

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 Розробка технології виплавки сталі марки 40
в сталеплавильному агрегаті безперервної дії з
доведенням на установу п'яч-ківч

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1369-С
спеціальності 136 „Металургія“

(код і назва спеціальності)

освітньої програми 136 „Металургія“

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

Хвостов Владислав Русланович

(ініціали та прізвище)

Керівник проф. д.т.н., с.н.с. Прутько В.В.

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

Рецензент к.т.н., доц. Березина О.В.

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

Запоріжжя
2022

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра _____ Металургії _____
Рівень вищої освіти _____ Бакалавр _____
Спеціальність _____ 136. "Металургія" _____
(код та назва)
Освітня програма _____ 136. "Металургія" _____
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри _____

« _____ » _____ 20 _____ року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Хвостов Владислав Юсифович

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) _____

Розробка технології випавки сталі марки Ст40 в сталевидному агрегаті безперервної дії з доведенням на установці кіч-ківен керівник роботи _____

Прущуків Р.В. проф., у.ч.н.

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчесь звання)

затверджені наказом ЗНУ від «17» 01 2022 року № 90-С

2 Строк подання студентом роботи _____ 10.06.2022

3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологію випавки конструкційної якісної булярової сталі в умовах електросталевидного агрегату. Визначити закономірності сучасних технологій виробництва. Науково-методична література, авторські свідоцтва.

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Резюме. Вступ. Завдання. Розрахунок та опис кіч, розрахунок шунти для випавки сталі марки Ст40 у сталевидному агрегаті безперервної дії. Технологічні частини. Висновки. Перелік джерел посилаєнь

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) Розділ 1, розділ 2, розділ 3, розділ 4 - креслень.

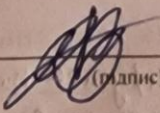
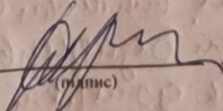
6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1. Загальна частинка	прор. Прутков В.В.		
2. Розрахунок маси шкелі	прор. Прутков В.В.		
3. Розрахунок шкелі для виливки сталі марки Ст40 у сталевий виливний апарат безперервної дії	прор. Прутков В.В.		
4. Технологічна частинка	прор. Прутков В.В.		

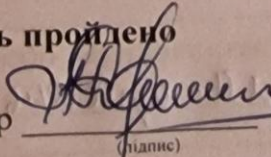
7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1.	Вступ, Резюме		
2.	1. Загальна частинка		
3.	2. Розрахунок маси шкелі		
4.	3. Розрахунок шкелі для виливки сталі марки Ст40 у сталевий виливний апарат безперервної дії		
5.	4. Технологічна частинка		
6.	Григоріанська частинка		

Студент  (підпис) В.Р. Івасюк (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту)  (підпис) В.В. Прутков (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) О.Ф. Курченко (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 67 с., 18 табл., 5 рис., 27 джерел.

ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ЦЕХ, КОНСТРУКЦІЙНА СТАЛЬ, СТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ АГРЕГАТ БЕЗПЕРЕРВНОЇ ДІЇ, САБД, ПІЧ-КІВШ, ВАКУУМАТОР, МБЛЗ, РОЗЛИВКА, ЗАГОТОВКИ

Тема роботи: Розробка технології виплавки сталі марки 40 в сталеплавильному агрегаті безперервної дії з доведенням на установці піч-ківш.

Мета роботи – розробити технологію виплавки сталі марки 40 з доведенням плавки на установці піч-ківш.

У розділі «Загальна частина» обґрунтована доцільність проектування електросталеплавильного цеху; наведений вибір сортаменту марок сталей, що виплавляються; визначена кількість електропечей; обраний електричний режим; обґрунтована тривалість плавки; розрахована кількість обладнання; наведений опис головної будівлі цеху і прольотів та опис основних вузлів сталеплавильних агрегатів.

У розділі «Розрахунок та опис печі» наведена конструкція сталеплавильного агрегату безперервної дії та розраховані геометричні параметри сталеплавильного агрегату безперервної дії.

У розділі «Розрахунок шихти для виплавки сталі марки ст40 у сталеплавильному агрегаті безперервної дії» проведений розрахунок матеріального балансу плавки.

У розділі «Технологічна частина» проаналізовані властивості і призначення сталі; представлений вплив легуючих елементів на властивості сталей; порядок введення легуючих елементів; проаналізовані фізико-хімічні основи виплавлення конструкційної сталі відповідального призначення та наведений огляд відомих способів виробництва сталі.

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

ЗМІСТ

ВСТУП.....	8
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	11
1.1 Обґрунтування доцільності проектування електросталеплавильного цеху.....	11
1.2 Вибір сортаменту марок сталей, що виплавляються.....	14
1.3 Визначення кількості електропечей.....	14
1.4 Вибір електричного режиму.....	17
1.5 Обґрунтування тривалості плавки.....	18
1.6 Розрахунок кількості обладнання.....	18
1.6.1 Розрахунок кранів у цеху та їх вантажопідйомності.....	18
1.6.2 Розрахунок кількості ковшів.....	20
1.6.3 Розрахунок кількості вакууматорів.....	21
1.6.4 Розрахунок кількості УПК.....	21
1.7 Опис головної будівлі цеху і прольотів.....	22
1.7.1 Шихтовий проліт.....	22
1.7.2 Пічний проліт.....	23
1.7.3 Розливальний проліт.....	24
1.7.4 Ділянка термічної обробки сталі.....	25
1.7.5 Ділянка відвантаження заготовок.....	25
1.8 Опис основних вузлів сталеплавильних агрегатів.....	26
1.8.1 Опис вакууматору.....	26
1.8.2 Опис машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).....	28
1.8.3 Опис агрегату ківш - піч (УПК).....	29
2 РОЗРАХУНОК ТА ОПИС ПЕЧІ.....	31
2.1 Конструкція сталеплавильного агрегату безперервної дії (САБД).....	32
2.2 Розрахунок геометричних параметрів сталеплавильного агрегату безперервної дії.....	34
3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ДЛЯ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МАРКИ СТ40 У СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМУ АГРЕГАТІ БЕЗПЕРЕРВНОЇ ДІЇ.....	39

4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	56
4.1 Властивості і призначення сталі.....	56
4.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталей.....	57
4.3 Порядок введення легуючих елементів.....	59
4.4 Фізико-хімічні основи виплавлення конструкційної сталі відповідального призначення.....	60
4.5 Огляд відомих способів виробництва сталі.....	61
4.5.1 Плавка сталі без окислення.....	61
4.5.2 Плавка сталі без дифузійного розкладання.....	63
ВИСНОВКИ.....	65
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ.....	66

ВСТУП

Металургійне виробництво виникло на зорі розвитку людського суспільства. Такі метали, як залізо, мідь, срібло, золото, ртуть, олово та свинець, знайшли промислове застосування ще до нашої ери.

У давнину залізо отримували над рідкому вигляді, а розм'якшеному пластичному стані в сиродутних горнах. Як паливо при його виготовленні використовували деревне вугілля. Шлак, що містить багато оксидів заліза, відокремлювали від заліза способом кування, видавлюючи його з криці губчастого заліза.

Внаслідок розвитку технології отримання заліза з руди, а саме збільшення висоти сиродутних горнів та удосконалення повітродувних пристроїв, що використовувалися для подачі дуття та спалювання палива, підвищувалася інтенсивність плавки та температура процесу. Таким чином, з'явилася можливість легшого відокремлення металу від шлаку внаслідок різних щільностей. Оскільки метал містив вуглець і в невеликих кількостях кремній та марганець, він виходив тендітним та непридатним для кування. Так вийшов чавун.

Спочатку чавун викидали, а потім почали вдруге переплавляти з рудою, одержуючи залізну крицю. Пізніше чавун навчилися переробляти у кричних печах. Так зародився ступінчастий спосіб виробництва заліза із руди. І лише у XIV ст. почали використовувати чавун для лиття готових виробів.

Технологія виплавки чавуну та виробництва сталі, удосконалювалася та розвивалася. Для виплавки чавуну навчилися виготовляти тверде паливо-кокс з кам'яного вугілля, сталі застосовувати нагріте дуття в доменному виробництві, плазмові печі для переробки чавуну на сталь, рідку сталь.

Навчилися отримувати без витрат додаткового тепла, використовуючи тепло, що виділяється при окисленні домішок чавуну.

Таким чином, поширений в сучасності двоступінчастий спосіб отримання сталі, часто складається з доменного процесу та різноманітних видів сталеплавильного переділу.

Металургія сучасної України до сьогодні продовжує переживати важкий період (близько 15 останніх років). Останніми роками спостерігається зниження виробництва всіх основних видів продукції галузі: чавуну, сталі, готового прокату. Різке зниження обсягів виробництва було зумовлено зниженням експорту сталевих продукції з різних політичних та економічних причин [1].

Економічні показники роботи чорної металургії були незадовільними. Середня рентабельність продукції становила трохи більше 1,1%.

Основною причиною, що призвела до незадовільних результатів роботи галузі, насамперед - свого часу, що випереджає зростання цін на продукцію та тарифів на послуги паливно-енергетичного комплексу та залізничного транспорту.

За останні роки значно знизилася ефективність використання основних фондів, трудових та матеріальних ресурсів на підприємствах галузі. Коефіцієнти використання виробничих потужностей знизилися приблизно 2 рази, а продуктивність праці 2,2 рази.

За останні роки чорна металургія України за середнім технічним рівнем виробництва та продуктивністю праці відставала від інших країн, у тому числі країн Східної Європи [2].

У зв'язку з цим головними напрямками розвитку чорної металургії мають бути докорінне поліпшення якості та розширення виробництва ефективних видів металопродукції при одночасному поліпшенні техніко-економічних показників роботи галузі загалом та окремих металургійних підприємств.

Для вирішення цих завдань необхідне вдосконалення проектних рішень, впровадження новітніх досягнень науки та техніки у галузі металургії, машинобудування, автоматизації та будівництва.

Проектування підприємств є завершальним етапом наукових досліджень та водночас першим етапом впровадження досягнень науки і техніки у виробництво та будівництво [3].

Особливістю проектування підприємства чорної металургії України є створення сучасних підприємств та цехів, які забезпечують найвищу

продуктивність праці за економічно обґрунтованої максимальної механізації та автоматизації процесу з метою всебічного полегшення умов праці.

Впровадження сталеплавильного агрегату безперервної дії дозволить збільшити продуктивність агрегатів, знизити експлуатаційні витрати, підвищити якість та знизити собівартість продукції, зменшити технологічні відходи, краще використовувати додаткові шихтові матеріали [4].

Після киснево-конверторного виробництва безперервне розливання сталі, без сумніву, стало найбільшим технологічним досягненням у сталеплавильному виробництві. Незважаючи на багато дрібних відмінностей, конструктивні основні особливості МБЛЗ зараз досить добре вивчені. Створення машин з криволінійним кристалізатором та криволінійною зоною вторинного охолодження зробило значний внесок у економію капітальних витрат на спорудження як власне МБЛЗ, так і будівель для них. Подальша економія капітальних витрат може бути досягнута внаслідок забезпечення високої гнучкості МБЛЗ – можливості отримання заготовок різних перерізів, яка може бути здійснена при розміщенні в лінії МБЛЗ прокатного обладнання для зміни перерізів заготовок, що отримуються [1].

Організаційно-економічні результати використання безперервного розливання сталі можна розділити на дві групи:

а) загальне підвищення ефективності виробництва металопродукції за рахунок різкого скорочення витрати рідкої сталі на одиницю готового прокату, деякого підвищення якості прокату, зниження експлуатаційних витрат та капіталовкладень у будівництво цехів із МБЛЗ;

б) можливість створення на базі МБЛЗ і прокатних станів принципово нового технологічного комплексу, що змінює все прокатне виробництво, що значно знижує обсяги необхідних капітальних вкладень, що ліквідує найдорожче металомістке обладнання та знижує експлуатаційні витрати.

Метою дипломного проекту є: розробка технології виплавки сталі марки 40 з доведенням плавки на установці піч-ківш.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Обґрунтування доцільності проектування електросталеплавильного цеху

Сьогодні, в 21 столітті, метал як був, так і залишився головним конструкційним матеріалом. І це незважаючи на бурхливий розвиток хімії, і технологій отримання пластмас і полімерів, найчастіше за деякими показниками значно кращі за «стандартні» матеріали. Високі механічні властивості та можливість переробки металу (переплаву) з практично повним відновленням властивостей, чого немає у пластмас, вигідно відрізняють метал від інших конструкційних матеріалів. Крім того, постійне підвищення якості металу та методів його обробки надовго забезпечать йому роль лідера серед конструкційних матеріалів [2].

В даний час ще значна частина сталі виплавляється в мартенівських цехах. Найбільш розвинені країни, такі, як Японія, Франція, Англія та Німеччина, до початку 90-х рр. н. ХХ століття повністю припинили виплавку сталі в мартенівських печах, а США мартенівський процес склав лише 5% від загального виробництва металопродукції. У більшості країн вся сталь виплавляється в електросталеплавильних цехах і лише незначна її частина в конвертерах [5]. Виробництво конвертерної сталі становить у деяких країнах 60-70%, а сталі виплавленої в електропечах не менше 30 - 40%. Таке ж співвідношення частки конвертерної сталі та частки електросталі, рекомендувалося на перспективу нашій країні виходячи з спеціально виконаних розробок. Згідно зі схемою розвитку гірничо-металургійного комплексу України, у 2016 році на МБЛЗ буде розлито близько 25 млн. тонн сталі, тобто 85% від її планованого виробництва [2].

Практично всі застосовувані в наш час способи виробництва сталі, є періодичними, циклічними і всі використовувані в даний час сталеплавильні агрегати (конвертери, мартенівські, електродугові, індукційні печі, вакуумного, плазмового, променевого та електрошлакового переплаву) є агрегатами періодичної дії, що мають істотний недолік .

Досвід багатьох виробництв показав, що заміна періодичних процесів безперервними дозволяє збільшити продуктивність агрегатів, знизити експлуатаційні витрати, підвищити якість та однорідність (стандартність) продукції, зменшити технологічні відходи, краще використовувати додаткові матеріали.

Успіхи в освоєнні технології безперервного розливання металу уможливили безперервно розлити десятки плавок, тисячі тонн сталі. Нові конструктивні рішення у проектуванні машин безперервного лиття заготовок, горизонтальних, вертикальних, роторних, з рухомим кристалізатором, радіальних та похилих, дозволяють вирішувати питання створення безперервної лінії: машин лиття заготовки (МБЛЗ) – прокатний стан.

Враховуючи, що процеси підготовки залізорудної сировини та виплавки чавуну вже є по суті безперервними процесами, вся схема металургійного виробництва, що включає підготовку сировини, виробництво чавуну, сталі, її розлив і прокатку, наближається до її переведення на безперервний процес.

Найбільші проблеми у своїй виникають у створенні безперервного сталеплавильного процесу. Завдання полягає в тому, щоб знайти зручну для практичного використання конструкцію сталеплавильного агрегату безперервної дії (САБД) та відпрацювати технологію виплавки сталі на такому агрегаті.

Технологічні схеми переділу, розроблені існуючі нині є переважно багатостадійні процеси. Вони метал переміщається з одного агрегату в інший або поступово перетікає з однієї частини агрегату в іншу, причому в кожній ємності або частині агрегату здійснюється одна або кілька технологічних операцій, наприклад: плавлення, дефосфорація, десульфюрація, окислення, розкислення та одностадійні процеси, в яких всі операції видалення домішок та перетворення, руди на чавун, а потім у сталь, вони протікають одночасно або майже одночасно. В одних із схем передбачається енергійне перемішування металу зі шлаком аж до створення розкисленої суспензії шлакових та металевих частинок, в інших, навпаки, передбачається такий поділ металевої ванни та шлакового шару,

У зв'язку з тим, що ринок вимагає сталі з досить високою якістю, у дипломному проекті передбачається розробка електросталеплавильного цеху з установкою в ньому САБД, що забезпечить значне зниження собівартості та однорідності первинної продукції, знизити експлуатаційні витрати, збільшити продуктивність агрегатів.

При виборі розташування цеху ми керуємося такими даними:

- можливість раціонального використання сировини, палива, енергії води, трудових ресурсів району;
- забезпечення будівництва цеху у нормативні терміни;
- досягнення оптимальних витрат на будівництво, виробництво та транспортування продукції;
- ринок збуту готової металопродукції

Керуючись цими вимогами, оптимальним місцем розташування цеху є завод («Дніпроспецсталь») [6]. У виборі розташування вирішальну роль відіграватиме транспортна розв'язка:

- Залізничний транспорт – постачання Україною та країнами ближнього зарубіжжя;
- Водний транспорт – постачання територією України та країнами далекого зарубіжжя.
- добре налагоджена сировинна база: заводи - ЗФЗ, Запоріжвогнетрив, Запоріжжкокс, ЗТМК, тощо.
- Висококваліфікована робоча сила: металургійні ВНЗ, технікуми, училища.

Доцільність установки МБЛЗ: отримуємо високоякісну сталь за рахунок вакуумації, можливість підвищити вихід придатного металу.

Наявність установки піч-ківш (УПК): дозволяє розвантажити основне обладнання, внаслідок чого відбувається збільшення його продуктивності.

Доцільність САБДа: знижується витрата енергоносіїв за рахунок повнішого контакту шихтових матеріалів з газами, передбачається мати витрату електроенергії порядку 400-450 кВт/год.

1.2 Вибір сортаменту марок сталей, що виплавляються

Останнім часом гостро стоїть проблема виробництва високоякісних сталей за низьких цін. Собівартість металопродукції головним чином залежить від статей витрати під час виробництва цієї продукції. Щоб знизити статті витрати необхідно знайти оптимальну апаратурно-технологічну схему для даної металопродукції. Проектований цех спеціалізується на виробництві конструкційних марок сталі. Для виробництва конструкційних марок сталей найкращим апаратурним насиченням сталеплавильного цеху будуть: САБД, УПК, вакууматор, МБЛЗ тощо [7]. Поєднання високої питомої продуктивності, одиничної потужності агрегатів, що не вимагає зовнішніх джерел енергії, простота обслуговування, автоматизація та технологічність процесу, та низка інших позитивних факторів, що поєднуються в агрегатах безперервної дії, призведе до значного зниження собівартості металу з одночасним покращенням за якістю. Завдяки цьому продукція стане конкурентоспроможнішою як на Україні, так і на світовому ринку, а це призведе до збільшення виробництва на підприємстві. У цеху, що проектується, передбачено виробництво п'яти основних марок сталі (таблиця 1.1).

Таблиця 1.1 - Сортамент марок сталей, що виплавляються в цеху, що проектується

№	Марка сталі	%	тис. тонн
1	ШХ15	20	50
2	20Х3	20	50
3	ЮЗ	25	62,5
4	Ст.40	30	75
5	X18H10T	5	12,5
Усього		100	250

1.3 Визначення кількості електропечей

Число робочої доби складається з наступних величин:

1. На капітальний ремонт йде 10 діб на рік.
2. За літературними даними стійкість стін становить 400 плавок, склепіння печі 800 плавок (1/2 терміну служби стін), заміну склепіння проводимо за 1 годину [8].

За таких умов поточний ремонт слід проводити через:

$$\frac{(400 \cdot 4,0 + 0,5)}{24} = 66,69 \text{ доби} \quad (1.1)$$

Тривалість ремонту 8 годин або 0,333 діб, отже, поточні ремонти займуть на рік:

$$\frac{365 - 20}{66,69 + 0,333} \cdot 0,333 = 1,71 \quad (1.2)$$

3. Простої через зміну та перепуск електродів. Можна прийняти, що зміну електродів (нарощування) проводять під час заправлення [9]. Перепуск електродів при дистанційному управлінні механічного затиску електродів можна виконати з дуже малою витратою часу: цей час можна включити до тривалості плавлення.

4. На позаплановий ремонт механічного та електричного обладнання сучасних механізованих печей слід відвести 2 доби.

5. Інші простої 5 діб.

Таким чином, кількість робочої доби становитиме:

$$365 - (1,71 + 2 + 5 + 20) = 336,29 \text{ діб} \quad (1.3)$$

Кількість плавок на 1 піч на добу:

$$24 : 4 = 6 \text{ плавок} \quad (1.4)$$

Усього з однієї печі отримаємо плавок на рік:

$$336,29 \cdot 6 = 2017,74 \text{ плавки} \quad (1.5)$$

Так як в рік буде здійснено 2017,74 плавки на одній печі, то 250 000 т. сталі можуть бути виплавлені в:

$$\frac{250000}{2017,74 \cdot 70 \cdot 0,98} = 1,8 \text{ печі} \quad (1.6)$$

де: 0,98 – вихід придатного металу;

70 - обсяг сталеплавильного ковша.

У роботі бере участь необхідна кількість печей, що дорівнює двом. Річна продуктивність двох САБД, розрахункова:

$$2 \cdot 70 \cdot 2017,74 = 282483,8 \text{ т/рік} \quad (1.7)$$

Річна продуктивність двох САБДів, фактична:

$$2 \cdot 70 \cdot 2017,74 \cdot 0,98 = 276833,93 \text{ т/рік} \quad (1.8)$$

Коефіцієнт використання потужності САБД, розрахунковий:

$$\frac{250000}{282483,8} 100\% = 88,50\% \quad (1.9)$$

Коефіцієнт використання потужності САБД, фактичний:

$$\frac{250000}{276833,93} \cdot 100\% = 90,31\% \quad (1.10)$$

1.4 Вибір електричного режиму

Від електричного режиму залежить електричні параметри електропiчної установки. Для того щоб визначити електричні параметри, будують робочі характеристики, що зображують залежність між силою струму I і такими параметрами, як напруга дуги $U_{д}$, споживана селективна потужність $P_{а}$, корисна потужність дуги $P_{пол}$ [10]. Електричний ККД $\eta_{ел}$, коефіцієнт потужності $\cos \phi$.

Розрахунок основних характеристик електричних параметрів електропiчної установки на період плавлення шихти та вибору оптимального режиму роботи, виконаний на персональному комп'ютері.

На підставі отриманих даних будуємо графік залежності електричних характеристик дугової електропечі на період плавки трансформатора 40 кВ [11].

З побудованого графіка, наведеного на рисунку 1.1, видно, що з САБД корисна потужність максимальна при силі струму 94209 А, потужність з мережі у своїй 42128 кВт, а втрати потужності становлять 16537 кВт.

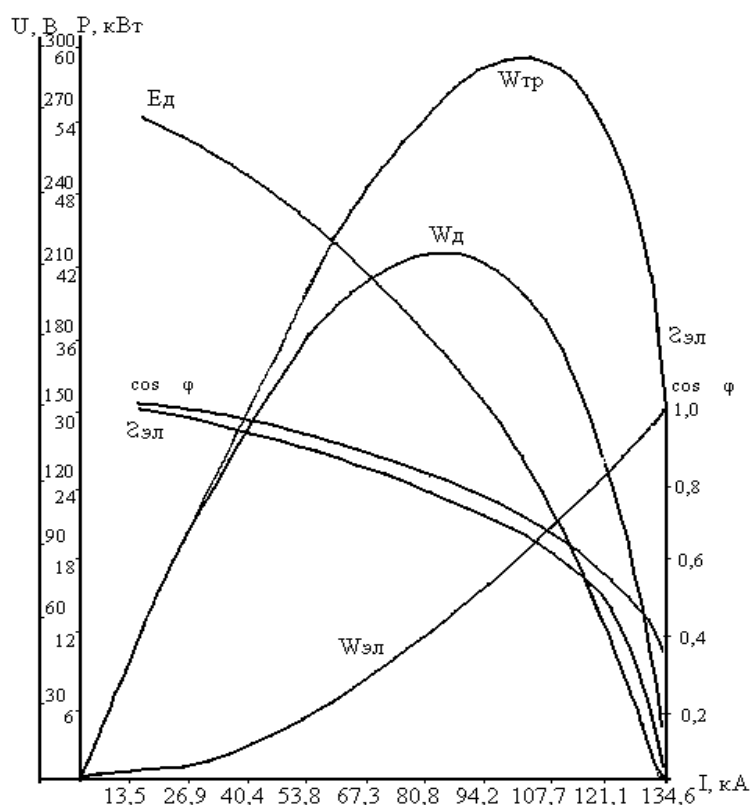


Рисунок 1.1 - Графік змін електричних характеристик пічного трансформатора потужністю 45 МВА

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

При силі струму 81 кА показники більш вигідні: $\cos \varphi = 0,82$; $\eta_{\text{ел}} = 0,78$; втрати потужності $W_{\text{ев,р}} = 12\ 150$ кВт. Для $I = 107$ кА, корисна потужність 36619 кВт буде отримана при $\cos \varphi = 0,65$, $\eta_{\text{ел}} = 0,63$, втрати потужності 21 600 кВт. Таким чином, видно, що працювати необхідно при режимі, що визначається лівою гілкою кривої.

1.5 Обґрунтування тривалості плавки

Процеси, які відбуваються у сталеплавильному агрегаті: розплавлення, окислення вуглецю, і навіть часткове рафінування від неметалевих включень у відстійниках, поєднані у часовому показнику, але розділені у просторовому.

З потужності силової установки (трансформатора), тривалість плавки з урахуванням всіх стадій від випуску до випуску становитиме 4 години.

1.6 Розрахунок кількості обладнання

1.6.1 Розрахунок кранів у цеху та їх вантажопідйомності

За літературними даними тривалість операцій, що виконуються завалочним краном, становить 15 хвилин [14].

Заборгованість крана на завалку двох печей становить:

$$15 \cdot 2 \cdot 6 = 180 \text{ хвилин} \quad (1.11)$$

т.к. завалки відбуваються з підвалками, приймаємо 1 підвалку на плавлення:

$$2 \cdot 180 \cdot 2 = 720 \text{ хвилин} \quad (1.12)$$

Заборгованість крана на нарощування електрода становить:

$$2 \cdot 6 \cdot 6 = 72 \text{ хвилини на плавку} \quad (1.13)$$

Заборгованість крана на зміну склепіння - 30 хвилин на плавку

При стійкості склепіння 1500 плавок складе:

$$\frac{800}{6 \cdot 2} = 66,7 \text{ хвилин} \quad (1.14)$$

Невраховані роботи становлять 300 хвилин.

Заборгованість крана на добу на подачу цегли для ремонту стін та склепіння становить 200 хвилин.

На зняття каркаса зі старою футеровкою та встановлення нового становитиме 60 хвилин.

Різні підсобні роботи становитимуть 50 хвилин.

Загалом заборгованість крана на ремонт печей складе:

$$200+60+50=310 \text{ хвилин} \quad (1.15)$$

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

Перезмінка становить 45 хвилин.

Загальна заборгованість крана на добу становитиме:

$$720+72+67+310+800+45=2014 \text{ хвилин} \quad (1.16)$$

Необхідна кількість кранів при завантаженості крана 1,1:

$$\frac{2014 \cdot 1,1}{24 \cdot 60} = 1,54 \text{ кранів} \quad (1.17)$$

Приймаємо необхідну кількість кранів, що дорівнює двом.

Завантаженість кранів складе:

$$\frac{2014 \cdot 1,1}{24 \cdot 60 \cdot 2} \cdot 100\% = 76,9\% \quad (1.18)$$

Вантажопідйомність крана для нормальної роботи – 250 т.

1.6.2 Розрахунок кількості ковшів

Ємність сталерозливного ковша 70 т з урахуванням збільшення обсягу печі рахунок вироблення футеровки.

$$n_n^c = \frac{n_{nl}^{\max} \cdot \tau_n}{1440} = \frac{18 \cdot 480}{1440} = 6 \text{ ковшів} \quad (1.19)$$

де: - n_{nl}^{\max} – кількість плавок на добу;

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

1440 – кількість хвилин на добу.

При стійкості футерування ковша 18 плавок, в ремонті за добу перебуватиме: $18:6=3$ ковша (1.20)

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

$$\frac{3 \cdot 10}{18} = 1,66 \text{ ковшів} \quad (1.21)$$

Приймаємо необхідну кількість ковшів два.

Для ремонту ковшів потрібна наявність у цеху ям для їх ремонту: один ківш повинен бути завжди в резерві для прийняття аварійної плавки [15].

З огляду на це необхідна кількість ковшів у прольоті складе:

$$6+2+1=9 \text{ ковшів} \quad (1.22)$$

1.6.3 Розрахунок кількості вакууматорів

Для поліпшення якості одержуваної сталі застосовуємо позапічне вакуумування. Проводимо вакуумацію 80% плавок, що складе:

$$250\,000 \cdot 0,8 = 200\,000 \text{ тонн/рік} \quad (1.23)$$

Тривалість вакуумування 15 - 20 хвилин, набір та скидання вакууму з наїздом кришки та встановленням ковша приймаємо 1 годину. Попередня підготовка до вакуумування та усунення наслідків становить 1 годину, тоді кількість вакууматорів становитиме:

$$\frac{250000 / 70 \cdot 2}{347 \cdot 24} \cdot 100\% = 86\% \quad (1.24)$$

З формули (1.65) випливає, що кількість вакууматорів, що задовольняють потреби цеху, що проектується, становить 1.

1.6.4 Розрахунок кількості УПК

УПК буде використовуватися на 100%, що становитиме:

$$250\,000 \cdot 1 = 250\,000 \text{ тонн/рік} \quad (1.25)$$

Тривалість обробки на УПК 45 хвилин, простой складають 1 годину, інші невраховані - 45 хвилин. Виходячи з даних, отримаємо:

$$\frac{250/70 \cdot 250}{347 \cdot 24} \cdot 100\% = 107,2\% \quad (1.26)$$

Виходячи з формули (1.67), отримуємо, кількість УПК, що використовуються в цеху, буде дорівнює двом.

1.7 Опис головної будівлі цеху і прольотів

Головна будівля цеху включає ділянки для складання та зберігання шихтових матеріалів, вогнетривів, феросплавів, електродів і шлакоутворюючих, проліт для виробництва сталі, ділянка з доведення сталі за хімічним складом - агрегат УПК, вакууматор, проліт розливу сталі у виливниці та МБЛЗ, а також ділянка термообробки та відвантаження заготовок [16].

ПЛАНУВАННЯ ЦЕХУ З ВЕЛИКОТОННАЖНИМИ ПЕЧАМИ

Електросталеплавильний цех з великовантажними електропечами складається з шихтового, пічного та розливного прольотів. Ширина прольотів по осі колон становить 24 – 30 м, висота до голівки підкранової рейки 16 – 24 м.

1.7.1 Шихтовий проліт

Для забезпечення заданої програми цеху щодобово потрібна велика кількість брухту, залізної руди, вапна, феросплавів та електродів.

Цими матеріалами цех постачають через шихтовий проліт. Для розміщення прокатного обрізу, привізного заліза - сталевих скрапу та магнезитового порошку побудовано заглиблені залізобетонні засіки. Феросплави зберігають у наземних засіках.

Шихту у проліт доставляють на вагонах із місцевого парку. Руду та вапно зберігають у відділенні сипучих, розташованому в окремій будівлі, і передають у цех у спеціальних бункерах, обладнаних секторними затворами. Перед доставкою в цех руду сушать у печі, що обертається у відділенні сипучих.

Бункера з рудою та вапном за допомогою мостових кранів шихтового прольоту встановлюють на балкон робочого майданчика пічного прольоту. Розвантаження магнітної шихти з вагонів та завантаження її в завантажувальні цебра здійснюють мульдомагнітним краном.

Для зважування шихти на кожен піч передбачено 150 кг ваги, платформа яких є частиною поперечного шляху. Завантажені цебра на самохідних візках по поперечних коліях під робочим майданчиком передаються до прорізів. Феросплави готують в окремій будівлі і в контейнерах, що саморозвантажуються, на залізничних платформах доставляють в цех.

Зберігання електродів організовано у торцях прольоту, у приміщеннях, обладнаних стелажми та тельферами. Уздовж прольоту укладено два паралельні шляхи.

Для покращення маневрових робіт, пов'язаних із розстановкою вагонів, передбачено два косі в'їзди. Зважування феросплавів та інших матеріалів проводиться на 15 кг електричних ваг.

1.7.2 Пічний проліт

У пічному прольоті встановлені великовантажні сталеплавильні агрегати типу САБД фірми WORCRA, що конструктивно нагадують варіативність електропечі типу ДСП-80, з двома додатковими робочими трактами (шихтовий, накопичувальний). Трансформаторні приміщення та пульти керування електропечами розміщені на робочому майданчику пічного прольоту. На кожні дві печі змонтовано верстат для згвинчування електродів. Висота робочого майданчика пічного пройдена над рівнем підлоги 8 м.

На балконі, що виходить в шихтовий проліт, розташовані печі для сушіння феросплавів, ваги мульдові, переносні бункера для шлакоутворюючих і розкислювачів, а також стелажі для мульд.

Проліт обладнаний мостовим краном вантажопідйомністю 250т та мульдозавалочними механізмами - вантажопідйомністю 20/3 т.

Для транспортування проб металу на хімічний аналіз використовують пневмопошту, тому на робочому майданчику передбачено кілька приймально-відправних станцій. Для випуску шлаку з електропечей під робочим вікном кожної печі встановлено шлакові хащі об'ємом 11 м³. Заповнені шлакові чаші за допомогою самохідних рейкових візків передаються під жолоб печі, звідки кранами розливу встановлюються на залізничні лафети і транспортуються на шлаковідвал. Подача та повернення завантажувальних кошиків здійснюється через отвори, розташовані між печами.

У торцевих прольотах встановлені шаблони для набору склепінь електропечей та є тупикові шляхи для постачання робочого майданчика матеріалами. Для вибивання використаних склепінь електропечей у торцях прольоту змонтовано спеціальні бункери з клиновими затворами, через які здійснюється навантаження відпрацьованої цеглини в думпкари.

1.7.3 Розливальний проліт

У розливному прольоті є два наскрізні залізничні колії, один з яких служить для збирання шлаку та сміття, інший - для розливання сталі на візках.

Розливний шлях розділений двома хрестовими з'їздами та одним в'їздом на чотири ділянки.

Уздовж колон споруджено чотири розливні майданчики заввишки 3,3 м, три з яких розраховані на одночасне встановлення двох складів максимальної довжини. У кожному торці прольоту розміщені: приміщення для монтажу шибєрних затворів, установка для їх сушіння та ділянки для приготування вогнетривких розчинів.

Сушіння ковшів проводиться на спеціальних стендах, обладнаних парасольками та газовими пальниками. Роботи, пов'язані з переміщенням шиберів та встановленням їх у сталерозливні ковші, виконуються збиральними (консольними) кранами вантажопідйомністю 5 т.

У прольоті змонтована вакуумкамера об'ємом 90м^3 , що передбачає вакуумування металу в ковші.

Для обслуговування прольоту встановлені мостові крани розливу вантажопідйомністю 250/70 т. Ремонт розливних ковшів проводиться в ямах, розташованих в торцях цеху.

Щоб уникнути зайвих перевантажень та полегшення умов руди робітників, вогнетривкі вироби доставляються в цех у спеціальних контейнерах, порошкові матеріали - у коробах з конусними затворами.

1.7.4 Ділянка термічної обробки сталі

Ділянка термообробки сталі, призначена для зниження енерговитрат підприємства під час виробництва товарного металу. Економія енергоресурсів полягає у посадці гарячекатаних металевих заготовок у колодязі термовідпалу. Таким чином, виключається стадія очікування при певних технологічних процесах, під час яких метал встигає охолонути і в деяких випадках одержати шлюб у вигляді тріщин. Відпалені заготовки складаються в термосі для повільного охолодження, де відбувається остаточне охолодження заготовок до заданих температурних параметрів, передбачених технологічною картою виробництва.

1.7.5 Ділянка відвантаження заготовок

Готовий товарний метал вантажиться на спеціальні залізничні платформи, які доставляють метал на склади, а у разі потреби до споживача. Усі операції, пов'язані з переміщенням вантажів, виконуються мостовими або збиральними кранами, що знаходяться на розливному прольоті. Вантажопідйомність розливного крана 250 тонн, збирального - 15 тонн.

1.8 Опис основних вузлів сталеплавильних агрегатів

1.8.1 Опис вакууматору

Використання вакууму для виплавки, очищення та обробки сталі та сплавів викликано тим, що у вакуумі зменшується або усувається можливість взаємодії їх із газами, які у звичайних умовах переходять у метал. Більше того, при достатньому зниженні тиску над металом, відбувається видалення газів, що вже містяться в ньому, а також кольорових металевих домішок і неметалевих включень. Виплавка сталі у вакуумі або обробка їх вакуумом поза плавильним агрегатом дозволяють отримувати метал, що задовольняє найвищим вимогам сучасної техніки. Зокрема, лише обробка вакуумом дозволила ефективно боротися із шкідливими металевими домішками у сталі. При вакуумуванні відбувається саморозкислення сталі зі зниженням вмісту вуглецю та кисню, що забезпечує одержання сталі з заданим хімічним складом. Спосіб позапічного вакуумування має високу ефективність, універсальність і відносну простоту. Використання позапічного вакуумування сталі, почалося порівняно недавно, але набуло широкого поширення в багатьох країнах світу [22]. Відомі такі способи вакуумування сталі:

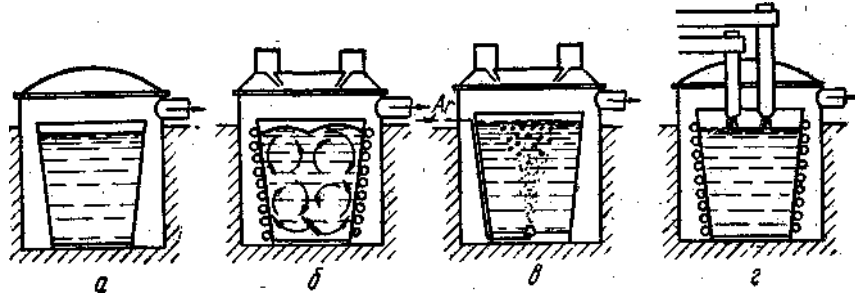
- у сталерозливному ковші;
- струминний;
- порційний;
- Циркуляційний.

Ківшеве вакуумування полягає в установці сталерозливного ковша з металом у герметично закритій вакуумній камері, в якій створюється розрядження. Недолік цього способу – порівняно низька ефективність та великі втрати тепла.

З метою підвищення ефективності процесу застосовують перемішування металу за допомогою інертного газу, що подається через пористу вогнетривку пробку в днище ковша.

Опис вакууматора при вакуумуванні в ковші:

Кришка закріплена на шарнірі та відкривається за допомогою електролебідки. Герметичність між корпусом камери та кришкою створюється за допомогою щільної гумової прокладки, що укладається у водоохолоджуваний кільцевий паз, що проходить по верхньому краю камери.



а - з витримкою ковша з металом у вакуумній камері;

б - з електромагнітним перемішуванням металу;

в - з продуванням газами;

г - вакуумування методом ASEA-SKEAT

Рисунок 1.2 - Схематичне зображення варіантів вакуумування металу у ковші

Зверху на півсферичній кришці є вікно спостереження. Ківш зі сталлю після випуску з печі поміщають у очищену та просушену камеру, закривають камеру та починають відкачування. Тривалість вакуумування визначається температурою остигаючого металу, стійкістю вогнетривких стопорних трубок, продуктивністю обладнання, що відкачує [23]. Перегрів металу в печі з урахуванням втрат тепла під час вакуумування прийнятний, оскільки пов'язаний з подовженням плавки, підвищенням вмісту газу в металі, з руйнуванням пічного футеровки.

Доцільно встановлювати потужні насоси, за допомогою яких скорочується час, необхідний зниження тиску від атмосферного до декількох міліметрів ртутного стовпа.

Відкачування газу з камери ведуть через трубопровід великого перерізу. Між камерою та насосами встановлені холодильники для охолодження газів та фільтри грубого очищення – масляні.

Ефективність вакуумної обробки сталі підвищується, якщо в печі проводити часткове розкислення марганцем і вуглецем, а кремній та алюміній сідати в ківш у другій половині витримки під вакуумом.

1.8.2 Опис машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ)

Пропозиція про організацію безперервного розливання сталі, була зроблена ще Г.Бессемером (так звана бесемеєрївська прокатка). Проте до реалізації цієї пропозиції минуло близько 100 років. У промисловості безперервне лиття металів і сплавів почали застосовувати у 30-х роках. ХХ століття, а стала вельми поширеною воно знайшло у середині 40-х гг [24].

Процес безперервного одержання зливоків або заготовок заснований на рівномірному переміщенні металу щодо зон заливання та кристалізації. Залежно від формують виливок пристроїв прийнято розрізняти [25]:

- безперервне лиття в жолоб (струм) між стрічками, що рухаються, або іншими рухомими формами (кристалізаторами) або безпосередньо у валки;
- безперервне лиття в нерухомий або хитний кристалізатор ковзання, з якого безперервно витягується злиток, що закристалізувався (заготівля).

На підприємствах важкого машинобудування, зайнятих проектуванням та виготовленням установок для безперервного розливання, агрегат загалом отримав назву – машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

На сучасних машинах одержують зливки або заготовки квадратного перерізу (блюми) зі стороною до 520 мм і прямокутного (сляби) шириною до 2500 мм. Крім того, на МБЛЗ отримують трубні заготовки для отримання балок, рейок і т. д. Усі машини можна умовно розділити на машини з вертикальним та криволінійним кристалізатором[26].

Найчастіше безперервним способом розливають сталь масового призначення. Широке поширення методу безперервного розливання обумовлено низкою переваг [27]:

- Скорочення (на 10 - 15%) витрати металу на 1т. придатного прокату внаслідок зменшення обрізу головної та донної частин зливка;

- скорочуються капітальні витрати на спорудження металургійного заводу, тому що виключаються пари виливниць, відділення для їх підготовки та вилучення з них злитків, виключаються великі дорогі прокатні стани блюмінги та слябінги, на яких зазвичай зливки обтискаються на заготівлі для подальшої прокатки;

- підвищується продуктивність праці, полегшуються умови праці та створюються передумови для повної автоматизації та механізації процесу розливання.

Вибираємо МБЛЗ похилого типу. Вона характеризується прямолінійною технологічною віссю, похилою до горизонту, подачею металу в похилий кристалізатор, що гойдається, через вертикальний або похилий глухдонний занурювальний стакан, відсутністю примусової деформації заготовки в машині.

На такій машині забезпечується досить висока якість поверхні та внутрішньої структури заготовок при швидкості розливу 0,8...1,3 м/хв. На слябах повністю відсутні зовнішні поздовжні та поперечні тріщини, що пояснюється особливістю формування заготовок у похилому кристалізаторі.

Порівняно з МБЛЗ іншого типу така машина має такі переваги:

- Збільшення швидкості витягування;
- зниження в 1,5...2 рази потужності електричного обладнання;
- зниження 1,5 2 рази загальної металоємності;
- скорочення в 1,5...2 рази капітальних витрат.

1.8.3 Опис агрегату ківш - піч (УПК)

Основними недоліками способів обробки металу в ковші є:

а) необхідність перегріву рідкого металу в плавильному агрегаті для компенсації падіння температури металу при обробці в ковші;

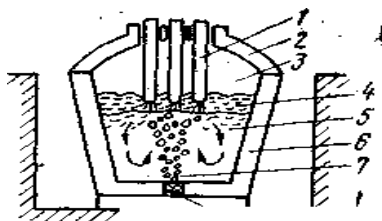
б) обмеженість впливу на метал (тільки десульфуратія або лише дегазація тощо).

Кращі результати на якість металу досягаються при використанні комбінованих, або комплексних способів. Для їх здійснення необхідно ускладнювати конструкцію ковша. Першим кроком до цього є заміна звичайного ковша, ковшем, що накривається футерованою кришкою (або ковшем зі

склепінням). Поступово, у міру вдосконалення та розвитку методів вторинної металургії, звичайні сталерозливні ковші замінюють допоміжними металургійними агрегатами, в яких відбувається очищення металу від шкідливих домішок та доведення металу до потрібного складу та температури. Після перебування в такому допоміжному агрегаті в багатьох випадках сталь виливається в звичайний сталерозливний ківш, з якого вже розливається на зливки або надходить на машину безперервного лиття заготовок.

Прикладом такого способу є ASEA-SKF-процес, що виник у 1964 р. у Швеції. Установка перевозиться на візку і є вакуумним ківшем зі змінними склепіннями. Нагрів металу здійснюється за допомогою трьох графітових електродів, що опускаються через один із склепінь ковша. Перемішування металу в ковші здійснюється за допомогою індуктора, розташованого зовні ковша. Зазвичай ківш забезпечений двома склепіннями - вакуумним, що встановлюється при вакуумуванні, і простим, що встановлюється при підігріві металу.

Тривале перемішування металу під високоосновними шлаками і вакуумом дозволяє отримувати метал з дуже низькими концентраціями сірки і газів. Використання високоактивних основних шлаків пред'являє особливі вимоги до вогнетривких матеріалів.



1 - шлакова лінія, основні цеглини; 2 - глиноземисті цеглини, що містять 40 - 42% Al_2O_3 ; 3 - високоглиноземна цегла, що містять 80 - 85% Al_2O_3 ; 4 - гніздо із високоглиноземистих блоків; 5 – шибєрний затвор.

Рисунок 1.3 - Типове футерування ковша при ASEA - SKF-процесі на заводі «Firth Brown» (США)

2 РОЗРАХУНОК ТА ОПИС ПЕЧІ

Майже всі методи виробництва сталі, є методами перервними, циклічними. Існуючі нині сталеплавильні агрегати (конвертери, мартенівські, електродугові, індукційні печі і т. д.) є агрегатами періодичної дії. Досвід багатьох виробництв показав, що заміна уривчастого процесу безперервним дозволяє збільшити продуктивність, знизити експлуатаційні витрати, підвищити якість та однорідність (стандартність) продукції, зменшити технологічні відходи, ефективніше використовувати додаткові матеріали.

Сумежні зі сталеплавильним виробництвом (виробництво чавуну, прокатне виробництво) близькі до того, щоб процеси у них сталі безперервними. Сучасна технологія дозволяє здійснювати безперервне розливання багатьох десятків плавок, тисяч тонн сталі, близькі до успіху спроби створення безперервної лінії: безперервне розливання сталі - прокатний стан.

Враховуючи, що процеси підготовки залізородної сировини (агломерація та приготування котунів) вже є по суті безперервними процесами, вся схема металургійного виробництва, що включає підготовку сировини, виробництво чавуну, виробництво сталі і прокатку, близька до переведення на безперервний процес.

Найбільші проблеми у своїй мають місце у створенні безперервного сталеплавильного процесу. Завдання полягає в тому, щоб знайти зручну для практичного використання конструкцію сталеплавильного агрегату безперервної дії (САБД) та відпрацювати технологію виплавки сталі на даному агрегаті. Поки що на практиці вирішити це завдання не вдалося.

Основні проблеми, що виникають при розробці конструкції САБДа, можна розділити на дві групи:

а) технологічні, які у необхідності організувати одночасне видалення з чавуну дуже різномірних за своїми термохімічними властивостями елементів: видалення вуглецю необхідні окисна атмосфера, залізисті шлаки, достатній рівень перегріву металу; для видалення фосфору бажано мати залізисто-вапняні шлаки

та помірні температури; для видалення сірки бажано домагатися енергійного перемішування основного шлаку з металом при досить високому рівні нагрівання ванни, а вміст оксидів заліза в шлаку і кисню в металі при цьому має бути мінімальним; для видалення кремнію необхідно мати окисну атмосферу та залізистий шлак; для отримання необхідного ступеня розкислення металу, навпаки, потрібно мати мінімальну окиснення шлаку і т. д.;

б) конструктивні, які у необхідності створення агрегату, який би забезпечував виконання необхідних технологічних операцій у необхідній послідовності. При цьому одночасно необхідно забезпечити високу стійкість і агрегату в цілому і окремих його елементів в умовах високих температур і безперервної роботи за відсутності навіть короточасних зупинок для профілактичного ремонту футерування, для ремонту конструкцій і т.д.

2.1 Конструкція сталеплавильного агрегату безперервної дії (САБД)

Сьогодні є сотні пропозицій різних конструкцій САБДів та технологій виплавки в них сталі. Можна дати таку умовну класифікацію безперервних сталеплавильних процесів:

а) з організації процесу:

1) процеси з поділом операції на ряд стадій (багатостадійні процеси); при цьому в кожній ємності або частині агрегату проводиться одна або кілька технологічних операцій: дефосфорація, десульфурація, розкислення тощо;

2) одностадійні, коли всі операції видалення домішок та перетворення чавуну на сталь протікають одночасно або майже одночасно;

б) по конструкції агрегату:

1) ведення операції на поду;

2) ведення операції таким чином, що метал, шлак, додаткові матеріали знаходяться у зваженому, розпорошеному стані;

в) з організації технології:

1) шлак рухається разом із металом в одному з ним напрямку;

- 2) шлак і метал рухаються щодо один одного за принципом протитечії;
 г) за складом шихтових матеріалів:
- 1) лише з рідкого чавуну;
 - 2) з чавуну та брухту (скрапу);
 - 3) із чавуну та металізованих залізорудних матеріалів;
 - 4) тільки з брухту, який безперервно подається та плавиться;
 - 5) лише з металізованих залізорудних матеріалів.

Однією з перших пропозицій щодо організації багатостадійного процесу з використанням проміжних ємностей, була пропозиція Г.П. Ірпінь.

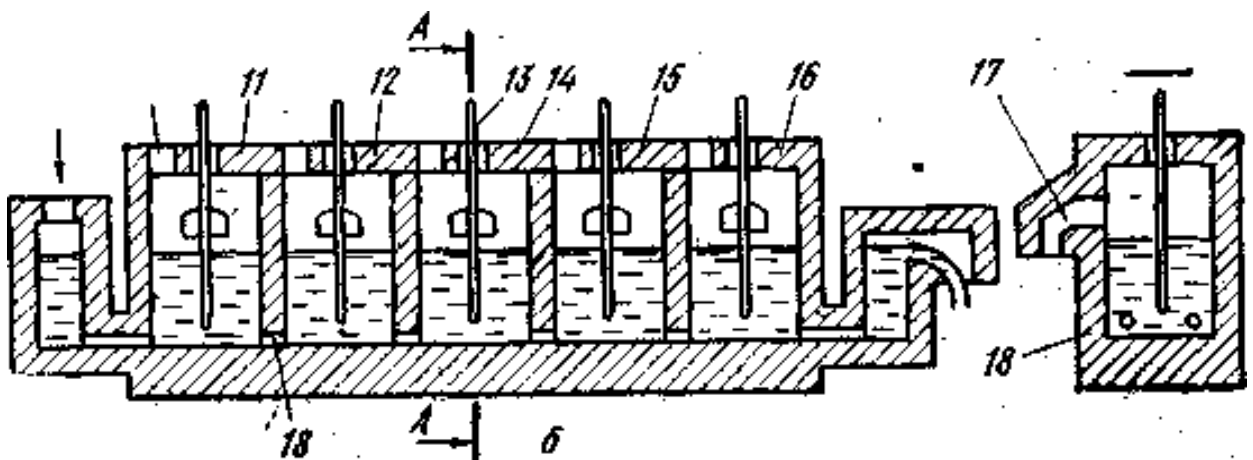


Рисунок 2.1 – Схема сталеплавильного агрегату безперервної дії Г.П.Іванцова

У схему процесу було покладено два принципи: поділ процесу одержання сталі на послідовні технологічні операції та безперервність усіх операцій. Технологічна схема ланцюга апаратів передбачає як можливість переробки чавуну безпосередньо з доменного цеху, і переплаву брухту у вагранці.

Одночасно робляться спроби організувати процес, при якому сталь могла б виходити безперервно не з чавуну, а безпосередньо з руди, минаючи етап доменної плавки.

Один із таких агрегатів зображений на рисунку 2.2.

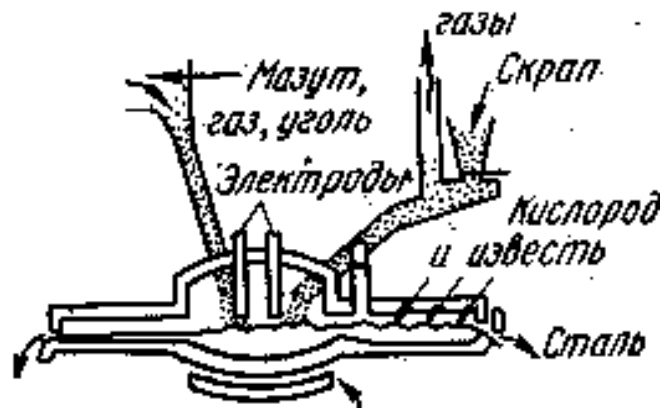


Рисунок 2.2 - Сталеплавильний агрегат безперервної дії типу WORCRA

Металізовані залізорудні котуни, а також металевий брухт безперервно подаються в агрегат, необхідна температура в якому підтримується за рахунок тепла електричних дуг, тепла реакцій окислення домішок, а також тепла, що виділяється при згорянні палива, завантаженого разом з котуни. Через ряд фурм у правій стороні подається кисень разом із порошкоподібними флюсами (вапном). Динамічний вплив киснево-порошкових струменів змушує метал із більшою швидкістю рухатися у напрямку середини печі. Агрегат працює за принципом протитечії: збагачений шкідливими домішками шлак безупинно йде з лівого боку печі, тоді як сталь випускають у правій стороні (там, де за допомогою киснево-порошкового струменя наводиться чистий шлак). Ця схема отримала назву WORCRA-процес.

У схемі використовується принцип протитечії металу і шлаку. Цей принцип широко використовується у різних варіантах конструкцій САБД.

2.2 Розрахунок геометричних параметрів сталеплавильного агрегату безперервної дії

Сучасна електросталеплавильна установка – це комплекс нерозривно пов'язаних агрегатів (металургійного та електричного). Під металургійним агрегатом слід розуміти електропіч, під електричним агрегатом – пічний трансформатор.

Правильно спроектована електросталеплавильна установка повинна забезпечити високу продуктивність, низьку питому витрату електроенергії, вогнетривів та електродів, високу стійкість футерування, хороші умови протікання металургійних процесів. Сучасна електросталеплавильна установка має бути обладнана газоочисним пристроєм. У той же час електропід має бути достатньо надійною в конструктивному відношенні та зручною в обслуговуванні.

Правильний вибір форми та розмірів ванни та плавильного простору - запорука високої продуктивності печі та гарної стійкості футерування.

Плавильним простором, або робочим об'ємом печі, називається внутрішній об'єм печі, обмежений вогнетривкою кладкою.

Ванна є частиною робочого об'єму або плавильного простору, в якому знаходяться розплавлений метал і шлак. Вона знаходиться нижче рівня порога робочого вікна. Форма ванни печі зазвичай сфероконічна, з ухилом конічної частини 450С, що забезпечує хороші умови випуску плавки та заправки печі [12].

Основні розміри печі визначаються номінальною вагою плавки Р.

Необхідний об'єм ванни:

$$V_B = V_1 + V_2 + V_3 = 10 + 1 + 5 = 16 \text{ м}^3 \quad (2.1)$$

де $V_1 = 10 \text{ м}^3$ $V_2 = 1 \text{ м}^3$ - обсяг відповідно металу та шлаку;

$V_3 = 5 \text{ м}^3$ - додатковий обсяг на перевантаження печі та кипіння металу, (т.к. шихта високоякісно пакетована).

Розрахунковий обсяг ванни:

$$V_p = V_1 + V_2 = 10 + 1 = 11 \text{ м}^3 \quad (2.2)$$

Значення α (розрахунковий коефіцієнт), розраховується залежно від прийнятого значення М, і коливається від 8 для малих печей, до 24 - для надвеликих.

Для М = 5,5:

$$\alpha = 0,705 \cdot 5,5^2 - 1,255 \cdot 5,5 + 0,742 = 15,17 \quad (2.3)$$

Глибина ванни:

$$H = \sqrt[3]{\frac{V_B}{\alpha}} = \sqrt[3]{\frac{16}{15,17}} = 1,018\text{ м} \quad (2.4)$$

З конструктивних міркувань приймаємо:

$$H_1 = 0,8 \cdot H = 0,8 \cdot 1,018 = 0,81\text{ м} \quad (2.5)$$

$$H_2 = 0,2 \cdot H = 0,2 \cdot 1,018 = 0,20\text{ м} \quad (2.6)$$

Глибина укосів над рівнем порога робочого вікна H_3 приймається 0,20 м. (тому що піч велика).

Приймаємо $H_3 = 20\text{ м}$.

Діаметр дзеркала ванни:

$$D_1 = M \cdot H = 5,5 \cdot 1,018 = 5,60\text{ м} \quad (2.7)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення відкосів та стін:

$$D = D_1 + 2 \cdot H_3 = 5,6 + 2 \cdot 0,2 = 6\text{ м} \quad (2.8)$$

Діаметр сферичної частини ванни:

$$D_3 = H \cdot (M - 1,6) = 1,018 \cdot (5,5 - 1,6) = 3,97\text{ м} \quad (2.9)$$

Товщина футерування подини H_4 на печах місткістю 25 т і більше передбачається встановлення пристрою для електромагнітного перемішування металу в печі. В цьому випадку товщина подини зменшується на 15...30% [13].

$$H_4 = 0,85 \cdot H = 0,85 \cdot 1,018 = 0,87\text{ м} \quad (2.10)$$

У електропечах, що діють, висота плавильного простору приймається

$$K = 2,1 \dots 2,2 \cdot H \quad (2.11)$$

$$K = 2,1 \cdot H = 2,1 \cdot 1,018 = 2,14 \text{ м} \quad (2.12)$$

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

$$H_5 = 0,09 \cdot D_1 = 0,09 \cdot 5,6 = 0,504 \text{ м} \quad (2.13)$$

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

$$L = K + H_5 = 2,14 + 0,504 = 2,604 \text{ м} \quad (2.14)$$

Ширина робочого вікна A приймається $0,25$ діаметра дзеркала ванни для великих печей:

$$A = 0,26 \cdot D_1 = 0,26 \cdot 5,6 = 1,456 \text{ м} \quad (2.15)$$

Висота робочого вікна коливається від $0,6$ до $0,7$ його ширини:

$$B = 0,6 \cdot A = 0,6 \cdot 1,456 = 0,874 \text{ м} \quad (2.16)$$

Внутрішній діаметр кожуха печі:

$$D_4 = D + 2 \cdot \delta_1 = 6 + 2 \cdot (0,075 + 0,460) = 7,07 \text{ м} \quad (2.17)$$

де: δ_1 - максимальна товщина теплоізоляційного та вогнетривкого шару футеровки, що залежить від садка печі.

Таблиця 2.1 - Товщина теплоізоляційного та вогнетривкого шару

Товщина шару	Садка печі		
	≤ 20	20...50	≥ 50
Теплоізоляційний, м	0,075*	0,075	0,075
Вогнетривкий, м	0,230	0,345	0,460

*Шамот - легковага на плашку + азбест листовий.

Товщина стінки кожуха печі δ_2 приймається рівною $1/200 D_4$

$$\delta_2 = \frac{D_4}{200} = \frac{7.07}{200} = 0.035 \text{ м} \quad (2.18)$$

Зовнішній діаметр кожуха печі

$$D_5 = D_4 + 2 \cdot \delta_2 = 7.07 + 2 \cdot 0.035 = 7.14 \text{ м} \quad (2.19)$$

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

$$D_2 = D + 2 \cdot (K - H_3) \cdot 0.1 = 6 + 2 \cdot (2.14 - 0.2) \cdot 0.1 = 6.388 \text{ м} \quad (2.20)$$

Товщина склепіння δ_3 приймається залежно від місткості печі:

при $P < 25$ т $\delta_3 = 0,230 \text{ м}$; при $P = 25 \dots 100$ т $\delta_3 = 0,300 \text{ м}$

при $P > 100$ т $\delta_3 = 0,460 \text{ м}$

Товщина склепіння приймається рівною 460 мм при $P > 100$ т. В даний час поширені печі з циліндроконічним кожухом. Це дозволяє збільшити кут нахилу стін печі і тим самим підвищити термін служби футерування.

Для прискорення поточного ремонту печі її кожух робиться із двох частин: верхньої – знімної та нижньої – стаціонарної.

Наявність запасної знімної частини протягом 2 - 4 год дозволяє замінити зношені стіни новими.

Для визначення розмірів печі з циліндроконічним кожухом значення: D_1 , D_2 , D_3 , H , H_1 , H_2 , H_3 , H_4 , H_5 , A , B , δ_1 , δ_2 , δ_3 , L визначаються так само, як для печі з циліндричним кожухом.

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

$$K' = 0,55 \cdot K = 0,55 \cdot 2,14 = 1,177 \text{ м} \quad (2.21)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення стін та п'ят склепіння печі з циліндроконічним кожухом:

$$D'_2 = D + 2 \cdot (K - H_3) \cdot \operatorname{tg} \beta = 6 + 2 \cdot (2.14 - 0.2) \cdot \operatorname{tg} 25^\circ = 6 + 2 \cdot 1.94 \cdot 0.364 = 7.412 \text{ м} \quad (2.22)$$

Значення β коливається не більше 20...250.

Товщина теплоізоляційного та вогнетривкого шару футерування в циліндричній частині кожуха печі приймається рівною (0,6 - 0,8) δ_1

$$\delta'_1 = 0,7 \cdot \delta_1 = 0,7 \cdot 0,535 = 0,375 \text{ м} \quad (2.23)$$

Максимальний зовнішній діаметр кожуха печі:

$$D'_5 = D'_2 + 2 \cdot \delta'_1 + 2 \cdot \delta_2 = 7.412 + 2 \cdot 0.375 + 2 \cdot 0.035 = 8.232 \text{ м} \quad (2.24)$$

Висота нижньої циліндричної частини кожуха печі визначається конструктивно. При цьому необхідно забезпечити надійність роботи футерування печі та мінімальну витрату вогнетривких матеріалів.

У трифазній дуговій печі електроди розташовуються по вершинах рівностороннього трикутника. Діаметр кола, що проходить через центри електродів, називають діаметром розпаду електродів - D_p .

Відношення діаметра розпаду електродів до діаметра дзеркала ванни рекомендується для малих печей рівним 0,25, для середніх та великих – 0,3. у нашому випадку:

$$D_p = 0.3 \cdot D = 0.3 \cdot 6 = 1.8 \text{ м} \quad (2.25)$$

Приймаємо $D_p = 1,8 \text{ м}$.

Діаметр електрода вибираємо $D_{\text{ел}} = 500 \text{ мм}$.

Діаметр отвору у склепінні- D_0 приймається більше діаметра електрода на 40 - 60 мм.

$$D_0 = 500 + 50 = 550 \text{ мм} \quad (2.26)$$

3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ДЛЯ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МАРКИ СТ40 У СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМУ АГРЕГАТІ БЕЗПЕРЕРВНОЇ ДІЇ

Розрахунок шихти на виплавку сталі ст. 40 у відкритій дуговій електропечі з основною футеровкою, проводиться для ознайомлення з методикою розрахунку, а також з метою визначення кількості шлаку та його компонентів для окисного та відновлювального періодів плавки, необхідної кількості легуючих добавок та розкислювачів та отримання металу заданого хімічного складу.

Хімічний склад сталі СТ40 за ГОСТом і прийнятий до розрахунку таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Хімічний склад сталі

Хімічний склад сталі	вміст елементів, %									
	C	Mn	Si	Mo	V	Cr	W	Ni	S	P
По ГОСТ нижня межа	0,37	0,50	0,17			0,00		0,00	0,00	0,00
По ГОСТ верхня межа	0,45	0,80	0,37			0,25		0,30	0,04	0,03
Прийнятий для розрахунку	0,40	0,65	0,30			0,15		0,20	0,025	0,025

Розкислювачі та легуючі необхідні для виплавки сталі ст. 40 наведено у таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 - Хімічний склад розкислювачів та легуючих добавок

Найменування	Марка	Хімічний склад, %										
		C	Si	Mn	Cr	Mo	V	W	Ni	Al	S	P
Феросиліцій	Ф75л		78		0,3					1,5	0,02	0,05
Феромарганець	ФМН1.0	1	2	85							0,03	0,3
Феровольфрам	ФВ70											
Ферованадій	ФВд75б											
Ферохром	ФХ004А	0,04	1,5		68					0,3	0,03	0,02
Нікель	Н-4	0,15							97		0,00	0,04
Феромолібден	ФМо60											

Як шихтові матеріали використовується сталевий брухт і чавун у співвідношенні 85:15, хімічний склад яких наведено в таблиці 3.3.

Розрахунок провадиться на 100 кг завалки. Шихта складається з розрахунку отримання наприкінці окисного періоду вуглецю на 0,03%.

Таблиця 3.3 - Хімічний склад сталевих брухту та чавуну

Шихтовий матеріал	Вміст, %				
	C	Mn	Si	S	P
				не більше	
Сталевий брухт	0,55	0,25	0,3	0,035	0,03
Чавун	4,1	0,6	0,75	0,04	0,25

Кількість вуглецю, що випадає за окисний період приймаємо 0,2.

Визначення необхідної кількості вуглецю в шихті:

$$[C]_{\text{Зав.}} = [C]_{\text{Н.ПРЕДЕЛ}} + [C]_{\text{КИП}} - [C]_{\text{НАУГ}} - 0,05 = 0,37 + 0,2 - 0,03 - 0,05 = 0,49\% \quad (3.1)$$

де - 0,05% вуглецю, взаємодіє з окалиною шихти.

Визначаємо вміст елементів у завалці:

$$[C] = (85 \cdot 0,55 + 15 \cdot 4,1) / 100 = 1,08\% \quad (3.2)$$

Оскільки у завалці вміст вуглецю більше 0,49%, додаткового науглецювання проводиться, нічого очікувати.

$$[Mn] = (85 \cdot 0,25 + 15 \cdot 0,6) / 100 = 0,303\% \quad (3.3)$$

$$[Si] = (85 \cdot 0,3 + 15 \cdot 0,75) / 100 = 0,368\% \quad (3.4)$$

$$[S] = (85 \cdot 0,035 + 15 \cdot 0,04) / 100 = 0,036\% \quad (3.5)$$

$$[P] = (85 \cdot 0,03 + 15 \cdot 0,25) / 100 = 0,063\% \quad (3.6)$$

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

ОКИСЛЮВАЛЬНИЙ ПЕРІОД ПЛАВКИ

Зміна хімічного складу металу за окисний період наведено у таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 – Зміна хімічного складу металу за окисний період

Окислювальний період	вміст елементів, %				
	C	Mn	Si	P	S
Завалка	1,083	0,303	0,368	0,063	0,036
Видалено	0,866	0,227	0,368	0,050	0,009
Метал кінця окис. періоду	0,217	0,076	0,000	0,013	0,027

Визначаємо кількість шлаку, руди та вапна.

Приймаємо склад шлаку окисного періоду:

CaO – 45%, FeO – 15%, SiO₂- 10%

При даному хімічному складі шлаку коефіцієнт розподілу фосфору може бути прийнятий:

$$\eta = \frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = 10^4 \quad (3.7)$$

$$\text{Тоді, кількість } (P_2O_5)_{\text{шл}} = \frac{\Delta[P] \cdot 142}{62} = 0,115\% \quad (3.8)$$

Допустимий вміст п'ятиокису фосфору в шлаку:

$$(P_2O_5)_{\text{дон}} = \eta \cdot [P]^2 = 10000 \cdot [0,013]^2 = 1,588\% \quad (3.9)$$

Кількість шлаку необхідна для дефосфорації металу до заданих значень:

$$U_1 = \frac{(P_2O_5)_{\text{шл}}}{(P_2O_5)_{\text{дон}}} = \frac{0,115 \cdot 100}{1,588} = 7,27 \text{ кг} \quad (3.10)$$

Розраховуємо кількість кисню, необхідне окислення домішки, приймаємо, що 75% вуглецю окислюється до CO, решта до CO₂. Результати розрахунку зведено у таблиці 3.5.

Таблиця 3.5 - Розрахунок кількості кисню, необхідного для окиснення домішок

Елемент	Окисл., %	По реакції	Необхідна кількість кисню, кг.	Кількість продуктів реакції, кг.	Примітка
C	0,866 CO ₂ -0,2165 CO-0,6495	C+0,5O ₂ =CO C+O ₂ =CO ₂	0,2165 · 32/12 = 0,577 0,6495 · 16/12 = 0,866	0,2165 · 44/12 = 0,794 0,6495 · 28/12 = 1,516 Σ = 2,309	Переходить у газоподібну газову фазу
Si	0,368	Si+O ₂ =SiO ₂	0,368 · 32/28 = 0,420	0,368 · 60/28 = 0,788	
Mn	0,227	Mn+0,5O ₂ =MnO	0,227 · 16/55 = 0,066	0,227 · 71/55 = 0,293	
P	0,050	2P+2,5O ₂ =P ₂ O ₅	0,050 · 80/62 = 0,065	0,050 · 142/62 = 0,115	
	Σ _P = 1,511		Σ O ₂ = 1,994	Σ = 3,505	

Кількість закису заліза необхідне для окислення домішок:

$$[FeO]_{ок.пр.} = \sum O_2 \cdot \frac{72}{16} = \frac{1,994 \cdot 72}{16} = 8,975 \text{ кг} \quad (3.11)$$

Кількість закису заліза необхідне утворення шлаку заданого складу:

$$(FeO)_{об.шл.} = \frac{U_1 \cdot (FeO)}{100} = \frac{7,27 \cdot 15}{100} = 1,091 \text{ кг} \quad (3.12)$$

Визначаємо вміст кисню в металі до кінця окисного періоду:

$$[O] = \frac{0,0027}{[C]_{к.ок}} = \frac{0,0027}{0,217} = 0,012 \text{ кг.} \quad (3.13)$$

Вміст закису заліза в металі:

$$[FeO]_{мет} = \frac{[O] \cdot 72}{16} = \frac{0,012 \cdot 72}{16} = 0,056 \text{ кг} \quad (3.14)$$

У закису заліза:

$$[Fe] = \frac{0,056 \cdot 56}{72} = 0,044 \text{ кг} \quad (3.15)$$

Необхідна кількість FeO у шлаку:

$$(FeO)_{шл.} = [FeO]_{ок.пр.} + (FeO)_{об.шл.} + [FeO]_{мет} = 8,975 + 1,091 + 0,056 = 10,121 \text{ кг} \quad (3.16)$$

Необхідна кількість Fe₂O₃ у руді:

$$Fe_2O_3 = \frac{(FeO)_{шл.} \cdot 160}{216} = \frac{10,121 \cdot 160}{216} = 7,497 \text{ кг} \quad (3.17)$$

Вміст заліза в руді:

$$Fe_p = \frac{7,497 \cdot 56}{160} = 2,624 \text{ кг} \quad (3.18)$$

Необхідна кількість руди:

$$Y_1 = \frac{Fe_2O_3}{Fe_2O_{3руд}} = \frac{7,497}{0,9} = 8,330 \text{ кг} \quad (3.19)$$

Необхідна кількість вапна:

$$Z_1 = \frac{U_1(CaO)}{92} = \frac{7,27 \cdot 45}{92} = 3,56 \text{ кг} \quad (3.20)$$

де 92 - вміст CaO вапна, %.

Приймаємо перехід магнію в шлак з футерувальних та заправних матеріалів 0,9 кг на 100 кг завалки, з них 0,6 окислювальний і 0,3 відновлювальний, причому 50% магнезиту скачується зі шлаком після розплавлення шихти. Після цього робимо уточнений розрахунок кількості та складу шлаку окисного періоду, плавки та визначається його основність, результати розрахунку зведені в таблиці 3.6.

Таблиця 3.6 - Уточнений розрахунок кількості та складу шлаку окисного періоду плавки

Джерело надходження	Витрата, кг	Компоненти														Усього, кг
		CaO		FeO		SiO ₂		Al ₂ O ₃		MnO		MgO		P ₂ O ₅		
		%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	
Метал							0,79				0,3				0,12	1,20
Залізна руда	8,33	0,1	0,01		1,09	6,25	0,52	2,50	0,21			0,30	0,02	0,15		1,85
Вапно	3,56	92	3,27	0,86	0,03	2,5	0,09	1,00	0,04			3,30	0,12	0,1		3,54
Магнезит	0,3	3,5	0,01	2,70	0,01	3,45	0,01	0,10	0,00			90,3	0,27			0,30
Усього		47,74	3,29	16,38	1,13	20,42	1,41	3,54	0,24	4,25	0,3	5,99	0,41	1,67	0,12	6,89

Основність шлаку окисного періоду:

$$B = \frac{(CaO)}{(SiO_2)} = \frac{3,29}{1,41} = 2,34 \quad (3.21)$$

Вихід металу першого періоду:

$$X_1 = 100 + [FeO]_{ок.пер} - \sum O_2 - \sum P + Fe_{FeO} - Fe_{yz} - Fe_{руд}. \quad (3.22)$$

$$X_1 = 100 + 8,975 - 1,994 - 1,511 + 0,044 - 2 - 2,624 = 100,889 \text{ кг} \quad (3.23)$$

де: Fe_{yz} - чад заліза прийнятий 20 кг/т.

Втрати металу зі шлаком при завантаженні приймаємо 0,2%:

$$\frac{100,889 \cdot 0,2}{100} = 0,202 \text{ кг} \quad (3.24)$$

Матеріальний баланс плавки окисного періоду зведено у таблиці 3.7.

Таблиця 3.7 - Матеріальний баланс плавки окисного періоду

Внесено, кг		Отримано, кг	
Сталевого брухту	85,00	Металу	100,69
Чавуну	15,00	Шлаку	6,89
Залізної руди	8,33	Угару	2,00
Вапна	3,56	Газів	2,31
Магnezиту	0,30	Втрати при завантаженні	0,20
Разом	112,19	Разом	112,09

$$\text{Нев'язка: } \frac{(112,09 - 112,19) \cdot 100}{112,19} = 0,09\% \quad (3.25)$$

ВІДНОВЛЮВАЛЬНИЙ ПЕРІОД ПЛАВКИ

У відновлювальний період плавки проводиться визначення необхідної кількості розкислювачів та легуючих добавок.

Позначимо через X_2 уточнений вихід металу відновлювального періоду плавки.

$$X'_2 = X_1 + P'_{FeMn} + P'_{FeSi} + P'_{FeMo} + P'_{FeW} + P'_{FeV} + P'_{FeCr} + P'_{Ni} + P'_k \quad (3.26)$$

де: X_1 – вихід металу першого періоду;

P'_{FeMn} – уточнена вага феромарганцю;

P'_{FeSi} – уточнена вага феросиліцію;

P'_{FeMo} – уточнена вага феромолібдену;

P'_{FeW} – уточнена вага феровольфраму;

P'_{FeV} – уточнена вага ферованадію;

P'_{FeCr} – уточнена вага ферохрому;

P'_{Ni} – уточнена вага феронікелю;

P'_K – уточнена вага коксу.

$$P_{FeMn} = \frac{X_2[Mn]_{EM} - X_1[Mn]_{K.OK}}{[Mn]_{FeMn}} = \frac{(X_2 \cdot 0,65 - 100,889 \cdot 0,076)}{85} = 0,0076X_2 - 0,090 \quad (3.27)$$

$$P_{FeSi} = \frac{X_2[Si]_{EM} - X_1[Si]_{K.OK}}{[Si]_{FeSn}} = \frac{(X_2 \cdot 0,30 - 0)}{78} = 0,0038X_2 \quad (3.28)$$

$$P_{FeMo} = \frac{X_2[Mo]_{EM} - X_1[Mo]_{K.OK}}{[Mo]_{FeMo}} = (X_2 \cdot 0) / = X_2 \quad (3.29)$$

$$P_{FeW} = \frac{X_2[W]_{EM} - X_1[W]_{K.OK}}{[W]_{FeW}} = (X_2 \cdot 0) / = X_2 \quad (3.30)$$

$$P_{FeV} = \frac{X_2[V]_{EM} - X_1[V]_{K.OK}}{[V]_{FeVn}} = (X_2 \cdot 0) / = X_2 \quad (3.31)$$

$$P_{FeCr} = \frac{X_2[Cr]_{EM} - X_1[Cr]_{K.OK}}{[Cr]_{FeCr}} = \frac{(X_2 \cdot 0,15 - 0)}{68} = 0,0022X_2 \quad (3.32)$$

$$P_{Ni} = \frac{X_2[Ni]_{EM} - X_1[Ni]_{K.OK}}{[Ni]_{Ni}} = \frac{(X_2 \cdot 0,20 - 0)}{97} = 0,0021X_2 \quad (3.33)$$

$$P_K = \frac{X_2[C]_{EM} - X_1[C]_{K.OK}}{[C]_K} = \frac{(X_2 \cdot 0,40 - 100,889 \cdot 0,217)}{86,5 \cdot 0,6} = 0,0077X_2 - 0,421 \quad (3.34)$$

Тоді:

$$X_2 = 100,889 + 0,0076X_2 - 0,090 + 0,0038X_2 + X_2 + X_2 + X_2 + 0,0022X_2 + 0,0021X_2 + 0,0077X_2 - 0,421 \quad (3.35)$$

$$X_2 = 102,79 \text{ кг}$$

Вагова кількість феросплавів:

$$P_{FeMn} = 0,0076X_2 - 0,090 = 0,696 \text{ кг} \quad (3.36)$$

$$P_{FeSi} = 0,0038X_2 = 0,395 \text{ кг} \quad (3.37)$$

$$P_{FeMo} = X_2 = \text{кг} \quad (3.38)$$

$$P_{FeW} = X_2 = \text{кг} \quad (3.39)$$

$$P_{FeV} = X_2 = \text{кг} \quad (3.40)$$

$$P_{FeCr} = 0,0022X_2 = 0,227 \text{ кг} \quad (3.41)$$

$$P_{Ni} = 0,0021X_2 = 0,212 \text{ кг} \quad (3.42)$$

$$P_K = 0,0077X_2 - 0,421 = 0,371 \text{ кг} \quad (3.43)$$

Загальна орієнтовна витрата розкислювачів та легуючих складає 1,902 кг.

Точну витрату розкислювачів і легуючих знаходимо з урахуванням внесення супутніх елементів.

Загальна формула для точного розрахунку витрати феромарганцю з урахуванням марганцю іншими феросплавами.

$$P'_{FeMn} = \frac{X'_2[Mn]_{зм} - \frac{P_{FeSi} \cdot [Mn]_{FeSi} + P_{FeMo} \cdot [Mn]_{FeMo} + P_{FeW} \cdot [Mn]_{FeW} + P_{FeV} \cdot [Mn]_{FeV} + P_{FeCr} \cdot [Mn]_{FeCr} + P_{Ni} \cdot [Mn]_{Ni}}{[Mn]_{FeMn}} \cdot X'_2 - X_1[Mn]_{к.ок}}{[Mn]_{FeMn}} =$$

$$= 0,0076 X'_2 - 0,090 \quad (3.44)$$

Витрата інших феросплавів та легуючих елементів розраховується таким же чином [29].

Вагова кількість феросплавів:

$$P'_{FeMn} = 0,0076 X'_2 - 0,090 = 0,696 \text{ кг} \quad (3.45)$$

$$P'_{FeSi} = 0,0036 X'_2 = 0,373 \text{ кг} \quad (3.46)$$

$$P'_{FeMo} = X'_2 = \text{кг} \quad (3.47)$$

$$P'_{FeW} = X'_2 = \text{кг} \quad (3.48)$$

$$P'_{FeV} = X'_2 = \text{кг} \quad (3.49)$$

$$P'_{FeCr} = 0,0022 X'_2 = 0,225 \text{ кг} \quad (3.50)$$

$$P'_{Ni} = 0,0021 X'_2 = 0,212 \text{ кг} \quad (3.51)$$

$$P'_K = 0,0076 X'_2 - 0,421 = 0,357 \text{ кг} \quad (3.52)$$

Точна витрата розкислювачів та легуючих складає 1,862 кг.

Вихід металу відновлювального періоду складає $X'_2 = 102,75$ кг.

Коефіцієнт розподілу сірки у відновлювальний період плавки приймаємо 30:

$$(S) = 30 \cdot 0,025 = 0,75 \text{ кг} \quad (3.53)$$

Кількість сірки, яку необхідно видалити:

$$\Delta[S]_{\text{вд}} = [S]_{\text{л}} + [S]_{\text{ФСП}} - [S]_{\text{п}} \quad (3.54)$$

Вміст сірки у добавках:

$$S_{\text{FeMn}} = 0,00021 \text{ кг} \quad (3.55)$$

$$S_{\text{FeSi}} = 0,00007 \text{ кг} \quad (3.56)$$

$$S_{\text{FeMo}} = 0,0000 \text{ кг} \quad (3.57)$$

$$S_{\text{FeW}} = 0,000 \text{ кг} \quad (3.58)$$

$$S_{\text{FeV}} = 0,000 \text{ кг} \quad (3.59)$$

$$S_{\text{FeCr}} = 0,000 \text{ кг} \quad (3.60)$$

$$S_{\text{Ni}} = 0,000 \text{ кг} \quad (3.61)$$

$$S_{\text{кокса}} = 0,006 \text{ кг} \quad (3.62)$$

Усього сірки вноситься феросплавами та легуючими: 0,0064 кг.

Тоді:

$$\Delta[S]_{\text{вд}} = [S]_{\text{л}} + [S]_{\text{ФСП}} - [S]_{\text{п}} = 100,889 \cdot 0,027 / 100 + 0,0064 - 102,75 \cdot 0,025 / 100 = 0,008 \quad (3.63)$$

Необхідна кількість шлаку.

$$U_2 = \frac{\Delta[S]_{\text{вд}} \cdot 100}{(S)} = \frac{0,008 \cdot 100}{0,75} = 1,037 \text{ кг} \quad (3.64)$$

Орієнтовний хімічний склад шлаків відновлювального періоду, %:

CaO	55
CaF ₂	5-10
Al ₂ O ₃	2-5
SiO ₂	15-20
FeO	до 0,7

Необхідна кількість вапна в шлаку:

$$55 \cdot U_2 = 92Z_2 \quad (3.65)$$

$$Z_2 = \frac{55 \cdot 1.037}{92} = 0.620 \text{ кг} \quad (3.66)$$

де: 92 - вміст CaO вапна.

Задаємося складом шлакової суміші:

Вапно - 60%

Плави́ковий шпат - 15%

Шамотний бій - 25%

Вага плави́кового шпату:

$$P_{п.ш.} = \frac{0,620 \cdot 15}{60} = 0,155 \text{ кг} \quad (3.67)$$

Вага шамотного бою:

$$P_{ш.б.} = \frac{0,620 \cdot 25}{60} = 0,258 \text{ кг} \quad (3.68)$$

Уточнену кількість та склад шлаку відновлювального періоду плавки наведено у таблиці 3.8.

Таблиця 3.8 - Уточнений розрахунок кількості та складу шлаку відновлювального періоду плавки

Джерело надходження	Вирата, кг	Компоненти												Усього, кг
		CaO		SiO ₂		S		Al ₂ O ₃		CaF ₂		MgO		
		%	кг	%	кг	%	Кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Вапно	0,62	92	0,57	2,50	0,02	0,10	0,00	1,00	0,01			3,3	0,02	0,61
Плави́ковий шпат	0,16	0,4	0,00	3,10	0,00	0,20	0,00	0,20	0,00	95,0	0,29			0,29
Магнезит	0,30	3,5	0,01	3,45	0,01			0,10	0,00			90,25	0,27	0,29
Шамотний бій	0,26	0,7	0,00	62,0	0,16			35,00	0,09			0,3	0,00	0,25
Метал 1-го періоду	100,89					0,03	0,03							0,03
Шлак 1-го періоду	0,69	47,74	0,33	20,42	0,14			3,54	0,02			5,993	0,04	0,54
Феросплави	1,90					0,34	0,01							0,01
Усього:		45,21	0,91	16,43	0,33	1,69	0,03	6,03	0,12	14,12	0,29	16,52	0,33	2,02

$$B = \frac{CaO}{SiO_2} = \frac{0,91}{0,33} = 2,75 \quad (3.69)$$

РОЗРАХУНОК РОЗКИСЛЮВАЧІВ

Вноситься закиси заліза:

Металом першого періоду Вага: 0,056 кг.

$$\text{Шлаком першого періоду} \quad \frac{0,1 \cdot 6,89 \cdot 16,38}{100} = 0,113 \text{ кг} \quad (3.70)$$

Вноситься Fe_2O_3

$$\text{Вапно} \quad \frac{0,62 \cdot 0,6}{100} = 0,0037 \text{ кг} \quad (3.71)$$

$$\text{Плавииковий шпат} \quad \frac{0,16 \cdot 0,8}{100} = 0,0012 \text{ кг} \quad (3.72)$$

$$\text{Магнезитом} \quad \frac{0,30 \cdot 2}{100} = 0,0060 \text{ кг} \quad (3.73)$$

$$\text{Шамотом} \quad \frac{0,26 \cdot 2}{100} = 0,0052 \text{ кг} \quad (3.74)$$

Усього вноситься Fe_2O_3 Вага: 0,0161 кг.

$$\text{У перерахунку на } (FeO) = 0,0161 \cdot 1,35 = 0,0218 \text{ кг} \quad (3.75)$$

$$\text{Усього вноситься } FeO = 0,056 + 0,113 + 0,0218 = 0,1908 \text{ кг} \quad (3.76)$$

Кількість FeO , що залишилася в металі та шлаку:

$$\text{Приймаємо } [Si] \cdot [FeO]_{II}^2 = 6,02 \cdot 10^{-5}$$

$$\text{Звідси } [FeO]_{II} = 0,014$$

Кількість FeO із шлаку II періоду:

$$(FeO)_{шII} = \frac{2,02 \cdot 0,5}{100} = 0,0101 \text{ кг} \quad (3.77)$$

Відновиться (FeO):

$$(FeO)_{вос} = \sum (FeO) - [FeO]_{II} - (FeO)_{II} = 0,1908 - 0,014 - 0,0101 = 0,1666 \text{ кг} \quad (3.78)$$

Витрата вуглецю для відновлення:

$$C_{вос} = \frac{0,1666 \cdot 12}{72} = 0,1666 \text{ кг} \quad (3.79)$$

Отримано газоподібних продуктів реакції:

$$\frac{0,1666 \cdot 28}{12} = 0,0648 \text{ кг} \quad (3.80)$$

Матеріальний баланс відновлювального періоду плавки наведено у таблиці 3.9.

Таблиця 3.9 – Матеріальний баланс відновлювального періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Метал першого періоду	100,889	Метал другого періоду	102,791
Шлак першого періоду	0,689	Шлак другого періоду	2,018
Вапна	0,620	Газів	0,065
Плавикового шпату	0,155		
Шамотного бою	0,258		
Коксу	0,371		
Магнезиту	0,300		
FeSi	0,395		
FeMn	0,696		
FeCr	0,227		
Ni	0,212		
Разом	104,813	Разом	104,874

$$\text{Нев'язка: } (104,813 - 104,874) \cdot 100 / 104,874 = 0,06\% \quad (3.81)$$

Таблиця 3.10 – Перевірка хімічного складу металу

Джерело надходження	Кг	вміст елементів, %										
		C	Mn	Si	Mo	V	Cr	W	Ni	Al	P	S
Метал 1-го періоду	100,89	0,213	0,074								0,013	0,027
FeSi	0,373	0,000	0,000	0,283	0,000	0,000	0,001	0,000	0,000	0,005	0,000	0,000
FeMn	0,696	0,007	0,576	0,014	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,002	0,000
FeCr	0,225	0,000	0,000	0,003	0,000	0,000	0,149	0,000	0,000	0,001	0,000	0,000
Ni	0,212	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,200	0,000	0,000	0,000
Кокс	0,357	0,18										0,006
Переходить у шлак												0,008
склад за ГОСТом		0,37/ 0,45	0,50/ 0,800	0,17/ 0,370	0,00/ 0,000	0,00/ 0,000	0,00/ 0,250	0,00/ 0,000	0,00/ 0,300	0,00	0,0/ 0,030	0,0/ 0,040
Прийнято для розрах.		0,40	0,650	0,300	0,000	0,000	0,150	0,000	0,200	0,00	0,025	0,025
Отримано	102,75	0,40	0,650	0,300	0,000	0,000	0,150	0,000	0,200	0,006	0,015	0,026

Остаточне розкислення проводиться алюмінієм у кількості 0,7-1,5 кг/т.

Алюміній сідає або в піч перед випуском або під час випуску плавки в ківш.

Допускається також присадка алюмінію до ковша перед випуском плавки.

РОЗРАХУНОК ЕКОНОМІЇ ЕНЕРГІЇ

Якщо прийняти кількість тепла, що виділяється за 100%, то тепловтрати на нагрівання становитимуть 90%, і 10% становитимуть втрати кожухом агрегату та інші.

Вихідні дані наведені у таблицях:

Таблиця 3.11 - Вміст елементів у сталі

Елемент	Fe	C	Mn	Cr	Si
Вміст, %	99,6	0,1	0,1	0,1	0,1

Таблиця 3.12 - Теплоємності елементів, кал/(град*моль)

Елемент	Fe	C	Mn	Cr	Si
Q, кал/(град*моль)	5,97	2,04	6,28	5,58	6,23

Таблиця 3.13 - Молярні маси елементів

Елемент	Fe	C	Mn	Cr	Si
Mn	56	12	55	52	26

Таблиця 3.14 - Вміст елементів у завалці, %

Елемент	Fe	C	Mn	Si
%	98,2	1,083	0,303	0,368

З таблиць, визначаємо теплоємності елементів кал/(град*кг):

$$Q' = Q \cdot Mr \quad (3.82)$$

$$Q'_{Fe} = 5,97 \cdot 0,056 = 0,3343 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

$$Q'_C = 2,038 \cdot 0,012 = 0,0245 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

$$Q'_{Mn} = 6,28 \cdot 0,055 = 0,3454 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

$$Q'_{Cr} = 5,58 \cdot 0,052 = 0,2902 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

$$Q'_{Si} = 6,23 \cdot 0,026 = 0,1620 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

Теплоємності елементів, з урахуванням їх масових часток, становитимуть:

$$Q'' = \Pi \cdot Q' \quad (3.83)$$

$$Q''_{Fe} = 0,3343 \cdot 0,996 = 0,333 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

$$Q''_{Mn} = 0,3454 \cdot 0,001 = 0,0003454 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

$$Q''_{Cr} = 0,2902 \cdot 0,001 = 0,0002902 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

$$Q''_C = 0,0245 \cdot 0,001 = 0,0000245 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

$$Q''_{Si} = 0,1620 \cdot 0,001 = 0,0001620 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

Визначаємо сумарну теплоємність всіх елементів:

$$\sum Q'' = Q''_{Fe} + Q''_{Mn} + Q''_{Cr} + Q''_C + Q''_{Si} \quad (3.84)$$

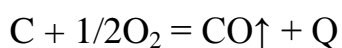
$$\sum Q'' = 0,333 + 0,0003454 + 0,0002902 + 0,0000245 + 0,0001620 = 0,3338221 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

Необхідна кількість енергії для нагрівання та розплавлення 70 тонн сталі складе:

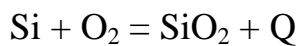
$$Q_{распл} = \sum Q'' \cdot 70000 = 0,3338221 \cdot 70000 = 23367,547 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)} \quad (3.85)$$

Розрахунок проводиться на 1 тону розплавленої металошихти. У завалку додатково завантажують 3%, що на 1 т. сталі складе 30 кг.

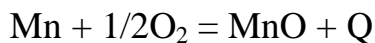
Тепло, що виділяється під час продування шихтових матеріалів технічним киснем:



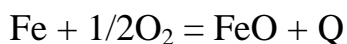
Si під час продування вигоряє націло:



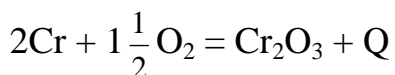
Mn – окислюється на 80%:



Fe – на 5%:



Cr – на 10%:



Вміст С у завалці складе:

$$D_C = 10 + 30 = 40 \text{ кг} \quad (3.86)$$

Один кілограм С, окисляючись до СО, виділить Q_C'' тепла, визначимо кількість тепла, що виділяється 40 кг. З:

$$\sum Q_C = D_C \cdot Q_C'' = 40 \cdot 0.0000245 = 0.0009800 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)} \quad (3.87)$$

Вміст Mn у завалці складе:

$$D_{Mn} = 3.03 \cdot 0.8 = 2.424 \text{ кг} \quad (3.88)$$

Кількість тепла, що виділяється 2,424 кг Mn:

$$\sum Q_{Mn} = D_{Mn} \cdot Q_{Mn}'' = 2.424 \cdot 0.0003454 = 0.0008372 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

Вміст Si в завалці:

$$D_{Si} = 3,68 \cdot 1 = 3,68 \text{ кг}$$

Кількість тепла, що виділяється 3,68 кг Si:

$$\sum Q_{Si} = D_{Si} \cdot Q_{Si}'' = 0.68 \cdot 0.0001620 = 0.0005961 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

Вміст Fe у завалці:

$$D_{Fe} = 982 \cdot 0,05 = 4,91 \text{ кг}$$

Кількість тепла, що виділяється 49,1 кг Fe:

$$\sum Q_{Fe} = D_{Fe} \cdot Q_{Fe}'' = 4,91 \cdot 0.333 = 0,163503 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)} \quad (3.89)$$

Визначимо кількість тепла, що виділяється усіма елементами:

$$\sum Q = \sum Q_C + \sum Q_{Mn} + \sum Q_{Si} + \sum Q_{Fe} \quad (3.90)$$

$$\sum Q = 0.0009800 + 0.0008372 + 0.0005961 + 0,163503 = 0,1659163 \text{ кал/(град} \cdot \text{кг)}$$

Температура плавлення сталі = 1808 К.

Для нагрівання та розплавлення 1 т. сталі потрібно:

$$\begin{aligned} \Delta H_{300-1873} = & \int_{300}^{1033} C_P \cdot dT + \Delta H_{1033} + \int_{1033}^{1180} C_P' \cdot dT + \Delta H_{1180} + \int_{1180}^{1673} C_P'' \cdot dT + \Delta H_{1673} + \int_{1637}^{1808} C_P''' \cdot dT + \\ & + \Delta H_{III.1808} + \int_{1808}^{1873} C_P \cdot dT \quad (\text{ЖС}) \end{aligned} \quad (3.91)$$

$$\begin{aligned} \Delta H_{300-1873} = & \int_{300}^{1033} (14,11 + 29,73 \cdot 10^{-3} \cdot T + 1,80 \cdot 10^5 \cdot T^{-2}) \cdot dT + 1720 + \int_{1033}^{1180} (43,54) \cdot dT + 908 + \\ & + \int_{1180}^{1673} (20,31 + 12,56 \cdot 10^{-3} \cdot T) \cdot dT + 630 + \int_{1673}^{1808} 43,12 \cdot dT + 13020 + \int_{1808}^{1873} 41,87 \cdot dT \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \Delta H_{300-1873} &= 14.11 \cdot (1033 - 300) + \frac{29.73}{2} \cdot 10^3 \cdot (1033^2 - 300^2) + 1.80 \cdot 10^5 \cdot \frac{1033 - 300}{1033 \cdot 300} + 1720 + \\ &+ 43.54 \cdot 180 + 908 + 20.31 \cdot (1673 - 1180) + \frac{12.56}{2} \cdot 10^{-3} \cdot (1673^2 - 1180^2) + 630 + \\ &+ 43.12 \cdot (1808 - 1673) + 13020 + 41.87 \cdot 65 = 1091840.1 \text{ Дж/ моль} = 1091,8401 \text{ кДж/ моль} \end{aligned}$$

Що складе у ватах:

$$Q_{пл.ст} = \frac{1091840,1}{4,184} = 260956,26 \text{ Вт} = 260,95626 \text{ кВт} \quad (3.92)$$

Що відповідає 750 Дж чи 750 кВт.

Звідси знаходимо QПЛ.СТ. на 1 кВт/год:

$$Q_{пл.ст.1} = \frac{Q_{пл.ст.}}{750} = \frac{260,95626}{750} = 0,347941 \text{ кВт/ч} \quad (3.93)$$

Розраховуємо передбачувану економію на 1 т. Сталі:

$$\varepsilon_{эл.эн.} = \frac{\sum Q}{Q_{пл.ст.1}} = \frac{0,1659163}{0,347941} = 0,46998522 \text{ кВт/ч} \quad (3.94)$$

4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

4.1 Властивості і призначення сталі

Конструкційна сталь застосовується для виготовлення різних деталей машин, механізмів та споруд [17]. Зі сталі марки ст.40 виготовляють деталі, що піддаються вібраційним, динамічним знакозмінним навантаженням.

До конструкційної сталі, висуваються високі вимоги, насамперед щодо механічних властивостей; в ній повинні бути відсутні вади, здатні знизити міцність споруди або деталі машини.

Механічні властивості цієї сталі, залежать головним чином від хімічного складу та умов її термічної обробки (дані наведені у таблиці 4.1).

Таблиця 4.1 – механічні властивості сталі марки ст.40

Марка сталі	Gt, кг/мм	G, кг/мм	R, %	T, %	N, кгм/см
	Межа плинності	Межа міцності при розтягуванні	Відносне подовження	Відносне звуження площі поперечного перерізу	Ударна в'язкість
Ст.40	34	58	19	45	6

Істотним недоліком сталі є низька ударна в'язкість. Особливо знижується в'язкість сталі при зниженні температури (таблиця 4.2). Для усунення зазначених недоліків сталь вводять необхідні легуючі елементи, ці елементи збільшують міцність фериту. Проте найважливіший вплив ці легуючі елементи надають розпад аустеніту. Уповільнюючи розпад аустеніту, вони тим самим збільшують ступінь прожарювання сталі.

Таблиця 4.2 – хімічний склад сталі марки ст.40

Вміст марки сталі	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P	призначення
Ст.40	0,37-0,45	0,17-0,37	0,50-0,80	Н.б. 0,25	Н.б. 0,30	Н.б. 0,30	Н.б. 0,03	Н.б. 0,03	Ту 14-1-381-72

Ст.40 виплавляється за інструкцією, за якою виплавляються сталі, контрольовані на волосовини, неметалічні включення, аустенітне зерно, механічні властивості на поперечних зразках [18].

Вміст кремнію в готовому металі для марки ст.40 рекомендується мати щонайменше 0,12%, а сталях без нижньої межі марганцю, вміст його має бути щонайменше 0,25%.

Підвищення фізичних та хімічних властивостей сталі, одержують при термічній обробці, яка полягає в тому, що метал піддають відпалу при температурі 1150°C.

4.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталей

Легованою називається така сталь, у складі якої, крім звичайних домішок, містяться й інші домішки, або кремній та марганець у підвищеній кількості. Леговані сталі можуть виплавлятися і без штучного введення в них легуючих елементів, так буває тоді, коли як шихтові матеріали використовують чавун, отриманий з руд, до складу яких входять легуючі домішки.[19]. Такі матеріали зветься природно-легованих. Однак у більшості випадків легуючі елементи вводять у метал у вигляді різних добавок. Легуючими елементами можуть бути як елементи, що не зустрічаються у звичайній сталі, так і елементи, які в якихось кількостях містяться в інших сталях (C, Mn, Si, S, P). За ступенем розчинності в залізі, легуючі добавки поділяються на групи:

1 метали, що повністю розчиняються в залізі (Al, Cr, Mn, Ni, V, Cu, Co, Si, Ti, Sb, Be);

2 метали, частково розчинні у залізі (W, Mo, Zn);

3 метали, що практично не розчиняються в залізі (Pb, Ag, Bi);

4 метали, розчинність яких при температурах сталеваріння точно не встановлена, тому що вони за високих температур випаровуються (Ce, Cd, Li, Mg, Na, Hg, Zn);

5 неметали, частково розчинні у залізі (C, S, P, As, Se, B).

Насправді сталь часто легується не одним елементом, а декількома. У цих випадках необхідно враховувати вплив всіх компонентів металу на активність компонента.

При визначенні технології легування береться до уваги, насамперед, ступінь спорідненості того чи іншого легуючого елемента до кисню. Такі елементи, як Mo, Ni, Cu, Co мають спорідненість до кисню менше, ніж залізо, під час плавки вони не окислюються, а зазвичай вводяться в метал разом із шихтовими матеріалами або по ходу плавки без побоювання отримати значний їх чад. Інша група легуючих елементів (Ti, V, Si, Mn, Al) має спорідненість до кисню вищу залізо. Ці елементи під впливом кисню газової фази, оксидів заліза шлаку і кисню, розчиненого в металі, окислюються, тому їх вводять у метал зазвичай наприкінці плавки (часто в ківш) попередньо розкислену ванну.

Зазвичай леговані сталі за вмістом легуючих домішок ділять на три групи [20]:

- 1 низьколеговані (<2,5%);
- 2 середньолеговані (2,5 – 10,0%);
- 3 високолеговані (> 10,0%).

Легуючі добавки вводять у метал або у вигляді чистих матеріалів, або у вигляді сплавів із залізом. Засвоєння легуючого елемента, введеного у вигляді сплаву із залізом (лігатура), дещо вище, проте необхідно враховувати, що при цьому зростає маса холодних матеріалів, що вводяться в метал.

Крім зазначених вище способів, леговані добавки вводять у вигляді сполук (оксидів, карбідів, нітридів тощо). Виробництво легованої сталі економічно виправдано отриманням особливих її властивостей, попри значні зміни її собівартості, і зменшенням маси металевих конструкцій, підвищенням їх довговічності та надійності. З огляду на високу вартість легованої сталі всі заходи, пов'язані зі зниженням витрати легуючих добавок або з використанням відносно дешевих матеріалів, дає значний економічний ефект. До таких заходів належать насамперед використання легованих відходів (тобто відходів з легованої сталі). Що міститься у відходах Al, Ti, Si при плавці з окисленням вони вигорять до слідів, проте такі легуючі домішки, як Ni, Co, Cu, Mo вдається при переплаві використати повністю; такі домішки, як Mn, Cr, W, V при переплаві можна використовувати, якщо вести плавку з частковим окисленням.

Карбідоутворюючі вводяться до складу шлакоутворюючих печей з основним склепінням.

4.3 Порядок введення легуючих елементів

Ni - практично не окислюється, тому основну частину його дають у завалку разом із іншою шихтою; доводять сталь за вмістом нікелю до заданого складу окисний період плавки.

Засвоєння Ni металом при виплавці малолегованої сталі вважатимуться рівним 100%. При виплавці сплавів з високим (60% і більше) вмістом Ni до 4% Ni випаровується під дугами під час плавлення основної завалки.

Mo - практично не окислюється, тому Fe-Mo вводять у ванну під час окислення її.

W - при плавці на свіжій шихті при невеликій присадці вольфраму, його вводять у ванну на початку відновлювального періоду.

Cr - вводять у піч на початку відновлювального періоду. Шматки Fe-Cr плавають лежить на поверхні металу. Щоб прискорити розплавлення, Fe-Cr підштовхують під електроди.

Засвоєння Cr вважатимуться рівним 98%.

V - Відносно легко окислюється. Тому Fe-V вводять у ванну за 10-15 хвилин до випуску плавки печі. Fe-V плавлять на поверхні металу. Засвоєння V близько 95%.

Ti - легко окислюється, тому Fe-Ti вводять у ванну перед випуском плавки з печі. Він має меншу питому вагу в порівнянні з рідкою сталлю і плаває на поверхні. Угар Ti сягає 50%.

По впливу властивості сталей легуючі елементи ділять на дві основні групи.

1 група - легуючі елементи, що розширюють γ - область твердих розчинів. У цю групу входять як елементи, що мають необмежену розчинність у залізі (Ni, Mn, Co), так і елементи, що утворюють сплави, в яких гомогенна область безперервного ряду твердих розчинів обмежується гетерогенною, внаслідок появи нових фаз (Cr, Cu).

2 група - легуючі елементи, що звужують γ -область. Сюди входять як елементи, що утворюють із залізом сплави із повністю замкненою γ -областю (Be, Al, Si, P, Ti, V, Mo, W), так і елементи, що утворюють сплави із звуженою γ -областю (Nb, Tl, Zr).

Така різна дія легуючих елементів на поліформулі заліза пояснюється головним чином будовою їхньої кристалічної решітки. У 1-у групу входять переважно елементи, схожі формою, ізоморфною будовою γ -заліза; у 2-у групу - елементи, ізоморфні α -залізу [21].

Крім легуючих цих 2х груп застосовують легуючі, введення яких у метал пов'язане з можливою небезпекою для здоров'я, так як пари цих металів або їх сполук шкідливі. До таких елементів відносяться сірка, свинець, селен, телур, миш'як, церій. Ці елементи вводять у метал безпосередньо перед розливанням сталі і при цьому вживають спеціальних заходів.

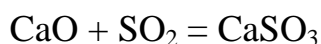
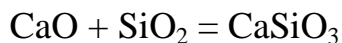
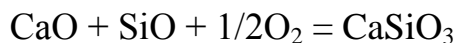
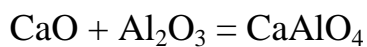
4.4 Фізико-хімічні основи виплавлення конструкційної сталі відповідального призначення

Процеси виробництва сталі, є складні комплекси фізико-хімічних перетворень, що відбуваються при високих температурах. Участь у процесах беруть одночасно багато компонентів, що знаходяться в різних агрегатних станах: у твердому (футерування плавильних агрегатів, шихтові матеріали тощо), рідкому (метал, шлак) та газоподібному (атмосфера печі, що продувається через метал повітря, аргон, кисень) і т.д.).

У розплавленому металі знаходиться велика кількість неметалевих включень, вплив яких на фізико-хімічні властивості багатогранний, найчастіше вплив негативного характеру. Для зниження даних проявів пропонується застосовувати технологію, здатну виключити ці негативні наслідки.

Дані технології передбачають створення легкоплавких шлаків, що добре змочують всілякі включення, що знаходяться в сталі, укрупнення їх з подальшим видаленням.

Основу з них представляють вапно - містять компоненти, такі як вапно (CaO), пушонка (CaOH), карбід кальцію (CaCO₃), флюоритовий концентрат (CaF₂), Fe-Mn, Mg. Видаляють їх звідти за такими реакціями:

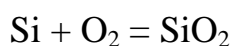
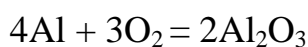


Джерела надходження неметалічних домішок бувають двох видів:

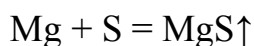
1. Ендогенні - надходять у метал із шихтовими матеріалами.
2. Екзогенні – вносяться під час технологічних процесів.

В даному випадку ми боремося з ендогенними включеннями, знижуючи їх вміст у десятки та сотні разів. У кінцевому металі вміст екзогенних домішок становить 30 – 40% від загальної кількості неметалевих включень.

Екзогенні домішки потрапляють до металу за рахунок його розкислення алюмінієм, кремнієм, проведення десульфурзації, дефосфорації тощо:



Видалення сірки відбувається за наступною реакцією:



Магній надходить у метал у вигляді гранул, розплавляється, взаємодіє із сіркою та виганяється. Іде з металу в газоподібному вигляді.

4.5 Огляд відомих способів виробництва сталі

4.5.1 Плавка сталі без окислення

У окисний період плавки повністю або частково окислюються такі елементи, як кремній, марганець, хром, вольфрам, ванадій та ін. Якщо шихта містить алюміній та титан, то вони повністю окислюються ще в період плавлення. Окисли, що утворюються, видаляються з печі разом зі шлаком. З метою максимального використання легуючих елементів, що у відходах, плавку ведуть

без окислення. При такому способі ведення плавки в шихту не вводять руду і прагнуть обмежити окисні процеси, що протікають під час плавлення.

Відсутність окисного періоду плавки обумовлює неможливість видалення вуглецю, фосфору, водню та азоту, що містяться в шихті, тому вміст цих елементів у шихті має бути нижчим, ніж у готовій сталі. Поряд з відходами виплавленої сталі в шихту вводять також відходи сталі інших марок, з нижчим вмістом вуглецю. З огляду на, що у процесі плавки може статися науглецювання металу, вміст вуглецю в шихті має бути приблизно 0,03 - 0,06% нижче, ніж у готової сталі. Вміст фосфору в шихті має не вище 0,015 - 0,020%. Вміст легуючих елементів у шихті має бути близьким до нижньої межі, що вимагається технічними умовами на цю марку сталі. Для зниження вмісту вуглецю та фосфору в шихті до неї іноді вводять деяку кількість шихтової заготовки – МЗ (м'яке залізо). Економічно більш доцільно не застосовувати шихтову заготівлю та замінювати її відходами низьковуглецевої та низькофосфористої сталі. Якщо при отриманні сталі необхідного складу необхідно застосовувати ферохром або феровольфрам, ці феросплави вводять у завалку. Для раннього шлакообразовання в завалку вводять 1 - 1,5% вапна.

Слід уникати застосування іржавих шихтових матеріалів, а також матеріалів, що містять вологу. Особливо важливо застосовувати на всіх стадіях плавки тільки свіжообпалене вапно і прожарені матеріали, що флюсують.

Завантаження та плавлення шихтових матеріалів виробляються звичайним чином. У процесі плавлення деякі елементи частково окислюються киснем повітря та окислами, що містяться в шихтових матеріалах. Найбільшою мірою окислюються кремній, і навіть алюміній і титан, якщо вони містяться у відходах. Певною мірою окислюються також ванадій, марганець, хром та вольфрам.

Ступінь окислення різних легуючих елементів залежить від кількості повітря, що надходить у піч, від кількості оксидів, введених у піч із шихтовими матеріалами, від хімічного складу шихти та деяких інших умов плавки. Чад окремих елементів у період плавлення зазвичай визначають для різних умов

плавки дослідним шляхом. Для орієнтовних розрахунків можна скористатися такими величинами чаду, %:

Алюміній	100
Ванадій	15 - 25
Титан	80 - 90
Марганець	15 - 25
Кремній	40 - 60
Хром	10 – 15
Вольфрам	5 - 15

У період плавлення в піч вводять кілька вапна для ошлакування окислів, що утворилися в результаті окислення елементів в цей період плавлення [28]. Склад шлаку, що утворюється у процесі розплавлення завалки, приблизно такий: 30 - 40% CaO; 15 – 30% SiO₂; 6 - 15% MnO; 2 - 4% Al₂O₃; 4 - 10% FeO; 8 - 10% MgO.

Після розплавлення шлак можна видаляти. Однак часто розплавлений шлак містить підвищену кількість окису магнію внаслідок переходу в нього частини заправних матеріалів, яка не зварилася з основною масою подини. Підвищений вміст окису магнію перешкоджає отриманню розкисленого білого або карбідного шлаку нормальної рідини. Якщо після розплавлення шихти шлак виходить дуже густим, його частково або повністю видаляють. Якщо ж шлак містить цінні легуючі елементи (вольфрам, хром, ванадій), їх відновлюють меленим феросиліцієм або коксом, потім скачують шлак і наводять новий за допомогою вапна та плавикового шпату. У необхідних випадках також додають шамотний бій. Розкислення, знесірювання та легування плавки ведуть звичайним чином.

Якість конструкційної сталі, виплавленої без окислення з використанням в шихті легованих відходів, досить висока і в більшості випадків задовольняє вимогам, що висуваються до неї.

4.5.2 Плавка сталі без дифузійного розкладання

Дифузійне розкислення дозволяє значно зменшити вміст сірки та неметалевих включень у сталі. У деяких випадках до конструкційної сталі не пред'являються

високі вимоги щодо чистоти по неметалевим включенням та вмісту сірки; у цих випадках плавку можна проводити без дифузійного розкислення. Після закінчення окисного періоду завантажують шлак, в піч завантажують деяку кількість вапна та шамотного бою і таким чином метал покривають новим шлаком. Потім у ванну вводять розкислювачі та легуючі присадки. Після розчинення цих присадок та отримання потрібної температури металу плавку випускають. Для додаткового розкислення сталі вводять у ківш 0,05 – 0,1% Al.

Плавку сталі за цим способом можна проводити без завантаження окислювального шлаку. У цьому випадку після зниження вмісту вуглецю до необхідних значень у ванну вводять розкислювачі (феросиліцій і феромарганець) та легуючі присадки, витримують метал у печі до розчинення легуючих присадок та випускають плавку. У ківш додають 0,05 – 0,1% Al.

Технологія електроплавки сталі без дифузійного розкислення подібна до технології мартенівської плавки. Якість виплавленої сталі така сама, як і якість мартенівської сталі. Під час проведення плавки без дифузійного розкислення тривалість плавки скорочується на 1,0 - 2,0 год.

Такий метод плавки широко застосовується при виплавці для фасонного лиття. На деяких зарубіжних заводах цей метод плавки застосовується при виробництві нелегованої сталі у дугових великовантажних печах. Тривалість плавки за цією технологією у великовантажних печах становить близько 4 год. У ряді випадків виплавка нелегованої сталі за такою технологією у великовантажних електропечах виявляється економічно доцільнішою, ніж виплавка в мартенівських печах на твердій завалці.

При веденні плавки без дифузійного розкислення можливе отримання високоякісної сталі, яка за властивостями не поступається звичайної електросталі, якщо під час випуску плавки з печі в ківш або після випуску в ківш зробити додаткове рафінування металу.

ВИСНОВКИ

1 Розроблена технологія та спроектований сталеплавильний цех з випуску конструкційних марок сталі річною продуктивністю 250000 тонн.

2 Розрахована оснащеність цеху обладнанням, кількість основного з них складала: два сталеплавильні агрегати безперервної дії “Worga”, річною продуктивністю 246833 тонн кожна, дві установки піч-ківш, вакууматор, дві МБЛЗ похилого типу, два розливні крани вантажопідйомністю 250/7 завалочного крана вантажопідйомністю 100/20 тонн, дві мульдозавалочні машини.

3 Розроблено технологію та складено технологічну інструкцію з виплавки та розливання конструкційної сталі марки ст. 40.

- Розраховані на ЕОМ оптимальні електричні режими плавки.
- Визначено кількісний та якісний склад шихти на виплавку цієї марки сталі.

4 Для підвищення якості конструкційної сталі, що виплавляється, рекомендується:

- застосування сталеплавильного агрегату безперервної дії, що дозволить збільшити продуктивність цеху, знизити експлуатаційні витрати, підвищити якість та знизити собівартість продукції, зменшити технологічні відходи, краще використати додаткові матеріали.

- застосування установки піч-ківш, для збільшення кількості плавок електропечі та доведення сталі за хімічним складом, застосування вакууматора, для підвищення ступеня очищення металу від газів та НМВ. Для збільшення виходу придатного до 97% проводити розлив сталі на МБЛЗ похилого типу.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ

1. Черные металлы: Новые разработки для мини заводов. Київ : Наука, 1995. №9. С. 20-28.
2. Белитченко А.К. Передовые технологии основа успеха. Москва : Metallurg, 1997. 204с.
3. Майоров А.И., Андреев Г.К., Василивицкий А.В. Разработка и исследование сталеплавильного агрегата непрерывного действия. Москва : ВНИИметмаш, 1974. 147 с.
4. Пеккер А.Н., Минаев В.И. Модернизация промышленных печей. Киев :Техника, 1987. 182с.
5. Электрометаллург: коллективный договор. Запорожье : ОАО «ДСС». 2019. №2
6. Сборник технологических инструкций по выплавке стали в основных дуговых электропечах. Запорожье : ОАО Днепрспецсталь, 2016. 586с.
7. Соколов А.Н. Рациональные режимы работы дуговых сталеплавильных печей. Москва : Metallurgizdat, 1960. 484 с.
8. Кацевич А.С. Расчёт и конструирование электрических печей. Москва : Госэнергоиздат, 1959. 256 с.
9. Колосов М.И. Внепечные методы обработки металла. Москва : Наука, 1978. 408с.
10. Галицкий Ю.П. Методические указания к курсовому проекту на тему “расчет геометрических параметров сталеплавильной печи. Запорожье : ЗИИ, 1989. - 46с.
11. Майоров А.И. Сталеплавильные агрегаты непрерывного действия. Москва : НИИинформтяжмаш, 1974. 185 с.
12. Металл и литье Украины. Состояние и перспектива развития сталеплавильного производства Украины. Киев : Наука. 1998. №11. С.5-12.
13. Явойский В.И. Metallургия стали. Москва : Metallургия, 1983. 582 с.
14. Строганов А.И. Производство стали. Москва : Metallургия, 1979. 504с.

15. Никифоров В.М. Технология конструкционных металлов. Ленинград : Литье, 1987. 362с.
16. Рудой Л.С. Производство стали. Москва : Metallurgy, 1982. 342 с.
17. Меськин Г.А. Основы легирования стали. Москва : Metallurgy, 1959. 283 с.
18. Поволоцкий Д.Я., Петров А.К. Производство легированных сталей. Москва : Metallurgy, 1967. 212 с.
19. Дуванова Ю.Т. Включения в стали. Ленинград : Машиностроение, 1952. 164с.
20. Фогель А.А. Применение вакуума в металлургии. Москва : Изд. АН СССР, 1960. 212 с.
21. Калинин Е.С. Вакуум в производстве стали. Москва : Metallurgizdat, 1962. 156 с.
22. Сборник технологических инструкций о разливке стали. Запорожье : ОАО Днепрспецсталь, 2019. 253с.
23. Мартеган А.Л. Разливка стали на МБЛЗ наклонного типа. Ленинград : Машиностроение, 1995. 290с.
24. Савченко А.П. Состояние и тенденции непрерывной разливки стали. Москва : Сталь, 1976. 418 с.
25. Мартынов О.В. Непрерывная разливка стали. Москва : Metallurgizdat, 1970. 332 с.
26. Чёрные металлы: Аспекты качества при литье заготовок с размерами близкими к конечным. Киев : Наука, 1997. №6. С. 3 – 8.
27. Воденников С.А., Галицкий Ю.П. Методические указания к выполнению курсовой работы на тему: «Разработка технологии выплавки электростали» по дисциплине «теория и технология электросталеплавильных процессов» Запорожье : ЗГИА. 2002. 32 с.