

The logo consists of the lowercase letters 'mip' in a bold, red, sans-serif font. The 'i' has a red dot above it.

metinvest  
polytechnic

В.П. Кравченко,  
О.О. Койфман,  
О.І. Сімкін

A solid red circle is positioned on the right side of the page, overlapping the main title text.

# **АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ І ВИРОБНИЦТВ У ЧОРНІЙ МЕТАЛУРГІЇ**

The logo features the word 'ОЛДІ' above 'ПЛЮС' in a blue, sans-serif font. Below the text are three horizontal blue lines of varying lengths, creating a stylized graphic element.

Навчальний посібник

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ “МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА”»

**В. П. Кравченко**

**О. О. Койфман**

**О. І. Сімкін**

**АВТОМАТИЗАЦІЯ  
ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ  
І ВИРОБНИЦТВ  
У ЧОРНІЙ МЕТАЛУРГІЇ**

**Навчальний посібник**

Одеса • 2023 • Олді+

**Рецензенти:**

**Бісікало О. В.** – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри автоматизації та інтелектуальних інформаційних технологій Вінницького національного технічного університету;

**Пашинський В. В.** – доктор технічних наук, доцент, завідувач кафедри базових галузей промисловості ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»»;

**Маслов О. В.** – доктор технічних наук, професор, професор кафедри теплоенергетичних установок і тепlopостачання ДВНЗ «Приазовський державний технічний університет»;

**Кривенко С. В.** – доктор технічних наук, доцент, доцент кафедри системного аналізу та інформаційних технологій Маріупольського державного університету

Рекомендовано до друку рішенням Вченої ради  
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»»  
(протокол № 7 від 20.04.2023 р.)

**Кравченко В. П.**

К77 Автоматизація технологічних процесів і виробництв у чорній металургії : навчальний посібник / В. П. Кравченко, О. О. Койфман, О. І. Сімкін. – Одеса : Олді+, 2023. – 276 с.

ISBN 978-966-289-735-7

У посібнику розглянуто питання автоматизації технологічних процесів і виробництв на прикладі галузі чорної металургії. У першому розділі представлені структура, основні задачі та технічні засоби систем автоматизації. Далі в окремих розділах розглянуто системи автоматизації агломераційного та доменного, сталеплавильного та прокатного виробництв. Розгляд систем автоматизації кожного технологічного процесу починається з його короткого опису і формулювання основних задач контролю та управління. Після цього даються основні математичні залежності й алгоритми контролю та управління технологічним процесом. Далі розглядаються побудовані на їх основі структури наявних на металургійних підприємствах систем автоматизації. Посібник призначений для здобувачів вищої освіти за спеціальністю «Автоматизація, комп'ютерно-інтегровані технології та робототехніка» і може використовуватись інженерно-технічним персоналом на відповідному металургійному виробництві.

УДК 669.1:658.011.54/.011.56

© В. П. Кравченко, О. О. Койфман, О. І. Сімкін, 2023  
© ТОВ «ТУ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»», 2023

ISBN 978-966-289-735-7

## ЗМІСТ

<b>ВСТУП</b> .....	<b>9</b>
<b>Розділ 1. СТРУКТУРА, ОСНОВНІ ЗАДАЧІ ТА ОСОБЛИВОСТІ СИСТЕМ АВТОМАТИЗАЦІЇ</b> .....	<b>10</b>
1.1 Системи автоматизації, їх структура та призначення .....	<b>10</b>
1.1.1 Основні поняття та визначення .....	<b>10</b>
1.1.2 Структура систем автоматизації .....	<b>12</b>
1.1.3 Основні задачі контролю та керування технологічними процесами й об'єктами .....	<b>14</b>
1.2 Технічні засоби систем автоматизації .....	<b>19</b>
1.2.1 Технічні засоби одержання та обробки інформації в системах автоматизації .....	<b>19</b>
1.2.2 Технічні засоби систем автоматичного керування на базі мікроконтролерів .....	<b>21</b>
1.3 Первинна обробка технологічної інформації в системах автоматизації .....	<b>28</b>
1.3.1 Осереднення технологічної інформації .....	<b>28</b>
1.3.2 Масштабування значень технологічних параметрів .....	<b>32</b>
1.4 Особливості контролю та автоматичного регулювання технологічних параметрів .....	<b>33</b>
1.4.1 Контроль і автоматичне регулювання температури .....	<b>33</b>
1.4.2 Контроль і автоматичне регулювання тиску .....	<b>34</b>
1.4.3 Контроль і автоматичне регулювання витрат .....	<b>36</b>
1.4.4 Контроль і автоматичне регулювання рівня .....	<b>38</b>
<b>Розділ 2. АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ АГЛОМЕРАЦІЙНОГО ВИРОБНИЦТВА</b> .....	<b>40</b>
2.1 Технологічна структура агломераційного виробництва, задачі автоматизації .....	<b>40</b>
2.1.1 Технологічна структура агломераційного виробництва .....	<b>40</b>
2.1.2 Рудний двір, задачі автоматизації .....	<b>41</b>
2.1.3 Приймальне відділення .....	<b>43</b>
2.1.4 Шихтове відділення .....	<b>44</b>
2.1.5 Спікальне відділення .....	<b>45</b>
2.2 Автоматизація процесів дозування компонентів аглошихти .....	<b>47</b>
2.2.1 Розрахунки аглошихти, постановка задач дозування .....	<b>47</b>

2.2.2	Дозування сипучих матеріалів, статичні та динамічні характеристики об'єктів дозування. . . . .	49
2.2.3	Структура і склад системи автоматичного дозування сипучого матеріалу. . . . .	53
2.2.4	Системи автоматичного дозування компонентів аглошихти. . . . .	54
2.2.5	Система автоматичного дозування компонентів при контролі ваги на збірному конвеєрі. . . . .	60
2.3	Автоматизація процесів транспортування та узгодження потоку шихти між шихтовим та спікальним відділеннями. . . . .	63
2.3.1	Технологічна схема транспортування та обробки шихти від шихтового до спікального відділення. . . . .	63
2.3.2	САР узгодження шихти між шихтовим та спікальним відділеннями. . . . .	67
2.4	Контроль та автоматичне регулювання вологості аглошихти. . . . .	69
2.4.1	Вологість шихти, методи контролю вологості. . . . .	69
2.4.2	Вологість шихти як об'єкт регулювання. . . . .	72
2.4.3	Системи автоматичного контролю та регулювання вологості шихти. . . . .	76
2.5	Контроль та автоматичне регулювання висоти завантаження шихти на агломашину. . . . .	79
2.5.1	Способи завантаження шихти на агломашину. . . . .	79
2.5.2	Передавальна функція об'єкта узгодження продуктивності дільниці «приймальний – проміжний бункери». . . . .	82
2.5.3	Стабілізація висоти відкосу при завантаженні шихти на агломашину. . . . .	83
2.6	Автоматизація процесу запалювання аглошихти. . . . .	84
2.6.1	Технологічний процес запалювання аглошихти. . . . .	84
2.6.2	Система автоматичного регулювання процесу запалювання. . . . .	89
2.7	Контроль та автоматичне регулювання процесу спікання аглошихти на агломашині. . . . .	92
2.7.1	Технологічний процес спікання аглошихти. . . . .	92
2.7.2	Система автоматичного контролю та регулювання точки закінчення процесу спікання аглошихти. . . . .	94

<b>Розділ 3. АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ДОМЕННОГО ВИРОБНИЦТВА. . . . .</b>	<b>98</b>	
3.1	Структура доменного виробництва та задачі автоматизації. . . . .	98
3.1.1	Структура доменного виробництва. . . . .	98
3.1.2	Задачі автоматизації доменного виробництва. . . . .	101
3.2	Автоматизація доменної печі. . . . .	104
3.2.1	Доменна піч як об'єкт керування. . . . .	104
3.2.2	Контроль та автоматичне регулювання тиску колошникового газу. . . . .	106
3.2.3	Автоматизація процесів завантаження та розподілення шихти на колошнику доменної печі. . . . .	108
3.2.4	Контроль швидкості сходу стовпа шихтових матеріалів. . . . .	113
3.3	Контроль та автоматичне регулювання параметрів дуття доменної печі. . . . .	115
3.3.1	Характеристика дуття ДП. . . . .	115
3.3.2	Система контролю та автоматичного регулювання температури гарячого дуття. . . . .	116
3.3.3	Система контролю та автоматичного регулювання вмісту кисню в дутті. . . . .	118
3.3.4	Система контролю та автоматичного регулювання вологості дуття. . . . .	120
3.3.5	Система контролю та автоматичного регулювання загальної кількості й розподілення природного газу по фурмах печі. . . . .	122
3.3.6	Система контролю та автоматичного регулювання загальної кількості й розподілення пилувугільного палива по фурмах печі. . . . .	124
3.4	Автоматизація повітрянагрівачів доменної печі. . . . .	128
3.4.1	Повітрянагрівач, конструкція та завдання автоматизації. . . . .	128
3.4.2	Система автоматичного керування переводом повітрянагрівача із режиму дуття в режим нагріву і навпаки. . . . .	130
3.4.3	Система автоматичного керування нагрівом ПН. . . . .	132
3.5	Контроль та автоматичне регулювання параметрів установки мокрого очищення колошникового газу. . . . .	135
3.5.1	Конструкція агрегатів і технологія мокрого очищення колошникового газу. . . . .	135
3.5.2	Автоматизація агрегатів мокрого очищення колошникового газу. . . . .	139

<b>Розділ 4. АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ВИРОБНИЦТВА</b>	<b>142</b>
4.1 Автоматизація дугових електросталеплавильних печей	142
4.1.1 Дугова електросталеплавильна піч, конструкція та технічні характеристики	142
4.1.2 Електроживлення та електроустаткування ДСП	143
4.1.3 Технологія електродугової плавки	147
4.1.4 Задачі керування ДСП	150
4.1.5 Керування електричним режимом ДСП	152
4.1.6 Керування тепловим режимом ДСП	159
4.2 Автоматизація технологічних процесів конвертерного виробництва	161
4.2.1 Структура конвертерного виробництва	161
4.2.2 Міксерне відділення, технологія накопичення чавуну й осереднення його параметрів	162
4.2.3 Автоматизація міксерного відділення	164
4.3 Автоматизація конвертерного відділення	166
4.3.1 Конвертерне відділення і його структура	166
4.3.2 Технологія і методи керування конвертерною плавкою	168
4.3.3 Системи автоматичного контролю та регулювання параметрів конвертерної плавки в процесі продувки	169
4.3.4 Автоматизація процесу подачі сипучих матеріалів у конвертер і ківш	174
4.3.5 Автоматизація процесу евакуації та охолодження конвертерних газів	177
4.3.6 Система контролю і автоматичного керування процесом евакуації та очищення конвертерних газів	181
4.3.7 Автоматизація процесу утилізації CO конвертерного газу	184
4.3.8 Автоматична система безпеки конвертерної плавки	187
4.4 Автоматизація агрегатів і процесів позапічної обробки сталі	188
4.4.1 Технологія та агрегати позапічної обробки сталі в ківші	188
4.4.2 Автоматизація установок аргонної продувки сталі в ківші	189
4.4.3 Автоматизація агрегатів доводки сталі в ківші	192
4.4.4 Автоматизація установок «ківш-піч»	197

4.4.5 Автоматизація процесів вакуумної обробки металу в ківші	203
4.5 Автоматизація машини безперервного розливу заготовок (МБРЗ)	209
4.5.1 Конструкція МБРЗ, технологія безперервного розливу сталі	209
4.5.2 Завдання контролю та керування МБРЗ	212
4.5.3 Автоматизація комплексу «стальківш – проміжний ківш»	213
4.5.4 Автоматизація технологічних процесів комплексу «промківш – кристалізатор»	219
4.5.5 Система автоматичного контролю та регулювання рівня металу в кристалізаторі	221
4.5.6 Автоматичний контроль і регулювання теплого стану кристалізатора	224
4.5.7 Система контролю та стабілізації зусилля втягування безперервного зливка	226
4.5.8 Система автоматичного регулювання процесу качання кристалізатора	227
4.5.9 Автоматизація зони вторинного охолодження	228
4.5.10 Автоматизація процесів порізу безперервної заготовки	234

<b>Розділ 5. АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ПРОКАТНОГО ВИРОБНИЦТВА</b>	<b>238</b>
5.1 Автоматизація прокатного виробництва товстого листа	238
5.1.1 Загальна характеристика прокатного виробництва	238
5.1.2 Структура цеху прокатки товстого листа	239
5.1.3 Системи автоматизації дільниць і агрегатів цеху прокатки товстого листа	239
5.1.4 Автоматизація кліті товстолистого стану	241
5.2 Автоматизація нагрівальних колодязів	244
5.2.1 Загальна характеристика печей для нагріву металу	244
5.2.2 Нагрівальний колодязь, конструкція, основні характеристики	245
5.2.3 Технологія нагріву зливків у колодязі	246
5.2.4 Завдання контролю та регулювання процесу нагріву	248
5.2.5 Системи автоматичного контролю та регулювання параметрів нагрівального колодязя	248

5.3	Автоматизація методичних нагрівальних печей. . . . .	251
5.3.1	Загальна характеристика методичних печей для нагріву заготовок. . . . .	251
5.3.2	Методична штовхальна піч, конструкція, основні характеристики. . . . .	251
5.3.3	Технологія нагріву заготовок у методичній печі. . . . .	252
5.3.4	Завдання контролю та регулювання процесу нагріву. . . . .	253
5.3.5	Системи автоматичного контролю та регулювання параметрів методичної печі. . . . .	254
5.4	Автоматизація секційних печей швидкісного нагріву заготовок. . . . .	258
5.4.1	Загальна характеристика секційних печей швидкісного нагріву. . . . .	258
5.4.2	Секційна піч швидкісного нагріву, конструкція, основні характеристики. . . . .	259
5.4.3	Технологія нагріву заготовок у секційній печі. . . . .	260
5.4.4	Завдання контролю та регулювання процесу нагріву заготовок у секційних печах. . . . .	261
5.4.5	Системи автоматичного контролю та регулювання параметрів секційної печі. . . . .	261
5.5	Автоматизація печей для термічної обробки металу. . . . .	264
5.5.1	Загальна характеристика термічних печей. . . . .	264
5.5.2	Термічна піч камерного типу, конструкція, основні характеристики. . . . .	264
5.5.3	Технологія термообробки, завдання контролю та регулювання. . . . .	265
5.5.4	Системи автоматичного контролю та регулювання процесу термообробки в камерній печі. . . . .	266
5.5.5	Прохідна термічна піч, конструкція, основні характеристики. . . . .	267
5.5.6	Технологія термообробки, задачі контролю та регулювання. . . . .	269
5.5.7	Системи автоматичного контролю та регулювання процесу термообробки в прохідній печі. . . . .	270
	<b>ВИСНОВКИ</b> . . . . .	<b>272</b>
	<b>ПЕРЕЛІК РЕКОМЕНДОВАНИХ ДЖЕРЕЛ</b> . . . . .	<b>273</b>

## ВСТУП

Сучасні технологічні процеси і виробництва неможливо уявити без засобів автоматичного контролю та регулювання їх параметрів та режимів. Роль людини, як учасника виробництва, весь час зменшується, а роль автоматичних систем – збільшується. Причому технічні засоби систем автоматизації стають усе більш складними, у них використовується сучасна мікропроцесорна й комп’ютерна техніка. На більшості підприємств є спеціальні служби автоматизації, в яких працюють спеціалісти з автоматизації та комп’ютерних технологій. Ці спеціалісти розробляють, або експлуатують на підприємствах системи автоматизації. Для підготовки таких спеціалістів у деяких вищих навчальних технічних закладах є кафедри автоматизації і комп’ютерних технологій. У навчальному плані цих кафедр обов’язковою є дисципліна з автоматизації технологічних процесів та виробництв, яка викладається для спеціальності 151 «Автоматизація та комп’ютерно-інтегровані технології» (згідно із постановою Кабінету Міністрів України від 16 грудня 2022 р. № 1392 174 «Автоматизація, комп’ютерно-інтегровані технології та роботехніка») ОКР «бакалавр». Цей посібник розроблено з урахуванням специфіки підготовки бакалаврів з орієнтацією на чорну металургію. Згідно з цим він має відповідний зміст.

Крім того, посібник може бути корисним інженерно-технічному персоналу, що працює на відповідному виробництві, а також співробітникам управління автоматизації підприємств зі сфери чорної металургії.

# Розділ 1

## СТРУКТУРА, ОСНОВНІ ЗАДАЧІ ТА ОСОБЛИВОСТІ СИСТЕМ АВТОМАТИЗАЦІЇ

### 1.1 Системи автоматизації, їх структура та призначення

#### 1.1.1 Основні поняття та визначення

*Технологічний процес* (ТП) – це процес перетворення сировини, первинних матеріалів у певний продукт у результаті фізичних, механічних та хімічних перетворень.

ТП виробництва продукції, як об'єкт керування, характеризується сукупністю параметрів, серед яких є параметри, які визначають процес (вихідні), є параметри, які впливають на процес (вхідні) і є параметри, які збурюють процес (збурення).

Вхідними називають параметри, які впливають на хід ТП і під їх дією змінюються вихідні параметри.

Вихідні параметри це, як правило, фізичні величини (температура, тиск, концентрація тощо), наприклад, температура в ТП нагріву металу, температура та хімічний склад чавуну на випуску доменної плавки тощо.

Збурюючими параметрами ТП є величини, які є не керованими, але впливають на вихідні параметри (збурюють їх), наприклад, зміна параметрів оточуючого середовища, зміна теплотворної здатності палива, зміна якості сировини тощо.

При здійсненні ТП необхідно контролювати їх параметри й керувати ними. Водночас можуть бути задіяні як технічні засоби, так і технічний персонал.

Взаємодія технічного персоналу (людини) і ТП становить **трудоий процес**. Сукупність технологічного і трудового процесу при виробництві продукції становить **виробничий процес** (рис. 1.1, див. с. 11).

Щоб виробничий процес був ефективний, необхідно якомога менше робити долю трудового процесу (долю людського

фактора), а більше функцій контролю та керування передавати *технічним засобам* (ТЗ).

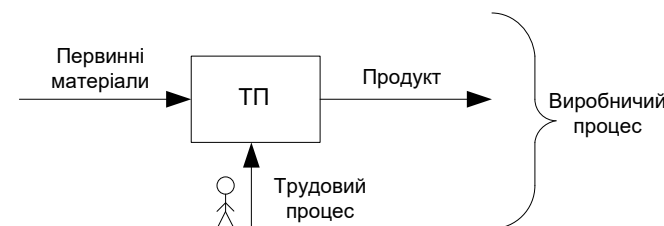


Рисунок 1.1 – Структура виробничого процесу

Для керування ТП треба знати які параметри і в яких межах необхідно контролювати. Контроль технологічних параметрів відбувається за допомогою технічних засобів – датчиків та перетворювачів.

Керування технологічним процесом відбувається за допомогою використання спеціальних технічних засобів – автоматичних регуляторів, які можуть бути автономними пристроями, або програмно реалізованими на базі мікропроцесорних контролерів, підсилювачів сигналів, виконавчих механізми та регулюючих органів.

Контроль та керування ТП за допомогою ТЗ називають **автоматизацією технологічного процесу** (АТП).

Сукупність ТЗ, які контролюють та керують ТП, називають **системою автоматизації**.

Системи автоматизації, за ступенем участі людини в процесі контролю та керування ТП, бувають *автоматичними*, або *автоматизованими*.

При відсутності людини в цьому процесі систему називають **автоматичною**. Якщо ж людина задіяна в системі керування ТП, то таку систему називають **автоматизованою**.

Система автоматизації, яка розробляється на основі теорії керування й яка використовує економіко-математичні методи та обчислювальну техніку, а також має задіяну в своєму контурі людину (оператора – технолога), називається **автоматизованою системою керування технологічним процесом** (АСК ТП).

Будь-яка система вирішує певні задачі контролю та керування, тому вона має певний набір функцій і певну структуру.

### 1.1.2 Структура систем автоматизації

Залежно від типу технологічного процесу або об'єкту, його автоматизація потребує вирішення різних завдань. Прості об'єкти (1, 2 технологічних параметри) – це завдання контролю і стабілізації цих параметрів. Такі системи називаються **локальними системами автоматичного регулювання (ЛСАР)** і вони є найбільш простими. Для складних об'єктів структура СА може бути різною. Основною класифікацією структури систем є класифікація по рівням (ієрархії) керування (рис. 1.2). Локальні системи автоматизації складають *нижчий (нульовий, базовий)* рівень. Технологічний процес або об'єкт разом із засобами контролю, РО і ВМ, які на них встановлені, складає *технологічний об'єкт керування (ТОК)*.

Перший рівень – *рівень оптимізації, або рівень супервізорного керування*. На цьому рівні встановлюються такі задані значення для вихідної величини ЛСАР, які оптимізують технологічний процес загалом.

Будь-яка ЛСАР мусить мати задане значення вихідної величини, яка встановлюється вручну за допомогою задатчика, або задається автоматично з верхнього рівня системи (рис. 1.3, див. с. 13).

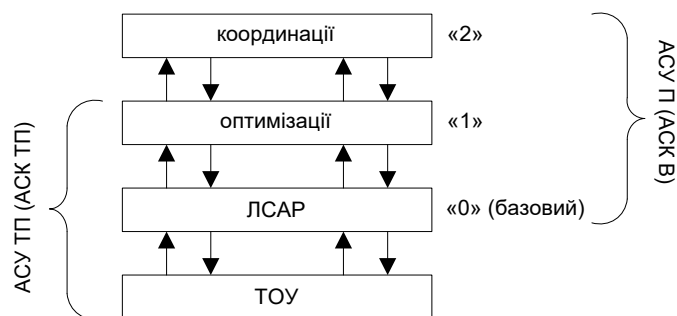


Рисунок 1.2 – Структура систем автоматизації

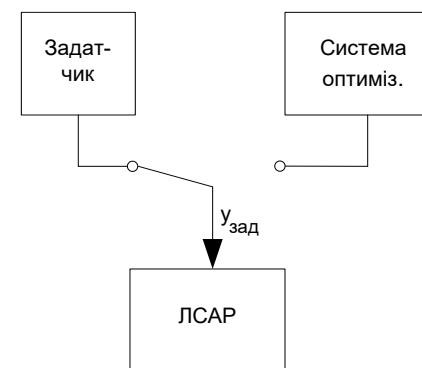


Рисунок 1.3 – Формування заданого значення вихідної величини

Окрім того, ЛСАР мусить мати засоби контролю поточного значення вихідної величини, автоматичний регулятор та технічні засоби зміни вхідної величини (реалізації регулюючого впливу). Структура ЛСАР представлена на рис. 1.4.

Якщо система керує цілим рядом технологічних процесів, або об'єктів і має єдиний критерій оцінювання їх роботи, то може бути ще один рівень системи – *рівень координації* (рис. 1.2). На цьому рівні системи автоматизації ТП або об'єктів одержують інформацію, яка дає можливість скоординувати роботи всіх об'єктів так, щоб було певне значення критерію оцінювання роботи всього комплексу.

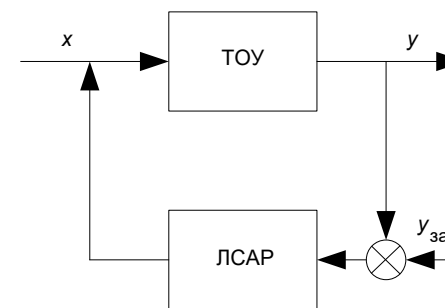


Рисунок 1.4 – Структура локальної системи автоматичної стабілізації параметра

### 1.1.3 Основні задачі контролю та керування технологічними процесами й об'єктами

Будь-який ТП або об'єкт має певний набір технологічних параметрів, які характеризують його регулюючі впливи, вихідні та збурюючі величини. Для керування ТП необхідно контролювати та регулювати певні його параметри. *Усі задачі контролю та регулювання технологічних параметрів процесів і об'єктів можливо класифікувати так:*

1. Задача стабілізації параметрів. Вона полягає в тому, що один або декілька вихідних параметрів повинні автоматично підтримуватися на певному заданому рівні, тобто:

$$X_{\text{вих}}(\tau) = X_{\text{вих. зад.}}$$

Структура системи стабілізації одного параметра представлена на рис. 1.5.

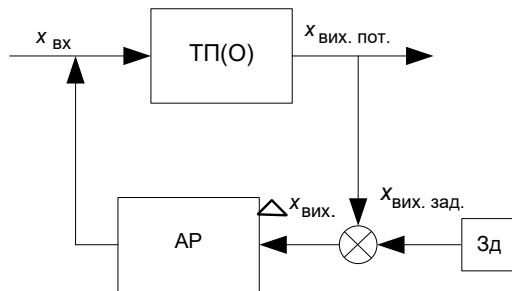


Рисунок 1.5 – Структура ЛСАР стабілізації одного параметра

2. Задача програмного регулювання вихідної величини (програмної зміни параметра).

Ця задача полягає в тому, що вихідна величина мусить змінюватись у часі за певною програмою, яку формує програмний задавач. Математично ця задача записується так:

$$x_{\text{вих. пот.}}(\tau) = x_{\text{вих. зад.}}(\tau),$$

де  $x_{\text{вих. зад.}}(\tau)$  – задане значення вихідної величини, яке автоматично змінюється за певною програмою залежно від часу (рис. 1.6, див. с. 15).

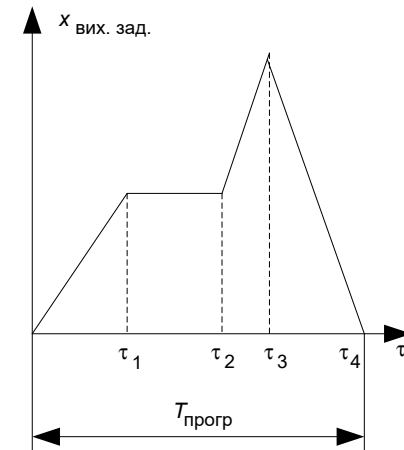


Рисунок 1.6 – Програма зміни заданого значення вихідної величини

Приклад системи програмного регулювання представлений на рис. 1.7.

У цій задачі один із параметрів виступає ведучим, тобто змінюється незалежно, а другий є веденим (залежним). Система відслідковує зміну ведучого параметру й у певному співвідношенні з ведучим змінює введений параметр.

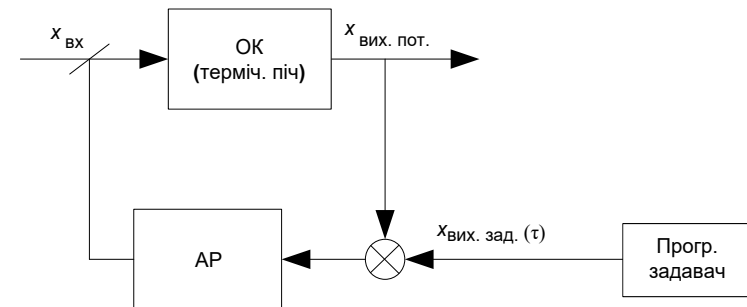


Рисунок 1.7 – Структура системи програмного регулювання температури в термічній печі

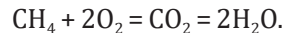
3. Задача слідкуючого регулювання (задача підтримування певного співвідношення параметрів).

Математично задача записується так:

$$x_{\text{вих}}(\tau) = f(Y_{\text{вих}}(\tau)),$$

де  $x_{\text{вих}}(\tau)$  – ведений параметр;  
 $Y_{\text{вих}}(\tau)$  – ведучий параметр.

Прикладом такої задачі є регулювання співвідношення «паливо-повітря» для нагрівальної печі, яка опалюється газовим паливом. У піч подається паливо, поточні витрати якого контролюються і складають  $F_{\text{палива}}$ , і повітря, кількість якого  $F_{\text{повітря}}$  мусить подаватися в піч в певному співвідношенні до палива. Розглянемо для прикладу піч, яка опалюється природним газом (CH<sub>4</sub>). Реакція спалювання природного газу:



Із реакції виходить, що для спалювання одного об'єму газу, треба два об'єми чистого кисню. А оскільки в повітрі приблизно п'ята частина кисню, то для спалювання одного об'єму газу треба приблизно десять об'ємів повітря. Тому співвідношення витрат палива й повітря буде 1 : 10.

$$F_{\text{пов.зад}} = K \times F_{\text{пал.пот.}}$$

Отже, теоретичний коефіцієнт співвідношення  $K=10$ . Але на практиці можуть бути різні умови спалювання і тому вводять додатковий коефіцієнт  $\alpha$  – коефіцієнт надлишку повітря.

$$F_{\text{пов.зад}} = \alpha \times K \times F_{\text{пал.пот.}},$$

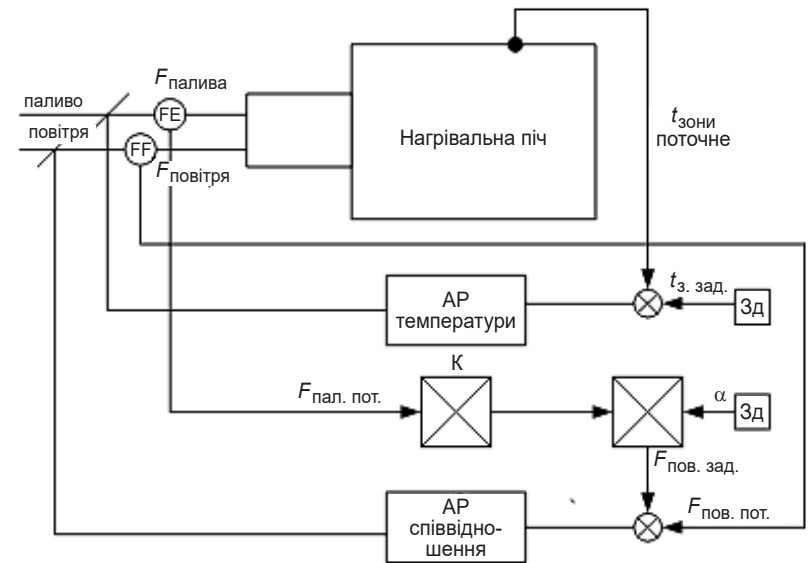
$$0,6 \leq \alpha \leq 1,5.$$

Коефіцієнт надлишку повітря  $\alpha$  вводиться для коригування теоретичного коефіцієнту співвідношення  $K$ , тобто для коригування процесу спалювання палива.

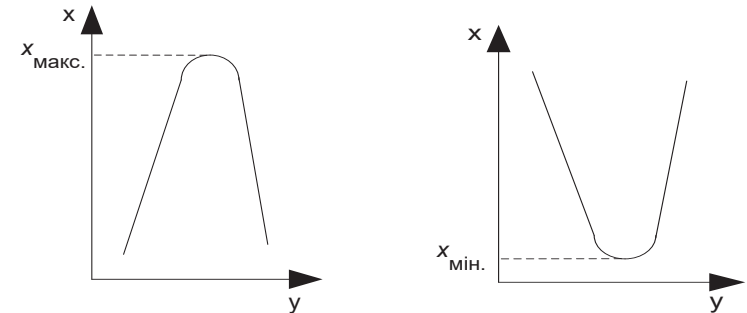
Структура системи стабілізації температури та регулювання співвідношення «паливо – повітря» для нагрівальної печі представлено на рис. 1.8 (див. с. 17).

4. Задача екстремального регулювання параметрів. Ця задача має місце тоді, коли є залежність одного параметру ТП від іншого за функцією з екстремумом (рис. 1.9, див. с. 17).

$$X = f(y)$$



**Рисунок 1.8** – Структура системи стабілізації температури та регулювання співвідношення «паливо – повітря» для нагрівальної печі



**Рисунок 1.9** – Приклади екстремальної залежності

У такій системі автоматично підтримується екстремум параметра  $X$  через зміни параметра  $y$ . Математично це записується так:

$$X \rightarrow \text{extr}(y).$$

Для реалізації цієї задачі необхідно мати екстремальний регулятор. Цей регулятор по поточній інформації про  $x$  і  $u$ , за певним алгоритмом змінює  $u$  так, щоб  $x$  досяг екстремуму. Прикладом такої задачі є пошук коефіцієнту надлишку повітря  $\alpha$  попередньої задачі слідкуючого регулювання. Треба знайти таке значення  $\alpha$ , щоб температура печі була максимальна для поточного значення витрат палива  $F_{\text{пал}}(\tau)$ .

5. Задача оптимізації ТП (задача оптимального керування).

Ця задача виникає і вирішується в тому випадку, коли ми маємо якийсь показник, критерій роботи ТП. Цей критерій намагаються зробити оптимальним (мінімум чи максимум – залежно від задачі). Якщо змінюючи параметри ТП ми досягаємо екстремуму такого критерію, то таке керування називається **оптимальним**. Задачі оптимального керування притаманні системам верхнього рівня, тому що для оптимізації треба контролювати і змінювати дуже багато параметрів. Одна із можливих структур системи оптимізації перехідного процесу за критерієм мінімуму інтегралу вихідної величини об'єкту в часі представлена на рис. 1.10.

$$Y_{\text{вих}} = \int_0^{\tau_{\text{min}}} x_{\text{вих}}(\tau) d\tau \rightarrow \min.$$

Для контролю та керування будь-яким технологічним процесом використовується одна або декілька із розглянутих задач.

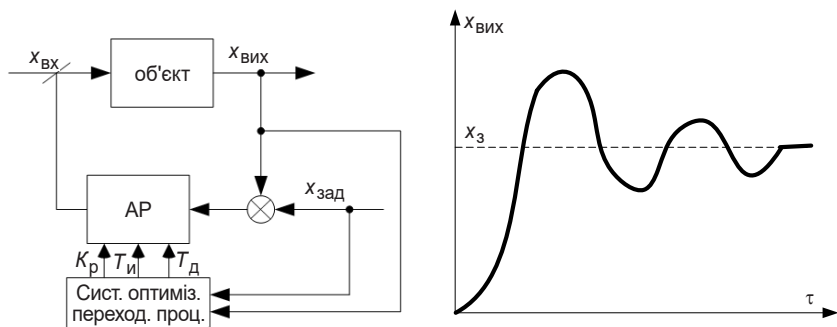


Рисунок 1.10 – Структура системи оптимального керування

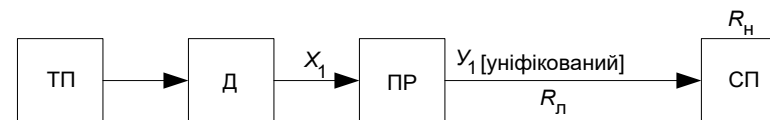
**Контрольні питання**

1. Технологічний, трудовий та виробничий процеси.
2. Система автоматизації.
3. Структура систем автоматизації.
4. Основні завдання контролю та керування технологічним процесом.
5. Задача стабілізації технологічного параметра.
6. Задача програмної зміни параметра.
7. Задача слідкуючого регулювання параметра.

**1.2 Технічні засоби систем автоматизації**

**1.2.1 Технічні засоби одержання та обробки інформації в системах автоматизації**

Для контролю технологічних параметрів у системах автоматизації використовують датчики й перетворювачі. При виборі датчиків необхідно насамперед враховувати умови експлуатації (надійність пристрою), точність контролю та його вартість. Крім того, бажано, щоб датчики мали лінійну статичну характеристику. Але не всі типи датчиків мають лінійну статичну характеристику і стандартний струмовий вихідний сигнал. Для таких датчиків використовують спеціальні пристрої – *перетворювачі*, які лінеаризують статичну характеристику та видають стандартний струмовий сигнал (рис. 1.11).



ТП – технологічний процес, Д – датчик, ПР – перетворювач, СП – споживаючий пристрій

Рисунок 1.11 – Структура формування стандартного сигналу датчика

При використанні в системах автоматизації стандартних струмових сигналів необхідно завжди враховувати електричний опір лінії зв'язку  $R_{л}$  і опір навантаження  $R_{н}$ , величини яких регламентовані технічними характеристиками перетворювача. Для стандартних струмових сигналів перетворювачів потрібне значення опорів повинно складати наступні значення.

Для сигналу  $0 \div 5$  мА сумарний опір:

$$R_{\Sigma} = R_{л} + R_{н} = 2,5 \text{ кОм.}$$

Для сигналу  $0 \div 20$  мА сумарний опір:

$$R_{\Sigma} = 1,0 \text{ кОм (0,5 км).}$$

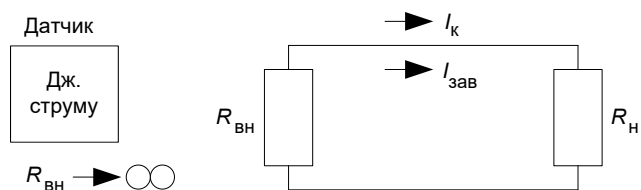
Для сигналу  $4 \div 20$  мА сумарний опір:

$$R_{\Sigma} = 1,0 \text{ кОм.}$$

Для сигналу  $0 \div 100$  мА сумарний опір:

$$R_{\Sigma} = 0,25 \text{ кОм.}$$

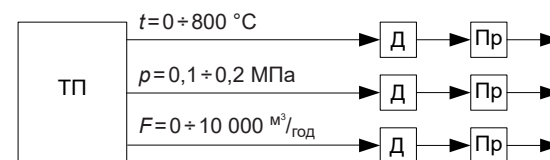
Струмові сигнали, порівняно з іншими типами сигналів, найбільш захищені від всіляких завад. Перетворювач, який формує струмовий вихідний сигнал, є джерелом струму (рис. 1.12), тобто має внутрішній електричний опір значно більший, ніж опір навантаження. Це дає можливість зменшити вплив завад на споживача сигналу. Так, за наявності в електричному колі навантаження струмів завад, падіння напруги від них залишаються на внутрішньому опорі, а не на опорі споживача.



$$u_{зав1} = I_{зав} \times R_{н} < u_{зав2} = I_{зав} \times R_{вн}$$

**Рисунок 1.12** – Датчик зі струмовим вихідним сигналом, як джерело струму

У системах автоматизації інформація про технологічні параметри у вигляді стандартних струмових сигналів подається на засоби автоматичного керування – регулятори, *мікроконтролери* (МК). Водночас всі сигнали за формою однакові, тобто стандартні струмові, хоча відповідають вони різним фізичним значенням параметрів (рис. 1.13). Щоби прив'язати ці струмові сигнали до конкретних фізичних значень технологічних параметрів, необхідно вирішити задачу масштабування і переводу цих сигналів у фізичні величини.



**Рисунок 1.13** – Перетворення фізичних значень технологічних параметрів у стандартний струмовий сигнал

Задача масштабування і перетворення сигналів у фізичні величини відбувається, як правило, у регуляторах, або в МК за певним алгоритмом.

### 1.2.2 Технічні засоби систем автоматичного керування на базі мікроконтролерів

*Мікроконтролер* – це спеціалізований комп'ютер, який має додатково пристрій зв'язку з технологічним процесом. Мікроконтролер має модульну структуру, тобто являє собою набір окремих пристроїв – модулів (рис. 1.14, див. с. 22).

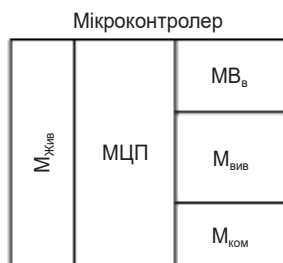
Мікроконтролер, як правило, є вільно компонованим, тобто кількість модулів та їх розташування в корпусі (корзині) може бути вільним.

Розглянемо основні модулі сучасних мікроконтролерів:

1. Модуль живлення.

Модуль живлення забезпечує живлення всіх модулів контролера відповідною напругою через шини корзини, в яку

вставляються модулі. Як правило, сам модуль живлення має напругу живлення 220 В змінного струму, а для інших модулів контролера він формує напругу 24 В постійного струму.



$M_{жив}$  – модуль живлення; МЦП – модуль центрального процесора;  
 $MВ_в$  – модуль вводу інформації;  $M_{вив}$  – модуль виводу інформації;  
 $M_{ком}$  – комунікаційний модуль

**Рисунок 1.14** – Модульна структура мікроконтролера

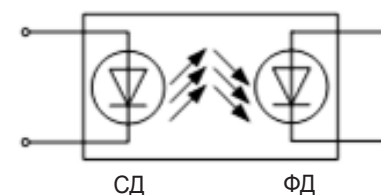
## 2. Модуль центрального процесора.

Модуль центрального процесора є основним модулем мікроконтролера й являє собою спеціалізований комп'ютер з мікросхемами відповідних типів пам'яті. Цей модуль через відповідні модулі зв'язку взаємодіє як із віддаленими модулями вводу-виводу, так і з зовнішнім світом, наприклад, із робочою станцією (комп'ютером) системи автоматизації.

## 3. Модулі вводу інформації.

Модулі вводу інформації поділяються на:

а) *модулі аналогового вводу* – це пристрої для вводу аналогових сигналів (струм, напруга). Ці модулі бувають на 4, 8 та 16 каналів. Окрім того, вони випускаються зі спільною точкою вводу, або з індивідуальними (диференційними) каналами вводу із гальванічним розв'язанням по кожному каналу. *Гальванічне розв'язання* – це єлектричне відділення ланки вхідного сигналу від ланок схеми модуля. Воно відбувається, як правило, за допомогою оптоелектронної пари, або спеціальних трансформаторів. *Оптоелектронна пара* – це мікросхема, в якій є світлодіод і фотодіод, скомпонованих як один виріб (рис. 1.15, див. с. 23);



**Рисунок 1.15** – Принцип роботи оптоелектронної пари

б) *модулі дискретного вводу (МДВв)* – це модулі, на які подаються сигнали типу 0 чи 1. Водночас відповідність 0 і 1 задається типом модуля, тобто «0» – 0 В, «1» – 24 В, чи навпаки, чи інші значення напруги;

в) *модулі вводу число-імпульсних сигналів (МВвЧІ)* – це модулі, які сприймають сигнал у вигляді імпульсів напруги, підраховують їх за певний проміжок часу.

Модуль вводу інформації, сприймаючи вхідний сигнал, перетворює його за допомогою комутатора та аналого-цифрового перетворювача (АЦП) у відповідний  $n$ -розрядний двійковий код. Розрядність коду залежить від типу процесора. Після перетворення  $n$ -розрядний код записується у відповідну комірку пам'яті. Номеру каналу МВв відповідає певна комірка пам'яті, яка закріплюється за відповідним типом технологічного параметра.

## 4. Модулі виводу інформації.

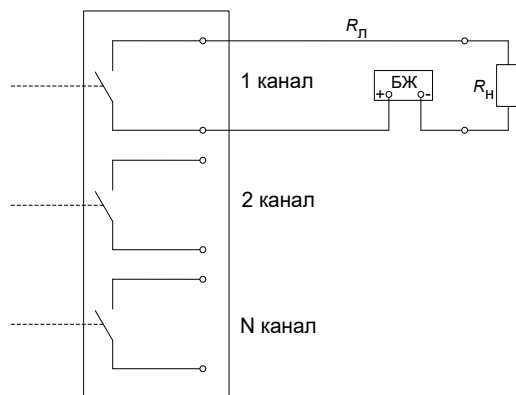
Модулі виводу інформації поділяються на:

а) *модулі аналогового виводу інформації (МВвІ)* – це пристрої для перетворення  $n$ -розрядного двійкового числа з певної комірки пам'яті в цифро-аналоговому перетворювачі (ЦАП) у стандартний струмовий сигнал і виводу цього сигналу на вихідні клеми модуля. Модулі аналогового виводу програмуються, вони можуть бути на 4 або 8 каналів;

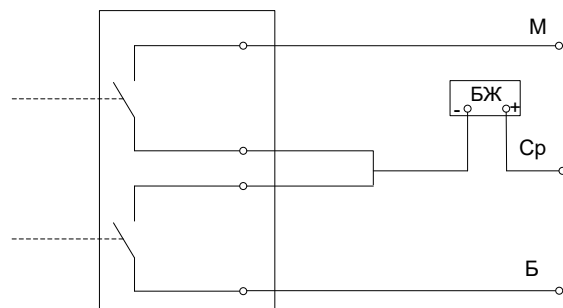
б) *модулі дискретного виводу інформації (МДВив)* – це пристрої для перетворення  $n$ -розрядного двійкового числа з певної комірки пам'яті в певне положення, так званого, «сухого контакту» (рис. 1.16, див. с. 24). Цей контакт може бути замкненим, або розімкненим, що повинно відповідати логічній «1» або логічному «0».

«Сухий контакт» є пасивним елементом, тому, щоб реалізувати його положення в логічний сигнал, треба підключити цей контакт до електричної ланки з джерелом живлення, як правило напругою, яка дорівнює 24 В (рис. 1.16).

Для формування регулюючого впливу регулятора треба задіяти 2 вихідних канали МДВив типу «сухий контакт» (рис. 1.17).



**Рисунок 1.16** – Структура вихідних каналів модуля дискретного виводу



**Рисунок 1.17** – Схема формування активних сигналів регулюючого впливу

## 5. Модулі комунікації.

Системи автоматизації складних технологічних процесів та виробництв є розподіленими в просторі, тобто збір і первинна обробка

інформації відбувається за допомогою спеціальних станцій віддаленого вводу-виводу, які розташовуються безпосередньо біля технологічних об'єктів. Окрім того, система автоматизації може мати в своєму складі декілька МК. Зв'язок між цими станціями і МК відбувається за допомогою електричних ліній зв'язку типу «вита пара», або оптичних ліній (оптоволоконний кабель), які приєднуються до відповідних комунікаційних модулів. «Вита пара» являє собою мідний кабель із декількох дротів скручених (звитих) між собою, основою оптичного кабелю є оптичне волокно на основі кремнію.

Комунікаційні модулі дають змогу МК працювати у промислових обчислювальних мережах Industrial Ethernet, Profibus, MPI (струмова петля 20 мА), підтримуючи з'єднання через послідовні канали зв'язку на основі інтерфейсів RS232C, RS422 / RS485.

МК існують із вільним програмуванням і є спеціалізовані МК з так званим жорстким програмуванням, тобто обмеженим набором певних команд.

Для візуалізації, тобто відображення інформації, МК мають або спеціалізовані панелі, або використовують персональні комп'ютери (ПК). ПК з'єднуються зі МК по мережі Ethernet, Profibus, або іншій за допомогою комунікаційних модулів і послідовних каналів на основі інтерфейсів RS232C, RS422 / RS485. Візуалізація інформації відбувається за допомогою спеціальних пакетів програм, які називають SCADA-системами.

Мікроконтролер у системі автоматизації виступає як пристрій для обробки технологічної інформації і як багатоканальний регулятор, тому він повинен із певним періодом (циклом часу) зчитувати всі модулі вводу контролера і видавати оброблену інформацію на його модулі виводу (рис. 1.18, див. с. 26).

Модулі дискретного вводу вимагають активного сигналу (0–10 В, 0–24 В тощо). І тому якщо дискретний сигнал з об'єкту йде пасивний, треба його зробити активним за допомогою блока живлення (рис. 1.19, див. с. 26).

У кожному модулі вводу (аналоговий, дискретний) є електронний комутатор і АЦП (рис. 1.20, див. с. 26). За їх допомогою вхідний сигнал перетворюється у двійковий код і запам'ятовується в комірці пам'яті МК.

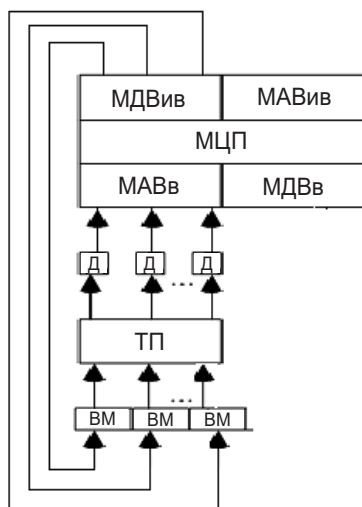


Рисунок 1.18 – Мікроконтролер як багатоканальний регулятор

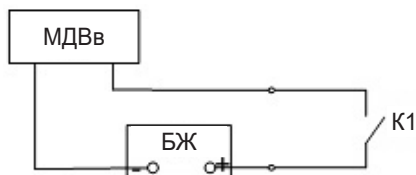


Рисунок 1.19 – Перетворення пасивного дискретного сигналу в активний

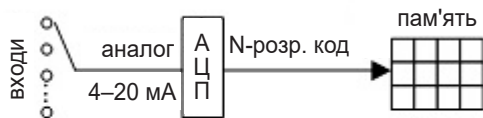


Рисунок 1.20 – Структура модуля вводу аналогового сигналу

Так, модулі аналогового вводу мікроконтролера SIMATIC S7-300 SM331 мають 8 гальванічно розділених каналів вводу сигналів типу  $\pm 5$  В,  $\pm 10$  В, 1–5 В,  $\pm 20$  мА, 0/4–20 мА з розрядністю АЦП 16 біт. Є також модулі аналогового вводу, які можуть

працювати безпосередньо з сигналами термометрів опору, термоелектричних перетворювачів (термопар). Модулі мають світлодіодну індикацію відмов і помилок по кожному каналу. Температурний діапазон зовнішнього середовища, в якому працюють модулі, складає  $0\dots+60$  °С, а для деяких типів модулів він може бути  $-20\dots+60$  °С.

Модулі аналогового виводу являють собою ЦАП, який перетворює  $n$ -розрядний двійковий код із певної комірки пам'яті процесора в аналоговий вихідний сигнал рис. 1.21. У мікроконтролерів SIMATIC різних модифікацій мають від 2 до 8 виходів, на які із контролера можуть видаватися такі типи сигналів:

- напруги 1–5 В, 0–10 В,  $\pm 10$  В;
- струму 0–20 мА, 4–20 мА,  $\pm 20$  мА.

Опір навантаження для сигналів напруги складає 1 кОм, для сигналів струму 0,5 кОм. Модулі мають також світлодіодні індикатори відмов та помилок перетворення по кожному каналу.

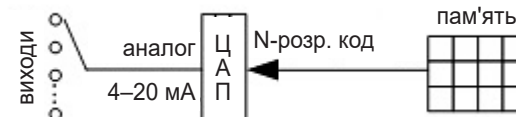


Рисунок 1.21 – Структура модулю виводу аналогового сигналу

Модулі аналогового виводу використовуються для виводу інформації на вторинні прилади, а також для видачі регулюючих впливів по двох провідним лініям від ПІД-аналогових регуляторів на виконавчі механізми (ВМ) зі змінною швидкістю.

Для програмно реалізованих у мікроконтролері регуляторів із широтно-імпульсною модуляцією (ШІМ) використовуються модулі дискретного виводу сигналів типу «сухий контакт». У цих модулях сигнали регулюючих впливів регуляторів із ШІМ реалізуються у вигляді певного положення («замкнено», «розімкнено») сигналів типу «сухий контакт», які потім схемно перетворюють у активні дискретні сигнали для керування ВМ.

### Контрольні питання

1. Основні типи вихідних сигналів датчиків.
2. Модульна структура мікроконтролера.
3. Основні типи модулів контролера.
4. Модуль дискретного вводу інформації.
5. Модуль вводу аналогової інформації.
6. Модуль дискретного виводу інформації.
7. Модуль аналогового виводу.

## 1.3 Первинна обробка технологічної інформації в системах автоматизації

### 1.3.1 Осереднення технологічної інформації

Уся інформація, яка поступає від датчиків системи автоматизації може бути зашумленою, тобто крім корисного сигналу на нього можуть накладатися, так звані, шуми й різного роду наводки (рис. 1.22). Для виділення корисного сигналу

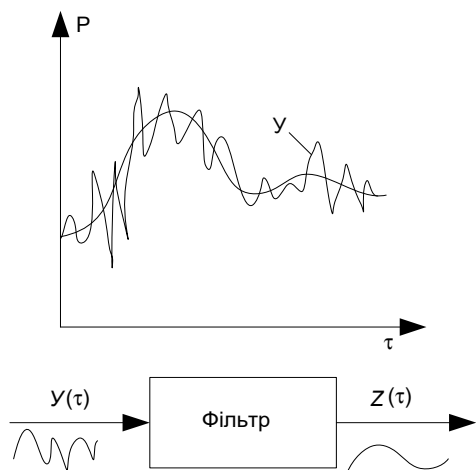


Рисунок 1.22 – Зашумлений і осереднений сигнал

й позбавлення шумів вхідний сигнал від датчиків у контролері системи автоматизації фільтрується, тобто згладжується. Цю операцію виконує *задача фільтрації або згладження вхідних аналогових сигналів*.

Для запобігання різкої зміни регулюючих впливів при високочастотних коливаннях вхідного сигналу його необхідно фільтрувати (згладжувати). Фільтрація відбувається за допомогою спеціальних аналогових, або цифрових програмних фільтрів. При реалізації фільтрів використовують в основному два алгоритми, на базі яких виконується фільтрація вхідних сигналів. Фільтри виконуються у вигляді окремих технічних пристроїв, або програм для мікроконтролерів. Далі розглянемо ці алгоритми докладніше.

*Алгоритм поточного осереднення.* Принцип роботи цього алгоритму базується на тому, що сума або інтеграл від високочастотної величини має значно нижчу частоту зміни ніж сама величина. Фільтр являє собою інтегратор, який інтегрує вхідний сигнал на певному проміжку часу  $T$ . За такої умови вихідні значення за цей проміжок часу на виході фільтру не з'являються, тобто інтегратор працює в часовому «вікні» шириною  $T$ . Перше вихідне значення з'являється в  $(T + 1)$  проміжок часу. Відфільтрована частота вхідного сигналу буде тим нижча, чим більше інтервал часу  $T$ , на якому відбувається інтегрування. Фільтр поточного осереднення математично можна описати такою формулою:

$$Z(\tau) = \frac{1}{T} \times \int_{t-T}^t Y(\tau) \times d\tau, \quad (1.1)$$

де  $T$  – період осереднення;  
 $Y(\tau)$  – вхідна величина фільтра;  
 $Z(\tau)$  – вихідна величина фільтра.

Фільтр поточного осереднення в цифровому вигляді з урахуванням (1.1) записується такою формулою:

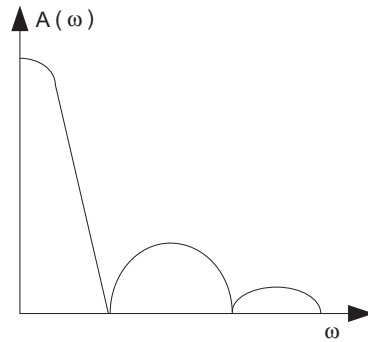
$$Z(j) = \frac{1}{m} \times \sum_{i=j-m}^j Y(i), \quad (1.2)$$

де  $m$  – кількість точок осереднення (період осереднення).

Передавальна функція та амплітудно-фазова характеристика (АФХ) такого фільтра дорівнюють:

$$W(p) = \frac{1 - e^{-pT}}{pT} \Rightarrow W(j\omega) = \frac{1 - e^{-j\omega T}}{j\omega T} \Rightarrow A(\omega) = \frac{\sin(\frac{\omega T}{2})}{\frac{\omega T}{2}} \times e^{j\frac{\omega T}{2}}. \quad (1.3)$$

Графік амплітудно-частотної характеристики фільтра представлений на рис. 1.23.



**Рисунок 1.23** – Амплітудно-частотна характеристика (АЧХ) фільтра поточного осереднення

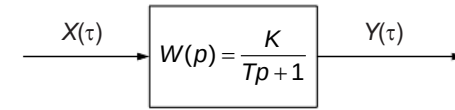
Недоліком цього фільтра є те, що згідно з амплітудно-частотною характеристикою фільтра, не всі частоти фільтруються повністю, а ряд частот просто зменшуються за амплітудою. Однак простота реалізації цього фільтра сприяє його широкому використанню.

*Алгоритм експоненціального згладжування.* Метод експоненціального згладжування полягає в тому, що вхідний сигнал подається на фільтр, який являє собою аперіодичну ланку

$W(p) = \frac{K}{Tp + 1}$ . Це відповідає диференційному рівнянню фільтра такого виду (рис. 1.24, див. с. 31):

$$T \times \frac{dY}{d\tau} + Y(\tau) = K \times X(\tau),$$

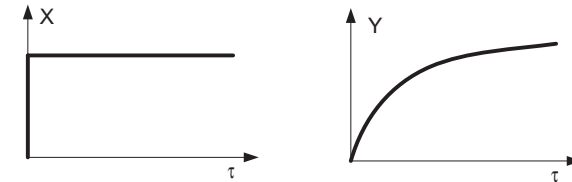
де  $X(\tau)$  – вхідний сигнал;  
 $Y(\tau)$  – вихідний сигнал.



**Рисунок 1.24** – Структура аналогового фільтра експоненціального згладжування

Реакцією такого фільтра на вхідний сигнал у вигляді стрибка (рис. 1.25) є експонента.

У мікроконтролерах обробка інформації та регулювання відбувається в цифровому вигляді, тому фільтр експоненціального згладжування реалізується програмно у вигляді цифрового фільтра. Й алгоритм, за яким працює такий фільтр, має такий вигляд.



**Рисунок 1.25** – Реакція аналогового фільтра експоненціального згладжування на стрічковий вхідний сигнал

Представимо диференційне рівняння фільтра в кінцево-різницевої формі:

$$T \times \frac{Y_i - Y_{i-1}}{\tau_i - \tau_{i-1}} + Y_{i-1} = X_i. \quad (1.4)$$

Припустимо, що  $\Delta\tau = 1$  одиниця часу, тоді:

$$T(Y_i - Y_{i-1}) + Y_{i-1} = X_i, \quad Y_i - Y_{i-1} + \frac{1}{T} Y_{i-1} = \frac{1}{T} X_i,$$

$$Y_i = (1 - \frac{1}{T}) Y_{i-1} + \frac{1}{T} X_i,$$

де  $\frac{1}{T} = \alpha_i$  – коефіцієнт демпфування.

Звідси поточне згладжене значення вихідного сигналу фільтра  $Y_i$  буде знаходитися з використанням попереднього

значення  $Y_{i-1}$  і поточного незгладженого значення вхідного сигналу  $X_i$  згідно з формулою:

$$Y_i = (1 - \alpha)Y_{i-1} + \alpha X_i. \quad (1.5)$$

Збільшуючи в цій формулі величину  $\alpha$ , ми збільшуємо вплив поточної вхідної величини і зменшуємо вплив попереднього вхідного сигналу, тим самим впливаючи на інтенсивність згладжування сигналу.

### 1.3.2 Масштабування значень технологічних параметрів

Усі сигнали про значення технологічних параметрів у цей момент часу поступають у МК у вигляді стандартних струмових сигналів. Для визначення конкретного значення або фізичної величини цього параметра необхідно вирішити *задачу масштабування* – перетворити значення струму вхідного сигналу в фізичну величину параметра. У МК масштабування відбувається, як правило, на рівні перетворення двійкових  $n$ -розрядних кодів. Для вирішення задачі масштабування необхідно задати за кожним параметром діапазон (шкалу) зміни фізичного значення цього параметра ( $A_{\max} - A_{\min}$ ), поточне значення двійкового коду на виході АЦП  $n_{\text{пот}}$ , максимальний двійковий код контролера  $n_{\max}$ . Тоді поточне фізичне значення параметру обчислюється за формулою:

$$A_{\text{пот}} = \frac{n_{\text{пот}}}{n_{\max}} \times (A_{\max} - A_{\min}) + A_{\min}. \quad (1.6)$$

Масштабування виконується для всіх вхідних сигналів мікроконтролера, оскільки подальша обробка і візуалізація даних потребує їх представлення в дійсних фізичних одиницях. Попереднє масштабування виконують по величинам струму вхідного сигналу. Це можливо тому, що поточний і максимальний двійкові коди пропорційні відповідним значенням вхідного аналогового струмового сигналу. Водночас якщо струмовий сигнал датчика змінюється в діапазоні 4–20 мА, тобто

з початковим зміщенням, то формула попереднього масштабування дорівнює:

$$A_{\text{пот}} = \frac{I_{\text{пот}} - I_{\min}}{I_{\max} - I_{\min}} (A_{\max} - A_{\min}) + A_{\min}. \quad (1.7)$$

Приклад.

Вхідний сигнал мікроконтролера від датчика температури змінюється в діапазоні 4–20 мА, що відповідає зміні фізичного параметру (температури) у межах 900...1600 °С. Якщо поточне значення вихідного сигналу датчика дорівнює 10 мА, то це відповідає поточному фізичному значенню температури:

$$T_{\text{пот}} = \frac{(10 - 4)}{(20 - 4)} \times (1600 - 900) + 900 = \frac{6}{16} \times 700 + 900 = 1162,5 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

### Контрольні питання

1. Осереднення (згладжування) технологічної інформації.
2. Основні методи осереднення інформації.
3. Метод поточного осереднення інформації.
4. Метод експоненціального осереднення інформації.
5. Цифрова форма методу експоненціального згладжування інформації.
6. Масштабування значень технологічних параметрів.
7. Формула масштабування за вхідним струмовим сигналом.

## 1.4 Особливості контролю та автоматичного регулювання технологічних параметрів

### 1.4.1 Контроль і автоматичне регулювання температури

Температура, як технологічний параметр, має певну інерційність, тобто після зміни вхідного сигналу вихідний сигнал (температура) змінюється, як правило, з певним запізненням  $\tau$

і значною сталою часу  $T$ . Ці величини залежать також від типу датчика температури. Наприклад, при регулюванні температури в зварювальній зоні методичної печі з контролем температури термопарою –  $T=60-90$  с,  $\tau=20$  с, а при контролі пірометром –  $T=40-50$  с,  $\tau=3-5$  с. Тобто пірометр менш інерційний, ніж термопара. Крім того, при виборі датчика температури, треба враховувати його клас точності. Він має бути таким, щоб абсолютна похибка контролю не перевищувала технологічно припустиму, оскільки від точності контролю температури може залежати якість продукції.

Для правильного контролю температури важливим є місце встановлення датчика температури. Треба намагатися контролювати в тій точці, яка є найбільш представницькою для цього об'єкта. Водночас треба, щоб чутливий елемент датчика був якомога ближче до точки контролю.

При автоматичному регулюванні температури в деяких агрегатах статичні й динамічні характеристики можуть залежати від продуктивності агрегату (збурення по навантаженню), тому це треба враховувати при виборі параметрів налаштування регулятора. У системах автоматичного регулювання з урахуванням інерційності температури, використовують виконавчі механізми невеликої швидкодії.

### 1.4.2 Контроль і автоматичне регулювання тиску

**Тиск** – дуже мало інерційний параметр, який може швидко й різко змінюватись.

Контролюють тиск за допомогою манометрів і відбір точки імпульсу треба завжди вибирати таким, щоб на нього мінімально впливали різні збурення. Наприклад, відстань від регулюючого органу, встановленому на газопроводі, в якому контролюється і регулюється тиск, до точки контролю має бути не менша за 5 діаметрів трубопроводу (рис. 1.26, див. с. 35).

У деяких технологічних процесах треба підтримувати заданий тиск в якомусь об'ємі, куди поступає газ, або рідина під більшим тиском, ніж треба мати в цьому об'ємі. У такому випадку заданий

тиск в об'ємі підтримується за допомогою скиду з об'єму частини газу або рідини через спеціальний отвір.

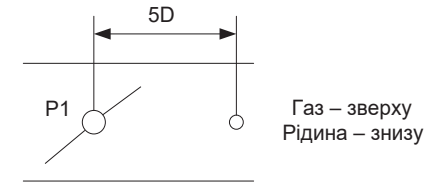


Рисунок 1.26 – Точки контролю та регулювання тиску

Інколи регулювати тиск газу або рідини треба при постачанні цього газу від певного джерела, де великий тиск, до споживача, якому треба менший тиск.

Для кожного з цих випадків використовується свій тип системи автоматичного регулювання тиску (САР) тиску. Об'єктом регулювання в таких системах є ділянка трубопроводу від датчика тиску до регулюючого органу (РО).

Для першого випадку – це система автоматичного регулювання тиску «до себе» (до РО) (рис. 1.27). Для другого випадку – регулювання тиску «після себе» (після РО) (рис. 1.28).

Для обох типів систем регулювання тиску можливо тільки тоді, коли задане максимальне значення тиску в системі складає 0,7–0,8 від мінімального тиску в магістралі (джерело високого тиску).

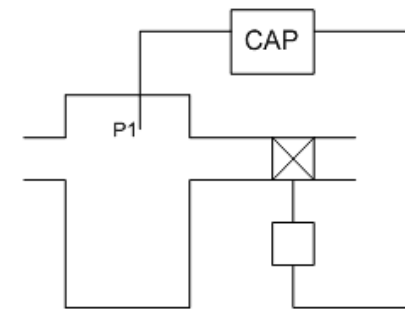


Рисунок 1.27 – Структура САР тиску «до себе»

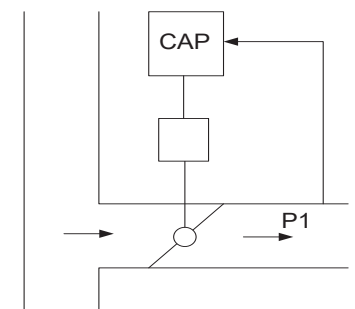


Рисунок 1.28 – Структура САР тиску «після себе»

У системах автоматичного регулювання тиску треба використовувати мало інерційні датчики тиску з потрібним класом точності й діапазоном контролю тиску. Окрім того, з урахуванням мало інерційності тиску, у системах автоматичного регулювання треба використовувати швидко діючі виконавчі механізми.

Якщо відбір газу, або рідини для споживача йде від магістралі і треба підтримувати тиск для споживача менший ніж у магістралі, то використовують САР тиску «після себе».

### 1.4.3 Контроль і автоматичне регулювання витрат

Витрати газу або рідини вимірюються в об'ємних або масових одиницях. Витрати регулюються через зміни положення РО на трубопроводі. Якщо регулюються витрати газу (рідини) у трубопроводі, який бере їх із колектору, то для ефективного регулювання витрат максимальне значення витрат повинно складати до 0,2–0,5 від максимально можливих витрат через колектор.

Витрати газу або рідини, як об'єкт регулювання, мають певні особливості. По-перше, дуже мала інерція самого об'єкту. Після переміщення затвору регулюючого органу нове значення витрат встановлюється за доли секунди. Це означає, що динамічні характеристики системи автоматичного регулювання визначаються, головним чином, характеристиками її технічних засобів – датчика витрат, автоматичного регулятора, виконавчого механізму, регулюючого органу. Тому, для точного регулювання витрат необхідно зменшувати інерційність усіх елементів системи.

По-друге, сигнал про поточні витрати має великий рівень зашумлення з частотами вище 1 Гц. Інколи самі витрати мають високочастотні коливання такі, що система регулювання може не встигати на них реагувати. Причина таких коливань – робота насоса, компресора, або руху газу (рідини) по трубопроводу. Для зменшення впливу шуму на систему регулювання витрат рекомендується зменшувати коефіцієнт підсилення

автоматичного регулятора, але при цьому може зменшитись чутливість системи, тобто зменшиться швидкість реакції системи на значні коливання витрат. У випадках, коли витрати вимірюють за допомогою звужуючих пристроїв (діафрагм), для зменшення впливу шуму, застосовують демпфування (згладжування) сигналу від датчика витрат. Але це призводить до похибки при вимірюванні пульсуючих витрат. Це пояснюється тим, що перепад тиску  $\Delta P$  на діафрагмі пропорційний квадрату витрат  $F$ :

$$F^2 = b\Delta P.$$

Тому демпфування (осереднення) значень перепаду  $\Delta P$  не будуть відповідати осередненому значенню витрат:

$$\sqrt{\Sigma \Delta P} \neq \Sigma \sqrt{\Delta P}.$$

При розгляді витрат газу (рідини), який рухається по трубопроводу, як об'єкту регулювання, треба враховувати параметри ділянки трубопроводу з датчиком і регулюючим органом, а також параметри самого газу (рідини). Якщо витрати вимірюються за допомогою діафрагми, а регулювання відбувається регулюючим органом через переміщення його затвору, то витрати, як об'єкт регулювання описуються аперіодичною ланкою першого порядку зі сталою часу  $T_{06}$ . За такої умови величина  $T_{06}$  дорівнює:

$$T = \frac{D}{4\lambda V(1+R)a},$$

де  $D$  – діаметр трубопроводу;

$\lambda$  – коефіцієнт лінійних втрат тиску;

$V$  – швидкість руху газу (рідини);

$R$  – відношення втрат тиску на місцевих опорах до лінійних втрат тиску;

$a$  – коефіцієнт пропорційності.

#### 1.4.4 Контроль і автоматичне регулювання рівня

У різних технологічних процесах зустрічаються об'єкти (ємкості, резервуари), у яких треба підтримувати (регулювати) рівень рідини, або сипучого матеріалу. Ці об'єкти можуть мати вільний стік речовини із ємкості, або примусовий (насосом, живлювачем). Від характеру стоку будуть залежати статичні й динамічні характеристики об'єкту регулювання рівню. Розглянемо циліндричну ємкість, яка знаходиться під атмосферним тиском і в яку поступає рідина в кількості  $F_1$ . Ємкість містить рідину висотою  $h$ . Із ємкості вільно витікає рідина, кількість якої  $F_2$  регулюється регулюючим органом (клапаном). Різниця кількості притоку і стоку, а також геометричні розміри ємкості визначають швидкість зміни рівню (висоти) рідини  $h$  в ємкості. Якщо  $A$  площа поперечного січення ємкості, то зміна рівня на величину  $dh$  за час  $dt$  буде дорівнювати:

$$dh = \frac{1}{A}(F_1 - F_2) dt, \quad (1.8)$$

звідси

$$F_1 - F_2 = A \times \left( \frac{dh}{dt} \right). \quad (1.9)$$

Витрати рідини  $F_2$  при вільному стоці через отвір пропорційні висоті (рівню)  $h$  рідини в ємкості:

$$F_2 = b\sqrt{h}. \quad (1.10)$$

Коефіцієнт  $b$  є функцією положення затвору регулюючого органу, який може змінювати витрати  $F_2$ . Підставляючи (1.9) в (1.10), маємо:

$$F_1 - b\sqrt{h} = A \times \left( \frac{dh}{dt} \right). \quad (1.11)$$

Рівняння (1.11) є нелінійним диференціальним рівнянням першого порядку. Якщо підтримувати рівень  $h$  на якомусь середньому значенні  $h_{\text{ср}}$ , якому відповідає якесь середнє значення

витрат  $F_2$ , то в цій точці рівняння  $F_{2\text{ср}} = b\sqrt{h_{\text{ср}}}$  можливо лінеаризувати. У результаті одержимо лінійне рівняння:

$$F_1 - \frac{dF}{dh} h = A \times \frac{dh}{dt}.$$

Перепишемо це рівняння у вигляді:

$$\frac{A}{dF} \times \frac{dh}{dt} + h = \frac{F_1}{dF}.$$

Остаточно маємо:

$$T \times \frac{dh}{dt} + h = R \times F_1, \quad (1.12)$$

де  $T$  – стала часу об'єкта регулювання;

$R$  – гідравлічний опір.

#### Контрольні питання

1. Особливості контролю та регулювання температури.
2. Особливості контролю та регулювання тиску газів і рідин.
3. Контроль та регулювання тиску «після себе».
4. Контроль та регулювання тиску «до себе».
5. Особливості контролю та регулювання витрат.
6. Особливості контролю та регулювання рівня рідини.
7. Лінеаризація об'єктів регулювання рівня.

## Розділ 2

# АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ АГЛОМЕРАЦІЙНОГО ВИРОБНИЦТВА

### 2.1 Технологічна структура агломераційного виробництва, задачі автоматизації

#### 2.1.1 Технологічна структура агломераційного виробництва

Агломераційне виробництво призначене для одержання агломерату. **Агломерат** – це продукт спікання шихти, тобто подрібнених залізорудних матеріалів, твердого палива, вапняку, відсіву агломерату та відходів металургійного виробництва. Агломерат є залізорудною сировиною для доменних печей. У процесі агломерації із шихти видаляється значна частина домішок сірки та інших шкідливих для доменної плавки елементів.

Агломераційне виробництво має такі технологічні підрозділи:

- рудний двір;
- приймальне відділення;
- шихтове відділення;
- спікальне відділення.

При виробництві агломерату на кожному технологічному підрозділі виконуються певні технологічні операції та процеси.

На рудному дворі:

- приймання та накопичення певних компонентів аглошихти;
- осереднення компонентів шихти.

У приймальному відділенні:

- накопичення компонентів аглошихти;
- подрібнення твердого палива і вапняку;
- транспортування компонентів шихти до шихтового відділення.

У шихтовому відділенні:

- дозування компонентів для формування певного хімічного складу аглошихти;

- транспортування готової аглошихти в спікальне відділення. У спікальному відділенні:
  - змішування, зволоження та огрудкування аглошихти;
  - укладання огрудкованої шихти на агломашину;
  - запалювання та спікання аглошихти на агломашині;
  - грохочення спеченої аглошихти та розділення готового агломерату й повернення;
  - завантаження агломерату в залізничні вагони;
  - евакуація та очищення димових газів агломашини.

#### 2.1.2 Рудний двір, задачі автоматизації

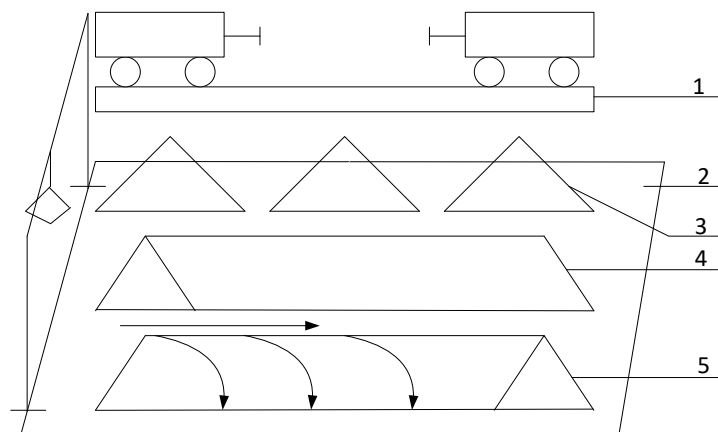
Більша частина компонентів прибуває на аглофабрику в залізничних вагонах. Потяг завозить вагони з одним видом компоненту на спеціальну естакаду, де вони розвантажуються. Кожен компонент розвантажується в певному місті естакади і так встановлюється певне розподілення на естакаді всіх складових аглошихти, які потім змішуються і осереднюються.

При прийманні й накопиченні компонентів аглошихти необхідно контролювати їх розташування на рудному дворі, тип компоненту, його кількість та хімічний склад.

У зв'язку з тим, що аглошихта складається з багатьох компонентів із різним вмістом хімічних елементів, то виникає технологічна операція осереднення компонентів. Після осереднення шихту необхідно завантажити в бункери приймального відділення і звідти видавати в певній кількості.

Осереднення відбувається формуванням штабеля за допомогою послідовної пошарової укладки різних компонентів розсіюванням на певній площі спеціальним рудно-грейферним перевантажувачем, або спеціальними автоматизованими агрегатами – перевантажувачами. Послідовність укладки компонентів і товщина шару при розсіюванні встановлюються технологічною інструкцією по осередненню. Штабель має довжину 120–150 м, ширину 10–12 м і висоту 5–6 м. Після закінчення формування першого штабеля із нього починають формувати другий штабель. Другий штабель формується

за допомогою забору шихти із певних місць першого штабеля за певною схемою (рис. 2.1).



1 – залізнична естакада; 2 – рудний двір; 3 – компоненти та суміші;  
4 – штабель перший; 5 – штабель другий

**Рисунок 2.1** – Схема осереднення шихтових матеріалів на рудному дворі

У процесі формування штабелів із них з різних місць береться хімічний аналіз і знаходиться середнє значення основного елемента (заліза)  $m_{Fe}$ , дисперсія  $D_{Fe}$  та середньоквадратичне відхилення  $\sigma_{Fe} = \sqrt{D_{Fe}}$ . Ступінь осереднення визначається коефіцієнтом  $K$ , який є відношенням середньоквадратичного відхилення елемента в попередньому випробуванні до середньоквадратичного відхилення цього елемента в поточному випробуванні:

$$K = \frac{\sigma_{x_1}}{\sigma_{x_2}}$$

Після осереднення коефіцієнт  $K$  дорівнює 1,8–2,2. Осереднення ведуть, як правило, тільки за вмістом заліза. Для агломераційного виробництва допускається середньоквадратичне відхилення від середнього по залізу в аглошихти  $\pm 0,5\%$ . Кожне зменшення коливання по залізу на 1% дає

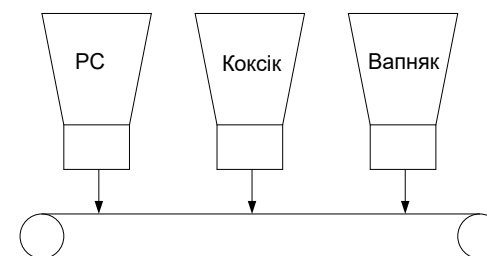
збільшення продуктивності ДП на 2%. Після осереднення рудна суміш транспортується в приймальне відділення аглофабрики.

При осередненні необхідно вирішувати низку задач автоматизації:

- автоматичний контроль кількості й хімічного складу окремих компонентів шихтових матеріалів, а також кількість, хімічний склад і ступінь осереднення суміші компонентів у готовому штабелі;
- автоматичне керування механізмами рудного двору з формування штабелів із метою оптимізації процесу осереднення;
- автоматичне керування механізмами рудного двору при заборі суміші із готового штабелю і завантаженні її у вагони, або на транспортери для передачі в приймальне відділення аглофабрики.

### 2.1.3 Приймальне відділення

Приймальне відділення призначено для приймання, накопичення, зберігання та видачі для подальшої обробки окремих компонентів шихти. Воно являє собою систему бункерів для зберігання компонентів шихти зі спеціальними механізмами вивантаження із бункера і системи конвеєрів під бункерами (рис. 2.2).



**Рисунок 2.2** – Структура приймального відділення аглофабрики

Автоматизація приймального відділення полягає в контролі рівню матеріалів у бункерах, маси виданого матеріалу й автоматичному керуванні процесами видачі матеріалів із бункерів і транспортування конвеєрами виданих матеріалів для подальшої переробки.

Після приймального відділення компоненти, які мають великі фракції, передаються на подрібнення – технологічну операцію, яка виконується у відділення млинів. Кожний тип матеріалу поступає на свій млин. Млин характеризується продуктивністю  $F_k$  [т/год], питомими витратами електроенергії  $e$  [(кВт · год)/т], коефіцієнтом подрібнення:

$$S = \frac{D_{\text{мат. до}}}{D_{\text{мат. після}}},$$

де  $D_{\text{мат. до}}$  – максимальний діаметр фракцій матеріалу до подрібнення [мм];

$D_{\text{мат. після}}$  – максимальний діаметр фракцій матеріалу після подрібнення [мм].

Подрібнення для компонентів аглошихти відбувається до фракцій 0–3 мм.

У відділенні подрібнення є локальні системи автоматизації для кожного млина. Вони постачаються комплектно із млином.

Після подрібнення матеріали надходять у шихтове відділення.

#### 2.1.4 Шихтове відділення

Шихтове відділення являє собою систему бункерів із механізмами видачі, ваго вимірювачів і систему транспортерів. Задача шихтового відділення – дозувати компоненти аглошихти в потрібному співвідношенні й кількості, яка потрібна в спікальному відділенні. У бункерах шихтового відділення всі компоненти шихти мають фракції 0–3 мм, за винятком оберту (0–10 мм). Набір компонентів, які дозуються на збірний конвеєр, утворює аглошихту. Хімічний склад аглошихти мусить відповідати агломерату заданої марки. Для виконання всіх технологічних операцій у шихтовому відділенні необхідно вирішувати низку задач контролю і керування:

- 1) контроль рівню компонентів у бункерах;
- 2) контроль маси виданого компонента;
- 3) дозування маси кожного компонента в заданому співвідношенні;

- 4) керування переходом з одного бункера на інший;

- 5) керування завантаженням бункерів.

Після видачі компонентів у певній пропорції на збірний конвеєр цю масу треба перемішати й осереднити. Осереднення відбувається через перемішування маси всіх компонентів у спеціальних циліндричних барабанах, які обертаються навкруги своєї осі. Осереднення може бути одно стадійним або двох стадійним. При двох стадійному осередненню спочатку в одному барабані відбувається сухе осереднення-змішування, це робиться, як правило, ще в шихтовому відділенні. Далі перемішана шихта по конвеєру поступає в приймальні бункери спікального відділення. З приймальних бункерів спікального відділення шихта видається в другий барабан (в спікальному відділенні) де відбувається зволоження і огрудкування шихти. При одностадійному перемішуванні в одному барабані змішувачі відбуваються одночасно операції змішування, осереднення, зволоження і огрудкування. Усі ці операції виконуються в спікальному відділенні, щоб огрудковану шихту видавати в проміжний бункер, а з нього на агломашину.

#### 2.1.5 Спікальне відділення

Після першої стадії змішування і осереднення шихта надходить до приймальних бункерів спікального відділення. Приймальні бункери мають забезпечувати шихтою всі агломашини фабрики. Тому для кожної агломашини є свій приймальний бункер шихти із системою керування завантаженням, дозуванням і підтриманням рівня. З приймального бункера шихта дозується в барабан зволожувач-огрудкувач, завдання якого зволожити та огрудкувати шихту так, щоб мати максимальну її газопроникливість. Огрудкування відбувається за рахунок сил поверхневого натягу доданої води та сил обертання. Огрудкована шихта після барабану подається до проміжного бункера з барабанним живильником. Його задача – безперервно укладати огрудковану шихту на агломашину шаром заданої висоти. Агломашина переміщує шар шихти над вакуум камерами, у яких підтримується певне розрідження, за рахунок чого відбувається просмоктування повітря через

шихту. При переміщенні шихти на агломашині вона спочатку проходить під горном, де відбувається запалювання палива шихти на поверхні. Далі, за рахунок просмоктування повітря в шарі шихти продовжується горіння палива і спікання шихти. Після закінчення процесу спікання утворюється аглоспек. Аглоспек, падаючи з агломашини, потрапляє в грохот, де відбувається розділення готового агломерату і дрібного повернення. Агломерат завантажується в спеціальні вагони-думпкери і транспортується в доменний цех, а повернення надходить в бункер, звідкіля дозується в шихту і йде на повторну переробку.

У спікальному відділенні необхідно вирішувати такі задачі автоматизації:

- 1) контроль та автоматична стабілізація рівня в приймальному бункері шихти;
- 2) контроль та автоматичне регулювання вологості шихти на виході барабана зволожувача-огрудковувача;
- 3) контроль та автоматичне регулювання рівня в проміжному бункері огрудкованої шихти;
- 4) контроль та автоматичне регулювання укладки шихти на агломашину;
- 5) контроль та автоматичне регулювання параметрів горну;
- 6) контроль та автоматичне регулювання точки закінчення процесу спікання;
- 7) контроль розрідження у вакуум-камерах агломашини;
- 8) контроль параметрів ексгаустера (вібрації, осьового зсуву тощо);
- 9) автоматизація процесів очищення димових газів.

На сучасних аглофабриках усі перелічені задачі вирішуються централізовано автоматизованою системою керування технологічними процесами спікального відділення (АСК ТП СВ).

#### **Контрольні питання**

1. Основні технологічні дільниці аглофабрики.
2. Рудний двір та його функції.
3. Операція осереднення шихтових матеріалів на рудному дворі.
4. Задачі автоматизації рудного двору.

5. Приймальне відділення і його функції.
6. Задачі автоматизації приймального відділення.
7. Шихтове відділення і його функції.
8. Задачі контролю та керування шихтовим відділенням.
9. Спікальне відділення, структура і функції.
10. Задачі автоматизації спікального відділення.

## **2.2 Автоматизація процесів дозування компонентів аглошихти**

### **2.2.1 Розрахунки аглошихти, постановка задач дозування**

Для одержання агломерату заданого хімічного складу (марки) із компонентів певного хімічного складу необхідно провести розрахунки шихти. Розрахунки ведуть, як правило, на 100 кг готової шихти. За заданим хімічним складом агломерату й хімічному складу компонентів, які знаходяться в бункерах шихтового відділення, виконують розрахунки, в результаті яких одержують долі  $\alpha_i$  кожного компонента. Знайдені долі треба підтримувати в процесі дозування компонентів.

Розглянемо методику розрахунку аглошихти. Задано хімічний склад агломерату в процентах, наприклад, за такими хімічними елементами і з'єднаннями [Fe], [CaO], [SiO<sub>2</sub>], [C]. Для одержання аглошихти з цим хімічним складом по хімічному складу конкретних компонентів розрахунки ведуть на 100 кг шихти і виконують у такій послідовності.

Задають компоненти, з яких буде складатися шихта їх хімічний склад у процентах. Припустимо, що шихта буде складатися із таких компонентів, які мають свій хімічний склад:

- 1) рудна суміш [Fe]<sub>1</sub>, [CaO]<sub>1</sub>, [SiO<sub>2</sub>]<sub>1</sub>, [C]<sub>1</sub>;
- 2) коксик [Fe]<sub>2</sub>, [CaO]<sub>2</sub>, [SiO<sub>2</sub>]<sub>2</sub>, [C]<sub>2</sub>;
- 3) вапняк [Fe]<sub>3</sub>, [CaO]<sub>3</sub>, [SiO<sub>2</sub>]<sub>3</sub>, [C]<sub>3</sub>;
- 4) оберт [Fe]<sub>4</sub>, [CaO]<sub>4</sub>, [SiO<sub>2</sub>]<sub>4</sub>, [C]<sub>4</sub>.

Рівняння балансу за кожним елементом або з'єднанням для заданих компонентів і шихти будуть дорівнювати:

— за [Fe]:

$$\alpha_1[\text{Fe}_1] + \alpha_2[\text{Fe}_2] + \alpha_3[\text{Fe}_3] + \alpha_4[\text{Fe}_4] = [\text{Fe}];$$

— за [CaO]:

$$\alpha_1[\text{CaO}]_1 + \alpha_2[\text{CaO}]_2 + \alpha_3[\text{CaO}]_3 + [\text{CaO}]_4 = [\text{CaO}].$$

Складаючи такі рівняння за іншими хімічними елементами і з'єднаннями для компонентів і шихти й позначаючи вміст елементу чи з'єднання у компоненті через  $\alpha_{ij}$ , будемо мати систему алгебраїчних рівнянь:

$$\begin{aligned} \alpha_1 \alpha_{11} + \alpha_2 \alpha_{12} + \alpha_3 \alpha_{13} + \alpha_4 \alpha_{14} &= [\text{Fe}], \\ \alpha_1 \alpha_{21} + \alpha_2 \alpha_{22} + \alpha_3 \alpha_{23} + \alpha_4 \alpha_{24} &= [\text{CaO}], \\ \alpha_1 \alpha_{31} + \alpha_2 \alpha_{32} + \alpha_3 \alpha_{33} + \alpha_4 \alpha_{34} &= [\text{SiO}_2], \\ \alpha_1 \alpha_{41} + \alpha_2 \alpha_{42} + \alpha_3 \alpha_{43} + \alpha_4 \alpha_{44} &= [\text{C}]. \end{aligned} \quad (2.1)$$

За такої умови потрібно виконувати умову:

$$\sum \alpha_i = 1. \quad (2.2)$$

Вирішуючи цю систему рівнянь, знаходимо долі  $\alpha_i$  кожного компонента, які треба підтримувати при дозуванні цих компонентів на збірний конвеєр, щоб одержати шихту заданого хімічного складу.

Знаючи долю кожного компонента  $\alpha_i$  і задану масу шихти  $W_{\text{ш}}$ , знаходять потрібну масу кожного компонента, яку треба дозувати:

$$W_i = \alpha_i W_{\text{ш}}. \quad (2.3)$$

При складанні і вирішенні системи рівнянь (2.1) може бути декілька варіантів:

1. Кількість компонентів більша ніж кількість хімічних елементів і з'єднань, тобто кількість невідомих  $\alpha_i$  більша, ніж кількість рівнянь.

У цьому випадку серед компонентів вибирають компоненти, які мають мінімальний вміст по основним елементам і з'єднанням і для них примусово встановлюють долі  $\alpha_i$  пропорційні впливу цих компонентів на склад шихти. Кількість таких

компонентів дорівнює різниці між загальною кількістю компонентів, які складають шихту й кількістю рівнянь.

2. Кількість компонентів менша ніж кількість хімічних елементів і з'єднань, тобто кількість невідомих  $\alpha_i$  менша, ніж кількість рівнянь.

Для цих умов система (2.1) не має рішень. Для одержання прийняттого рішення необхідно відкинути зайві хімічні елементи, або з'єднання, для яких були складені ці зайві рівняння.

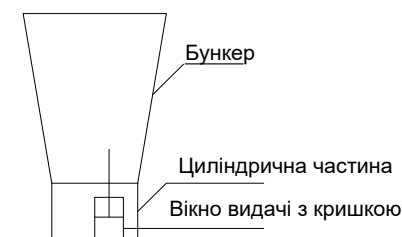
3. Кількість невідомих  $\alpha_i$  дорівнює кількості рівнянь. Система має однозначне рішення, тобто знаходяться всі  $\alpha_i$ .

Після виконання розрахунків шихти і знаходження долі  $\alpha_i$  кожного компонента ці долі використовують як задані в системах автоматичного дозування компонентів шихти. На практиці використовують декілька типів систем автоматичного дозування.

### 2.2.2 Дозування сипучих матеріалів, статичні та динамічні характеристики об'єктів дозування

*Дозування* – це процес видачі із ємкості певного об'єкта або маси сипучого матеріалу.

Для дозування сипучих матеріалів необхідно певне устаткування. Для систем об'ємного дозування – це бункер для зберігання і виходу матеріалу, вікно видачі, живильник (рис. 2.3) і конвеєр для приймання і транспортування виданого матеріалу. Для систем масового дозування, крім вище названого



**Рисунок 2.3** – Бункер із вікном для зберігання та виходу сипучого матеріалу

устаткування, потрібен ваговимірювач або дозатор для контролю маси виданого матеріалу.

Тарільчаний живильник – це таріль діаметром 1–2 м, яка знизу прикриває нижню циліндричну частину бункера. На поверхні тарілі приварений металевий кутник. При обертанні тарілі кутник захоплює матеріал і викидає його через вікно на ваговимірювач, а з нього на конвеєр (рис. 2.4).

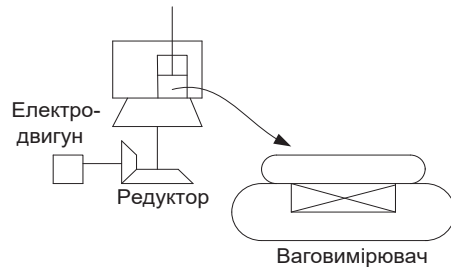


Рисунок 2.4 – Тарільчаний живильник із ваговимірювачем

Ваговимірювач призначений для поточного контролю ваги (маси) виданого із бункера матеріалу. Він являє собою стрічковий конвеєр завдовжки 1 м, який встановлений на ваговимірювальному пристрої (тензометрична система). Конвеєр ваговимірювача обертається з постійною швидкістю, тому чим більше шар матеріалу на стрічці ваговимірювача, тим більша вага виданого матеріалу.

Розглянемо основні елементи устаткування для дозування сипучих матеріалів та їх статичні й динамічні характеристики:

1. Бункер із сипучим матеріалом як об'єкт керування (рис. 2.5).

Вхідною величиною цього об'єкту є різниця  $\Delta F(\tau)$  між приходом у бункер сипучого матеріалу і виходом його із бункера, а вихідною величиною – рівень матеріалу  $H$  у бункері.

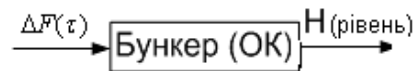


Рисунок 2.5 – Бункер із сипучим матеріалом як об'єкт керування

Поточний рівень матеріалу дорівнює сумі (інтегралу) від різниці приходу і виходу матеріалу із бункера.

Тобто передавальна функція цього об'єкта є передавальною функцією інтегруючої ланки.

$$H(\tau) = \frac{1}{T} \int_0^{\tau} (F_{\text{пр}}(\tau) - F_{\text{вират}}(\tau)) d\tau,$$

$$H(\tau) = \frac{1}{T} \int_0^{\tau} \times F(\tau) d\tau, \quad (2.4)$$

$$W_0(p) = \frac{1}{T_0 p}.$$

2. Тарільчаний живильник як об'єкт керування (рис. 2.6).

Об'єм матеріалу, який видає тарільчаний живильник, пропорційний числу обертів  $n$  тарілі і площі відкритого вікна видачі  $S$ , або від висоти  $h$  підняття кришки вікна  $S(h)$ . Число обертів тарілі використовують, як вхідну величину живильника, а об'єм, або масу виданого матеріалу, як вихідну:

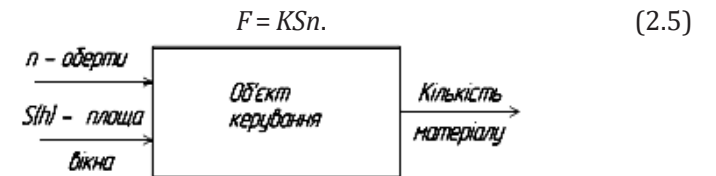


Рисунок 2.6 – Тарільчаний живильник як об'єкт керування

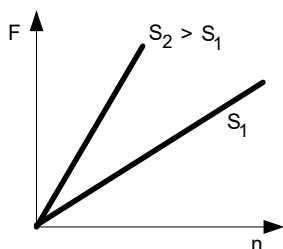
Площу відкритого січення  $S$  вікна видачі використовують для корекції статичної характеристики тарільчатого живильника. Зміною величини  $S$  змінюють кут нахилу статичної характеристики живильника (рис. 2.7, див. с. 52).

При встановленні конкретного значення  $S$  у формулі (2.5) коефіцієнт передачі живильника  $K_{\text{ж}}$  буде дорівнювати:

$$K_{\text{ж}} = K S.$$

З урахуванням цього, рівняння, яке визначає об'єм виданого тарільчаним живильником матеріалу, буде мати вигляд:

$$F(\tau) = K_{\text{ж}} n(\tau). \quad (2.6)$$



**Рисунок 2.7** – Вплив площі вікна тарільчаного живильника  $S$  на кут нахилу його статичної характеристики

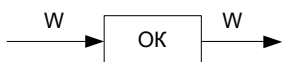
Звідси передавальна функція тарільчаного живильника дорівнює:

$$W_{ж}(p) = K_{ж}. \quad (2.7)$$

Отже, тарільчаний живильник, як об'єкт керування являє собою пропорційну ланку.

3. *Стрічковий ваговимірювач* як об'єкт керування.

Матеріал, який насипається на ваговимірювач із бункера, у певній кількості  $W$ , через час  $\tau_3$  висипається на збірний конвеєр у такій же кількості  $W$  (рис. 2.8).

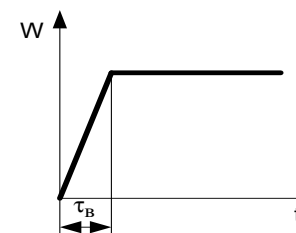


**Рисунок 2.8** – Стрічковий ваговимірювач як об'єкт керування

Отже, стрічковий ваговимірювач у сталому режимі являє собою ланку чистого запізнення. У перехідному режимі кількість матеріалу на ваговимірювачі змінюється за час заповнення  $\tau_{від}$ . Крива розгону ваговимірювача представлена на рис. 2.9 (див. с. 53).

Час заповнення ваговимірювача називається часом відсічки  $\tau_{від}$  і дорівнює його часу запізнення  $\tau_3$ . Отже, стрічковий ваговимірювач можливо представити інтегральною ланкою з відсічкою:

$$W_{вв}(p) = \frac{1 - e^{-p\tau_3}}{Tp}. \quad (2.8)$$

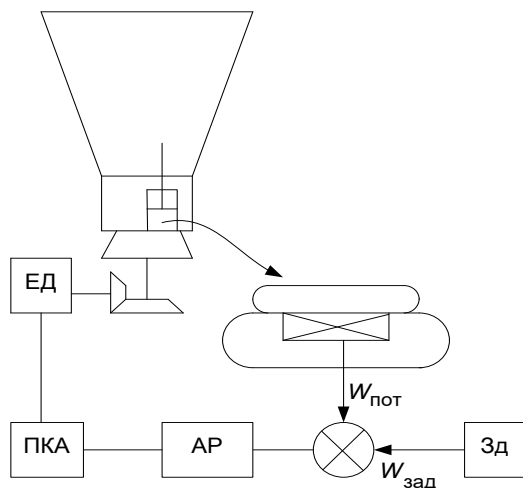


**Рисунок 2.9** – Крива розгону стрічкового ваговимірювача

### 2.2.3 Структура і склад системи автоматичного дозування сипучого матеріалу

Дозування сипучого матеріалу може бути об'ємним або масовим. Система об'ємного дозування використовується там, де фізичні і гранулометричні характеристики сипучого матеріалу постійні, наприклад, цукор. Така система мусить мати бункер для зберігання сипучого матеріалу, живильника з приводом і систему автоматичної стабілізації числа обертів живильника із задатчиком. При об'ємному дозуванні кількість виданого із бункера матеріалу пропорційна числу обертів живильника.

Системи масового дозування використовуються для дозування сипучих матеріалів, у яких можуть змінюватись їх фізичні характеристики такі, як вологість, гранулометричний склад тощо. У системах автоматичного масового дозування матеріал, який видається живильником із бункера попадає на ваговимірювач, де автоматично контролюється маса виданого матеріалу. Ця маса порівнюється в системі із заданою і сигнал про їх різницю подається на автоматичний регулятор. Регулятор змінює число обертів живильника так, щоб видана маса матеріалу дорівнювала заданій (рис. 2.10, див. с. 54).



**Рисунок 2.10** – Структура системи автоматичного масового дозування

#### 2.2.4 Системи автоматичного дозування компонентів аглошихти

Системи автоматичного дозування компонентів шихти можуть бути декількох типів.

Їх розрізняють за функціями, які вони виконують, і, відповідно, за структурою. Найбільш розповсюдженими є:

- системи індивідуального незв'язаного дозування компонентів;
- системи автоматичного дозування за загальною масою;
- системи автоматичного дозування за важко дозованим компонентом.

*Система індивідуального незв'язаного дозування компонентів аглошихти.* На деяких аглофабриках використовують системи автоматичного дозування окремих компонентів, маса кожного з яких, дозується незалежно від маси інших. Такі системи називають системами індивідуального незв'язаного дозування (рис. 2.11, див. с. 56). Кожний компонент дозується окремою індивідуальною системою, в якій є задатчик маси компонента,

ваговимірювач, *автоматичний регулятор (АР), пуско-комутуюча апаратура (ПКА)*, а також тарільчаний живильник з *електродвигуном (ЕД)*. При зміні хімічного складу компонента, або шихти, в такій системі необхідно обчислювати і встановлювати на задатчиках нові задані значення маси кожного компонента.

*Система автоматичного дозування за загальною масою.* У технологічних процесах, у яких задане значення загальної маси шихти  $M_{ш}$ , яку видає система дозування, може змінюватись, потрібно використовувати системи дозування за загальною масою (рис. 2.12, див. с. 57). У структурі такої системи для кожного компонента встановлюється задатчик його масової доли  $\alpha_i$ . Масові доли компонентів знаходяться попередніми розрахунками шихти. Задане значення масової доли множиться на величину потрібної загальної маси шихти (елемент множення) згідно з формулою (2.3) і таким способом формується задана маса  $i$ -го компонента. Ця величина порівнюється з поточною масою цього компонента, яка поступає з ваговимірювача. Сигнал про різницю заданої і поточної мас подається на автоматичний регулятор, який зміною числа обертів живильника доводить цю різницю до нуля. І так щодо кожного компонента.

Систему дозування за загальною масою розроблено для того, щоб вона могла врахувати зміну загальної кількості шихти  $M_{шихти}$ , яку вимагає спікальне відділення, й яка може постійно змінюватись.

Система автоматично змінює загальну кількість дозованих компонентів так, щоб у кожний заданий момент ця кількість дорівнювала потрібній спікальному відділенню загальної масі шихти.

*Система автоматичного дозування за важко дозованим компонентом.* Бувають технологічні процеси, в яких один із компонентів при дозуванні може зависати в бункері, налипати на його стінах тощо, тобто компонент важко дозується. У таких випадках застосовують інший тип системи дозування – систему автоматичного дозування за важко дозованим компонентом.

Ідея роботи такої системи полягає в тому, що всі масові доли компонентів, які добре дозуються, перераховуються через масову

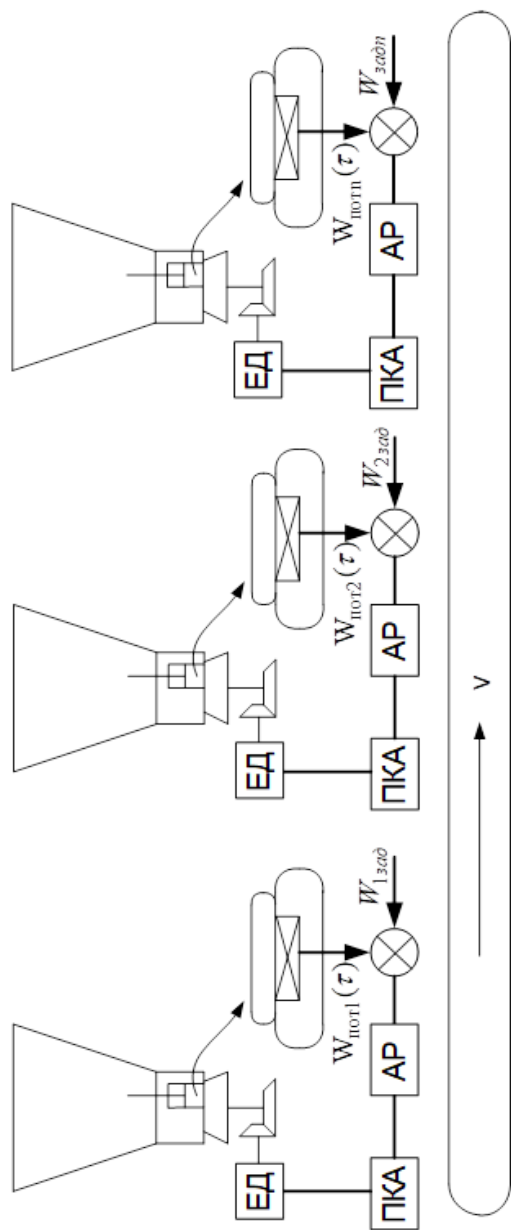


Рисунок 2.11 – Структура системи автоматичного індивідуального дозування компонентів

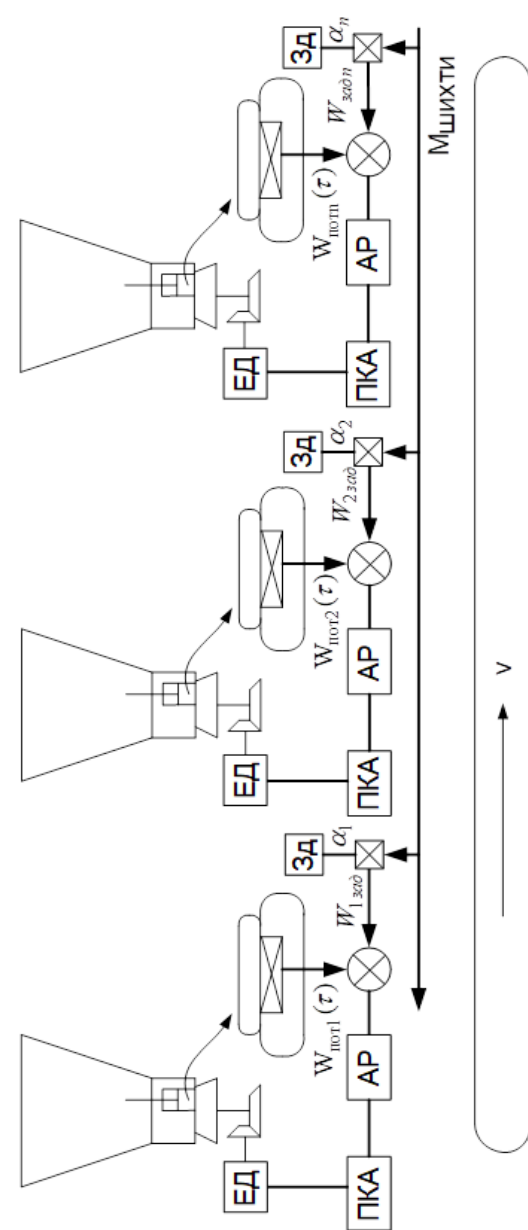


Рисунок 2.12 – Структура системи автоматичного дозування компонентів за загальною масою шихти

долю важко дозованого компонента. Позначимо через  $\alpha_1$  долю цього компонента. Тоді доли інших компонентів у перерахунку через масову долю  $\alpha_1$  будуть дорівнювати:

$$\alpha_2' = \frac{\alpha_2}{\alpha_1}, \quad \alpha_3' = \frac{\alpha_3}{\alpha_1}. \quad (2.9)$$

Структура такої системи представлена на рис. 2.13 (див. с. 59). Працює система наступним способом. Величина  $\alpha_1$  встановлюється згідно з розрахунком шихти за допомогою задатчика важко дозованого компонента. Сигнал цього задатчика множиться на сигнал загальної маси потрібної спікальному відділенню і так формується задана маса важко дозованого компонента. Далі автоматичний регулятор дозування цього компонента підтримує поточну масу компонента заданій. У такий спосіб контур дозування важко дозованого компонента працює, як і в системах попередніх типів.

Відмінність полягає в тому, що попередньо перераховуються масові доли інших компонентів через  $\alpha_1$  згідно з (2.9), і вже перераховані масові доли цих компонентів встановлюються на їх задатчиках.

Сигнали про значення встановлених на задатчиках перерахованих долей  $\alpha_i'$  перемножуються на поточну масу важко дозованого компонента  $W_{i\text{пот}}$  і таким способом формуються задані маси всіх інших компонентів  $W_{i\text{зад}}$ :

$$W_{i\text{зад}} = \alpha_i' W_{1\text{пот}} = \frac{\alpha_i}{\alpha_1} W_{1\text{пот}} = \frac{\alpha_i}{\alpha_1} \alpha_1 \times W_{\text{ш}} = \alpha_i W_{\text{ш}}. \quad (2.10)$$

Система за важко дозованим компонентом відслідковує зміну поточної маси важко дозуючого компонента і таким способом при підвисанні його всі інші системи зупиняються. Це попереджає видачу із системи дозування бракованого хімічного складу аглошихти й тому дає значну економічну ефективність.

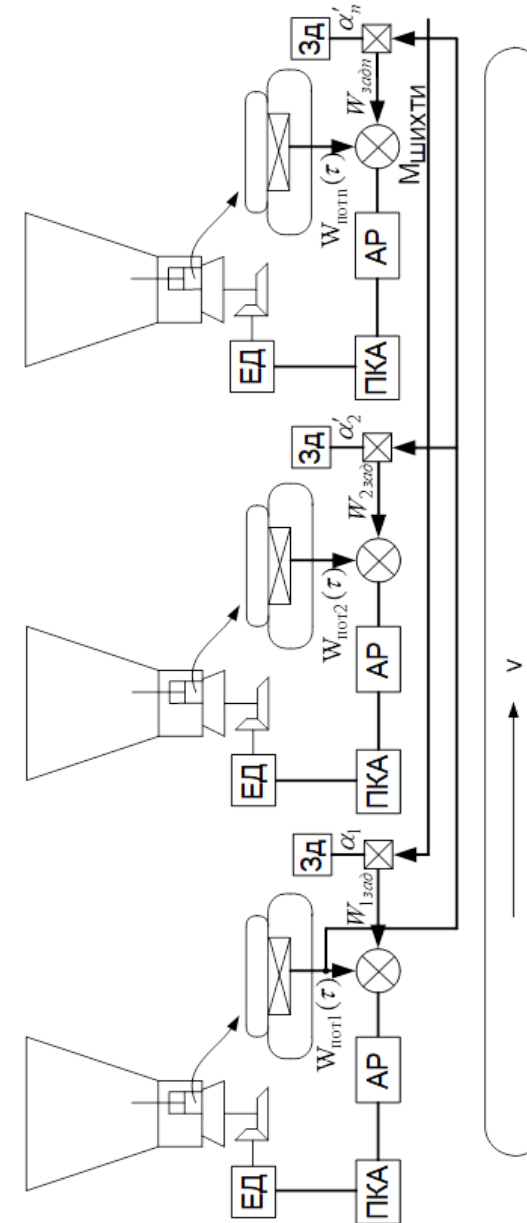


Рисунок 2.13 – Структура системи автоматичного дозування за важко дозованим компонентом

### 2.2.5 Система автоматичного дозування компонентів при контролі ваги на збірному конвеєрі

На деяких підприємствах при дозуванні компонентів їх вага контролюється так званими конвеєрними вагами, які встановлюються на збірному конвеєрі (рис. 2.14, див. с. 61). У такій технологічній структурі є  $m$  бункерів, з яких необхідно видавати компоненти. Як правило, для декількох бункерів з однаковими матеріалами ставиться один конвеєрний ваговимірювач. При використанні таких систем виникає низка проблем ефективності дозування. Найважливіша з них – наявність великого і змінного запізнення. Наприклад, є система, яка містить 5 бункерів, збірний конвеєр і конвеєрні ваги наприкінці конвеєра. Завдання цієї системи – дозувати компонент (у всіх бункерах однаковий) із заданою масою із будь-якого бункера. За такої умови довжина конвеєра до вагів від першого бункера 30 м, швидкість конвеєра 1 м/с. Якщо відстань між бункерами 5 м, то тоді запізнення інформації про вагу виданого компоненту  $\tau_1 = \frac{30}{1} \text{ м/с} = 30 \text{ с}$ , для другого  $\tau_2 = \frac{30 - 5}{1} = 25 \text{ с}$ . Для останнього  $\tau_5 = 5 \text{ с}$ . Для систем, які мають велике і змінне запізнення, є способи підвищення ефективності. Перший – це метод запізнення у видачі регулюючого впливу автоматичного регулятора. Алгоритм цього методу такий – регулятор, одержавши інформацію про різницю поточної та заданої маси, формує регулюючий вплив і затримує видачу цього впливу на об'єкт на величину запізнення, а потім видає його на систему дозування. А в проміжках між видачами він не сприймає інформацію про величину поточної маси компоненту –  $W_{\text{пот}}$ . Після видачі впливу регулятор знову сприймає інформацію, формує вплив і чекає до наступної видачі та ін. Для надійності різниця між видачами регулюючого впливу  $\Delta\tau_{\text{имп}} = 1,1 \times \tau_{\text{зан}}$ . Цей спосіб дає змогу за  $2 \times \tau_{\text{имп}}$  повністю компенсувати збурення в системі.

Другий спосіб – це використання різних типів прогнозаторів, одним із яких, є, так званий прогнозатор Сміта. На такий прогнозатор подається сигнал про відхилення поточної маси

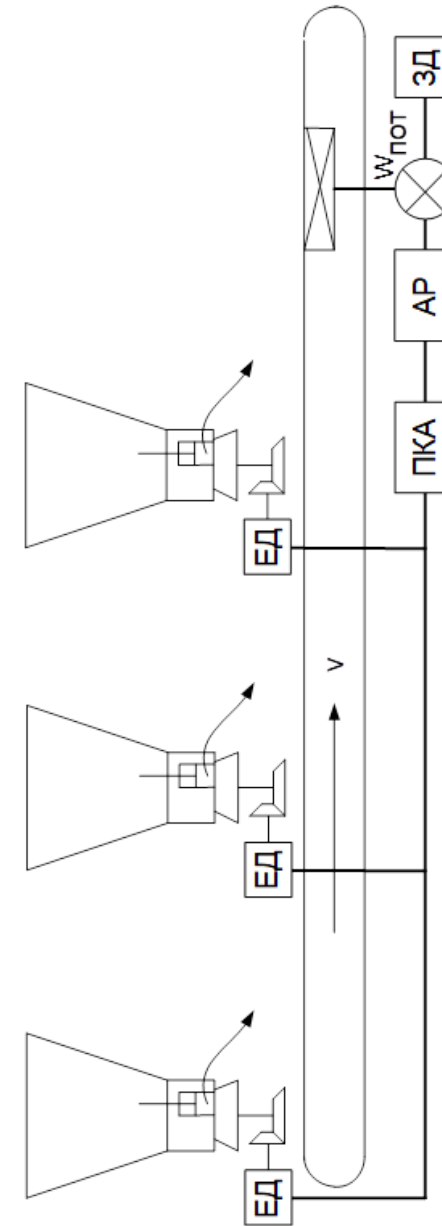


Рисунок 2.14 – Структура системи дозування з конвеєрним ваговимірювачем

компонента від заданої, такий, який би був у системі без запізнення, а на його виході одержуємо прогнозоване значення цього сигналу (рис. 2.15).



**Рисунок 2.15** – Сигнали на вході і виході прогнозатора Сміта

Структурно прогнозатор Сміта являє собою пристрій у вигляді корегуючої ланки регулятора таким способом, що на вході регулятора формується сигнал такий, який був би на виході об'єкту без запізнення. *Передавальна функція* (ПФ) прогнозатора має вигляд:

$$W_{пс}(p) = W'_{об}(p)(1 + e^{-p\tau_{зан}}),$$

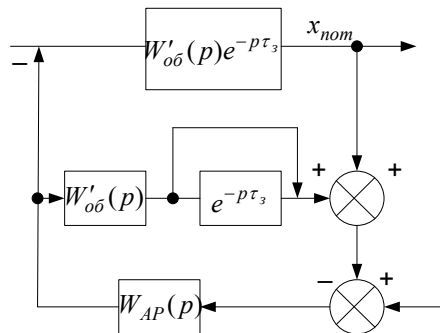
де  $W'_{об}(p)$  – ПФ об'єкта без запізнення.

Приклад.

$$W'_{об}(p) = \frac{K_{об}}{T_{об}p + 1} e^{-p\tau_{зан}}, \text{ при цьому } \tau_{зан} \geq T_{об}, \text{ тоді}$$

$$W'_{об}(p) = \frac{K_{об}}{T_{об}p + 1}.$$

Структура системи автоматичного регулювання з прогнозатором Сміта представлена на рис. 2.16. Наявність прогнозатора Сміта в контурі регулювання дозволяє практично повністю



**Рисунок 2.16** – Структура системи автоматичного регулювання з прогнозатором Сміта

скомпенсувати запізнення в об'єкті й ефективно та якісно реалізувати процес автоматичного регулювання.

**Контрольні питання**

1. Задача розрахунку аглошихти.
2. Устаткування для дозування сипучих матеріалів.
3. Тарільчаний живильник і його характеристики.
4. Стрічковий ваговимірювач.
5. Об'ємне дозування сипучих матеріалів.
6. Масове дозування сипучих матеріалів.
7. Системи індивідуального масового дозування декількох компонентів.
8. Системи дозування декількох компонентів.
9. Системи дозування декількох компонентів за важко дозованим компонентом.

**2.3 Автоматизація процесів транспортування та узгодження потоку шихти між шихтовим та спікальним відділеннями**

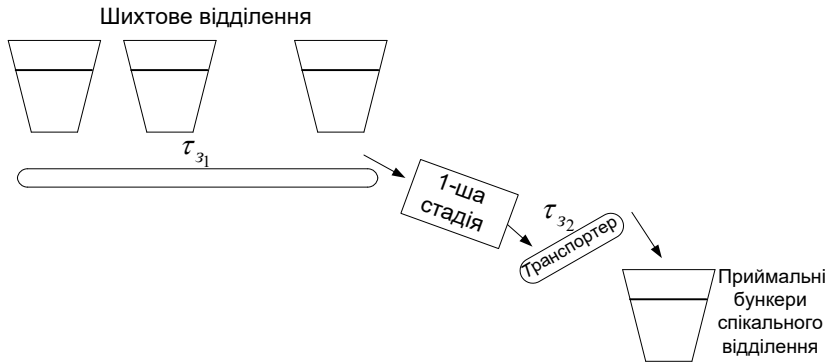
**2.3.1 Технологічна схема транспортування та обробки шихти від шихтового до спікального відділення**

У шихтовому відділенні шихта зі збірного конвеєра подається на барабан змішувач (перша стадія осереднення), після якого змішана шихта подається транспортером у приймальні бункери спікального відділення. Технологічна структура цієї дільниці представлена на рис. 2.17 (див. с. 64).

Завдання цієї дільниці – забезпечити приймальне відділення заданою кількістю шихти. Ступінь забезпечення в такій системі визначається рівнем шихти в приймальних бункерах.

Розглянемо статичні та динамічні характеристики цього тракту. З погляду дозування і транспортування шихти

все шихтове відділення можливо апроксимувати передавальною функцією, яка є передавальною функцією системи за важко дозованим компонентом й запізнення, тобто  $W_{ш.в.}(p) = K_1 W_{с.в.д.к.}(p)$ . Далі весь тракт розглядається як сукупність конвеєрів, передавальна функція яких апроксимується ланкою запізнення  $W_{зап}(p) = e^{-(\tau_1 + \tau_2)p}$ .



**Рисунок 2.17** – Технологічна структура дільниці транспортування шихти з шихтового відділення

Приймальний бункер, у який надходить і де накопичується шихта для спікального відділення, являє собою об'єкт регулювання типу інтегруючої ланки (рис. 2.18, див. с. 65).

З урахуванням приймального бункера вся дільниця разом із трактом шихтоподачі має динамічну структуру у вигляді послідовного з'єднання трьох передавальних функцій (рис. 2.19, див. с. 65).

$$W_{т.ш.п.}(p) = K_1 \times K_2 \times W_{с.в.д.к.}(p) \times \frac{1}{p} e^{-p(\tau_1 + \tau_2)}. \quad (2.11)$$

Прийнявши, що  $K_1 \times K_2 \times W_{с.в.д.к.}(p) = K$ , маємо:

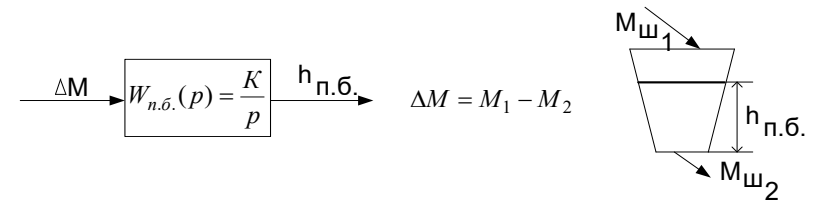
$$W_{т.ш.п.}(p) = \frac{K}{p} e^{-p\tau}. \quad (2.12)$$

З урахуванням того, що швидкодія системи дозування по важко дозованому компоненту значно більша ніж запізнення в тракті шихтоподачі, передавальну функцію тракту шихтоподачі

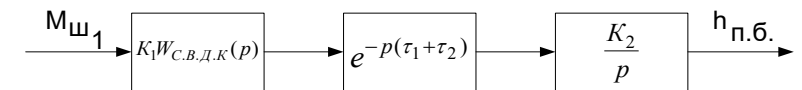
разом із шихтовим відділенням можливо представити просто, як ланку запізнення.

Розглянемо в цій системі приймальний бункер як об'єкт регулювання зі стабілізацією рівню в ньому (рис. 2.18).

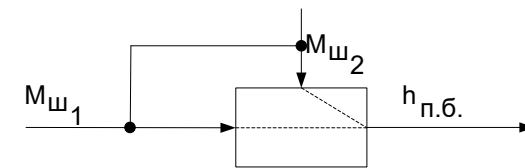
У цьому об'єкті входною величиною є маса шихти  $M_{ш1}$ , яка поступає в приймальний бункер із шихтового відділення, вихідною є рівень шихти  $h$  у бункері, а збуренням – маса шихти  $M_{ш2}$ , яку потребує спікальне відділення. Для компенсації збурення структуру системи стабілізації рівню в приймальному бункері виконують згідно з рис. 2.20.



**Рисунок 2.18** – Приймальний бункер як об'єкт регулювання



**Рисунок 2.19** – Динамічна структура дільниці транспортування шихти з шихтового відділення до спікального



**Рисунок 2.20** – Структура стабілізації рівня шихти в приймальному бункері з компенсацією збурення

У цій структурі сигнал про масу шихти  $M_{ш2}$ , яку потребує спікальне відділення, подають на вхід системи, як задану масу  $M_{ш1}$ , тобто:

$$M_{ш1 \text{ зад}} = M_{ш2}. \quad (2.13)$$

Передавальна функція цієї системи буде дорівнювати:

$$W_{\text{с.к.з.}}(p) = W_{\text{об}}(p) - W_{\text{зб}}(p). \quad (2.14)$$

За такої умови передавальна функція об'єкта по каналу  $M_{\text{ш1}} \rightarrow h_{\text{пб}}$  є послідовне з'єднання ланки запізнення (шихтове відділення з конвеєрами) та інтегруючої ланки (приймальний бункер), формула (2.12):

$$W_{\text{об}}(p) = \frac{K}{P} e^{-p\tau}.$$

Передавальна функція об'єкта (приймального бункера) по каналу збурення буде інтегруючою ланкою:

$$W_{\text{зб}}(p) = \frac{K_{\text{пб}}}{P}.$$

Передавальну функцію системи дозування по важко дозуючому компоненту можна вважати як пропорційну ланку з коефіцієнтом 1, тому що швидкодія ведучого дозатора значно більша порівняно з запізненням у тракті шихтоподачі. Тоді, передавальна функція системи з компенсацією збурення буде дорівнювати:

$$W_{\text{с.к.з.}}(p) \approx \frac{K}{p} e^{-p\tau} - \frac{K_{\text{зб}}}{p}.$$

Якщо підібрати  $K \approx K_{\text{зб}} = K$ , тоді

$$W_{\text{с.к.з.}}(p) = \frac{K(e^{-p\tau} - 1)}{p}. \quad (2.15)$$

Тобто приймальний бункер разом із трактом шихтоподачі інтегральною ланкою з відсічкою. Як відомо, інтегральна ланка з відсічкою є статичною ланкою. Амплітудно-частотна характеристика такої ланки дорівнює:

$$A_{\text{скз}}(\omega) = \frac{K_{\text{пб}}}{\omega} \frac{\sin(0,5\omega\tau)}{0,5\omega}.$$

У сталому режимі  $\omega \rightarrow 0$ , тоді:

$$\lim(A_{\text{скз}}(\omega)) = \lim\left(\frac{K_{\text{пб}}}{\omega} \frac{\sin(0,5\omega\tau)}{0,5\omega}\right) \rightarrow K_{\text{пб}}\tau.$$

Отже, коефіцієнт передачі цієї системи дорівнює  $K_c = K\tau$ . І тоді статичну характеристику цього тракту разом із приймальним бункером можемо записати так:

$$h_{\text{пб}} = h_{\text{пб макс}} - K_{\text{пб}} \tau M_{\text{ш2}} = h_{\text{пб макс}} - K_c \times M_{\text{ш2}}. \quad (2.16)$$

Зважаючи на цю статичну характеристику, сталий рівень шихти в приймальному бункері залежить від часу запізнення в тракті і від маси шихти, яку потребує спікальне відділення  $M_{\text{ш2}}$ . А це означає, що рівень шихти в приймальному бункері буде коливатися при зміні маси шихти  $M_{\text{ш2}}$ , яку потребує спікальне відділення.

### 2.3.2 САР узгодження шихти між шихтовим та спікальним відділеннями

Оскільки рівень шихти в приймальному бункері коливається залежно від потреб у шихті спікального відділення, то задача системи узгодження продуктивності шихтового і спікального відділень полягає в тому, щоб мінімізувати коливання  $h_{\text{пб}}$  в приймальних бункерах. Для цього використовують комбіновану систему автоматичного регулювання рівню в приймальних бункерах. Система складається із двох контурів – контуру регулювання по відхиленню рівню і контуру компенсації збурення по масі шихти  $M_{\text{ш2}}$ , яку потребує шихтове відділення. Структура такої системи представлена на рис. 2.21.

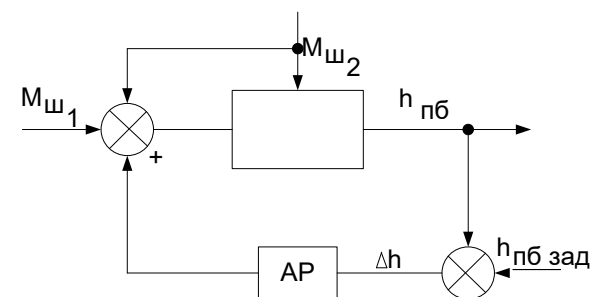


Рисунок 2.21 – Структура системи автоматичного узгодження продуктивності шихтового і спікального відділень

Рівень шихти  $h_{\text{пб}}$  визначається сумарною дією окремих частин системи, а саме – передавальною функцією системи  $W_{c1}(P)$  при збудженні по навантаженню  $M_{\text{ш1}}$ , передавальною функцією системи  $W_{c2}(P)$  при збудженні по завданню потрібного рівня  $h_{\text{пб зад}}$ , і передавальною функцією системи  $W_{c36}(P)$  з компенсацією збудження по  $M_{\text{ш2}}$ . Запишемо цю залежність у вигляді перетворених за Лапласом величин:

$$h_{\text{пб}}(P) = W_{c1}(P)M_{\text{ш1}}(P) + W_{c2}(P)h_{\text{пб зад}}(P) - W_{c36}(P)M_{\text{ш2}}(P). \quad (2.17)$$

Підставляючи значення відповідних передавальних функцій, одержуємо:

$$h_{\text{пб}}(P) = \frac{W_{\text{об}}(P)}{1 + W_{\text{об}}(P)W_{\text{АП}}(P)}M_{\text{ш1}}(P) + \frac{W_{\text{об}}(P)W_{\text{АП}}(P)}{1 + W_{\text{об}}(P)W_{\text{АП}}(P)} \times h_{\text{пб зад}}(P) - \frac{W_{\text{об зб}}(P)}{1 + W_{\text{об}}(P)W_{\text{АП}}(P)}M_{\text{ш2}}(P).$$

Якщо прийняти, що  $M_{\text{ш1}} = M_{\text{ш2}}$  то маємо:

$$h_{\text{пб}}(P) = \frac{W_{\text{об}}(P)W_{\text{АП}}(P)}{1 + W_{\text{об}}(P)W_{\text{АП}}(P)} \times h_{\text{пб зад}}(P) - \frac{W_{\text{об зб}}(P) - W_{\text{об}}(P)}{1 + W_{\text{об}}(P)W_{\text{АП}}(P)}M_{\text{ш2}}(P). \quad (2.18)$$

В одержаному виразі рівняння другий член рівняння корегує задане значення рівню шихти в приймальному бункері  $h_{\text{пб зад}}$  по збудженню, тобто по потрібній для спікального відділення масі шихти  $M_{\text{ш2}}$ .

Представлена система забезпечує припустимі коливання рівню шихти в приймальних бункерах при будь-яких коливаннях  $M_{\text{ш2}}$ . Такі комбіновані системи дають змогу ефективно узгоджувати продуктивність шихтового і спікального відділень.

### Контрольні питання

1. Задача узгодження продуктивності шихтового та спікального відділень.
2. Передавальна функція шихтового відділення.
3. Передавальна функція конвеєрів транспортування шихти із шихтового до спікального відділень.
4. Передавальна функція бункера для зберігання сипучого матеріалу.
5. Передавальна функція приймального бункера спікального відділення.
6. Структура системи регулювання рівня в приймальному бункері з компенсацією збудження.
7. Структура комбінованої системи автоматичного регулювання рівня шихти в приймальному бункері спікального відділення.
8. Передавальна функція комбінованої системи автоматичного регулювання рівня шихти в приймальному бункері спікального відділення.

## 2.4 Контроль та автоматичне регулювання вологості аглошихти

### 2.4.1 Вологість шихти, методи контролю вологості

Вологість шихти вимірюється відношенням кількості води до кількості шихти, яка її містить, і відображається в процентах:

$$m_{\text{ш}} = \frac{F_{\text{в}}}{F_{\text{шв}}} \times 100 \%, \quad (2.19)$$

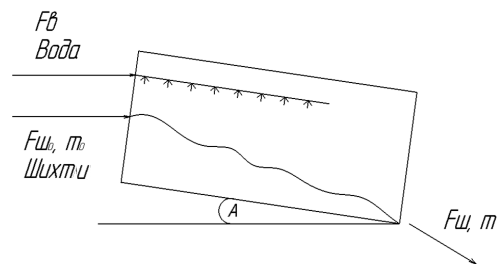
де  $F_{\text{в}}$  – кількість води в шихті, кг;

$F_{\text{шв}}$  – кількість вологої шихти, кг.

Наприклад,  $m = 8\%$ , це означає, що в 100 кг вологої шихти міститься 8 кг води і 92 кг сухої шихти.

Вологість є одним із найважливіших показників аглошихти, оскільки вона впливає на якість огрудкування, тобто

на газопроникливість шихти. Вологість шихти змінюють у барабані зволожувачі-огрудкувачі через подачу в нього шихти  $F_{ш0}$  і води  $F_{в}$  (рис. 2.22).



**Рисунок 2.22** – Схема подачі води й шихти в барабан зволожувач-огрудкувач

Шихта, яка подається в барабан, має початкову вологість  $m_0$ .

Величина вологості аглошихти впливає на якість огрудкування і відповідно на її газопроникність. Залежність газопроникності шихти від вологості носить екстремальний характер, тому стабілізувати вологість треба на такому рівні, який дає екстремум газопроникності.

Основною проблемою при регулюванні вологості аглошихти є знаходження ефективного методу контролю вологості огрудкованої шихти. Є декілька методів контролю вологості, але в умовах агломераційного виробництва жоден із них не є ефективним. Запропоновані такі методи:

- пневмометричний;
- кондуктометричний;
- термометричний;
- фотоелектричний;
- нейтронний.

Пневматичний метод ґрунтується на залежності тиску повітря, яке по трубці продувається через шар шихти при постійних його витратах, від газопроникності (вологості) шихти. Метод має низьку точність і потребує калібрування показань для кожного конкретного випадку. Різновидом цього методу є метод «нульової вакуум-камери». Перед горном, де запалюється шихта,

під стрічкою агломашини встановлюється вакуум камера, яка не пов'язана з газовим колектором інших вакуум камер. З нульової вакуум-камери відсмоктуються гази зі стабільною їх кількістю (з регулятором витрат). При сталих витратах потоку газів із цієї вакуум камери розрідження в ній буде залежати від газопроникності (вологості) шихти. Цей метод дає прийнятні результати, але є громіздким і дорогим.

Кондуктометричний метод використовує залежність величини електричного струму, який протікає через шар шихти, від вологості шихти. Метод простий, але крім вологості на точність методу впливає ціла низка чинників, таких як хімічний та фракційний склад тощо.

Термометричний метод використовує спеціальний зонд (зонд Еліота), який занурений у вологу шихту. В зонд вмонтовано два кільця, одне холодне (перше по ходу руху шихти), а друге підігрівається від спеціального стабілізованого джерела напруги. Нагріте кільце охолоджується вологою шихтою, яка рухається повз нього. Чим більша вологість тим нижче температура кільця. Температура кожного кільця вимірюється окремою термопарою. По різниці показань цих термопар визначають величину вологості шихти. Недоліками методу є необхідність калібрування датчика для кожного конкретного місця установки, вимірювання вологості тільки для шихти, яка рухається, абразивне стирання зонду.

Фотоелектричний метод працює на провіт потоку огрудкованої шихти, яка виходить із барабана зволожувача. По одній стороні потоку встановлено джерело світлового променя, а по другу – фотоелемент. По величині струму фотоелемента оцінюють величину вологості (ступінь огрудкованості) аглошихти. Метод простий, але має малу точність і чутливий до запиленості, що в умовах агломераційного виробництва є проблемою.

Нейтронний спосіб використовує ефект поглинання нейтронів молекулами води. Якщо через шар вологої шихти пропустити потік нейтронів, то чим більше вологі в шихті, тим більше нейтронів із потоку поглинається. Кількість пройдених через шихту

нейтронів реєструється спеціальним детектором і по струму цього детектора вимірюють вологість шихти. Метод має високу точність і стабільність показань, але дорого коштує, потребує використання радіоактивного ізотопу (джерела нейтронів), громіздку установку, необхідність калібрування для кожної установки, специфічні умови експлуатації.

Із короткого аналізу методів контролю вологості шихти зрозуміло, що той чи інший метод треба вибирати зважаючи на умови конкретної аглофабрики. І вже з урахуванням вибраного методу розробляють систему автоматичного контролю та регулювання вологості шихти.

#### 2.4.2 Вологість шихти як об'єкт регулювання

Шихта, яка подається в барабан зволожувач-огрудкувач у кількості  $F_{ш0}$ , має початкову вологість  $m_0$ . Для огрудкування шихти в барабан подається вода в кількості  $F_{в1}$ .

В результаті зволоження та огрудкування шихта на виході барабана має вологість  $m_1$ . Згідно з визначенням вологості (2.19) величина  $m_1$  дорівнює:

$$m_1 = \frac{m_0 F_{ш0} + F_{в1}}{F_{ш0} + F_{в1}} 100,$$

звідси:

$$m_1 = \frac{m_0 F_{ш0} + F_{в1} 100}{F_{ш0} + F_{в1}}. \quad (2.20)$$

Якщо прийняти, що вологість на виході барабана дорівнює заданій, тобто  $m_1 = m_{зад}$ , із (2.20) можемо знайти необхідні для цього витрати води, які треба подавати в барабан:

$$F_{в1} = \frac{m_{зад} - m_0}{100 - m_{зад}} F_{ш0}. \quad (2.21)$$

Як бачимо, залежність між кількістю води на зволоження і заданою вологістю є нелінійною, тому для аналізу й розрахунків процесу зволоження рівняння (2.20) лінеаризують. Оскільки

$F_{в1} \ll F_{ш0}$ , то знехтуємо величиною  $F_{в1}$  у знаменнику (2.20). У результаті одержуємо лінійне рівняння щодо  $m_1$  та  $F_{в1}$ :

$$m_1 = m_0 + \frac{F_{в1}}{F_{ш0}} 100 \quad (2.22)$$

або у відносних одиницях

$$m_1 = m_0 + \frac{F_{в1}}{F_{ш0}}. \quad (2.23)$$

Якщо розглядати процес зволоження в барабані в часі, то в момент  $t_0$  вологість шихти  $m_0$ , а потім, коли стрибком кількість води збільшується до  $F_{в1}$ , вологість поступово підвищується по довжині барабана до  $m_1$  (рис. 2.23), тобто йде накопичення (інтегрування) вологи.

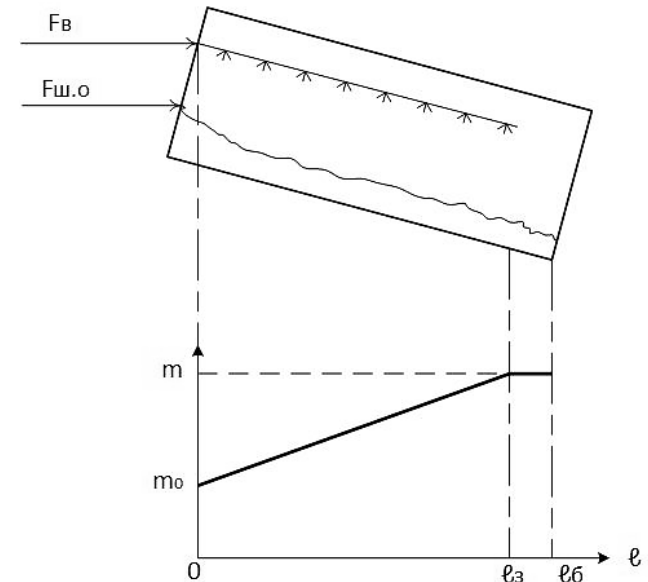


Рисунок 2.23 – Процес зміни вологості в барабані (крива розгону)

Процес продовжується до часу  $t_{відс}$ , коли закінчується зволоження шихти в барабані, отже, ми маємо криву розгону цього об'єкта.

Цю зміну вологості шихти в барабані можна описати рівнянням:

$$m_1 = m_0 + \frac{F_{в1}}{F_{ш0}} \frac{t}{t_{відс}}, \quad (2.24)$$

де  $t_{відс}$  – час відсічки. Це час закінчення зміни вологості шихти в барабані.

Якщо записати рівняння (2.24) у відхиленнях, то одержимо:

$$\Delta m = \frac{\Delta F_{в1}}{F_{ш0}} \times \frac{t}{t_{відс}}. \quad (2.25)$$

Взявши відношення  $\frac{\Delta m}{\Delta F_{в1}}$ , одержуємо:

$$\frac{\Delta m}{\Delta F_{в1}} = \frac{1}{F_{ш0} t_{відс}} t, \text{ від } t=0 \text{ до } t=t_{відс}. \quad (2.26)$$

Одержаний вираз є рівнянням, так званої, інтегруючої ланки з відсічкою, якою описується процес зміни вологості шихти в барабані. Перетворення за Лапласом цього рівняння дає передавальну функцію об'єкту регулювання вологості по каналу  $F_{в1} \rightarrow m$ :

$$W_{обв}(P) = \frac{1}{F_{ш0} t_{відс}} \frac{(1 - e^{-Pt_{відс}})}{P}. \quad (2.27)$$

Оскільки трубопровід води встановлений не на всю довжину барабана (рис. 2.23), то є ще частина барабану, де вологість шихти до її виходу із барабану не змінюється. Цю частину незмінної вологості ми можемо описати ланкою невеликого запізнення. Тоді остаточно передавальна функція об'єкту регулювання вологості по каналу  $F_{в1} \rightarrow m$  буде мати вигляд:

$$W_{обв}(P) = \frac{1}{F_{ш0} t_{відс}} \frac{(1 - e^{-Pt_{відс}})}{P} e^{-Pt_{зап}}. \quad (2.28)$$

Тепер знайдемо вплив зміни кількості шихти, яка поступає в барабан, на вологість шихти на виході барабану, тобто передавальну функцію об'єкту по каналу збурення  $F_{ш0} \rightarrow m_1$ .

При кількості води  $F_{в1}$  і кількості шихти  $F_{ш0}$  маємо вологість  $m_1$  (2.24). Якщо стрибком збільшимо кількість шихти до  $F_{ш1}$  при тій же кількості води, то через певний час будемо мати нове значення вологості  $m_2$ .

$$m_2 = m_0 + \frac{F_{в1}}{F_{ш1}} \frac{t}{t_{відс}}. \quad (2.29)$$

Відніmemo від (2.29) рівняння (2.24):

$$\Delta m = -\frac{F_{в1} t}{t_{відс}} \times \frac{(F_{ш0} - F_{ш1})}{F_{ш1} \times F_{ш2}} = -\frac{F_{в1} t}{t_{відс}} \times \frac{(\Delta F_{ш})}{F_{ш0} \times F_{ш1}}.$$

Взявши відношення  $\frac{\Delta m}{\Delta F_{ш}}$ , одержуємо:

$$\frac{\Delta m}{\Delta F_{ш}} = -\frac{F_{в1}}{F_{ш}^2} \times \frac{1}{t_{відс}} \times t, \text{ від } t=0 \text{ до } t=t_{відс}. \quad (2.30)$$

Взявши перетворення за Лапласом цього рівняння, маємо передавальну функцію об'єкту регулювання вологості по збуренню, тобто по каналу  $F_{ш} \rightarrow m$ :

$$W_{обзбурл}(P) = -\frac{F_{в1}}{F_{ш0}^2 t_{відс}} \times \frac{(1 - e^{-Pt_{відс}})}{P} \times e^{-Pt_{зап}}, \quad (2.31)$$

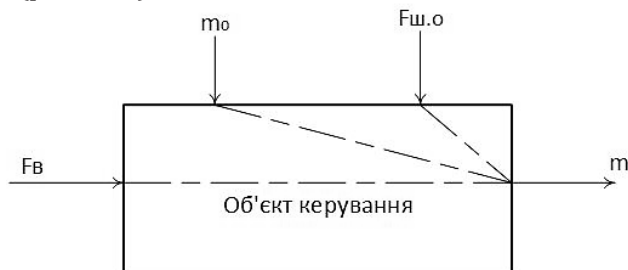
де  $t_{зап}$  – це час запізнення від моменту закінчення зміни вологості шихти в барабані, до появи шихти з новою вологістю на виході барабана.

Знак мінуса перед виразом (2.31) означає, що збільшення подачі в барабан шихти призводить до зменшення вологості шихти.

У цього об'єкта регулювання є ще одне збурення – це початкова вологість  $m_0$ . При підвищенні стрибком початкової вологості шихти на вході барабана вологість шихти на виході відчує зміну початкової вологості тільки через час проходження цієї шихти через весь барабан, тобто через час запізнення  $t_{зап1}$ . Отже, передавальна функція об'єкту регулювання вологості по каналу збурення  $m_0 \rightarrow m$  є передавальною функцією ланки чистого запізнення.

$$W_{об збур 2}(P) = e^{-Pt_{зат 1}}. \quad (2.32)$$

З урахуванням одержаних передавальних функцій технологічний процес зволоження, як об'єкт регулювання, можна представити так (рис. 2.24).



**Рисунок 2.24** – Технологічний процес зволоження шихти як об'єкт регулювання

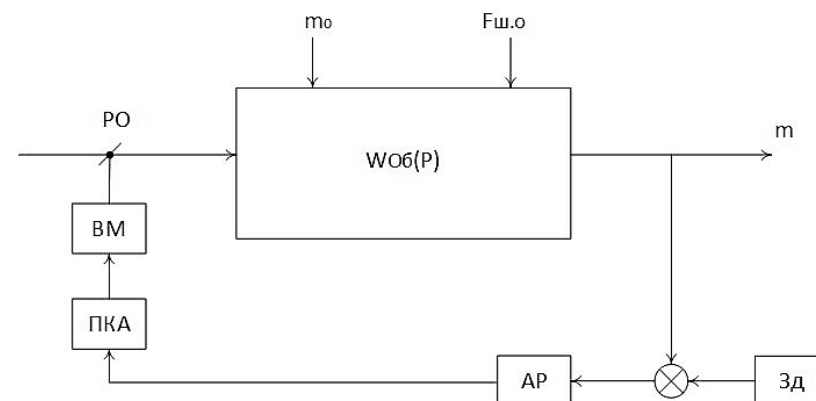
### 2.4.3 Системи автоматичного контролю та регулювання вологості шихти

Для автоматичного контролю і регулювання використовують системи з різними методами регулювання. Найбільш простою є система регулювання вологості шихти за відхиленням (рис. 2.25, див. с. 77).

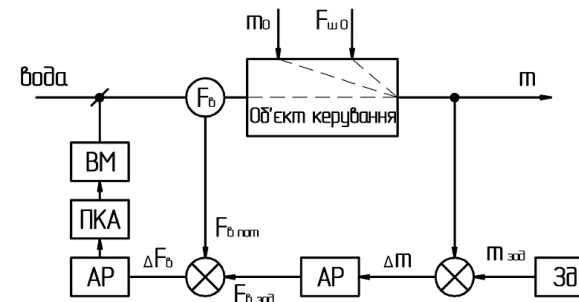
У системі є датчик вологості шихти, яка виходить із барабана. Сигнал цього датчика порівнюється із заданим (сигнал від задатчика вологості) і їх різниця подається на автоматичний регулятор (АР). Регулятор виробляє сигнал регулюючого впливу, який змінює подачу води в барабан доти, доки поточна вологість не стане дорівнювати заданій. Система цієї структури має низку недоліків:

- не враховується дія збурень під час їх проходження через барабан;
- не враховуються можливі коливання витрат води на зволоження внаслідок зміни тиску або забиття водопроводу.

Для підвищення якості регулювання використовують системи контролю і регулювання вологості зі стабілізацією витрат води на зволоження і з компенсацією збурень (рис. 2.26, див. с. 77).



**Рисунок 2.25** – Структура системи автоматичного регулювання вологості шихти за відхиленням



**Рисунок 2.26** – Структура системи автоматичного регулювання вологості шихти зі стабілізацією витрат води

Система має контур стабілізації кількості води на зволоження. У цей контур входить датчик поточних витрат води  $F_{в пот}$ , автоматичний регулятор і виконавчий механізм разом із регулюючим органом. Задане значення витрат води  $F_{в зад}$  формується наступним чином. Із формули (2.23), якщо вважати, що  $m_1 = m_{зад}$ , маємо:

$$F_{в зад} = F_{ш пот} \times (m_{зад} - m_0), \quad (2.33)$$

тобто сигнал про поточне значення кількості шихти  $F_{ш пот}$ , яка надходить у барабан, множиться на різницю початкової і заданої

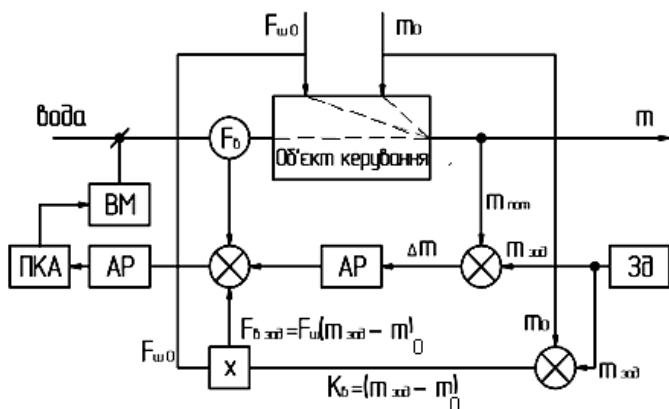
вологості й це буде та кількість води, яку треба подати в барабан на зволоження.

Позначимо через коефіцієнт співвідношення «шихта – вода»  $K_c$  різницю вологості  $K_c = (m_{\text{зад}} - m_0)$ , тоді задане значення кількості води:

$$F_{\text{в зад}} = K_c F_{\text{ш пот}}$$

Структура цієї системи потребує установки датчиків початкової вологості  $m_0$ , поточних витрат шихти  $F_{\text{ш пот}}$  і поточних витрат води на зволоження  $F_{\text{в пот}}$ . Система компенсує обидва збурення, але не має інформації про фактичну вологість шихти на виході барабана. Це є недоліком системи.

Щоб усунути цей недолік використовують структуру системи, яка компенсує збурення і одночасно регулює за відхиленням поточної вологості від заданої (рис. 2.27).



**Рисунок 2.27** – Структура системи автоматичного регулювання за відхиленням вологості шихти зі стабілізацією витрат води і з компенсацією всіх збурень

Розглянута структура є найефективнішою із розглянутих, але ця ефективність дається ускладненням системи і збільшенням кількості технічних засобів.

### Контрольні питання

1. Що таке вологість аглошихти і в яких одиницях вона вимірюється?
2. Записати формулу вологості аглошихти.
3. Передавальна функція об'єкта регулювання вологості по каналу «кількість води – вологість».
4. Передавальна функція об'єкта регулювання вологості по каналу «кількість аглошихти на вході в барабан – зволожувач – вологість».
5. Передавальна функція об'єкта регулювання вологості по каналу «початкова вологість аглошихти – кінцева вологість».
6. Структура системи автоматичного регулювання вологості шихти за відхиленням.
7. Структура системи автоматичного регулювання вологості шихти зі стабілізацією витрат води.
8. Структура системи автоматичного регулювання за відхиленням вологості шихти зі стабілізацією витрат води і з компенсацією всіх збурень.

## 2.5 Контроль та автоматичне регулювання висоти завантаження шихти на агломашину

### 2.5.1 Способи завантаження шихти на агломашину

Зволожена й огрудкована аглошихта поступає в проміжний бункер, звідкілья барабаним живлювачем видається і завантажується на агломашину. На аглофабриках використовується один із двох основних способів завантаження.

Перший – це завантаження під відбійну плиту. Структура такого способу представлена на рис. 2.28 (див. с. 80). При такому способі завантаження висота слою шихти  $H_{\text{ш}}$  постійна, але змінюється  $h_{\text{відкосу}}$ , яка впливає на щільність укладки. Задача системи автоматизації – тримати мінімальну  $h_{\text{відкосу}}$  при змінній продуктивності агломашини.

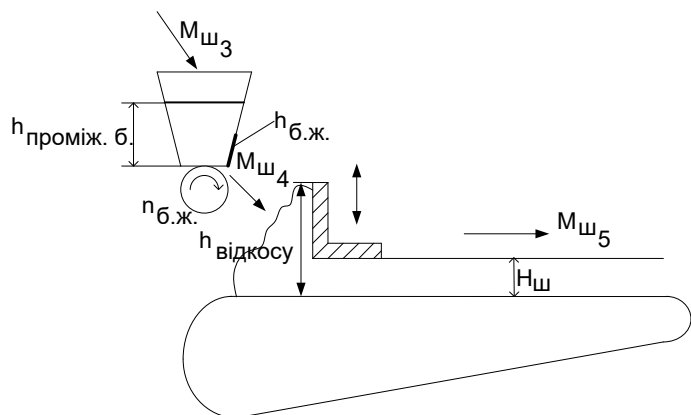


Рисунок 2.28 – Схема завантаження шихти під відбійну плиту

Представимо цю схему завантаження шихти на агломашину як об'єкт регулювання висоти відкосу (рис. 2.29).

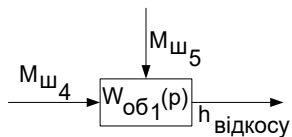


Рисунок 2.29 – Схема завантаження шихти під відбійну плиту як об'єкта регулювання висоти відкосу

У цьому випадку:

$$h_{\text{відк}} = f(M_{\text{ш}_4} - M_{\text{ш}_5});$$

$$W_{\text{об}_1}(p) = \frac{K_{\text{відк}}}{p} \text{ – інтегруюча ланка.}$$

Отже, передавальна функція цього об'єкта є передавальною функцією інтегруючої ланки.

Другий спосіб завантаження – це завантаження під згладжуючу балку (рис. 2.30, див. с. 81).

За цим способом висота шару шихти на агломашині  $H_{\text{ш}}$  змінна, але щільність укладки практично не змінюється. Дільниця завантаження, як об'єкт регулювання в цьому випадку являє собою

наступне. У кожний момент часу висота шару шихти на агломашині буде функцією кількості шихти, яка так само залежить від висоти шару шихти і швидкості руху агломашини:

$$H_{\text{ш}}(\tau) = f(M_{\text{ш}_5}),$$

$$M_{\text{ш}_5} = b \times v_{\text{AM}} \times H_{\text{ш}}.$$

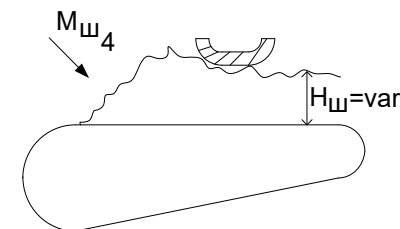


Рисунок 2.30 – Схема завантаження шихти під згладжуючу балку

Схематично це представлено на рис. 2.31.

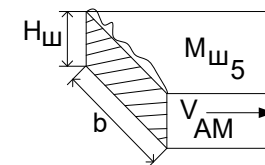


Рисунок 2.31 – Схематичне зображення шару шихти на агломашині при завантаженні її під згладжуючу балку

Звідси передавальна функція дільниці завантаження буде дорівнювати:

$$W_{\text{об}_2}(p) = \frac{H_{\text{ш}}(p)}{M_{\text{ш}_4}(p)} = \frac{1}{bv_{\text{AM}}}.$$

Як, бачимо в цьому випадку об'єкту є нелінійним, оскільки швидкість руху агломашини є змінною і знаходиться в знаменнику.

### 2.5.2 Передавальна функція об'єкта узгодження продуктивності дільниці «приймальний – проміжний бункери»

Знаючи передавальні функції всіх дільниць від приймального бункера до проміжного бункера, можемо тепер визначити передавальну функцію всього технологічного комплексу від приймального до проміжного бункерів (рис. 2.32) для автоматичного узгодження продуктивності всіх його складових.

Зважаючи на знайдені раніше передавальні функції всіх агрегатів дільниці, для узгодження продуктивності цих агрегатів, розглянемо об'єкт (рис. 2.33).

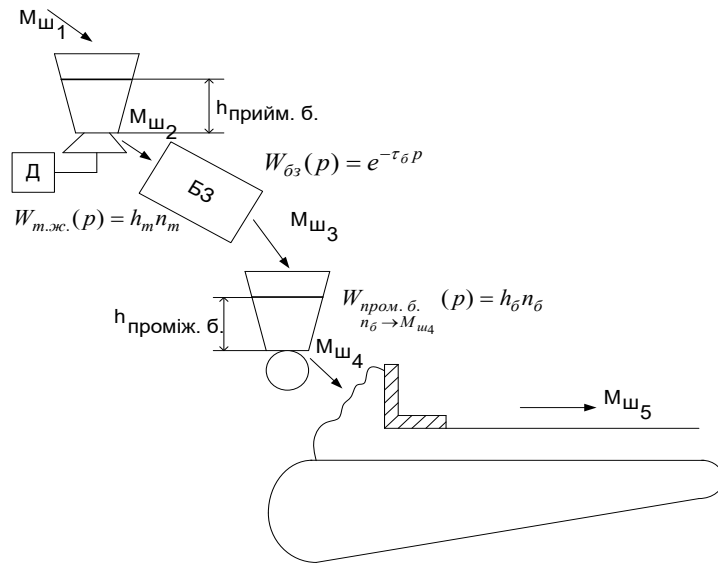


Рисунок 2.32 – Технологічний комплекс «приймальний бункер – проміжний бункер»

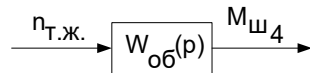


Рисунок 2.33 – Технологічний комплекс «приймальний бункер – проміжний бункер» як об'єкт узгодження їх продуктивності

Передавальна функція цього об'єкта може бути представлена як чисте запізнення:

$$W_{об}(p) = K_3 e^{-p\tau_б}.$$

Отже, для стабілізації кількості шихти, яка завантажується на агломашину  $M_{ш4}$  на заданому рівні необхідно узгоджувати  $n_{б.ж.}$  ( $n_{б.ж.}$  – оберти барабанного живлювача проміжного бункера) та  $n_{т.ж.}$  ( $n_{т.ж.}$  – оберти тарільчаного живлювача приймального бункера). Структура такої системи представлена на рис. 2.34.

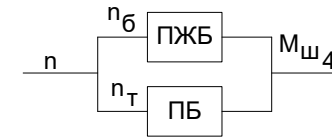


Рисунок 2.34 – Структура системи автоматичного узгодження продуктивності технологічного комплексу «приймальний бункер – проміжний бункер»

Для узгодження продуктивності цієї дільниці необхідно, щоб  $M_{ш4,зад} = M_{ш5,зад} = b \times H_{ш} \times V_{ам}$ . Для підтримання заданого значення  $M_{ш4}$  необхідно підтримувати однакове число обертів тарільчаного й барабанного живильників з урахуванням їх коефіцієнтів передач.

### 2.5.3 Стабілізація висоти відкосу при завантаженні шихти на агломашину

Для стабілізації висоти відкосу аглошихти при завантаженні її на агломашину необхідно узгоджувати кількість шихти, яка видається із проміжного бункера  $M_{ш4}$  і кількості шихти, яка забирається агломашиною  $M_{ш5}$ , тобто через узгодження продуктивності попередньої дільниці і швидкості руху агломашини.

**Контрольні питання**

1. Способи завантаження шихти на агломашини.
2. Передавальна функція об'єкта завантаження шихти під відбійну балку.
3. Передавальна функція об'єкта завантаження шихти під згладжуючу балку.
4. Передавальна функція приймальних бункерів.
5. Передавальна функція об'єкта узгодження продуктивності технологічного комплексу «приймальний бункер – проміжний бункер».

**2.6 Автоматизація процесу запалювання аглошихти****2.6.1 Технологічний процес запалювання аглошихти**

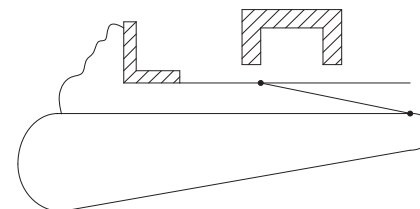
Для запалювання аглошихти на агломашині є спеціальний пристрій, який називається горн. Горн являє собою піч завдовжки 3–5 м і шириною, яка дорівнює ширині агломашини. Горн всередині футеровано вогнетривкою цеглою, в просторі якої спалюється коксодомений, або природний газ. Ця піч із відкритим подом, тобто з відкритою нижньою частиною, із якої гарячі гази горну просмоктуються через шар шихти й запалюють її поверхню. Зверху чи з боків горну встановлено від 2 до 6 горілок, у яких спалюється газ. Температура в горні підтримується на такому рівні, щоб забезпечити ефективно запалювання поверхні аглошихти, яка проходить під горном.

Після запалювання аглошихти паливо в ній (коксик) по мірі переміщення шихти на агломашині продовжує горіти і, отже, забезпечує спіканні аглошихти (рис. 2.35, див. с. 85).

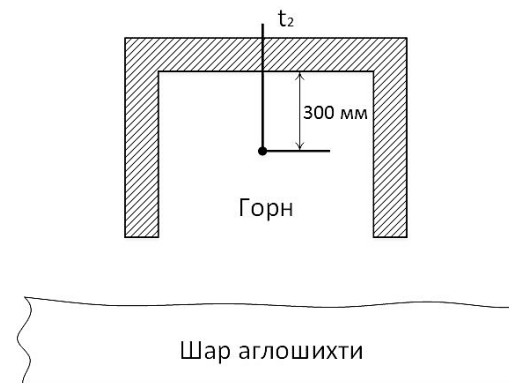
Від якості процесу запалювання залежить швидкість процесу спікання. Для оптимізації процесу запалювання необхідно в горні підтримувати певний температурний режим. Цей режим характеризують однією з трьох температур.

1. *Температура горна* – це температура робочого простору горна, яка вимірюється термопарою, встановленою в склепінні

печі й робочий спай якої розміщується на 200–300 мм від нижньої поверхні склепіння (рис. 2.36). Температура горна підтримується в межах 1200...1300 °С.



**Рисунок 2.35** – Лінія спікання аглошихти від початку запалювання до точки закінчення процесу спікання



**Рисунок 2.36** – Точка контролю температури горна

2. *Температура запалювання аглошихти* – це температура робочого простору горну на відстані 50 мм від поверхні шихти, яка вимірюється термопарою (рис. 2.37, див. с. 86). Температура запалювання аглошихти дорівнює 1150...1200 °С.

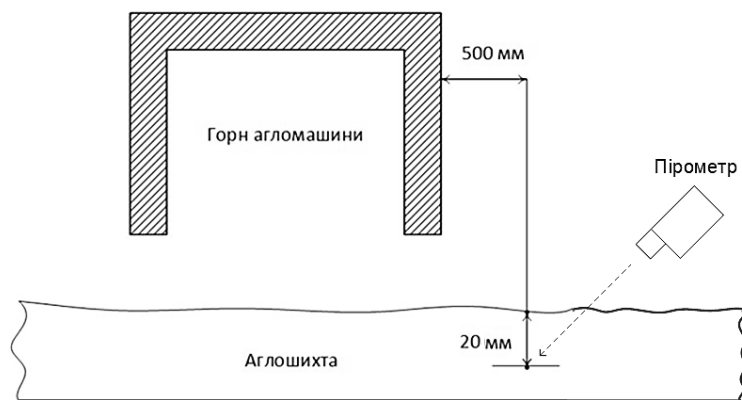
Найчастіше це є осереднена температура з термопар, встановлених по колу в стінках горна на відповідній відстані.

3. *Температура поверхні аглошихти* – це температура, яка вимірюється пірометром на глибині 20 мм від поверхні аглошихти та на відстані 500 мм від виходу горна (рис. 2.38, див. с. 86). Температура поверхні аглошихти після горна складає 1200...1250 °С.



**Рисунок 2.37** – Точка контролю температури запалювання аглошихти

Задача керування процесом запалювання полягає в тому, щоб забезпечити запалювання палива шихти у верхньому шарі завтовшки 3–5 мм, який проходить у цей момент крізь горн і передати цьому шару необхідний запас тепла. Такий запас дає змогу стало продовжувати процес горіння і спікання шихти після її виходу із горна. Усе тепло, яке йде від спалювання газу в горілках горна, витрачається підтримання певного запасу в самому горні, а також на випаровування гігроскопічної вологи шихти і її підігрів до температури запалювання твердого палива шихти (700...800 °С).



**Рисунок 2.38** – Точка контролю поверхні аглошихти на виході її з горна

Визначимо глибину  $h_{зп}$  шару запалювання, як середню величину глибини шару запалювання по довжині горна. Витрати шихти  $F_{ш зп}$  в шарі глибиною  $h_{зп}$  будуть дорівнювати:

$$F_{ш зп} = h_{зп} b V_{АМ}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.34)$$

де  $h_{зп}$  – глибина шару запалювання в горні, м;  
 $b$  – ширина агломашини, м;  
 $V_{АМ}$  – швидкість руху агломашини, м/хв.

Загальна ентальпія шару шихти при запалюванні складається із початкової ентальпії  $i_0$ , яка враховує тепло твердого палива, тепло самого шару шихти й додаткової ентальпії. Додаткова ентальпія визначається відношенням кількості тепла, що вноситься в горн газовим паливом, до кількості шихти в шарі запалювання:

$$i = i_0 + \eta \frac{Q_{гп}}{F_{ш зп}} = i_0 + \eta \frac{q F_{гп}}{F_{ш зп}}, \quad (2.35)$$

де  $Q_{гп} = q F_{гп}$  – тепло, яке вноситься газовим паливом в горн;  
 $\eta$  – тепловий коефіцієнт корисної дії;  
 $q$  – теплотворна здатність газового палива;  
 $F_{гп}$  – витрати газового палива на горн.

Підставляючи (2.34) у (2.35), маємо:

$$i = i_0 + \eta. \quad (2.36)$$

Вважаючи, що поточна загальна ентальпія шару запалювання дорівнює заданій величині  $i = i_{зд}$ , то задана витрати газу, який для цього треба спалити в горні, дорівнює:

$$F_{гп} = \frac{(i_{зд} - i_0) h_{зп} \times b \times V_{АМ}}{\eta \times q}. \quad (2.37)$$

Із цієї формули видно, що витрати газового палива  $F_{гп}$ , які треба подавати в горн пропорційні заданій і початковій ентальпії шару запалювання, товщині цього шару і швидкості руху агломашини.

Задане значення загальної ентальпії  $i_{зд}$  значною мірою залежить від часу дії процесу запалювання  $i_{зп}$ . Цей час має бути таким, щоб утворилася стійка зона запалювання. Час

запалювання залежить від довжини горну  $l_r$  та швидкості руху агломашини:

$$\tau_{\text{зп}} = \frac{l_r}{V_{\text{АМ}}}. \quad (2.38)$$

Збільшення  $\tau_{\text{зп}}$  призводить до зменшення кількості повернення і підвищення міцності агломерату, але при цьому зменшується продуктивність агломашини та газопроникливість шару шихти. Потрібний час запалення  $\tau_{\text{зп}}$  визначається:

- хімічним складом шихти;
- розміром частинок палива;
- горючістю твердого палива.

Визначення витрат газового палива на горн  $F_{\text{гп}}$  за формулою (2.37) є проблематичним, оскільки важко безпосередньо контролювати, або розрахувати величину ентальпії шару шихти в районі горну. Тому для визначення кількості тепла на запалювання шихти в горні частіше використовують величину питомих витрат тепла  $P$  або інтенсивність запалювання  $J$ . Питомі витрати тепла пропорційні часу запалювання  $\tau_{\text{зп}}$  та інтенсивності запалювання  $J$ :

$$P = \tau_{\text{зп}} \times J. \quad (2.39)$$

Інтенсивність запалювання  $J$  є відношення кількості корисного тепла, яке поступає з газовим паливом у горн до площі поверхні шихти в горні  $S_r$ :

$$J = \eta \times \frac{Q_{\text{гп}}}{S_r}. \quad (2.40)$$

Площа поверхні шихти в горні:

$$S_r = \tau_{\text{зп}} \times b \times V_{\text{АМ}} = l_r \times b. \quad (2.41)$$

Підставляючи у формулу (2.40) значення площі поверхні шихти в горні із (2.41) і кількість тепла, яка поступає в горн із газовим паливом із (2.35), одержуємо:

$$J = \eta \times \frac{qF_{\text{гп}}}{l_r b}. \quad (2.42)$$

Звідси витрати газового палива на горн дорівнюють:

$$F_{\text{гп}} = J \frac{bl_r}{\eta q}. \quad (2.43)$$

Для кожного типу агломашин із практики встановлюється величина інтенсивності запалювання. Її величина коливається в межах  $J = 34\text{--}50$ , МДж/м<sup>2</sup> · хв.

Задаючись певним значенням інтенсивності запалювання для конкретної агломашини, згідно з (2.43) знаходять потрібні витрати газового палива  $F_{\text{гп}}$  на горн.

### 2.6.2 Система автоматичного регулювання процесу запалювання

Представляючи технологічний процес запалювання шихти як об'єкт керування, визначимо його вхідні (регулюючі) і вихідні (регульовані) величини.

У якості *вихідних величин* у системах автоматизації можуть використовуватись:

- температура горна;
- температура запалювання;
- температура поверхні аглошихти.

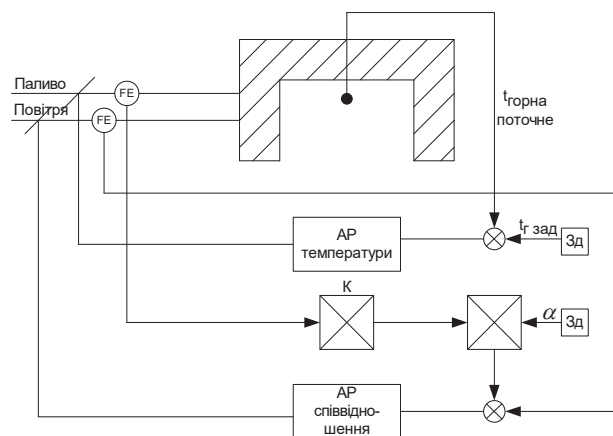
*Вхідними величинами* (регулюючими впливами) є:

- кількість спалюваного в горні газу  $F_{\text{газ}}(\tau)$ ;
- кількість палива (коксіка) у шихті  $F_{\text{п ших}}(\tau)$ ;
- коефіцієнт співвідношення «газ (паливо) – повітря»  $K_{\text{сп}}$ .

При спалюванні газового палива в горні теоретичне значення коефіцієнту співвідношення збільшують в 1,8–2,0 для того, щоб забезпечити достатньо кисню в продуктах спалювання. Цей додатковий кисень підтримує процес горіння твердого палива при просмоктуванні газів через шар шихти. Для забезпечення стійкого запалювання у вакуум-камерах під горном, підтримують розрідження на рівні 0,4–0,5 від величини розрідження наступних вакуум-камер.

При автоматизації агломашин використовуються декілька типів систем автоматичного регулювання процесу

запалювання. Найбільш простою та розповсюдженою є система стабілізації температури горну (рис. 2.39). Поточне значення температури горну, яке вимірюється термопарою, порівнюється із заданою й їх різниця подається на автоматичний регулятор, який відповідно змінює кількість палива на горн. Крім того, горн доповнюється системою регулювання співвідношення «паливо – повітря».



**Рисунок 2.39** – Структура систем регулювання температури горна агломашини і співвідношення «паливо-повітря»

У системі регулювання співвідношення «паливо-повітря» задане значення витрат повітря  $F_{\text{пов зад}}(\tau)$  на спалювання поточних витрат газового палива на горн  $F_{\text{газ}}(\tau)$  встановлюється через множення витрат газу на теоретичний коефіцієнт співвідношення  $K_{\text{сп}}$  та коефіцієнт надлишку повітря  $\alpha$ :

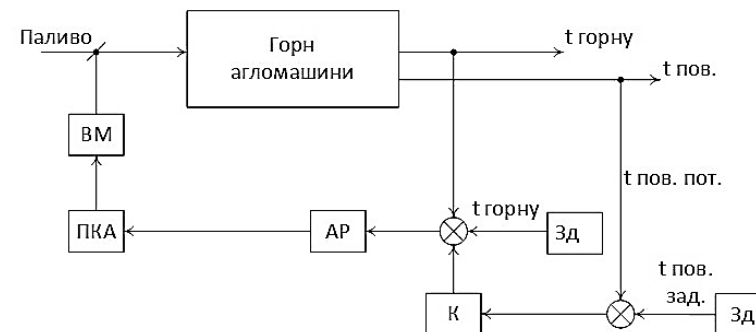
$$F_{\text{пов зад}}(\tau) = \alpha K_{\text{сп}} F_{\text{газ}}(\tau). \quad (2.44)$$

Теоретичний коефіцієнт співвідношення знаходять із реакції спалювання конкретного газу. Так для природного газу  $K_{\text{сп}} = 9,56$ , для коксодоменної суміші 2,5–3,0.

Контроль та автоматичне регулювання температури запалювання є більш ефективним способом регулювання процесу завалювання, але проблема в одержанні інформації

про температуру запалювання, тобто технічна складність контролю цієї температури.

На деяких аглофабриках використовуються системи автоматичного контролю та регулювання процесу запалювання за температурою горна з корекцією за температурою поверхні (рис. 2.40).



**Рисунок 2.40** – Структура системи автоматичного регулювання температури горна з корекцією за температурою поверхні

У таких системах температура поверхні аглошихти контролюється радіаційним пірометром, встановленим на виході горну (на відстані 500 мм). Пірометр направлено в точку на глибині 50 мм від поверхні аглошихти, яка утворюється спеціальним ножем зануреним у шихту на таку глибину. Сигнал від пірометра про поточну температуру поверхні шихти корегує задане значення температури горна так, щоб мати стабільну задану температуру поверхні шихти. Це забезпечує подальше стабільне протікання процесу спікання.

#### Контрольні питання

1. Параметри контролю температури при запалюванні аглошихти.
2. Температура горна.
3. Температура запалювання аглошихти.
4. Температура поверхні аглошихти в горні.
5. Інтенсивність запалювання шихти та її значення.
6. Вхідні величини процесу запалювання.
7. Вихідні величини процесу запалювання.

8. Структура системи контролю та регулювання температури в горні.
9. Структура системи автоматичного регулювання співвідношення «паливо – повітря».

## 2.7 Контроль та автоматичне регулювання процесу спікання аглошихти на агломашині

### 2.7.1 Технологічний процес спікання аглошихти

Процес спікання є процесом, який протікає як у часі, так і в просторі (по довжині агломашини). Такі об'єкти називаються об'єктами з розподіленими параметрами. Процес керування об'єктами з розподіленими параметрами є складним. Найкращим способом оптимізації процесу спікання є забезпечення стабільності параметрів аглошихти до подачі її на агломашину, тобто потрібно, щоб на аглошихту, яка знаходиться вже на агломашині не впливали збурення попередніх технологічних процесів.

При спіканні аглошихти розрізняють декілька зон: зона сушки (випаровування), зона підігріву, зона горіння. У зоні горіння йде процес розплавлення шихти і її спікання. При розгляді процесу спікання приймають деякі спрощення:

- розподілення зони горіння по довжині шару аглошихти є лінійним, тобто швидкість спікання є постійною;
- замість зони горіння розглядають умовну лінію спікання – ізотерму максимальних температур у шарі шихти;
- розподілення температур у вакуум камерах по довжині машини апроксимують шматочно-лінійною кривою, яка являє собою постійну температуру у всіх вакуум-камерах до  $(n-2)$ -ої, потім температура підвищується, і максимум її має бути в  $(n-1)$ -ій вакуум-камері.

Швидкість спікання аглошихти  $V_{\text{сп}}$  є геометричною сумою двох швидкостей – швидкості руху стрічки агломашини  $V_{\text{AM}}$  та вертикальної швидкості горіння та спікання  $V_{\text{в.сп}}$  (рис. 2.41, див. с. 93).

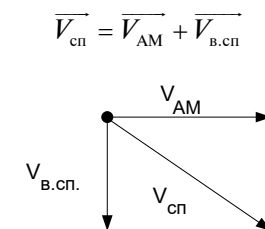


Рисунок 2.41 – Геометрична інтерпретація впливу на швидкість спікання швидкості агломашини і вертикальної швидкості спікання

Оскільки на вертикальну швидкість спікання оперативно впливати немає змоги, то, зважаючи на це, для регулювання швидкості спікання використовують зміну швидкості руху агломашини. Розглянемо технологічний процес спікання, як об'єкт регулювання, тобто визначимо його вхідні, вихідні величини і збурення.

Вхідними величинами, які впливають на швидкість спікання і відповідно на точку закінчення процесу по довжині агломашини, є:

- швидкість руху агломашини  $V_{\text{AM}}$ ;
- висота шару  $H_{\text{АШ}}$  аглошихти на машині;
- величина розрідження (вакууму)  $P_{\text{вк}}$  у вакуум-камерах.

Вихідною величиною цього об'єкта є:

- швидкість спікання  $V_{\text{сп}}$ , або точка закінчення процесу спікання  $L_{\text{з.пс}}$ , або точку максимуму температури в одній із трьох останніх вакуум-камерах.

Збуренням є:

- вологість (газопроникливість) аглошихти;
- хімічний склад аглошихти;
- кількість палива (коксу) у шихті.

### 2.7.2 Система автоматичного контролю та регулювання точки закінчення процесу спікання аглошихти

При регулюванні процесу спікання необхідно контролювати точку закінчення цього процесу. Методи контролю цієї точки базуються на тому, що в ній зона горіння знаходиться на поверхні колосників агломашини. За такої умови гарячі частинки коксикю просмоктуються безпосередньо у вакуум камеру, і посилюють освітленість і температуру газів у цій вакуум-камері. Отже, якщо контролювати освітленість, або температуру в цих вакуум камерах активної довжини спікання агломашини, то по цих параметрах можливо визначити й регулювати точку закінчення процесу. Найбільш часто на аглофабриках для контролю точки закінчення процесу спікання використовують показання термопар, встановлених у трьох останніх вакуум-камерах активної зони спікання. У таких випадках по показанням одної, двох, або трьох термопар визначають точку спікання. За такої умови регулюючим впливом є зміна швидкості руху агломашини. Якщо використовують показання однієї термопари в передостанній вакуум-камері, то передавальна функція об'єкта регулювання по каналу  $V_{AM} \rightarrow t_{BK}$  буде такою:

$$W_{об1}(p) = -K_{пл} \frac{(1 - e^{-p\tau_{відс}})}{p}, \quad (2.45)$$

де  $K_{пл} = \frac{V_{в.сп}}{V_{AM}}$  – коефіцієнт передачі об'єкту;

$\tau_{відс}$  – час відсічки, тобто час від моменту зміни швидкості агломашини до моменту встановлення нового значення температури у вакуум-камері.

Це є передавальна функція інтегруючої ланки з відсічкою.

Розглядаючи дію збурення для цього об'єкта по каналу «зміна вертикальної швидкості спікання  $\Delta V_{в.сп} \rightarrow$  температура у вакуум-камері  $t_{BK}$ », одержимо передавальну функцію виду:

$$W_{об2}(p) = C\tau_{зап}e^{-p\tau_{зап}}, \quad (2.46)$$

де  $\tau_{зап}$  – час запізнення, тобто час від моменту зміни  $V_{в.сп}$ , внаслідок зміни, наприклад, вологості шихти, до моменту підходу нової шихти і зміни від цього стрибком температури у вакуум-камері.

Для збурення по каналу «зміна висоти шару шихти на агломашині  $\Delta H_{ш}$  – температура у вакуум-камері  $t_{BK}$ » передавальна функція має вигляд ланки чистого запізнення:

$$W_{об3}(p) = -Ce^{-p\tau_{зап}}, \quad (2.47)$$

де  $\tau_{зап}$  – час запізнення визначається різницею часу від моменту зміни висоти шару  $H_{ш}$  до моменту підходу шихти з новим значенням висоти шару шихти до точки контролю температури у вакуум-камері.

Одержані передавальні функції технологічного процесу спікання використовують при проектуванні відповідних систем автоматичного контролю та регулювання точки закінчення процесу спікання.

Система, яка контролює температуру в трьох останніх вакуум-камерах спікання, регулює швидкість руху агломашини, отже, щоб максимум цієї температури був у передостанній із цих трьох вакуум-камер (рис. 2.42).

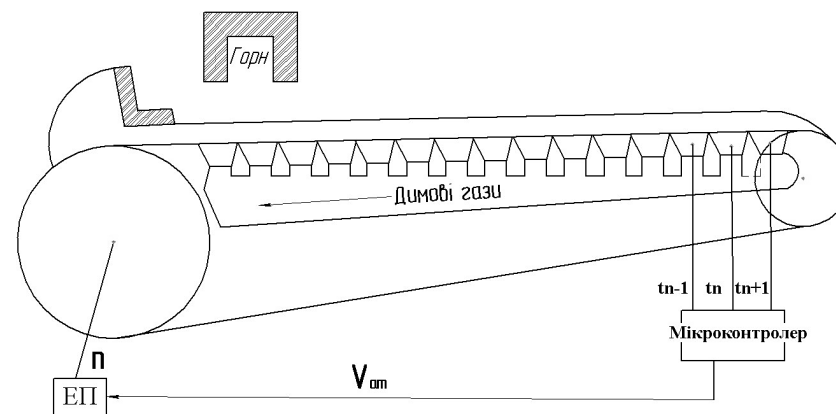


Рисунок 2.42 – Структура системи автоматичного контролю та регулювання точки закінчення процесу спікання аглошихти

Для цього розподілення температури в цих вакуум-камерах апроксимують параболою по трьох точках. Потім по показанням трьох термопар знаходять координату можливого температурного максимуму. Апроксимуюча парабола зміщена щодо початку координат по довжині машини  $l$  на довжину координати точки закінчення процесу горіння, тобто на  $l_r$  та  $t_r$ :

$$t - t_r = -\alpha(l - l_r)^2. \quad (2.48)$$

Маючи показання датчиків температури  $t_{T1}$ ,  $t_{T2}$ ,  $t_{T3}$ , встановлених у тих трьох вакуум-камерах, де може бути точка закінчення процесу спікання, і підставляючи значення цих температур у (2.48), одержують систему трьох рівнянь:

$$\begin{cases} t_{T1} - t_r = -\alpha(l_{T1} - l_r)^2, \\ t_{T2} - t_r = -\alpha(l_{T2} - l_r)^2, \\ t_{T3} - t_r = -\alpha(l_{T3} - l_r)^2. \end{cases} \quad (2.49)$$

Вирішуючи систему рівнянь (7.5) щодо  $l_r$ , знаходять точку закінчення процесу спікання:

$$l_r = \frac{t_{T1}(l_{T2} + l_{T3}) - 2t_{T2}(l_{T1} + l_{T3}) + t_{T3}(l_{T1} + l_{T2})}{2(t_{T1} - 2t_{T2} + t_{T3})}. \quad (2.50)$$

Система автоматичного контролю і регулювання точки закінчення процесу спікання, обчислюючи за (2.50) поточне значення  $l_r$ , порівнює його із заданим  $l_{r\text{зад}}$ , і змінює швидкість руху агломашини  $V_{AM}$  так, щоб  $l_r = l_{r\text{зад}}$ . При регулюванні процесу спікання цим методом система має слідкувати, щоб графік розподілення температур, які контролюють датчики, не виходив за область без максимуму температур, оскільки це призведе до некоректної роботи системи.

Є ще один метод визначення та регулювання точки закінчення процесу спікання аглошихти. Він полягає в контролі температури газів у всіх вакуум-камерах активної зони спікання і обчисленні середньо інтегральної по довжині агломашини температури газів  $t_{c.in}$ :

$$t_{c.in} = \frac{1}{l_{акз}} \sum_1^n t_i. \quad (2.51)$$

Сума температур у вакуум камерах для заданої точки закінчення процесу спікання є певною величиною і їй відповідає певне значення середньо інтегральної величини, яка використовується в системі автоматизації, як задана. Таким способом система автоматизації, контролюючи температуру у вакуум камерах і обчислюючи по них середньо інтегральну температуру, за її значенням визначає точку закінчення процесу спікання. Порівнюючи одержане значення середньо інтегральної температури із заданою система змінює швидкість руху агломашини в той чи інший бік.

Треба зазначити, зміною швидкості агломашини можливо компенсувати не всі типи збурень, що впливають на точку закінчення процесу спікання. Якщо час перебування шихти в активній зоні спікання  $l_r$  агломашини складає  $t_r$ , то за допомогою зміни швидкості агломашини компенсувати можливо збурення з періодом коливань лише більше  $t_r$ . Всі інші більш високо частотні збурення будуть проходити не компенсованими. Із цього випливає вимоги до автоматизації технологічних процесів агломераційного виробництва – подавляти якомога більше збурень на всіх попередніх перед спіканням технологічних операціях.

### Контрольні питання

1. Основні зони процесу спікання шару аглошихти.
2. Що називають швидкістю спікання аглошихти?
3. Що таке точка закінчення процесу спікання аглошихти?
4. Основний регулюючий вплив при регулюванні точки закінчення процесу спікання.
5. Методи контролю точки закінчення процесу спікання.
6. Структура системи автоматичного регулювання точки закінчення процесу спікання за температурою в трьох вакуум-камерах.
7. Структура системи автоматичного регулювання точки закінчення процесу спікання по середньо інтегральній температурі у всіх вакуум-камерах.

## Розділ 3

# АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ДОМЕННОГО ВИРОБНИЦТВА

### 3.1 Структура доменного виробництва та задачі автоматизації

#### 3.1.1 Структура доменного виробництва

Доменне виробництво являє собою, як правило, цех із декількома доменними печами (ДП). Об'єктом автоматизації є весь комплекс – доменний цех. Цей комплекс поділяється на дільниці:

- приймання та завантаження шихтових матеріалів;
- доменні печі з блоками повітрянагрівачів і газоочисних установок;
- паротурбоповітродувна станція, або ТЕЦ.

*Дільниця приймання та завантаження шихтових матеріалів.* Шихтові матеріали для доменних печей вивантажуються із залізничних вагонів на естакаді рудного двору цеха в бункери скіпової ями. Шихтовими матеріалами доменної печі є:

- 1) агломерат;
- 2) окатиші;
- 3) залізна руда;
- 4) кокс;
- 5) флюси;
- 6) добавки.

Для кожного типу матеріалів є по декілька бункерів. Кожний бункер скіпової ями має свій номер-ідентифікатор, по якому можна розпізнати тип матеріалу в ньому. В кожному доменному цеху є певна технологія дозування матеріалів із бункера і транспортування його в скіп і далі в доменну піч.

Є такі основні типи технологічних структур приймання та завантаження шихтових матеріалів у доменну піч:

1. Бункерна естакада, бункерне приміщення (бункерна яма) з бункерами шихтових матеріалів і вагон-вагами.

Бункери розташовані в два ряди й між ними переміщуються самохідні вагон-ваги з електричним приводом. Це традиційна схема для існуючих печей. Машиніст вагон-вагів має графік подачі кожного матеріалу і його кількості. За цим графіком машиніст, керуючі вагон-вагами, набирає з того чи іншого бункера матеріал у потрібній кількості, яку зважують вагон-ваги. Після набору заданої ваги вагон-ваги транспортують матеріал до скіпа і вивантажують у нього.

2. Транспортна система завантаження матеріалів у скіпи і скіпова система завантаження в *доменну піч* (ДП).

Така технологічна структура являє собою сукупність бункерів із матеріалами та стрічкових конвеєрів під ними. На кожному бункері встановлено дозатор за допомогою якого конкретний тип матеріалу дозується в потрібній кількості на конвеєр. Далі інші матеріали аналогічно дозуються і по системі конвеєрів подаються в скіп (рис. 3.1, див. с. 100). Така технологія дає змогу повністю автоматизувати процес дозування та завантаження шихтових матеріалів у піч. Цей тип структури завантаження реалізується для наявних печей при їх реконструкції.

3. Транспортна система передачі шихтових матеріалів від бункерів і транспортна система завантаження в ДП.

У цій технологічній структурі всі процеси вибору й дозування матеріалів відбуваються як і в попередній, але в піч матеріали подаються не скіпами, а спеціальним конвеєром. Це є сучасне технологічне рішення і всі нові доменні цехи проєктуються з такою технологією вибору й завантаження матеріалів у доменну піч.

*Доменні печі з блоками повітрянагрівачів і газоочищувальних установок.* Кожна доменна піч цеху має у своєму складі блок із 3-х або 4-х повітрянагрівачів (ПН) та газоочищувальну установку. В доменну піч безперервно завантажуються шихтові матеріали і вдувається нагріте в ПН комбіноване дуття. В результаті фізичних та хімічних процесів взаємодії шихтових матеріалів і дуття в печі утворюється чавун, шлак, колошниковий газ та колошниковий пил. Для охолодження кожуху печі й дуттьових фурм на піч подається вода, яка може циркулювати в закритому, або відкритому циклах. На багатьох доменних

печах використовується більш економічна паровипарувальна система охолодження.

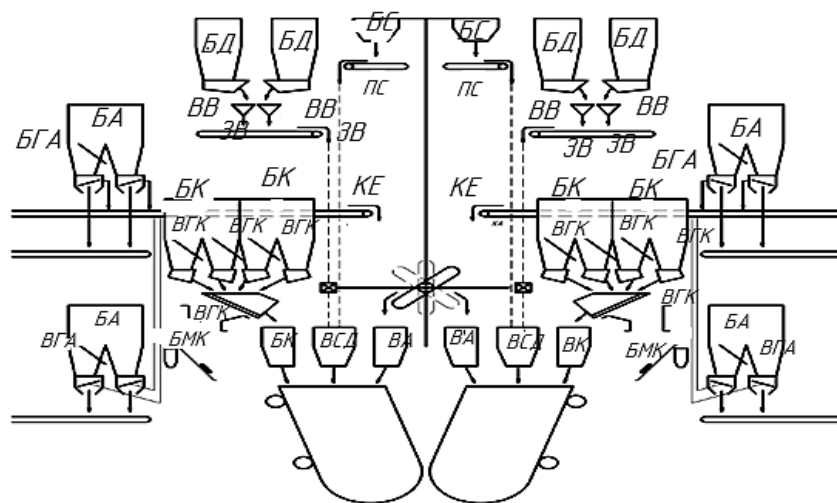


Рисунок 3.1 – Транспортна система завантаження матеріалів у скіпи

Блок ПН призначений для безперервного забезпечення дуттям доменну піч. Кожний ПН може працювати у двох основних режимах – режимі нагріву й режимі дуття.

У режимі нагріву ПН опалюється доменним газом (очищений колошниковий газ), який виробляє сама піч. Водночас у ПН нагрівається спеціальна насадку із вогнетривкої цегли. Після нагріву ПН переводиться в режим дуття, в якому холодне дуття, при проходженні через насадку, нагрівається і подається в піч.

Колошниковий газ, який утворюється в доменній печі, при виході із неї має значну концентрацію пилу. Запилений газ не можна використовувати як паливо, тому його попередньо очищують. Очищення відбувається в спеціальних газоочищувальних установках. Ці установки можуть використовувати сухий або мокрий спосіб очищення. Після цих установок чистий доменний газ подається споживачам металургійного комбінату.

*Пароелектроповітродувна станція (ПЕПС).* Для забезпечення доменних печей дуттям і електроенергією (в аварійних випадках) поблизу них будують *пароелектро повітродувну станцію*. В її складі знаходяться декілька парових котлів, повітродувки і електрогенераторів із паровими турбінами в якості приводу. Для забезпечення надійного постачання дуття доменним печам кількість повітродувки має перевищувати кількість печей. На деяких комбінатах є також свої *теплові електростанції (ТЕС)*, або *теплоелектроцентрали (ТЕЦ)*, які задовольняють у парі, теплі й частково в електроенергії потреби комбінату. Парові котли опалюються, як правило, металургійними газами (доменним, коксовим, конвертерним) і в деяких випадках природним.

На турбовітродувках контролюються і регулюються параметри самої повітродувки, а також параметри дуття – витрати, тиск, температура та вміст кисню.

### 3.1.2 Задачі автоматизації доменного виробництва

Кількість та структура задач автоматизації залежать від прийнятої технологічної структури кожної дільниці доменного виробництва.

*Задачі автоматизації процесів приймання та завантаження шихтових матеріалів*

Усі шихтові матеріали в ДП завантажуються в певній послідовності. Мінімальна порція матеріалу – скіп (5–40 т). Розділяють ці скіпи: К (кокс) та Р (рудна частина). Послідовність із чотирьох скіпів складає *подачу*. Із цієї подачі два скіпи рудні, два – коксові. Чередування різних типів скіпів у подачі є регулюючий вплив (РКРК, РРКК, КРКР). Приблизно 11 подач складають *цикл*. Тип подачі й послідовність подач у циклі складають *програму*.

Кількість та структура завдань автоматизації залежать від прийнятої технологічної структури дільниці.

1. Бункерна естакада, вагон-ваги, завантаження в піч скіпами. Для цієї структури основними завданнями контролю і автоматизації є:

- ідентифікація типу бункера й типу матеріалу;
- автоматизація процесів дозування із заданого бункера заданого матеріалу в заданій кількості до вагону-вагів;
- автоматичний обмін інформацією між машиністом вагон-вагів і центральним пунктом керування доменною піччю;
- автоматизація дозування коксу з корекцією за вологістю;
- автоматизація транспортування і вивантаження шихтових матеріалів у приймальну воронку печі.

2. Транспортна система завантаження матеріалів у скіпи і скіпова система завантаження в ДП. При такій технології всі процеси по вибору номеру бункера, типу матеріалу й кількості, транспортування і вивантаження його в скіп виконуються автоматично в складі автоматизованої системи керування технологічними процесами доменної печі.

Така технологічна структура дає змогу повністю автоматизувати процес дозування і завантаження шихтових матеріалів у піч.

3. Транспортна система передачі шихтових матеріалів від бункерів і транспортна система завантаження в ДП. Це є сучасне технологічне рішення, і всі процеси в ній повністю автоматизовані.

*Завдання автоматизації доменної печі, блоку повітрянагрівачів та установки очищення колошникового газу*

Для ефективного ведення доменної плавки необхідно вирішувати такі завдання автоматизації:

- керування розподіленням шихтових матеріалів за січенням колошника;
- контроль та регулювання швидкості опускання стовпа шихтових матеріалів;
- контроль та автоматичне регулювання тиску колошникового газу;
- контроль та сигналізація температури кожуху печі;
- контроль та автоматичне регулювання параметрів дуття;
- контроль та автоматичне керування процесами випуску продуктів плавки;
- автоматичний контроль та керування процесами переключення повітрянагрівачів;

- автоматичне керування повітрянагрівачем у режимах його нагріву й дуття;
- контроль та автоматичне керування агрегатами та процесами установки очищення колошникового газу.

Кожна з перелічених задач автоматизації при її реалізації розкладається на низку локальних, наприклад, автоматизація процесів мокрого очищення колошникового газу включає задачі контролю і регулювання параметрів пилової камери, скрубера мокрого очищення, дросельної групи, краплевловлювача. Всі розглянуті задачі автоматизації виконує *автоматизована система керування технологічними процесами доменної печі (АСК ТП ДП)*.

*Завдання автоматизації пароелектроповітряної станції*

Кожен з агрегатів пароелектроповітряної станції (ПЕПС) має систему автоматизації, яка вирішує свої задачі контролю та керування.

Так, система контролю та регулювання параметрів парового котла вирішує задачі:

- контроль та автоматичне регулювання теплового навантаження котла;
- контроль та автоматичне регулювання якості спалювання палива;
- контроль та автоматичне регулювання процесу евакуації димових газів;
- контроль та автоматичне регулювання рівню води в барабані котла;
- контроль та автоматичне регулювання концентрації солі в продувочній воді;
- контроль параметрів пари, яка подається на споживання.

Системи автоматизації парових турбін, які працюють разом з турбоповітряними двигунами мають виконувати завдання централізованого контролю та регулювання параметрів цих агрегатів.

### Контрольні питання

1. Технологічна структура доменного виробництва.
2. Задачі автоматизації доменного виробництва.
3. Основні технології прийому та завантаження шихтових матеріалів.
4. Задачі автоматизації бункерної естакади з вагон-вагами.
5. Задачі автоматизації бункерної естакади з транспортерною системою дозування.

## 3.2 Автоматизація доменної печі

### 3.2.1 Доменна піч як об'єкт керування

Доменна піч є агрегатом закритого типу, всередині якого підтримується надлишковий тиск величиною до двох атмосфер. Усі процеси відбуваються в часі і в просторі печі (об'єкт із розподіленими параметрами). Доменна піч є агрегатом закритого типу, тому регулюючі впливи обмежені, як по кількості, так і по точках їх прикладення. Всі регулюючі впливи на піч поділяють на регулюючі впливи «зверху», та регулюючі впливи «знизу» (рис. 3.2, див. с. 105).

Регулюючі впливи «зверху» пов'язані зі зміною параметрів шихтових матеріалів (ШМ) та технологією і порядком їх завантаження в піч. Суттєвим регулюючим впливом «зверху» є також тиск газів на колошнику. Регулюючі впливи «зверху» є, в основному, повільно діючими, оскільки піч реагує на них від однієї до декількох годин. Так, зміна рудного навантаження на кокс (зміна їх співвідношення) призводить до відповідної зміни вмісту кремнію в чавуні (показник теплового стану печі) із запізненням у  $\tau_{zn} = 4,5$  год і стала часу по цьому каналу впливу складає  $T_{об} = 6$  год.

ДП, як об'єкт, має за різними каналами різні статичні і динамічні властивості (табл. 3.1, див. с. 105).

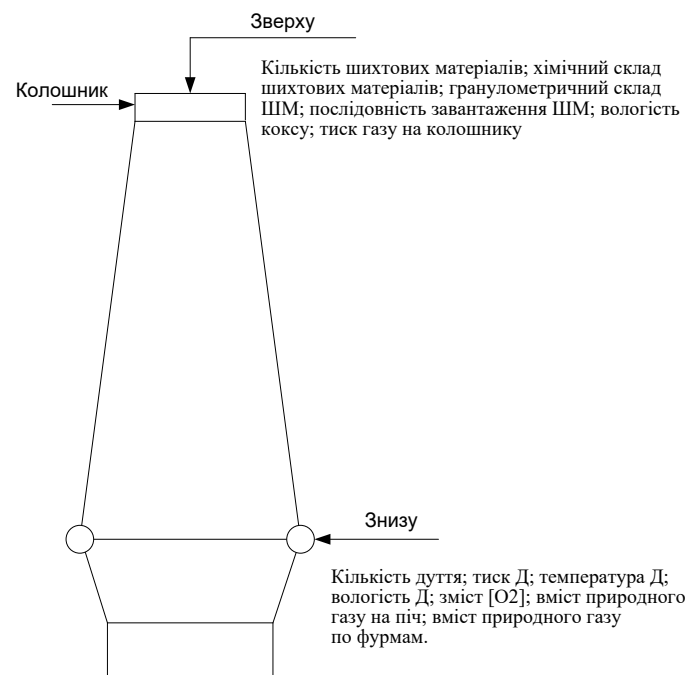


Рисунок 3.2 – Регулюючі впливи доменної печі

Таблиця 3.1 – Статичні й динамічні параметри доменної печі за різними каналами регулювання

Вихідна величина	Вхідна величина	$\tau_{об}$	$T_{об}$	$K$
°t гарячого дуття	Положення поворотної заслони холодного дуття	20 с	80 с	$6 \frac{^{\circ}\text{C}}{\% \text{ ходу\_заслони}}$
Вологість дуття	Витрати пари, яка додається	45 с	135 с	$6 \times 10^{-3} \frac{\text{г}}{\% \text{ ходу\_ВМ}}$
Тиск колошникового газу	Положення заслони дросельної групи газоочищення	3 с	32 с	$0,35 \frac{\text{кН/м}^2}{\% \text{ ходу\_ВМ}}$
Зміст Si в чавуні, % [Si]	°t дуття	1 год	5 год	$0,025 \frac{\% [\text{Si}]}{^{\circ}\text{C}}$

ДП, як об'єкт регулювання, є інерційним агрегатом. Вона добре фільтрує високочастотні збурення і суттєво реагує на глибокі низькочастотні. Враховуючи такі властивості доменної печі, намагаються при керуванні плавкою всі її технологічні параметри підтримувати стабільними.

### 3.2.2 Контроль та автоматичне регулювання тиску колошникового газу

Тиск колошникового газу є сильнодіючим регулюючим впливом, оскільки при підвищенні тиску газів на колошнику збільшується кількість газів печі і зменшується підпираюча сила дугтя на стовп шихти при його опусканні вниз. Тиск колошникового газу є одним з основних регулюючих впливів і його величина залежить від режиму роботи печі. Діапазон зміни тиску при різних режимах різний. Тому для забезпечення потрібної точності контролю тиск колошникового газу вимірюється трьома типами манометрів:

- манометри ремонтних робіт контролюють тиск у межах 0–30 кПа;
- при «тихому ході» печі манометри контролюють тиск у діапазоні 30–90 кПа (надлишковий тиск);
- манометри робочого режиму (90–250 кПа).

Тиск колошникового газу вимірюється в районі колошника на відстані 200–300 мм від верхньої кромки нижнього положення великого конусу за допомогою труби діаметром 200 мм. Імпульсні лінії цих манометрів періодично в автоматичному режимі продуваються азотом підвищеного тиску. Перехід на показання кожного із цих манометрів означає зміну статичних та динамічних параметрів об'єкта регулювання. Отже, система мусить мати три набори параметрів об'єкта й регулятора. У сучасних системах контролер автоматично аналізує поточне значення тиску колошникового газу, порівнює з визначеним діапазоном і вибирає відповідні статичні й динамічні параметри об'єкта регулювання тиску колошникового газу у вибраному режимі. Тобто:

Режим 1 (Тиск 0–24 кПа) – параметри об'єкту  $T_{061}, t_{061}, K_{061}$ .

Режим 2 (Тиск 24–90 кПа) – параметри об'єкту  $T_{062}, t_{062}, K_{062}$ .

Режим 3 (Тиск 90–250 кПа) – параметри об'єкту  $T_{063}, t_{063}, K_{063}$ .

Структура відповідної системи контролю і автоматичного регулювання тиску колошникового газу представлена на рис. 3.3.

Регулювання тиску відбувається через переміщення затвору поворотного дискового (малого дроселя) в так званій дросельній групі. Дросельна група являє собою газоочисний агрегат, який складається із трьох великих дроселів (поворотних заслон діаметром 500–1500 мм і однієї регулюючої малої заслони (Ду 200–400 мм). У корпусі дросельної групи на зустріч потоку газів перед заслонами через форсунки подається вода з тиском 5–6 атм (рис. 3.4). За рахунок цього відбувається тонке очищення колошникового газу. Таким способом дросельна група не тільки

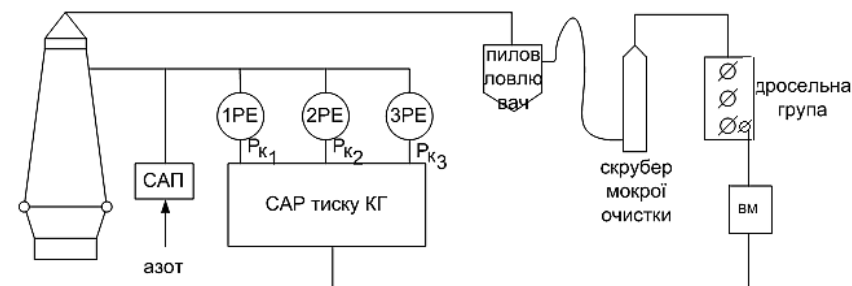


Рисунок 3.3 – Структура системи автоматичного контролю та регулювання тиску колошникового газу доменної печі

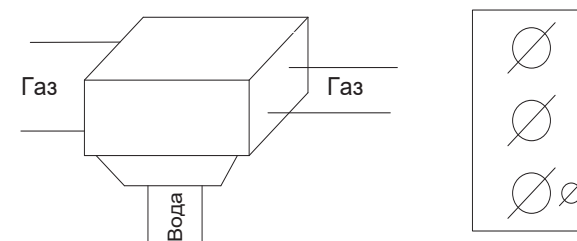


Рисунок 3.4 – Дросельна група як агрегат для регулювання тиску й очищення колошникового газу

регулює тиск колошникового газу в ДП, а й очищує газ від тонкого пилю. На деяких сучасних доменних печах замість дросельної групи встановлюють спеціальну турбіну, яка не тільки регулює тиск колошникового газу, але й за рахунок енергії стислого газу виробляє електроенергію.

### 3.2.3 Автоматизація процесів завантаження та розподілення шихти на колошнику доменної печі

Для завантаження шихтових матеріалів використовуються спеціальні засипні апарати. На доменних печах застосовують два основних типи завантажувальних засипних апаратів: конусні та без конусні (лоткові) засипні апарати.

Конусні засипні апарати бувають двох, або трьох конусні. Двох конусні апарати мають приймальну воронку з обертаючим розподільувачем шихти (ОРШ), малий конус, міжконусний простір та великий конус (рис. 3.5). Скіп вивантажує шихту в приймальну воронку, під якою знаходиться ОРШ. Розподільувач за допомогою електричного двигуна (ЕД) і редуктора (РЕД) може

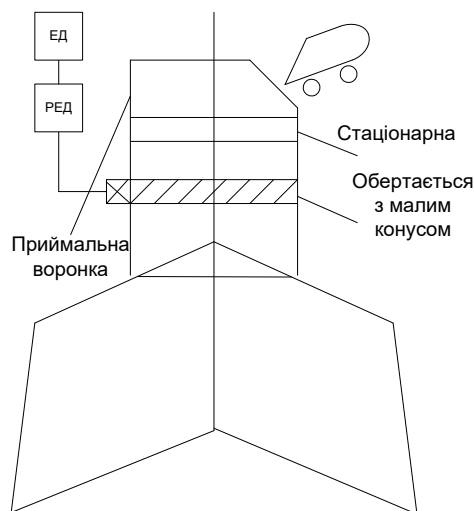


Рисунок 3.5 – Двохконусний засипний апарат доменної печі

повертатися разом із малим конусом на певний кут. Цим досягається переміщення завантаженої порції шихти на певний сектор поверхні великого конуса.

Розподілення матеріалів по січенню колошника для конусних засипних апаратів починається з визначення кута повороту ОРШ для порції залізородної, або косової частини шихти. Для цього треба визначити, на яку частину поверхні стовпа шихти на колошнику треба ці частини вивантажити. Із цією метою вся поверхня шихти на колошнику умовно поділена на певну кількість секторів, у кожному з яких контролюється температура газів по периметру колошника над поверхнею і під поверхнею шихти. Для цього на колошнику в корпусі печі по її периметру, пропорційно розташуванню фурм, встановлені термопар, які міряють температуру газів над рівнем засипу та під ним. Ще по одній термопарі розташовано в чотирьох трубах газовідводів.

Для ефективного ведення доменної плавки необхідно визначити розподілення газового потоку по січенню колошника й залежно від характеру цього розподілення визначити сектор колошника, де є найвища температура газового потоку й сектор, де є його найнижча температура. Після цього визначається матеріал шихти (рудна частина чи кокс), який треба завантажити в ці сектори: де більша температура туди завантажують рудну частину ( $P$ ), де менша – коксову ( $K$ ). Вирішення цієї задачі виконує спеціальна автоматична система, в основу роботи якої покладено наступний алгоритм.

Система за допомогою датчиків температури (термопар) контролює температуру по периметру колошника над рівнем засипу  $t_{1n}$  шихти та під ним  $t_{2n}$ , тобто фіксуються значення температур:

$$t_{1n} t_{2n} \dots t_{24n},$$

$$t_{1n} t_{2n} \dots t_{24n}.$$

Потім за цими значеннями визначається середня температура над і під рівнем засипу:

$$t_{cn} = \frac{\sum_{i=1}^{24} t_{in}}{24}; t_{cn} = \frac{\sum_{i=1}^{24} t_{in}}{24}.$$

Далі визначаються різниці температур між поточними значеннями і знайденою середньою температурою, як:

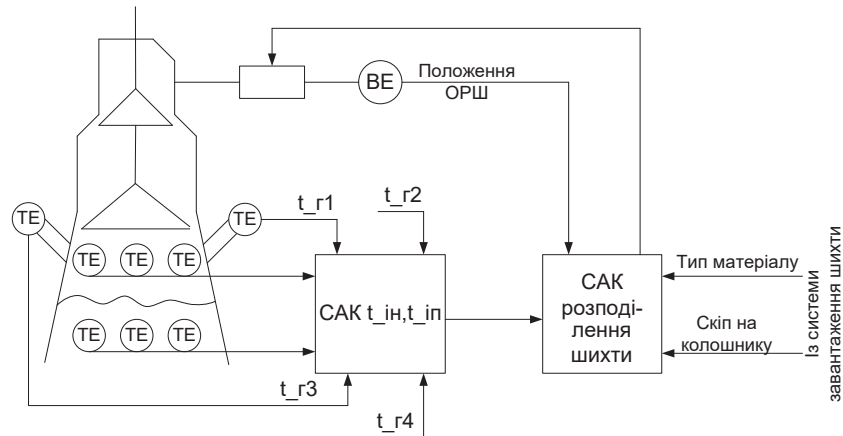
$$\Delta t_{in} = t_{in} - t_{сн},$$

$$\Delta t_{in} = t_{in} - t_{сн}.$$

Серед цих різниць визначають мінімальні та максимальні:  $\Delta t_{in\min}, \Delta t_{in\max}, \Delta t_{in\min}, \Delta t_{in\max}$ .

Потім визначають відповідні номери секторів із мінімальними та максимальними різницями.

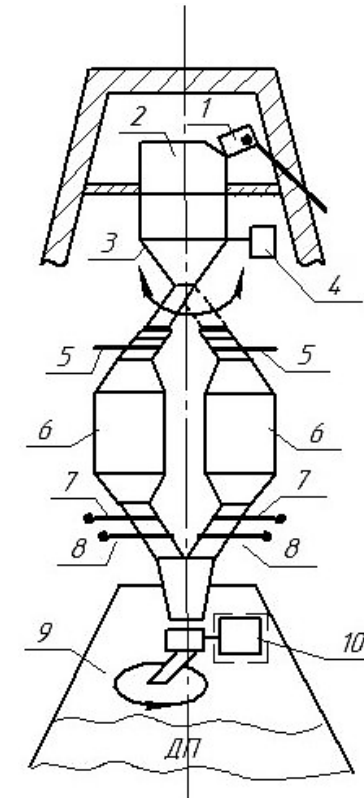
Знайдені номери цих двох секторів система запам'ятовує і видає відповідні сигнали в систему керування ОРШ, для завантаження в ці сектори відповідного типу матеріалів шихти (Р) чи (К). Згідно із цим алгоритмом працює система автоматичного керування завантаженням і розподіленням матеріалів на колошнику, структура якої представлена на рис. 3.6. Система автоматичного керування (САК) має підсистему контролю температури газів по периметру колошника (САК  $t_{in}, t_{in}$ ), у якій реалізується алгоритм визначення номеру сектору з максимальною і мінімальною температурами. Номери визначених секторів передаються в другу підсистему розподілення шихти (система



**Рисунок 3.6** – Структура системи автоматичного керування завантаженням та розподіленням матеріалів шихти на колошнику доменної печі

автоматичного керування розподілення шихти). Ця підсистема по інформації про тип матеріалу, який транспортується в цей момент у скіпу на колошник, керує переміщенням ОРШ на потрібний кут і таким способом забезпечує потрібне розподілення шихтових матеріалів на колошнику.

Безконусні засипні апарати (БЗА) (рис. 3.7) є більш гнучкими при розподілі шихтових матеріалів по поверхні колошника доменної печі.



**Рисунок 3.7** – Безконусний засипний апарат

Завантаження шихтових матеріалів БЗУ в ДП відбувається наступним способом. Скіп 1 висипає шихтові матеріали

і приймальну воронку 2, із якої матеріали через поворотний направляючий жолоб 3 подаються в лівий, або в правий бункери 6 об'ємом до 80 м<sup>3</sup>. Правий і лівий бункери працюють по черзі: коли наповнюють один бункер, з іншого матеріал вивантажують у піч. Шихта поступає в бункери через верхні газоушільнюючі (газовідсічні) клапани 5. Ці клапани ізолюють бункери від атмосфери й не стикаються із шихтою. Бункери працюють у шлюзовому режимі, тому, що їх внутрішній простір може відділятися від атмосфери, і колошника доменної печі за допомогою спеціальних верхніх 5 і нижніх 8 газовідсічних клапанів. Кожен із бункерів обладнаний також нижнім шихтовим дозуючим затвором. Змінюючи ступінь відкриття цього затвору регулюють кількість матеріалів, які завантажуються в піч.

Порядок завантаження матеріалів такий – напрямний жолоб 3 встановлюють над порожнім бункером 6, відкривають верхній газовідсічний клапан 3 при закритих нижньому клапані 8 і шихтовому затворі 7 бункера та починають подачу шихти в бункер зі скипа і приймальної воронки. Коли бункер наповниться, закривають верхній відсічний клапан. Після цього в бункер подають азот із тиском перевищуючим тиск газів на колошнику печі. Для вивантаження шихти в піч відкривають нижній газовідсічний клапан і потім шихтовий затвор бункера, при цьому швидкість висипання визначається ступенем розкриття шихтового затвора. Матеріал, що зсипається з бункера, через трубу потрапляє на лоток, що обертається, і скочується по ньому в піч. Після спорожнення бункера закривають шихтовий затвор 7 і потім нижній газовідсічний клапан 8. За час спорожнення бункера лоток здійснює не менше 10 обертів, при цьому кут нахилу лотка змінюють за заданою програмою в межах 7–53°, вивантаження триває 60–150 с.

### 3.2.4 Контроль швидкості сходу стовпа шихтових матеріалів

Одним із найважливіших параметрів, за яким оцінюють інтенсивність роботи печі, є швидкість сходу (руху) шихти, тобто як швидко шихта опускається в печі. Контроль швидкості сходу й рівня засипу реалізується за допомогою електромеханічних зондів або радарних систем. Найбільш розповсюдженими є *електромеханічні зонди*.

Електромеханічний зонд являє собою металевий диск діаметром 0,5 м, у центрі якого приварена штанга. До штанги прикріплений трос. Трос йде через конуса на барабан лебідки, який механічно муфтою з'єднаний з електричним двигуном, працюючим у режимі натягу троса. До валу двигуна прикріплений датчик кута повороту, вихідний сигнал якого пропорційний куту повороту валу двигуна, тобто пропорційний переміщенню зонда при його опусканні разом із шихтою в печі. Нульовий рівень зонду на 1 м менше нижньої лінії великого конусу. Диск зонду лежить на поверхні шихти й опускається разом із нею. Перед завантаженням порції шихти в піч (перед опусканням великого конусу) зонд автоматично піднімається вгору, щоб його не засипало, а після підйому великого конусу – знову опускається.

Отже, за допомогою системи зондів контролюється швидкість сходу стовпа шихти в печі. Але в печі весь стовп шихти, або його нижня, чи верхня частини можуть зупинитися (зависати). Таку ситуацію розпізнають за допомогою іншої системи, яка контролює тиск газів у печі по її висоті (рис. 3.8, див. с. 114).

Тиск газів у печі контролюють на колошнику  $P_k$ , у районі горну (на фурмах)  $P_d$  і в середині по висоті печі  $P_c$ . По цим тискам система визначає перепад тиску по висоті печі. Розрізняють верхній перепад  $\Delta P_v$ , нижній  $\Delta P_n$  і повний  $\Delta P_n$ . Тиск в середині шахти контролюється через відбірну трубу  $D_u$  100 мм із продувкою азотом через кожні дві години.

Визначення факту підвисання стовпа шихти і його ліквідацію виконує спеціальна система, структура якої представлена на рис. 3.9 (див. с. 114). У системі безперервно контролюється

швидкість опускання стовпа шихти (зонди, радарні датчики) і перепади тиску  $\Delta P_H$ ,  $\Delta P_B$ ,  $\Delta P_n$ . Для кожної конкретної печі є задані (нормальні) значення цих параметрів. Система з певним періодом порівнює поточні та задані значення перепадів і при їх відхиленні виробляє регулюючий вплив «зверху» (тиск колошника) та «знизу» (параметри дуття: температура, тиск).

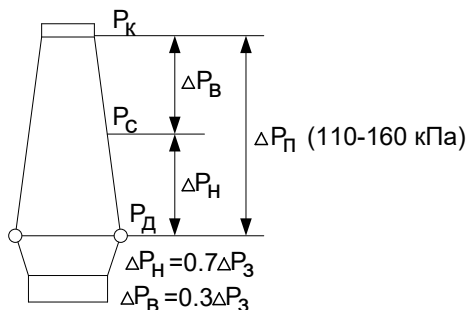


Рисунок 3.8 – Точки контролю тиску й перепаду тиску по висоті доменної печі

Таким способом у печі підтримується рівномірне сходження стовпа шихтових матеріалів.

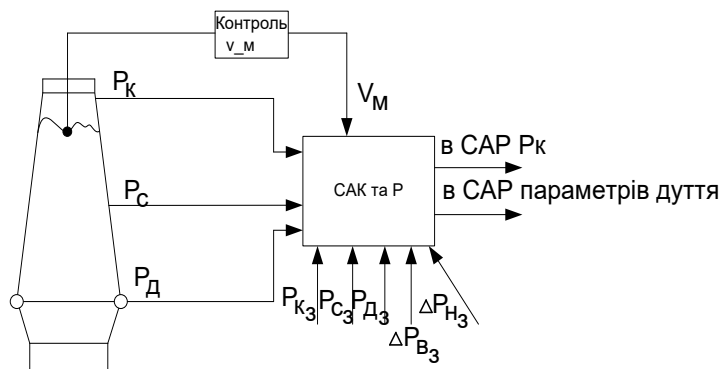


Рисунок 3.9 – Структура системи контролю та регулювання швидкості сходу та ліквідації підвисань стовпа шихти

### Контрольні питання

1. Які є регулюючі впливи зверху доменної печі?
2. Які є регулюючі впливи знизу доменної печі?
3. Опишіть структуру системи автоматичного контролю та регулювання тиску колошникового газу.
4. Основні типи засипних апаратів доменної печі.
5. Алгоритм розподілення шихти за сінченням колошника.
6. Структура системи автоматичного розподілення шихти за сінченням колошника.
7. Методи та засоби контролю швидкості сходу стовпа шихтових матеріалів.
8. За якими параметрами визначають зупинку (підвисання) руху стовпа шихтових матеріалів у ДП?

### 3.3 Контроль та автоматичне регулювання параметрів дуття доменної печі

#### 3.3.1 Характеристика дуття ДП

Дуття доменної печі – це стисле атмосферне повітря, до якого додаються певні компоненти, і яке нагріте до певної температури. Дуття збагачується киснем (до 30%), у нього додається водяна пара (до 30 г/м<sup>3</sup> – природна та додаткова). Дуття в піч подається через спеціальні водоохолоджувані фурми. Через ці ж фурми в піч можуть подаватися додаткові компоненти дуття (замінники коксу). Це – природний газ, мазут або пиловугільне паливо. Кількість дуття, яке подається в піч, визначається її корисним об'ємом і становить 1,7–2,4 м<sup>3</sup>/хв на 1 м<sup>3</sup> об'єму печі.

Для керування процесом плавки необхідно вдувати в піч дуття заданого хімічного складу й заданої температури. Кисень і водяну пару вдувають у холодне повітря дуття, а потім разом нагрівають і подають у піч. Природний газ, мазут або пил подають через дуттьові, або окремі фурми. Параметри дуття

є швидкодіючими керуючими впливами «знизу», тому їх контроль та регулювання виконують спеціальні автоматичні системи.

### 3.3.2 Система контролю та автоматичного регулювання температури гарячого дуття

Гаряче дуття одержують через пропускання холодного стислого повітря (дуття) через повітрянагрівачі (каупери). Повітрянагрівач (ПН) є агрегатом регенеративної (періодичної) дії. Дуття на виході нагрітого ПН має температуру, що значно перевищує задану. По мірі продувки відбувається охолодження ПН і зниження температури дуття на його виході (рис. 3.10).

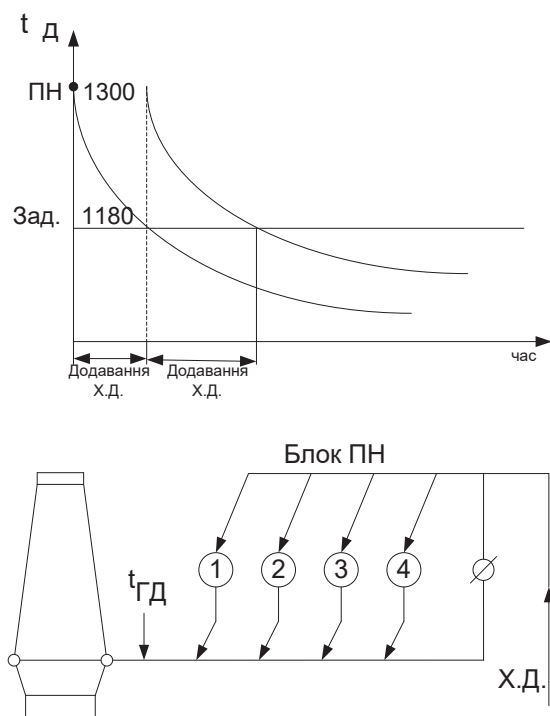


Рисунок 3.10 – Графік охолодження двох послідовно працюючих повітрянагрівачів і схема подачі гарячого дуття в піч

Контроль температури гарячого дуття виконується за допомогою спеціальної установки (рис. 3.11), яка змонтована на трубопроводі гарячого дуття за 1,5–2 м до кільцевого колектору. Установка для контролю температури гарячого дуття являє собою спеціальну трубу зі шлюзовою камерою і системою клапанів, сальників, і термоелектричним перетворювачем типу ТПР у захисному кожусі.

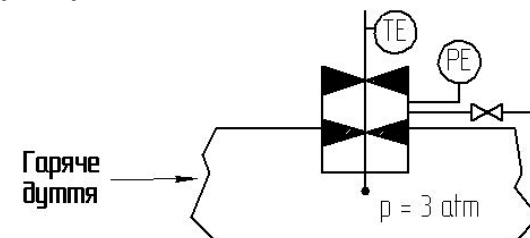


Рисунок 3.11 – Схема установки для контролю температури гарячого дуття

Регулювання температури гарячого дуття доменної печі відбувається за допомогою додавання в потік гарячого дуття на виході ПН частини холодного дуття. Кількість холодного дуття, яке додається, регулюється затвором поворотним дисковим. На початку роботи ПН у режим дуття затвор повністю відчинений, а по мірі охолодження ПН затвор поступово зачиняється, зменшуючи додавання холодної частини дуття, щоб стабілізувати температуру дуття, яке подається в піч. Структура системи автоматичного регулювання температури гарячого дуття представлена на рис. 3.12 (див. с. 118).

Коли система повністю зачинить затвор додавання холодного дуття, вона видає сигнал, за яким відбувається перехід охолодженого ПН у режим нагріву, а нагрітого ПН – у режим дуття. При переводі ПН у режим дуття в систему поступає сигнал про відкриття клапана гарячого дуття ПН.

За цим сигналом система також повністю відкриває затвор поворотний для додавання частини холодного дуття вже при роботі нового ПН. Після цього вмикається система регулювання температури гарячого дуття, на вхід якої поступає постійне

відхилення заданого й поточного значення температури дуття, і вона починає видавати регулюючий вплив на прикриття поворотної заслони.

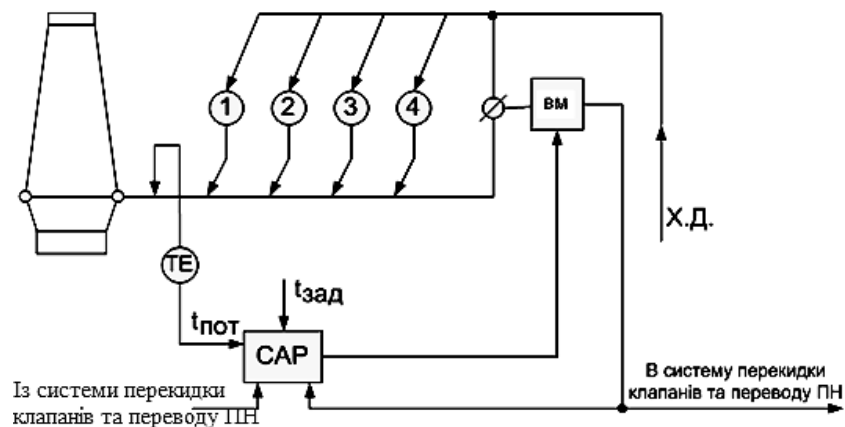
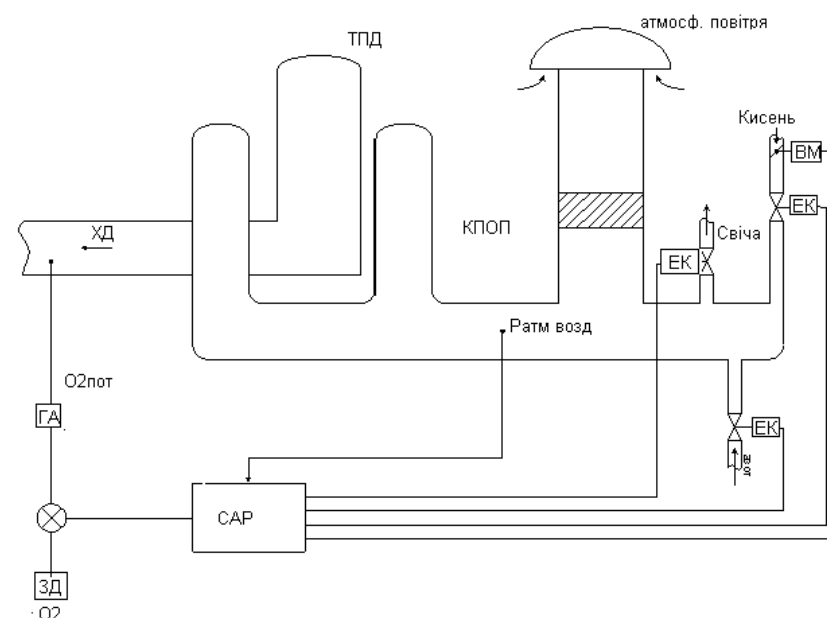


Рисунок 3.12 – Структура системи автоматичного регулювання температури горячого дуття

### 3.3.3 Система контролю та автоматичного регулювання вмісту кисню в дутті

Атмосферне повітря містить 20,9% кисню. Для інтенсифікації доменної плавки дуття збагачують киснем, додаючи чистий кисень низького тиску в холодне дуття, або вдуваючи його під тиском безпосередньо у фурми печі. Для одержання чистого кисню на спеціальних блоках розділяють повітря на складові частини: азот, кисень, інертні гази. Розділення відбувається за рахунок охолодження до  $-180...-185\text{ }^{\circ}\text{C}$  і зрідження кисню, азоту, інертних газів за рахунок різних температур зрідження цих складових. Частину кисню із цих блоків подають на конвертерне виробництво, збільшуючи тиск до 20 атм, а частину кисню низького тиску (5 кПа) подають на збагачення дуття через вдування його в потік повітря, яке засмоктується турбоповітродувкою доменної печі.

Структура системи автоматичного контролю і регулювання вмісту кисню в дутті представлена на рис. 3.13 (див. с. 119).



ХД – холодне дуття; КПОП – комплексний повітроочищувальний пристрій (фільтр); ЕК – електромагнітний клапан; ВМ – виконавчий механізм; ГА – газоповітряний аналізатор вмісту кисню в дутті

Рисунок 3.13 – Структура системи автоматичного контролю і регулювання вмісту кисню в дутті

Система контролює поточну концентрацію кисню газоаналізатором кисню в трубопроводі дуття на виході повітродувки. Порівнюючи поточну й задану концентрацію, система визначає різницю і по ній формує регулюючий вплив, який через виконавчий механізм і регулюючий орган змінює кількість кисню на вході повітродувки.

Таким способом система стабілізує концентрацію кисню в дутті. При зникненні розрідження на вході турбоповітродувки система автоматично за допомогою електроклапана (ЕК) закриває подачу кисню, відчиняє свічу для продувки трубопроводу і відчиняє подачу азоту в патрубок подачі кисню для запобігання аварійної ситуації.

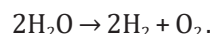
Загальну кількість кисню, яка вдувається в піч, обчислюють по загальним витратам дуття та концентрації (вмісту) кисню в ньому. Концентрацію кисню в дутті вимірюють за допомогою газоаналізатору на кисень. У мікроконтролер поступають дані про поточні витрати дуття і концентрацію кисню в ньому. За цими даними мікроконтролер обчислює кількість кисню, який вдувається в піч. Наприклад, загальні витрати дуття –  $F_{x.d.} = 200\,000 \text{ м}^3/\text{год}$ , вміст кисню в дутті  $[O_2] = 30\%$ , тоді кількість кисню, яка вдувається в піч, дорівнює:

$$F_{O_2} = [O_2]F_{\text{дуття}} = (30/100) \times 200\,000 = 60\,000 \text{ м}^3/\text{год}.$$

### 3.3.4 Система контролю та автоматичного регулювання вологості дуття

Вологість дуття – кількість водяної пари яка міститься в атмосферному повітрі. Вологість вимірюється в абсолютних величинах, у масових абсолютних або об'ємних абсолютних. Масова абсолютна вологість вимірюється в  $[\text{г}/\text{м}^3]$  дуття, а абсолютна об'ємна вологість у  $[\text{м}^3/\text{м}^3]$  або в долях об'єму. Використовується також відносна вологість, яка вимірюється в процентах або в долях і визначає ступінь досягнення вологого дуття до стану насиченості водяного пари. Стан насичення вологого повітря при його тиску до  $10 \text{ кг}/\text{см}^2$  залежить тільки від температури цього повітря.

Водяна пара, попадаючи з дуттям у доменну піч, розкладається на кисень і водень за реакцією:



Кисень вологи додається до кисню дуття і збільшує кількість окисленого вуглецю, а водень вологи є додатковим відновлювачем заліза, разом з окислом вуглецю, тобто ці компоненти сприяють інтенсифікації доменної плавки. Недоліком подачі вологи в піч є витрати додаткового тепла на реакцію розкладання водяної пари.

Для контролю й автоматичного регулювання вологості дуття використовують значення абсолютної вологості. Для цього

в системі автоматичного регулювання вологості дуття використовують датчики абсолютної вологості різних типів. В основному це датчики на основі твердих електролітів. Такий датчик встановлюється в трубопроводі холодного дуття перед подачею його на блок повітрянагрівачів. Відстань від точки контролю вологості до точки подачі пари має бути не менше  $15 \text{ Ду}$  трубопроводу холодного дуття.

У системі автоматизації показання датчика вологості дуття порівнюється із заданою вологістю і їх різниця подається на автоматичний регулятор. Автоматичний регулятор видає регулюючий вплив на виконавчий механізм, який змінює подачу пари в трубопровід холодного дуття для стабілізації його вологості. Вологість атмосферного дуття можливо тільки збільшувати, регулятор вологості підтримує абсолютну масову вологість дуття на максимальному рівні ( $30 \text{ г}/\text{м}^3$ ).

Структура системи контролю та автоматичного регулювання вологості дуття представлена на рис. 3.14.

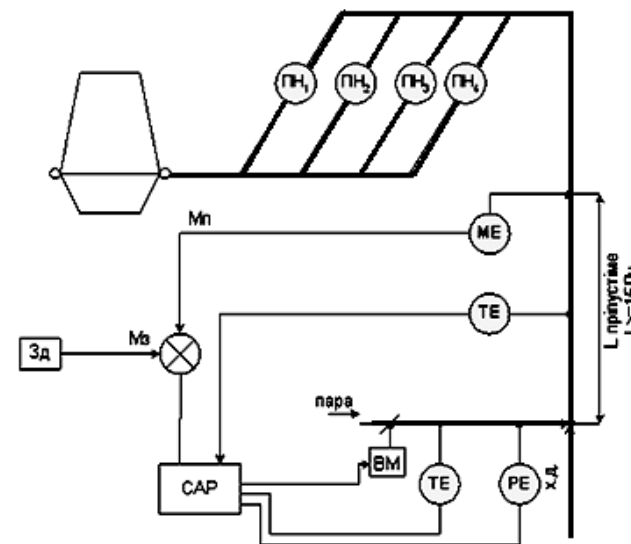


Рисунок 3.14 – Система автоматичного контролю і регулювання вологості дуття

При регулюванні вологості дуття через подачу водяної пари дуже важливим є контроль параметрів пари – її температури та тиску. Ці параметри мають відповідати стану перегрітої пари, щоб у дуття не попадала крапельна волога. Якщо пара стане насиченою, то система мусить за параметрами пари  $t$  і  $P$  розпізнати цю ситуацію і перекрити подачу пари в трубопровід холодного дуття.

### 3.3.5 Система контролю та автоматичного регулювання загальної кількості й розподілення природного газу по фурмах печі

Для інтенсифікації доменної плавки разом зі збагаченням дуття киснем у піч вдувають природний газ. Водночас кількість природного газу, який вдувають у піч, залежить від загальної кількості кисню в дутті. Загальну кількість кисню, яка вдувається в піч, обчислюють за загальними витратами дуття та концентрації (вмісту) кисню в ньому. Отже, задана кількість природного газу  $F_{пр.г.зад}$ , яка має вдуватися в піч, пропорційна загальній кількості кисню  $F_{O_2}$ , тобто:

$$F_{пр.г.зад} = K \times F_{O_2} = K \times [O_2] F_{дуття} \quad (3.1)$$

Система автоматичного контролю і регулювання загальної кількості природного газу (рис. 3.15, див. с. 123) відповідно до формули (3.1) обчислює і підтримує загальну кількість природного газу на піч  $F_{пр.г.}$  на заданому рівні.

Загальна кількість природного газу може самостійно розподілятися по фурмах печі так, як «бере» кожна фурма, а може автоматично. За такої умови розподілення по фурмах доменної піч виконується окремою системою контролю і регулювання розподіленням природного газу (рис. 3.16, див. с. 123).

Розподілення може бути автоматичним і рівномірним по фурмах. Задане значення витрат природного газу на кожну  $i$ -ту фурму обчислюється системою згідно з формулою:

$$F_{пр.г.зад\ i} = \frac{F_{пр.г.}}{n}, \quad (3.2)$$

де  $n$  – кількість працюючих на печі фурм.

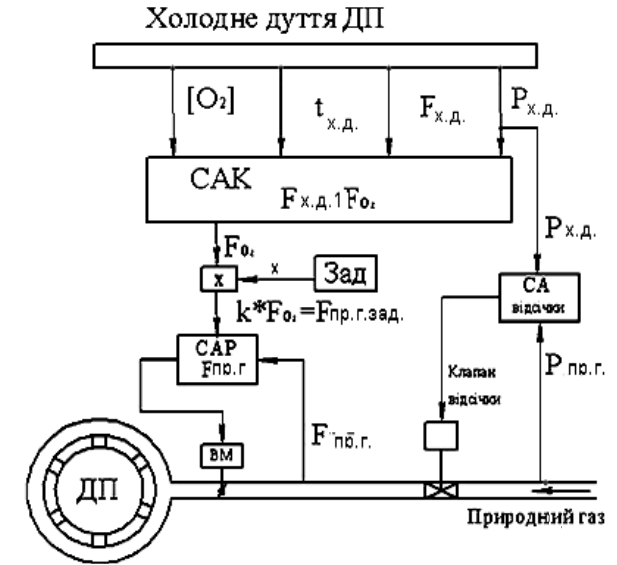


Рисунок 3.15 – Система автоматичного контролю і регулювання загальної кількості природного газу на піч

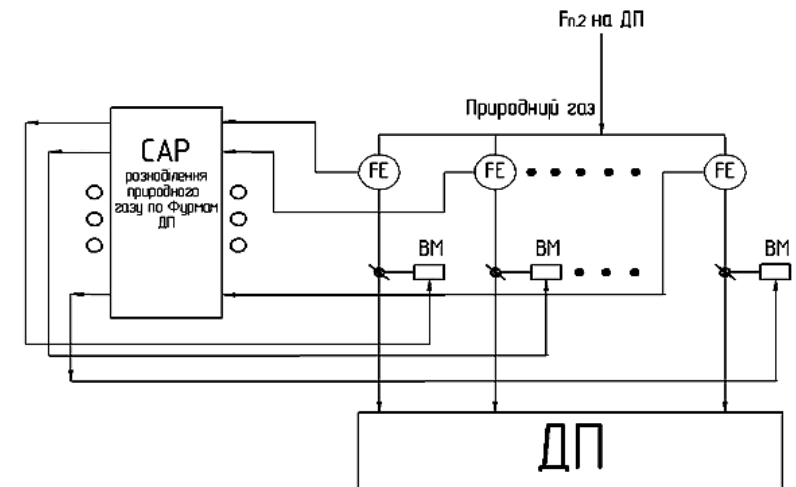


Рисунок 3.16 – Структура системи автоматичного розподілення природного газу по фурмах доменної печі

Система розподілення може працювати також у режимі підтримки кількості природного газу на кожну фурму згідно із заданим значенням, яке встановлюється майстром печі вручну за допомогою задатчика природного газу на фурму. Водночас система автоматичного регулювання загальної кількості природного газу на піч вимикається, оскільки при роботі двох систем одночасно може бути невідповідність сумарних витрат і системи почнуть розхитувати одна одну.

### 3.3.6 Система контролю та автоматичного регулювання загальної кількості й розподілення пиловугільного палива по фурмах печі

У зв'язку з різким подорожчанням природного газу і дефіцитом коксу, замість них або разом з ними, на доменних печах починають використовувати *пиловугільне паливо* (ПВП). Технологія виробництва ПВП відпрацьована, оскільки багато теплових електростанцій працюють на такому паливі.

Доменні цехи деяких комбінатів мають своє виробництво ПВП, а деякі – одержують ПВП з інших підприємств і в себе мають тільки устаткування для приймання, зберігання, вдування та розподілення ПВП по фурмах печі.

Технологічна структура установки з виробництва пиловугільного палива представлена на рис. 3.17 (див. с. 125). Сире вугілля поступає зі складу в бункер зберігання установки. Звідти спеціальним закритим конвеєрним завантажувачем подається у валковий млин, де вугілля розмелюється.

У нижню частину млина подається сушильний газ, який виробляється у генераторі сушильного газу, через спалювання палива (доменного або природного газу). В сушильний газ можуть також додавати гарячі димові гази із повітрянагрівачів. Сушильний газ, проходячи через млин, підхоплює частинки вугілля діаметром менше 90 мкм і переносе їх у головний рукавний фільтр, де вони затримуються і струшуються у бункер зберігання готового пиловугільного палива (ПВП). Із цього бункера спеціальними живильниками ПВП передається у інжекційні бункери (по три на кожну доменну піч).

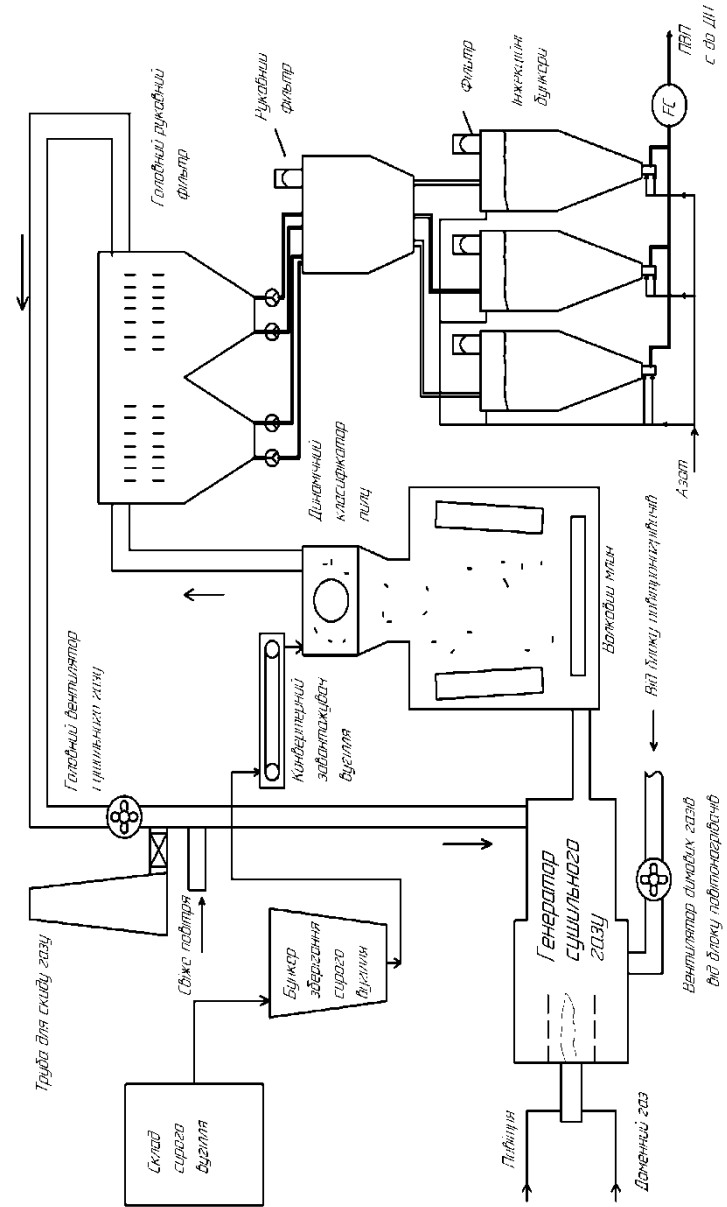


Рисунок 3.17 – Технологічна структура установки з виробництва пиловугільного палива

Інжекційні бункери обладнані пневмокамерними насосами, які струменем азоту засмоктують і транспортують по трубопроводу ПВП до установки його розподілення і вдування у доменну піч.

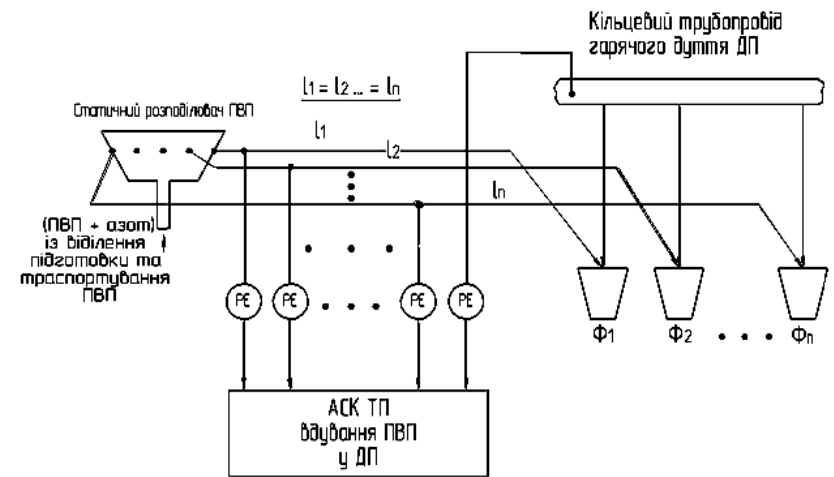
Транспортні трубопроводи мають системи контролю за проходженням потоків азоту з ПВП і в разі зупинки вдування ПВП в піч, або забиття трубопроводу видають відповідні аварійні сигнали. При зупинці вдування ПВП у піч, ПВП яке є в трубопроводі видувається назад у інжекційний бункер. А при забитті трубопроводу ПВП, автоматично продувається стислим азотом та дільниця трубопроводу, де відбулося забиття. Видуте паливо скидається у спеціальні ємкості, з яких потім ПВП передається у інжекційні бункери. На транспортних трубопроводах встановлюються датчики контролю тиску, температури і поточних витрат ПВП. Витратоміри можуть бути кореляційними, ємкісними або інших конструкцій.

Установки розподілення і вдування ПВП розташовані безпосередньо біля доменної печі. Вони можуть бути зі статичним, або динамічним розподіленням ПВП по фурмах доменної печі. При статичному розподіленні ПВП (рис. 3.18, див. с. 127) однакові умови вдування досягаються однаковими довжинами ліній передачі ПВП від розподілювача до фурм  $l_1 = l_2 = \dots = l_n$  і підтриманням стабільного перепаду тиску між лініями вдування ПВП у фурми та кільцевим трубопроводом гарячого дуття.

Фактична кількість ПВП, яка вдувається в кожну фурму тут не контролюється, а контролюється і регулюється загальна кількість ПВП на доменну піч.

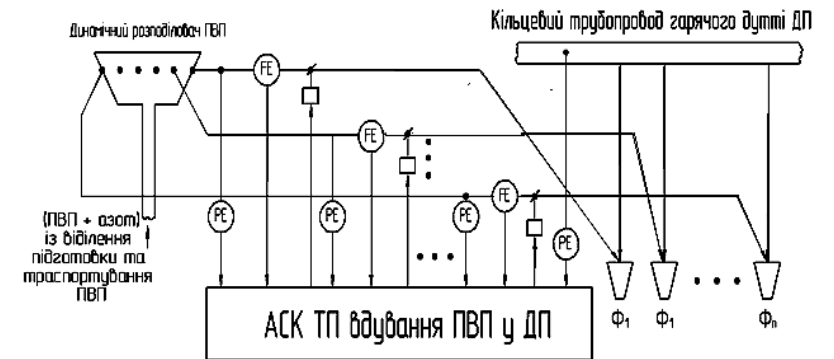
Динамічні розподілювачі ПВП (рис. 3.19, див. с. 127) мають на кожній лінії передачі ПВП до фурм системи автоматичного контролю і регулювання кількості ПВП.

Це дає змогу автоматично підтримувати задану кількість ПВП, яка вдувається в кожну фурму. Системи розподілення і вдування ПВП можуть мати обладнання для вдування через коаксиальні трубки разом з ПВП і стислий кисень. Це поліпшує умови спалювання ПВП і підвищує ефективність роботи печі.



$\Phi_1, \Phi_2, \dots, \Phi_n$  – фурми ДП  
 $l_1, l_2, \dots, l_n$  – довжини ліній ПВП до фурм ДП

**Рисунок 3.18** – Структура установки статичного розподілення і вдування ПВП у доменну піч



$\Phi_1, \Phi_2, \dots, \Phi_n$  – фурми ДП

**Рисунок 3.19** – Структура установки динамічного розподілення і вдування ПВП у доменну піч

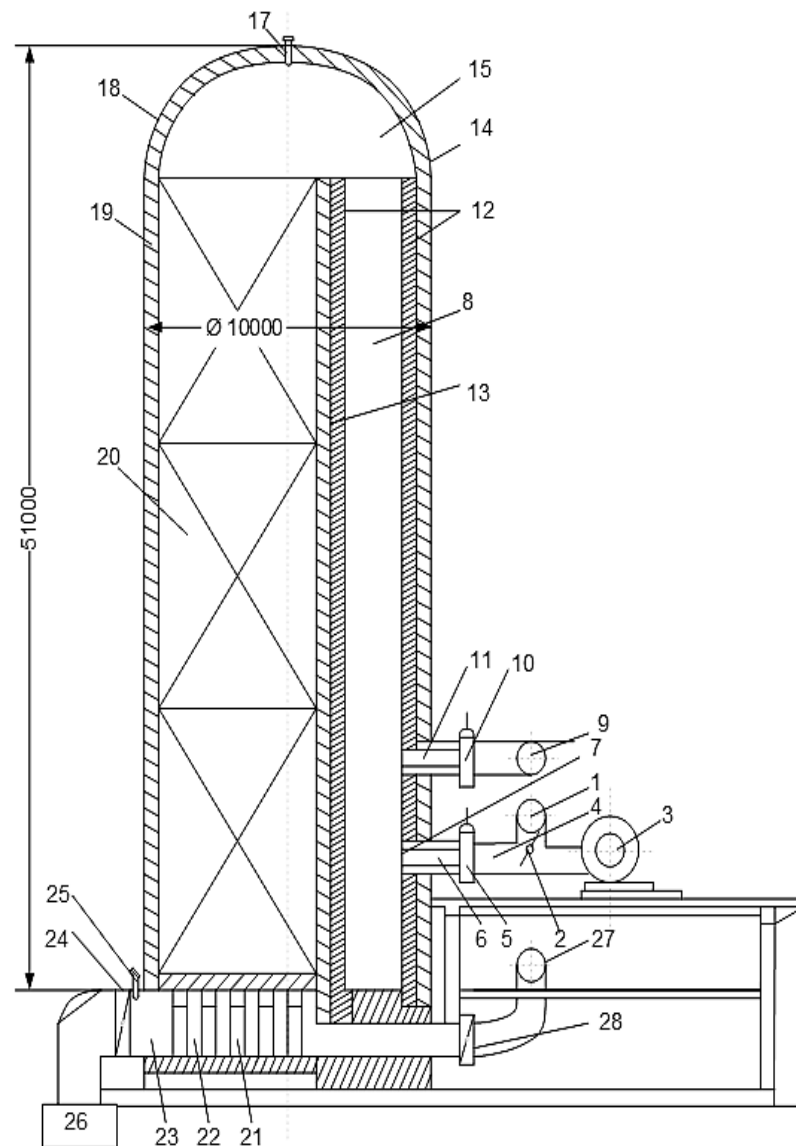
**Контрольні питання**

1. Основні складові комбінованого дуття доменної печі.
2. Структура системи автоматичного контролю та регулювання температури гарячого дуття.
3. Структура системи автоматичного контролю та регулювання вмісту кисню в дутті.
4. Показники вологості дуття.
5. Структура системи автоматичного контролю та регулювання вологості дуття.
6. Основні агрегати комплексу виробництва ПВП.
7. Принцип статичного розподілення ПВП по фурмах ДП.
8. Принцип динамічного розподілення ПВП по фурмах ДП.

**3.4 Автоматизація повітрянагрівачів доменної печі****3.4.1 Повітрянагрівач, конструкція та завдання автоматизації**

Повітрянагрівачі (ПН) призначені для нагріву дуття для доменних печей. Сучасні ПН нагрівають повітря до 1250...1300 °С. Доменний ПН є теплообмінним агрегатом регенеративного типу (рис. 3.20, див. с. 129). Він опалюється доменним газом, який подається по газопроводу 1. Кількість доменного газу на спалювання регулюється затвором поворотним 2. Для горіння палива в горілку 4 вентилятором 3 подається повітря. Горілка може відсікатися клапаном 5 від камери горіння 8, в якій є люк 7 для контролю факела. Гаряче дуття із ПН через штуцер 11 і клапан 10 надходить у трубопровід гарячого дуття 9. Камера горіння відділена від насадки 20 внутрішньою 12 та зовнішньою 13 стінками. Верхня внутрішня частина ПН 15 утворює склепіння 14, в якому терпарою 17 контролюється температура. Зовні ПН має металевий кожух 18 футерований із середини вогнетривами 19.

У нижній частині насадки є піднасадковий простір 22 з колонами 21. Димові гази з піднасадкового простору через

**Рисунок 3.20** – Конструкція повітрянагрівача доменної печі

патрубок 23, димовий клапан 24 йдуть у димовий канал 26 і далі в димову трубу. Перед димовим клапаном термопарою 27 контролюється температура диму. Холодне дуття подається по трубопроводу 27 до шиберу холодного дуття 28 і далі в гарячу насадку ПН. Окрім вказаного устаткування ПН має також перепускні, димові, змішувальні, запобіжні та інші газові клапани.

ПН може працювати в режимах «нагрів», «дуття», «відділений». В режимі нагріву димові гази із камери згоряння піднімаються вгору, омивають купол, опускаються і проходять крізь насадку, віддають їй тепло, і уходять у димову трубу.

Режим нагріву закінчується коли насадка повністю прогріється, тобто набере максимальну кількість тепла. Ступінь прогріву насадки і момент закінчення режиму нагріву визначають по температурі димових газів, яку контролюють датчиком температури в районі димового клапану. Коли температура димових газів досягає 400 °С, вважається, що кладка розігріта, режим нагріву закінчується, і ПН можна переводити в режим дуття, або відділений.

### 3.4.2 Система автоматичного керування переводом повітрянагрівача із режиму дуття в режим нагріву і навпаки

#### *Перехід ПН із режиму дуття в режим нагріву*

Коли температура повітря на виході з насадки ПН, працюючого в режимі дуття, досягає заданого значення, починається перехід ПН у режим нагріву його насадки. Спочатку зачиняється шибер гарячого дуття, потім шибер холодного дуття й відчиняється димовий перепускний клапан, який з'єднує піднасадковий простір ПН з димовою трубою і скидає тиск у ПН до величини на 5 кПа більше ніж у димовому тракті. Потім відчиняється димовий клапан і відсічний клапан горілки. Після цього автоматично, або вручну газівником печі, відчиняється відсічний клапан палива і вмикається вентилятор повітря. Через відсічний клапан деяка частина палива через горілку попадає в камеру згоряння і спалахує. Цей момент фіксує фотореле, яке сфокусоване

на полум'я в камері згоряння. Сигнал фіксації полум'я фотореле запускає систему автоматичного регулювання температури купола та інші.

Схема стану клапанів ПН в режимі нагріву представлена на рис. 3.21.

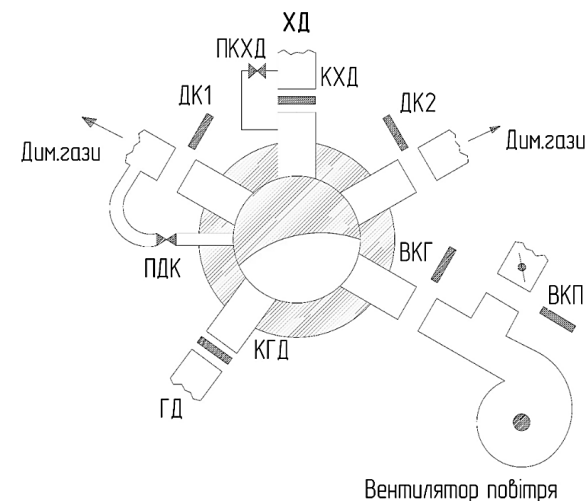


Рисунок 3.21 – Стан клапанів ПН у режимі нагріву системи керування режимом нагріву

#### *Перехід ПН із режиму нагріву в режим дуття*

При досягненні температури димових газів на виході насадки ПН заданій величині (~400 °С) система формує сигнал початку переводу ПН в режим нагріву. Першим зачиняється клапан подачі палива на ПН, потім регулюючий клапан палива 2 і вмикається вентилятор 3. Після цього зачиняється клапан 5, який відсікає горілку від камери горіння. Зачиняються димові і димові перепускні клапани. У такий спосіб відбувається герметизація внутрішнього простору ПН. Далі піднімається тиск у ПН за допомогою відкриття перепускного шиберу холодного дуття. Коли цей тиск підніметься до рівню тиску гарячого дуття (їх різниця може бути у межах 5 кПа), відчиняється шибер гарячого дуття й починається робота ПН у режимі дуття.

Схема стану клапанів ПН у режимі дуття представлена на рис. 3.22.

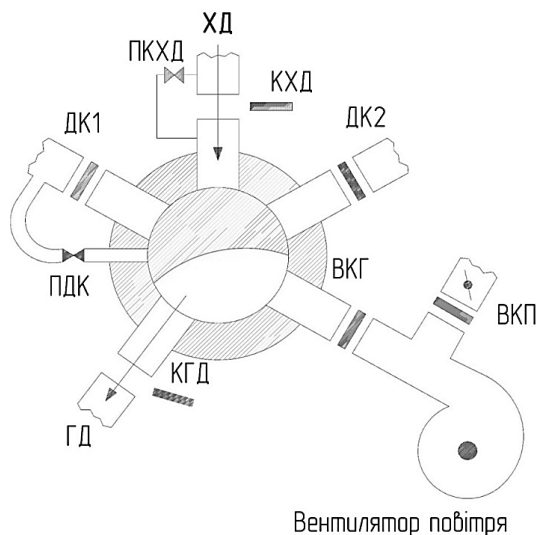


Рисунок 3.22 – Стан клапанів ПН у режимі дуття

### 3.4.3 Система автоматичного керування нагрівом ПН

Після відкриття клапану палива на кут, подачі певної кількості газу, його запалювання й вмикання вентилятору повітря, фотореле фіксує цей момент і видає сигнал на запуск системи автоматичного керування режимом нагріву ПН (рис. 3.23, див. с. 133).

Водночас вмикається і починає працювати підсистема автоматичної стабілізації кількості газу. Ця підсистема контролює поточні витрати доменного газу на спалювання, порівнює їх із заданими (які, як правило, встановлюються газівником печі вручну задатчиком на максимальному рівні) і за різницею цих величин регулятором формує регулюючий вплив на клапан газу. При включенні вентилятора починає працювати друга підсистема, яка регулює температуру склепіння ПН.

Точка, де контролюється температура склепіння, є критичною для ПН, оскільки там досягається його максимальна

температура. Тому ця температура задається теж вручну газівником на максимально можливому для цього ПН рівні. Підсистема автоматичного регулювання мусить її досягти, а потім і підтримувати на цьому рівні за допомогою зміни кількості повітря

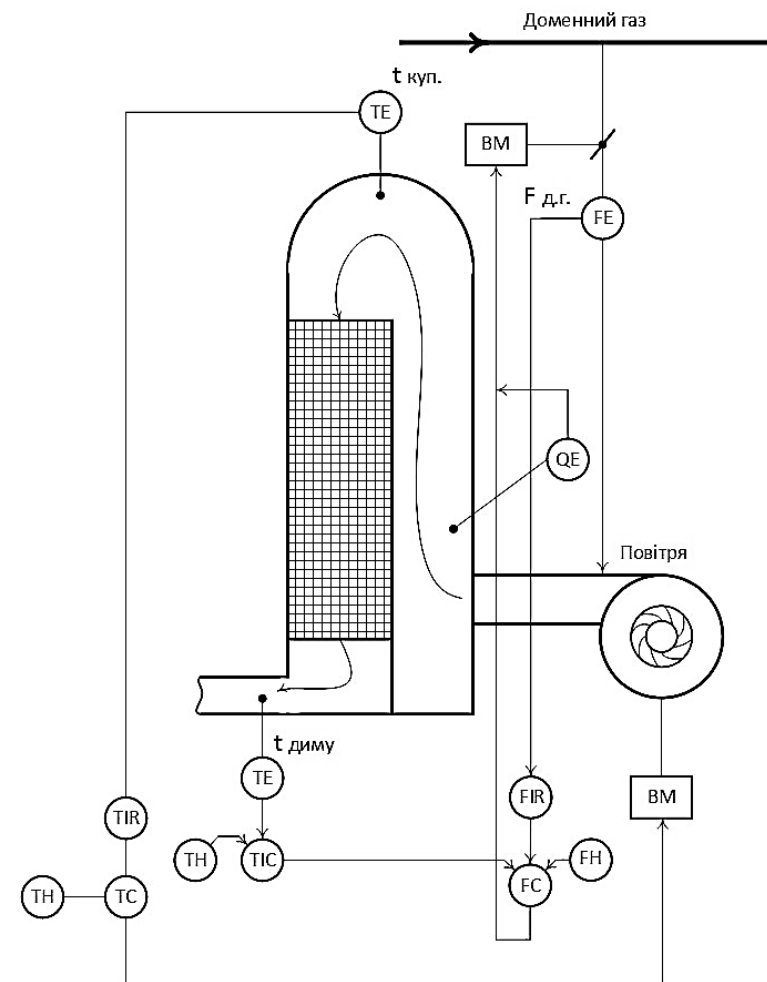


Рисунок 3.23 – Структура системи автоматичного керування режимом нагріву ПН

на спалювання. Отже, у період нагріву в ПН одна підсистема стабільно подає на спалювання задану (максимальну) кількість палива, а друга підсистема має досягти і підтримувати на заданому рівні температуру склепіння ПН. За такої умови спочатку (в період підйому температури склепіння) встановлюється кількість повітря, яка необхідна для повного спалювання заданої кількості газу. Коли температура склепіння досягає заданої, регулятор кількості повітря починає її стабілізувати на цьому рівні через збільшення кількості повітря. Водночас температура газів зменшується, а їх кількість і швидкість руху збільшується, що сприяє більш інтенсивному прогріву насадки. В процесі нагріву ПН в районі димового клапану постійно контролюється температура димових газів.

По мірі прогріву насадки ця температура зростає і коли вона досягає (заданої задатчиком вручну) максимальної величини, то в контурі контролю температури диму формується сигнал корекції в систему стабілізації кількості палива на зменшення заданої кількості палива. Якщо за такої умови температура склепіння знизиться, то регулятор цієї температури зменшить кількість повітря, і тим самим підвищить температуру до заданого значення. Момент досягнення заданої температури диму видається сигнал про готовність ПН до переведення в режим дуття.

При централізованому (від повітродувної станції) забезпеченні ПН повітрям на спалювання палива використовується інший тип системи автоматизації процесу нагріву. У такій системі є контур регулювання температури склепіння ПН шляхом зміни кількості палива і контур регулювання співвідношення паливо-повітря. Централізована подача повітря по трубопроводу до кожного ПН дає змогу контролювати витрати повітря, чого неможливо зробити при вентиляторній подачі. Сигнал про поточне значення витрат повітря на спалювання палива використовується в контурі регулювання співвідношення паливо – повітря. Цим досягається ефективність процесу горіння і можливість міняти, в процесі нагріву ПН, коефіцієнт співвідношення.

### **Контрольні питання**

1. Призначення ПН.
2. Конструкція ПН.
3. Основні режими роботи ПН.
4. Процес переходу повітрянагрівача із режиму дуття в режим нагріву.
5. Процес переходу повітрянагрівача із режиму нагріву в режим дуття.
6. Основні контрольовані та регульовані параметри ПН.
7. Особливості регулювання співвідношення «паливо-повітря» при нагріві ПН у різних системах забезпечення повітрям на спалювання.
8. За яким параметром ведеться прогрів насадки ПН?
9. За яким параметром система керування нагрівом ПН закінчує процес нагріву?

## **3.5 Контроль та автоматичне регулювання параметрів установки мокрого очищення колошникового газу**

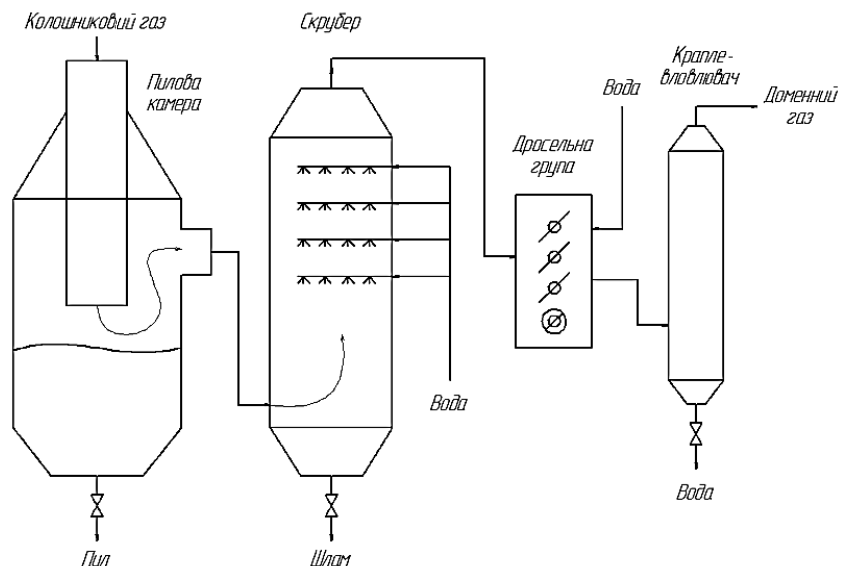
### **3.5.1 Конструкція агрегатів і технологія мокрого очищення колошникового газу**

На більшості ДП очищення колошникового газу відбувається мокрим способом. Мокре очищення, як правило, має три ступені очищення. Грубе сухе в пиловій камері – перша ступінь, напівтонке мокре у скрубєрі – друга ступінь, і тонке мокре в дросельній групі – третя ступінь. Технологічна структура такого очищення представлена на рис. 3.24 (див. с. 136).

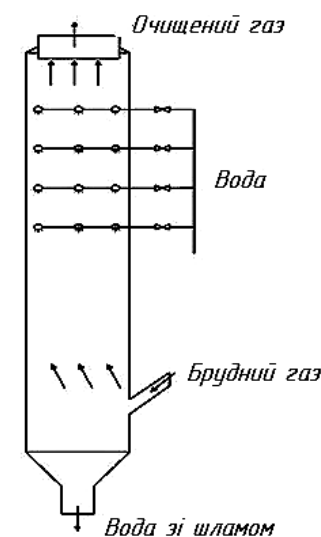
Пилова камера являє собою металеву ємкість циліндричної форми діаметром до 10 м, зверху якої заходить трубопровід колошникового газу безпосередньо з доменної печі. Збоку пилової камери на рівні половини її висоти врізаний трубопровід, по якому грубо очищений газ виходить і йде на другий ступінь очищення.

Колошниковий газ на виході із ДП має запиленість до  $20 \text{ г/м}^3$  і може мати температуру в діапазоні  $200...500 \text{ }^\circ\text{C}$ . У пиловій камері потік колошникового газу рухається спочатку вниз, а потім по радіусу піднімається вгору. Швидкість руху газу в трубопроводі сягає  $20 \text{ м/с}$  і коли він заходить у пилову камеру, ця швидкість різко зменшується. Так за рахунок зменшення швидкості і відцентрових сил крупні пилинки відриваються від потоку і падають вниз пилової камери. У такий спосіб у пиловій камері осідає приблизно 80 % пилу й на її виході концентрація пилу сягає  $5-8 \text{ г/м}^3$ . Після пилової камери газ подається на другий – мокрий ступінь очищення.

На ступені мокрого очищення використовується властивість пилинок змочуватися та коагулювати при зрошенні газового потоку водою. Це робиться за допомогою розбризкування води в спеціальному агрегаті – скрубєрі мокрого очищення. Скрубєр являє собою металеву ємкість циліндричної форми з верхньою та нижньою частинами у вигляді усіченого конуса (рис. 3.25, див. с. 137).



**Рисунок 3.24** – Технологічна структура мокрого очищення колошникового газу



**Рисунок 3.25** – Скрубєр мокрого очищення колошникового газу

Вода в скрубєрі розбризкується форсунками тангенціального типу, які встановлюються в три, або більше ярусів. Ефективність очищення в скрубєрі залежить від організації зрошення і режиму роботи. У скрубєрі постійно рухаються два потоки: знизу – гарячий (у середньому  $200...300 \text{ }^\circ\text{C}$ ) колошниковий газ, зверху – потік бризок води. Чим щільніший потік бризок по січєнню скрубєра, тим ефективніше очищення. Процес очищення в скрубєрі можна розділити на три періоди. У першому періоді гарячий газ, поступаючи в скрубєр, стикається з потоком бризок води й інтенсивно випаровується (до 50 %). Зона першого періоду по висоті скрубєру тим ширша, чим менше щільність зрошення газу, тобто чим менше витрати води на скрубєр. Щільністю зрошення  $\rho_{зр}$  називають величину витрат води на зрошення газу, які приходяться на  $1 \text{ м}^2$  січєння скрубєру [ $\text{м}^3/(\text{год} \cdot \text{м}^2)$ ]. Отже, перший період скрубєрного процесу характеризується випарюванням води, охолодженням та насиченням газу вологою. За такої умови газ різко

охладжується. Перший період закінчується коли температура та вологовміст газу досягають межі насичення.

У другому періоді, вище зони першого періоду, відбувається конденсація вологи, якою насичений газ. Водночас уловлюються дрібнодисперсні фракції пилу, оскільки при конденсації вологи пилинки стають центрами конденсації й разом з краплями конденсату падають вниз скрубера. Після закінчення конденсації вологи в другому періоді процес уловлювання йде менш інтенсивно, оскільки ті пилинки, які до цього не вловилися мають тепер безпосередньо зустрічати краплі води, які падають.

Третій період скрубального процесу відбувається у верхній частині скрубера і характеризується збільшенням інтенсивності очищення. Це відбувається тому, що в цій частині скрубера є велика щільність зрошення, яку утворюють яруси форсунок. На виході скрубера газ має температуру  $+40...+50\text{ }^{\circ}\text{C}$  і 100 % вологість. Концентрація пилу в ньому зменшується до  $0,6-0,8\text{ г/м}^3$ .

Після виходу газу із скрубера він поступає на дросельну групу, яка є не тільки регулюючим органом тиску колошникового газу, але і газоочисним агрегатом. На дросельній групі за рахунок значного перепаду тиску на ньому та подачі води назустріч потоку газу відбувається тонке очищення газу (до  $20\text{ мг/м}^3$ ). Із дросельної групи очищений газ подається в краплевловлювач, де газ звільняється від крапельної вологи.

Краплевловлювач представляє собою металеву ємкість циліндричної форми. Очищений газ подається збоку в нижній частині краплевловлювача, а виходить з його верхньої частини. За рахунок різкого зменшення швидкості та направлення руху газу краплі води, які містяться в газі, під дією відцентрових сил падають в його верхньої частини. За рахунок різкого зменшення швидкості і направлення руху газу краплі води, які містяться в газі, під дією відцентрових сил падають в шламонакопичувач – нижню частину краплевловлювача.

Вода зі шламом через гідрозатвор разом зі шламом виводиться у відстійник шламів. Очищений від крапельної вологи газ подається у цеховий колектор доменного газу.

### 3.5.2 Автоматизація агрегатів мокрого очищення колошникового газу

*Автоматизація пилової камери.* В пиловій камері виконують лише автоматичний контроль таких параметрів:

- температура колошникового газу ( $0...600\text{ }^{\circ}\text{C}$ );
- рівень пилу в камері (діапазон контролю залежить від висоти камери);
- хімічний склад колошникового газу на виході пилової камери (газоаналізатори на  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{H}_2$ ,  $\text{CH}_4$ ).

Структурно система автоматизації агрегатів мокрого очищення складається із двох підсистем – перша охоплює скрубер мокрого очищення та краплевловлювач, друга – дросельну групу. Причому підсистема автоматизації дросельної групи входить до складу автоматизованої системи керування технологічними процесами ДП.

Структура системи автоматизації агрегатів мокрого очищення колошникового газу представлена на рис. 3.26 (див. с. 140).

*Автоматизації скрубера мокрого очищення.* В скрубері постійно контролюються:

- температура колошникового газу на вході в скрубер ( $0...+600\text{ }^{\circ}\text{C}$ );
- тиск колошникового газу на вході в скрубер ( $0-0,36\text{ МПа}$ );
- температура колошникового газу на виході із скрубера ( $0...+100\text{ }^{\circ}\text{C}$ );
- температура води в колекторі перед скрубером ( $0...+50\text{ }^{\circ}\text{C}$ );
- тиск води в колекторі перед скрубером ( $0-1,0\text{ МПа}$ );
- тиск води по ярусах скрубера ( $0 \div 0,6\text{ МПа}$ );
- витрати води по ярусах ( $0-400\text{ м}^3/\text{год}$ );
- різниця тиску газу у скрубері й тиску води в ярусі ( $\Delta P \geq 70\text{ КПа}$ );
- рівень води в гідрозатворі скрубера ( $4-8\text{ м}$ );
- перепад тиску води на фільтрах ( $0-63\text{ КПа}$ );
- витрати води на скрубер ( $0-1600\text{ м}^3/\text{год}$ ).

Система автоматизації скрубера виконує такі функції:

- стабілізує витрати води на скрубер на рівні  $3-7\text{ л}$  на  $1\text{ м}^3$  газу. Водночас затвори на трубопроводах по ярусах

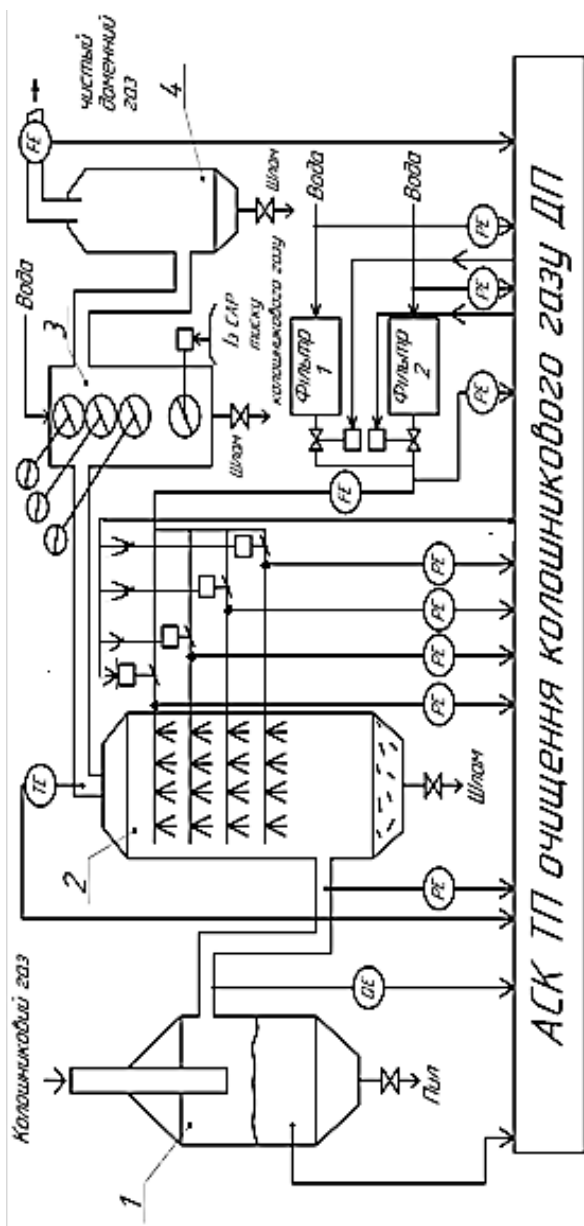


Рисунок 3.26 – Структура системи автоматизації агрегатів мокрого очищення колошникового газу

встановлюються в такі положення, щоб при заданих витратах забезпечити тиск води на виході форсунок кожного ярусу на 70 КПа більше ніж тиск газу в скрубєрі;

— контролює перепад тиску на діючому фільтрі води на скрубєр і при досягненні критичного значення перепаду, автоматично переводить подачу води на резервний фільтр з відповідною сигналізацією події;

— контролює і сигналізує критичні значення параметрів скрубєра;

— візуалізує й архівує поточні значення всіх параметрів скрубєра.

*Автоматизація дросельної групи.* Система автоматизації дросельної групи має 3 великих дроселі, положення яких встановлюється вручну дистанційно з контролем і візуалізацією ступені їх відкриття. Крім того в дросельній групі постійно контролюються тиск і витрати води на очищення. Четвертий малий дросель є регулюючим в системі автоматичного регулювання тиску колошникового газу.

При автоматизації краплевловлювача система контролює такі параметри краплевловлювача:

- рівень води в краплевловлювачі (0–6,3 м);
- тиск доменного газу перед краплевловлювачем (0–25 КПа);
- витрати доменного газу, який поступає в колектор із ДП (0–400 000 м<sup>3</sup>/год).

#### Контрольні питання

1. Які агрегати використовуються в системах мокрого очищення колошникового газу?
2. Параметри, які контролюються в пиловій камері.
3. Конструкція скрубєра мокрого очищення.
4. Принцип очищення колошникового газу у скрубєрі мокрого очищення.
5. Які параметри скрубєра контролюються й які регулюються?
6. Основні вимоги до заданої величини тиску води по кожному ярусу.
7. За яким параметром відбувається переключення фільтрів води для очищення газу?
8. Конструкція, призначення та принцип дії краплевловлювача.

## Розділ 4

# АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ВИРОБНИЦТВА

### 4.1 Автоматизація дугових електросталеплавильних печей

#### 4.1.1 Дугова електросталеплавильна піч, конструкція та технічні характеристики

Дугова електросталеплавильна піч (ДСП) призначена для виплавки високоякісних сталей із металобрухту з використанням електричної енергії. У зв'язку з постійним оновленням промислового виробництва у світі накопичилася велика кількість металобрухту. Тому для його переробки сталі широко використовувати електричні *дугові сталеплавильні печі* (ДСП).

Принцип дії ДСП заснований на використанні тепла електричної дуги. Найбільше розповсюдження одержали ДСП, які працюють на змінному струмі. Такі печі оснащені трьома рухомими графітовими електродами. Нагрів та розплавлення металу йде за рахунок тепла, яке випромінюється при горінні електричних дуг. Дуги утворюються між електродами й металом. За цих обставин температура в зоні дуги досягає 3000 °С. У металургії використовуються ДСП об'ємом від декількох тонн до декількох сотень тонн.

Сучасна ДСП має металевий циліндричний корпус із дном сферичної форми, або усіченого конусу. Всередині корпус футерований вогнетривкою цеглою. Зверху піч накривається металевою футерованою кришкою з отворами для електродів, фурм, та евакуації газів. Кришка має водяне охолодження. ДСП оснащена цілим рядом механізмів та устаткувань, а саме:

- механізм нахилу корпусу печі для зливу металу та шлаку;
- механізми завантаження металошихти та сипучих;
- механізми кріплення та переміщення електродів;
- газокисневі фурми разом із механізмами їх переміщення;

- устаткування для водяного охолодження елементів конструкції печі;
- устаткування для електромагнітного перемішування розплаву.

Сучасна 200-тонна ДСП має такі технічні параметри:

- номінальна ємкість – 200 т;
- діаметр корпусу – 8500 мм;
- потужність електричного трансформатора – 125 000 кВА;
- первинна електрична напруга – 110 кВ;
- діапазон зміни вторинної напруги – 300–900 В;
- максимальний струм – 87 кА;
- діаметр електроду – 610 мм;
- хід електроду – 4500 мм;
- максимальна швидкість переміщення електроду – 5,0 м/хв;
- питомі витрати електроенергії при розплавленні – 400 кВт-год/т.

Загальний вигляд сучасної ДСП представлений на рис. 4.1 (див. с. 150).

#### 4.1.2 Електроживлення та електроустаткування ДСП

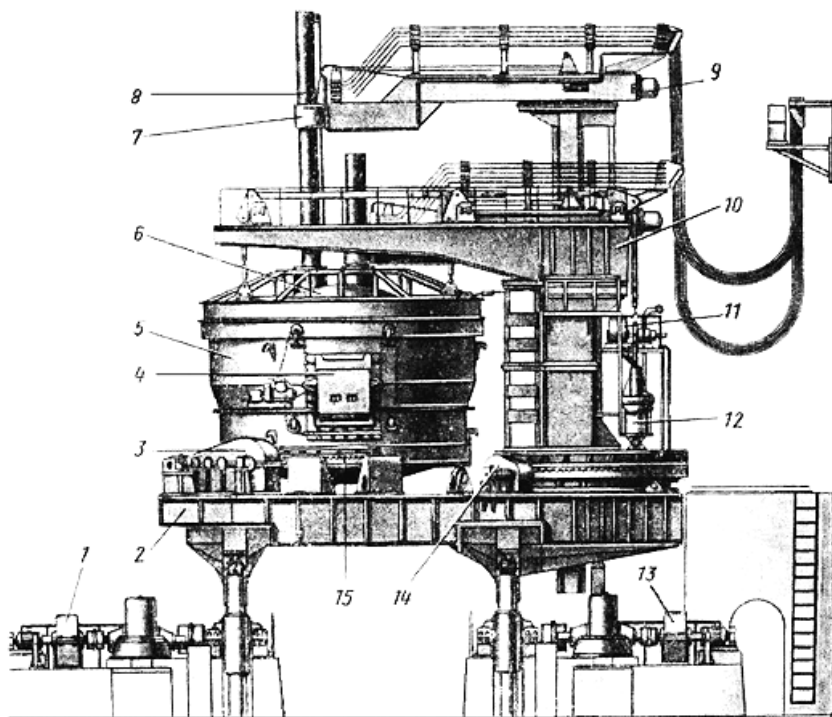
До електроустаткування ДСП відносять обладнання, яке забезпечує електричне живлення та потрібні параметри електричної дуги. Це обладнання з'єднується за певною схемою. Однолінійна схема живлення ДСП представлена на рис. 4.2 (див. с. 144).

ДСП мають потужність десятків тисяч кВт, працюють при низьких електричних напругах (300–900 В) та великих струмах (десятки кілоампер), тому вони мусять мати поблизу себе електричні підстанції та пічні трансформатори. Це устаткування приймає ззовні електричну енергію високої напруги, розподіляє і трансформує її в низьку, а потім подає на електроди печі.

Електрична підстанція та ДСП мають необхідну комутаційну та захисну апаратуру, яка захищає схему від перевантажень та коротких замикань. Контроль електричних та технологічних параметрів ДСП, а також керування процесом плавки виконує автоматизована система контролю та керування.

ДСП змінного струму використовують 3-фазний струм високої напруги (до 110 кВ).

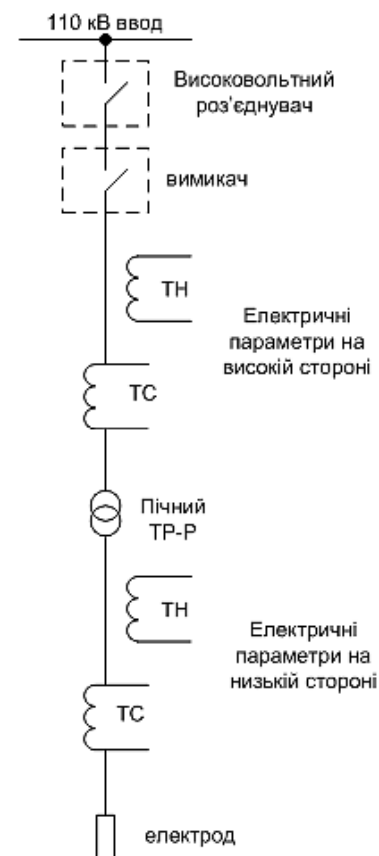
На однолінійній схемі (одна фаза) лінія високовольтного вводу (ВВ) приєднується до підстанції за допомогою високовольтного роз'єднувача (ВР) та високовольтного вимикача (ВВм). Параметри електричної енергії на високовольтній стороні контролюються за допомогою вимірювальних трансформаторів струму (ВТС) та вимірювальних трансформаторів напруги (ВТН).



1, 13 – механізми нахилу печі; 2 – опірний елемент;  
3 – механізм повороту корпусу печі; 4 – робоче вікно; 5 – корпус печі;  
6 – з'ємне склепіння; 7 – утримувачі електродів; 8 – електроди;  
9 – механізм затиску електродів; 10 – напівпортал; 11 – механізм переміщення утримувачів електродів; 12 – механізм підйому склепіння; 14 – механізм повороту напівпорталу

**Рисунок 4.1** – Загальний вигляд ДСП

Для стабільного горіння дуги треба, щоб реактивна складова електричного опору всієї ланки дорівнювала 30–40 % від загальної величини повного електричного опору. На ДСП малого об'єму з метою збільшити реактивну складову електричного опору до заданої величини використовують спеціальний електричний дросель, який вводиться на високовольтній стороні електричної ланки печі в період розплавлення металевої шихти, а потім по ходу плавки його вимикають (шунтують). Електричні ланки сучасних ДСП великої потужності самі по собі мають потрібну

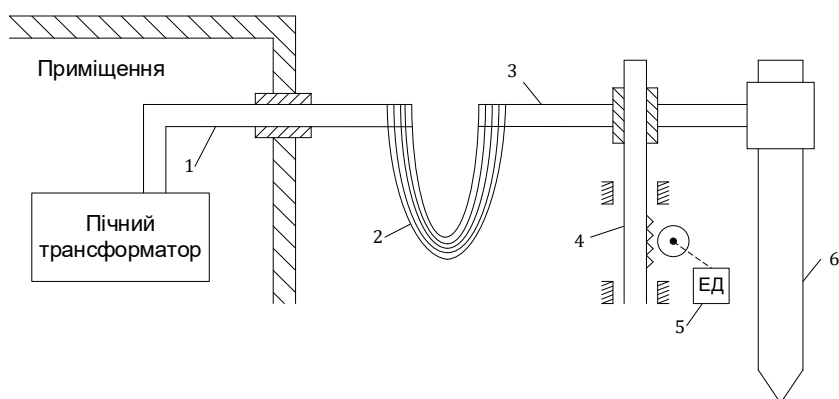


**Рисунок 4.2** – Однолінійна схема живлення ДСП

реактивну складову загального опору й тому дроселі в них не використовуються.

Після дроселя поблизу ДСП встановлюється *пiчний трансформатор* (ПТ), який трансформує високу напругу в низьку для живлення ДСП. ПТ має до 23 ступенів трансформації. Перемиканням цих ступенів забезпечується заданий діапазон зміни низької напруги, а значить і зміни електричної потужності ДСП.

На низькій стороні після ПТ параметри електричної енергії контролюються також вимірювальними трансформаторами ВТС та ВТН. Їх показання використовуються в системах автоматичного контролю та керування плавкою ДСП. З вторинної обмотки пiчного трансформатора напруга по гнучким кабелям живлення підводиться до графітових електродів за схемою «зірка» або «трикутник». Електроди разом з їх кріпленням за допомогою приводу можуть переміщуватися по вертикалі, змінюючи відстань до поверхні металобрухту, тобто змінюючи довжину дуги  $I_d$ . Дільниця електричної ланки від вторинної обмотки ПТ до металу у ванні називається короткою мережею, однолінійна схема якої представлена рис. 4.2, а її структура – на рис. 4.3.



1 – шина трансформатора; 2 – гнучкі кабелі; 3 – трубчаста шина;  
4 – штанга електрода; 5 – електропривід; 6 – електрод

**Рисунок 4.3** – Структура короткої мережі ДСП

В електричній ланці ДСП можуть виникати аварійні та технологічні (експлуатаційні) *короткі замикання* (КЗ), а також перевантаження, тому в схемі живлення ДСП має бути захист від таких ситуацій. Захист від аварійних КЗ забезпечується використанням *реле максимального струму миттєвої дії* (РСМД), які приєднуються до пiчного трансформатора на високій стороні.

Для захисту від перевантаження використовують *реле максимального струму*, але із *затримкою часу* (РСЗЧ) на 10 с, які приєднуються до ПТ на низькій стороні. Ці реле налаштовують так, щоб вони не реагували на технологічні КЗ, коли при розплаві обвалюється металошихта і замикає електрод. Технологічні КЗ має за 3–4 с ліквідувати швидкодіюча система автоматичного керування переміщенням електродів. РСМД налаштовують на 25 % перевищення струму технологічних КЗ, а РСЗЧ на 1,5-кратний струм від номінального значення із затримкою спрацювання на 10 с. Пiчні амперметри розраховані на струми технологічних КЗ із потрібним запасом шкали.

#### 4.1.3 Технологія електродугової плавки

Електродугова плавка складається з таких технологічних операцій:

- заправка (дрібний ремонт футеровки) печі;
- завантаження металошихти;
- розплавлення металошихти;
- окислення домішок (вуглецю, фосфору тощо);
- відновлення (розкислення);
- доведення;
- випуск сталі.

Останні три операції в сучасних ДСП виконують поза пiччю, у спеціальних установках позапiчної обробки. Розглянемо окремі технологічні операції плавки:

##### 1. Заправка печі.

Після кожної плавки виникає необхідність дрібного ремонту футеровки печі, тому необхідна заправка, тобто закриття спеціальними вогнетривкими матеріалами порушень футеровки печі.

Останнім часом це робиться через роздув у ванні частки остаточного шлаку азотом високого тиску. При цій операції необхідно контролювати і регулювати параметри азоту.

#### 2. Завантаження металошихти.

Після огляду й поновлення футеровки печі починається завантаження металобрухту й інших метало добавок. При завантаженні металобрухту треба контролювати його хімічний та фракційний склад, а також масу.

#### 3. Розплавлення металошихти.

Для операції розплавлення і наступних операцій необхідно контролювати й регулювати електричний і тепловий режими плавки. Найбільш складним є контроль і регулювання електричного режиму при розплавленні металошихти. Після завантаження металошихти в електричну схему печі подається напруга, опускаються електроди й запалюється електрична дуга. Спочатку дуга горить відкрито й частина тепла випромінюється на футеровку печі. Щоб запобігти її перегріву, у цей час обмежують електричну потужність печі на рівні 80–90 % від максимальної. Водночас довжина дуги мала й під дугами метал починає проплавлятися, утворюючи колодязі. Електроди занурюються в ці колодязі, дуги закриваються і настає можливість подання повної електричної потужності на піч із метою максимально швидкого розплаву металошихти. В цей період при плавленні окремі грудки металобрухту обвалюються і торкаються електродів, що призводить до частих технологічних КЗ і гасіння дуг. Отже, при проплавленні електричний режим печі стає нестабільним і тому потрібно швидко ліквідувати ці КЗ і відновлювати горіння дуг, тобто виникає завдання автоматичного керування переміщенням електродів і електричним режимом печі.

Період розплавлення металошихти є найбільш енергоємним і забирає до 80 % від загальної кількості електроенергії й до 80–90 % «гарячого часу» плавки. Цей період закінчується тоді, коли весь метал у печі переходить у рідкий стан, починається наступна технологічна операція – окислення домішок.

#### 4. Окислення домішок.

Після розплавлення металу горіння дуг стає стабільним, дуги відкриті. Поверхня розплаву покривається шлаком і довжина дуг

збільшується. Окислення (видалення) домішок із розплаву починається вже наприкінці періоду плавлення і продовжується після розплавлення. У цей період інтенсивно йдуть екзотермічні реакції окислення заліза, вуглецю, кремнію, фосфору та марганцю. Окисли цих елементів разом із вапном, яке в цей час подають у ванну, переходять у шлак. У шлаку окисли кремнію з'єднуються із закисом заліза та марганцю і утворюють силікати заліза та марганцю, а окисли фосфору утворюють із закисом заліза з'єднання, із яких закис заліза виштовхується вапном з утворенням фосфорнокальцієвих з'єднань. Для збільшення кількості закису заліза в цей час у ванну подають сиру залізну руду, або вдувають через спеціальну фурму кисень. Вуглець, який знаходиться в розплаві, відновлює закис заліза до заліза з утворення окислу СО, який виходить із металу, і ванна «кипить». За такої умови пухирці СО інтенсивно перемішують метал. Отже, у цей період йде видалення із розплаву не тільки кремнію, фосфору та марганцю, а й вуглецю. Якщо в розплаві недостатньо вуглецю, то у ванну для інтенсифікації кипіння додають кокс, бій електродів, графіту, або чавуну. Після операції окислення шлак повністю виливають із печі, щоб у наступні періоди плавки коли почне підвищуватися температура розплаву реакції не пішли зворотнім шляхом. Після видалення шлаку починається наступна технологічна операція – відновлення.

#### 5. Відновлення (розкислення).

У період відновлення треба метал максимально звільнити від сірки. Для цього метал розкислюють феросиліцієм та феромарганцем і на поверхні металу знову наводять шлак додаючи в піч вапно, плавиковий шпат та шамот. При необхідності в піч додають також відновлювані – мелений кокс або графіт. Сірку зв'язує вапно, але для інтенсивного протікання цієї реакції необхідні певні умови:

— висока температура розплаву, оскільки реакція зв'язування сірки є ендотермічною, і треба зменшення в'язкості металу і шлаку;

— наявність у печі достатньої кількості вапна, яке забезпечує видалення сірки і відновлення заліза за реакціями:



— наявність у печі відновлювальної атмосфери тому, що в окислювальній атмосфері неможливо провести ефективне розкислення металу.

6. Доведення.

У період доведення в метал додають легуючі елементи для надання майбутній сталі потрібних властивостей, а потім метал остаточно розкислюють (видаляють залишки кисню), додаючи в метал алюмінієву проволоку або чушки.

7. Випуск сталі.

Після закінчення періоду доведення беруть проби сталі на аналіз і при одержанні заданого хімічного складу готової сталі починають її випуск із печі в стальківш.

4.1.4 Задачі керування ДСП

Для ефективного ведення процесу плавки в ДСП необхідно вирішувати такі завдання:

- 1) керування електричним режимом печі по ходу плавки, шляхом переключення ступенів пічного трансформатора й регулювання струму дуги;
- 2) керування тепловим режимом печі в періоди окислення і відновлення шляхом зміни електричної потужності печі;
- 3) формування певного складу шихти, кількості та складу присадок;
- 4) регулювання витрат кисню на продувку ванни;
- 5) регулювання параметрів електромагнітного перемішування ванни.

У період розплавлення металу основну роль відіграє система керування електричним режимом печі (зміна потужності й напруги живлення), а в період окислення та відновлення – керування тепловим режимом печі. Із розглянутого технологічного процесу плавки витікають вимоги до систем автоматичного керування ДСП:

— гнучкість керування електричної потужністю печі шляхом переміщення електродів та перемикання ступенів пічного трансформатора;

— швидкодія системи керування переміщенням електродів із метою ліквідації технологічних КЗ та зміни струму дуги;

— підтримання в печі відновлювальної атмосфери.

Для конкретної печі розробляється певний графік зміни електричної потужності по технологічним операціям плавки. Один із таких графіків зміни електричної потужності та напруги печі в періоди плавки представлений на рис. 4.4.

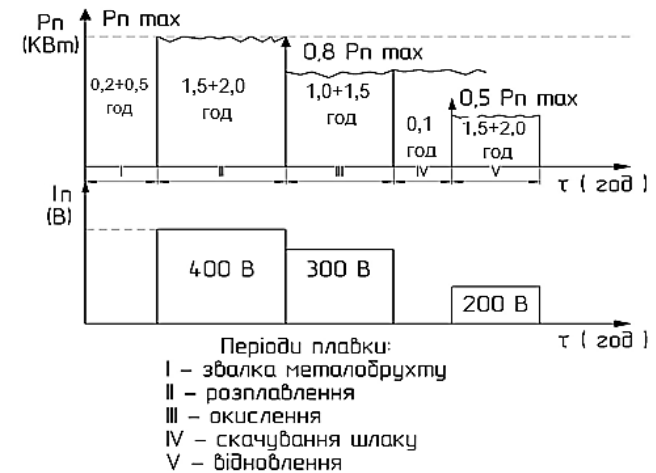


Рисунок 4.4 – Зміна електричної потужності  $P_n$  та напруги  $U_n$  за період плавки в ДСП

Ця ДСП має *максимальну потужність* ( $P_{max}$ ) у період розплавлення металу, а *мінімальну*  $0,4-0,5 P_{max}$  у період відновлення. Причому зміна електричної потужності ДСП відбувається через переключення ступенів трансформатора. Максимальна потужність забезпечується напругою 300–400 В (вищий ступінь трансформатора), а мінімальна – напругою 150–200 В (нижчий ступінь).

ДСП як об'єкт керування має такі регулюючі впливи:

- переключення ступенів пічного трансформатора для підтримки заданої електричної потужності;
- переміщення електродів з метою стабілізації довжини дуги (напруги живлення).

ДСП як об'єкт керування має такі регулюючі впливи:

- завантаження в певний час, певної кількості, певного хімічного та гранулометричного складу шихтових матеріалів;
- продувка ванни киснем із заданими витратами;
- зміна частоти напруги живлення та перемикання обмоток установки електромагнітного перемішування металу у ванні.

У процесі плавки виникають збурення електричного й теплового режиму ДСП.

Збуренням електричного режиму ДСП є:

- обрушення грудок металобрухту під час його розплавлення;
- кипіння металу під час виділення CO із ванни;
- обгоряння електродів;
- підйом рівня металу у ванні;
- коливання електричного опору дугового проміжку.

Збуренням теплового режиму ДСП є:

- нестабільність складу шихти;
- нестационарність протікання фізико-хімічних реакцій;
- введення у ванну присадок;
- зношення футеровки ванни;
- вибивання та підсмоктування газів у піч.

#### 4.1.5 Керування електричним режимом ДСП

Електричним режимом печі називають зміну протягом плавки електричної потужності  $P_{н(г)}$ , яка вводиться в піч. Електричний режим забезпечує роботу ДСП у весь період плавки, тому ефективно керування електричним режимом визначає ефективність плавки загалом. Для електричного режиму найбільш тяжким є період розплавлення металеві шихти, коли умови роботи електричних дуг є дуже нестабільними.

Для зменшення втрат енергії коротку мережу намагаються зробити такою, щоб вона мала мінімальний загальний електричний опір  $Z_3$ . У короткій мережі є дві нелінійні ланки – пічний трансформатор та електрична дуга. При розрахунках не лінійністю трансформатора нехтують, а не лінійність дуги враховується як при розрахунках, так і при керуванні електричним

режимом печі. У дуговому розряді виділяють три області, кожна з яких має певний електричний опір. Це катодна область  $r_k$ , сама дуга  $r_d$  і анодна  $r_a$ . Падіння напруги на цих опорах і складає падіння напруги на дузі  $U_d$  (рис. 4.5) електричним режимом печі. Хоча струм у короткій мережі контролюється, однак контролювати, або обчислити напругу дуги  $U_d$  не можливо. Експериментально встановлено, що ця напруга залежить від довжини дуги  $l_d$ , тобто від відстані між електродом та металошихтою. Ця залежність має вигляд:

$$U_d = \alpha + \beta \times l_d \quad (4.1)$$

де  $U_d$  – падіння напруги на дузі (В);

$\alpha$  – сума катодного та анодного падіння напруги (В);

$\beta$  – градієнт напруги стовпа дуги (В/мм);

$l_d$  – довжина дуги (мм).

Водночас  $\alpha = 5-30$  В, а величина  $\beta$  змінюється протягом плавки. На початок розплаву вона дорівнює 10–12 В, наприкінці розплаву при наявності шлаку вона дорівнює 1,5–3,8 В, а наприкінці періоду відновлення вона складає 0,7–1,1 В.

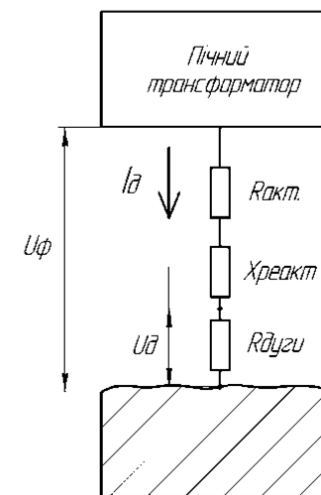


Рисунок 4.5 – Схема заміщення електричного дугового розряду

Оскільки напруга дуги залежить від величини напруги на виході вторинної обмотки ПТ та довжини дуги, то електричну потужність ДСП змінюють двома способами:

- переключенням ступенів пічного трансформатора (вибирають діапазон зміни вторинної напруги);
- переміщенням електродів (зміна довжини дуги  $l_d$ ).

Електричну схему ДСП на низькій стороні напруги можна розглядати, як послідовне з'єднання опору дуги та активного й реактивного опору короткої мережі, тоді фазна напруга  $U_\phi$  буде дорівнювати:

$$U_\phi = \sqrt{(U_d + I_d \times R)^2 + (I_d \times X)^2}, \quad (4.2)$$

де  $I_d$  – струм дуги (струм короткої мережі печі);  
 $R$  – активна складова електричного опору короткої мережі;  
 $X$  – реактивна складова електричного опору короткої мережі.

З рівняння (4.2) знайдемо величину напруги дуги  $U_d$ :

$$U_d = \sqrt{U_\phi^2 - (I_d \times X)^2} - I_d \times R. \quad (4.3)$$

Прирівняємо формули (4.1) та (4.3) і знайдемо довжину дуги  $l_d$ :

$$l_d = \frac{1}{\beta} \left[ \sqrt{U_\phi^2 - (I_d \times X)^2} - I_d \times R - \alpha \right]. \quad (4.4)$$

Вираз (4.4) являє собою певну форму статичної характеристики дуги, оскільки тут  $l_d$  є вхідною величиною, а  $I_d$  – вихідною. Тому дуга, як об'єкт регулювання в ДСП можна представити так  $l_d \rightarrow I_d$  (рис. 4.6, див. с. 155).

Із формули (4.4) бачимо, що для дуги це є сімейство статичних характеристик, яке залежить від величини фазної напруги (ступеня переключення ПТ). Приклад такого сімейства представлений на рис. 4.7 (див. с. 155).

Коефіцієнт передачі цього об'єкту за струмом дуги можливо знайти через знаходження похідної:

$$K_{об. стр.} = - \frac{d \times I_d}{d \times l_d} = \beta \times \frac{R + \rho}{X^2 + R^2 + R\rho}, \quad (4.5)$$

де  $\rho$  – еквівалентний опір дуги.

$$\rho = \frac{U_{д. н.}}{I_{д. н.}}, \quad (4.6)$$

де  $I_{д. н.}$  та  $U_{д. н.}$  – номінальний струм та номінальна напруга дуги.

Вираз (4.5) можливо представити так:

$$K_{об. стр.} = - \frac{d \times I_d}{d \times l_d} = \beta \times A. \quad (4.7)$$

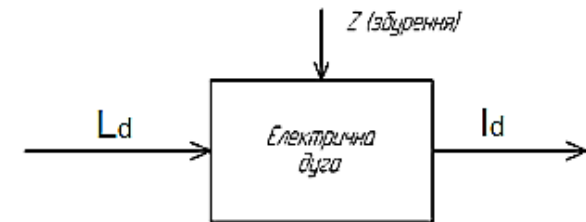


Рисунок 4.6 – Дуга в ДСП як об'єкт регулювання

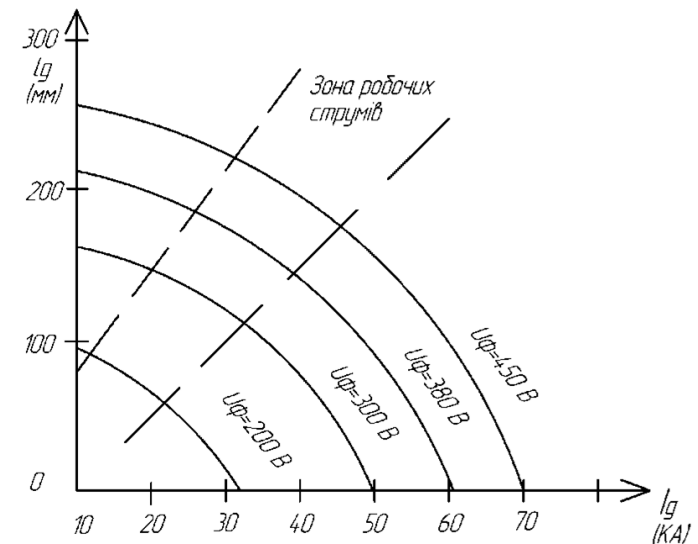


Рисунок 4.7 – Сімейство статичних характеристик електричної дуги ДСП

Аналогічно знайдемо коефіцієнт передачі дуги за її напругою:

$$K_{\text{об. стр.}} = -\frac{d \times U_d}{d \times I_d} = \beta. \quad (4.8)$$

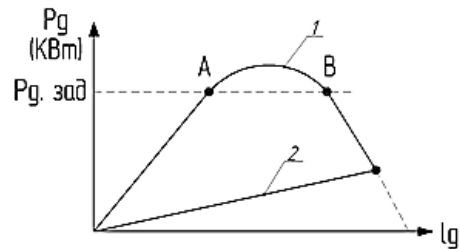
А оскільки  $\beta$  протягом плавки змінюється, то маємо змінні коефіцієнти передачі дуги, як об'єкту регулювання.

Якщо вихідними величинами об'єкта будуть дві величини – напруга дуги  $U_d$  та струм дуги  $I_d$ , то коефіцієнт передачі об'єкту  $K_{\text{об}}(I_{\text{д.н.}}, U_{\text{д.н.}})$  може бути знайдено щодо номінальних значень струму та напруги дуги:

$$\begin{aligned} K_{\text{об}}(I_{\text{дн}}, U_{\text{дн}}) &= \frac{dI_d}{dI_{\text{д}}} \times \frac{I_{\text{дн}}}{I_{\text{д}}} + \frac{dU_d}{dU_{\text{д}}} \times \frac{U_{\text{дн}}}{U_{\text{д}}} = \\ &= I_{\text{дн}} \times \left( \frac{K_{\text{об}}(I_d)}{I_{\text{дн}}} + \frac{K_{\text{об}}(U_d)}{U_{\text{дн}}} \right). \end{aligned} \quad (4.9)$$

Як бачимо, і в цьому випадку коефіцієнт передачі об'єкта є змінним протягом плавки.

Керування електричним режимом ДСП зводиться до керування електричною потужністю, яка вводиться в піч. Однак, використовувати безпосередньо потужність, як регульований параметр не можливо, оскільки залежність електричної потужності дуги від струму (довжини дуги)  $P_d = f(I_d)$  є неоднозначною (екстремальною) (рис. 4.8).



- 1 – потужність дуги від її довжини  
2 – потужність від електричних витрат

**Рисунок 4.8** – Залежність основних характеристик електричного режиму ДСП від струму дуги

Тому керування електричною потужністю відбувається через зміну напруги живлення дуги  $U_d$  (переключенням ступенів ПТ), а також зміною довжини дуги  $l_d$  у межах цієї напруги живлення.

Стабілізація електричної потужності через регулювання довжини дуги відбувається за допомогою спеціального диференційного регулятора. Диференційним він називається тому, що підтримує певну величину  $A$ , яка дорівнюється різниці величин, пропорційних струму та напрузі дуги:

$$A = a \times I_d - b \times U_d. \quad (4.10)$$

Фізичну сутність цього регулятора буде зрозумілою, якщо в рівнянні (4.10) винесемо за дужки величину  $b/a$ :

$$A = b \times I_d \left( \frac{a}{b} - \frac{U_d}{I_d} \right) = b \times I_d (Z_{\text{зад}} - Z_{\text{пот}}), \quad (4.11)$$

де  $Z_{\text{зад}}$ ,  $Z_{\text{пот}}$  – задане та поточне значення повного електричного опору короткої мережі.

Отже, згідно з формулою (4.11) диференційний регулятор підтримує певне значення поточного повного електричного опору короткої мережі  $Z_{\text{пот}}$  (через зміну довжини дуги  $l_d$ ), таким, щоб постійною була величина  $A$ .

Диференційні регулятори мають достатню чутливість та забезпечують автоматичне запалення дуг на початку плавки. При вмиканні напруги живлення регулятор починає рухати електроди вниз. При досягненні одним з електродів металошихти він зупиниться. При струмопровідній подині печі напруга між цим електродом та шихтою стане нульовою ( $U_d = 0$ ), тому і струм дуги теж  $I_d = 0$ . Коли другий електрод починає наближатися до шихти, то між ним і першим електродом уже буде фазна напруга  $U_{\text{ф}}$ , і тому в другому електроду при певній відстані від шихти виникає дуга. Аналогічно виникає дуга й у третього електроду. Недоліком диференційних регуляторів є залежність їх роботи від коливань напруги живлення  $U_{\text{ж}}$ . Наприклад, при зниженні  $U_{\text{ж}}$  регулятор, підтримуючи сталим відношення  $U_{\text{ж}}/I_d$ , буде знижувати струм дуги й тим самим знижувати електричну потужність печі. Окрім того, такі регулятори не забезпечують

автономність регулювання по фазам, тобто збурення в одній фазі впливає й на інші фази. Відносну автономність регулятора досягається введенням у формулу величина  $A$  постійної (еталонної) величини напруги  $U_{ет}$ :

$$A = m \times U_{ж} - n \times I_{д} - U_{ет}. \quad (4.12)$$

Як корегуючий параметр для регулятора використовують коефіцієнт активної потужності:

$$\cos \varphi = \frac{P}{S},$$

де  $P$  – активна складова повної електричної потужності печі;

$S$  – повна електрична потужність печі.

Інколи в якості корегуючого параметра використовують коефіцієнт реактивної потужності  $\operatorname{tg} \varphi$ :

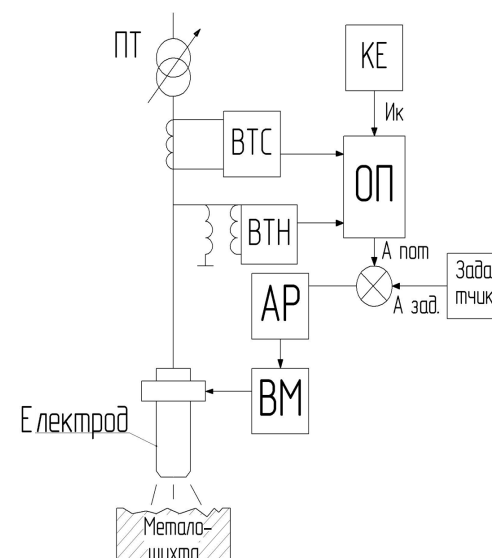
$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{Q}{P},$$

де  $Q$  – реактивна складова повної електричної потужності печі.

Є багато різновидів диференціальних регуляторів, але всі вони відносяться до одного із двох типів – електричні або електрогідрравлічні. Розглянемо структуру одного з електричних диференціальних регуляторів електричної потужності ДСП (рис. 4.9, див. с. 159).

З вимірювальних трансформаторів струму ВТС та напруги ВТН сигнали пропорційні поточним значенням струму дуги  $I_{д}$  і напруги живлення  $U_{ж}$  подаються на обчислювальний пристрій, де обчислюється поточне значення величини  $A_{пот}$  згідно з формулою (4.12).

Задатчиком формується задане значення величини  $A_{зад}$ . Ці дві величини порівнюються і їх різниця подається на автоматичний регулятор. Регулятор по певному закону формує регулюючий вплив, який підсилюється і вмикає виконавчий механізм. Виконавчий механізм згідно з регулюючим впливом переміщує електроди вгору, або вниз, стабілізуючи так електричну потужність ДСП.



ОП – обчислювальний пристрій поточної величини  $A_{пот}$ ;  
 ЗД – задатчик заданої величини  $A_{зад}$ ; АР – автоматичний регулятор;  
 КЕ – корегуючий елемент; ПКА – пускова й комутуюча апаратура;  
 ВМ – виконавчий механізм; ВТС, ВТН – вимірювальні трансформатори струму та напруги

**Рисунок 4.9** – Структура електричного диференційного регулятора потужності ДСП

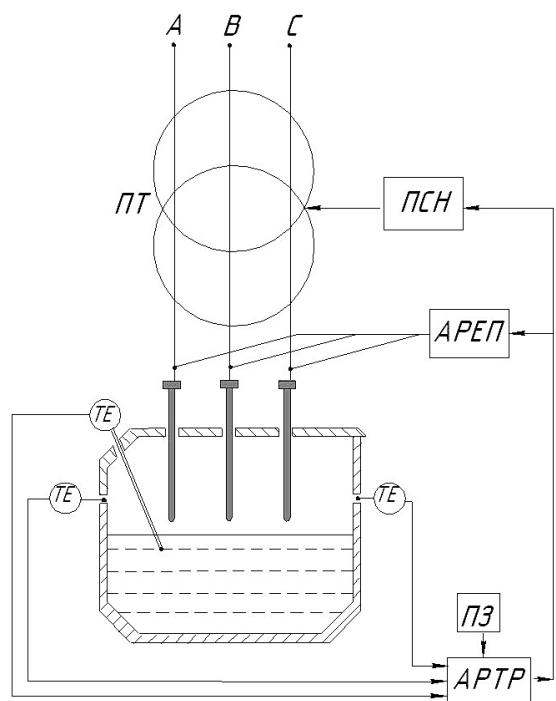
#### 4.1.6 Керування тепловим режимом ДСП

У технологічні періоди окислення і відновлення необхідно не тільки виконувати технологічні операції (вдування кисню, подача сипучих, розкислювачів тощо), але й контролювати кількість тепла, яка передається від дуг металу і футеровці. Це необхідно тому, що в цей період дуги оголені і значна частина тепла випромінюється в робочій простір печі. Для запобігання руйнування футеровки та перегріву металу необхідно керувати кількістю тепла, яке подається в піч, тобто керувати тепловим режимом печі. Для цього використовують підсистему автоматичного регулювання теплового режиму печі.

На рис. 4.10 представлена структура система автоматичного керування електричним та тепловим режимом ДСП.

Регулятор на основі інформації від датчиків температури, які вмонтовані у футеровку печі, а також від датчика температури металу, який періодично занурюють у піч, корегують електричну потужність печі відповідно до заданої програмним задатчиком температури футеровки печі.

Таке корегування запобігає перегрів металу і футеровки печі, забезпечуючи заданий тепловий стан ДСП.



ПТ – пічний трансформатор  
 ПСН – перемикач ступенів навантаження  
 АРЕП – автоматичний регулятор електричної потужності ДСП  
 АРТР – автоматичний регулятор теплового режиму ДСП  
 ПЗ – програмний задатчик

**Рисунок 4.10** – Структура системи автоматичного керування електричним та тепловим режимом ДСП

### Контрольні питання

1. Конструкція і принцип роботи ДСП.
2. Основні періоди плавки ДСП.
3. Основні керуючі впливи ДСП.
4. Основні збурюючі впливи ДСП.
5. Електричний режим ДСП.
6. Принцип роботи диференційного регулятора струму дуги.
7. Система керування електричним режимом ДСП.
8. Тепловий режим ДСП.
9. Система керування тепловим режимом ДСП.

## 4.2 Автоматизація технологічних процесів конвертерного виробництва

### 4.2.1 Структура конвертерного виробництва

Конвертерне виробництво призначено для перероблення чавуну в сталь і одержання заготовок для прокатних станив. Киснево-конвертерна технологія перероблення рідкого чавуну передбачає цілу низку технологічних операцій, які виконуються у відповідних відділеннях. Отже, киснево-конвертерне виробництво визначає свою певну технологічну структуру (рис. 4.11. див. с. 162).

Рідкий чавун поступає із доменного цеху надходить і накопичується в міксерному відділенні. Із міксерного відділення чавун ківшами періодично подається в конвертерне відділення, куди із шихтового і скрапного відділень подаються – сипучі матеріали й металобрухт. Після завантаження цих матеріалів і заливу чавуну починається продувка киснем. Одержаний у процесі плавки розплав із кисневого конвертера стальківшами подається у відділення позапічної обробки, де доводиться до заданої марки сталі й температури. Готова стальківшами подається у відділення безперервного розливу металу. Там на машинах безперервного розливу заготовок (МБРЗ) сталь розливається

і ріжеться на заготовки певних розмірів. Одержані заготовки надходять на склад готової продукції.

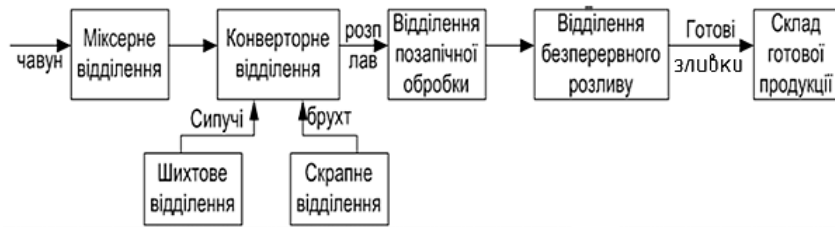


Рисунок 4.11 – Технологічна структура конвертерного виробництва

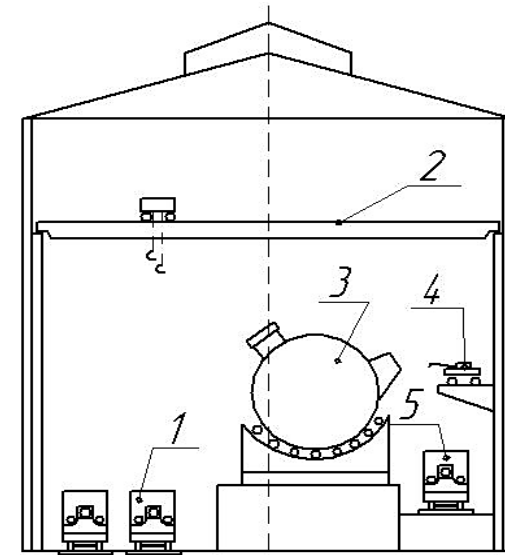
#### 4.2.2 Міксерне відділення, технологія накопичення чавуну й осереднення його параметрів

Міксерне відділення має один або два міксери (рис. 4.12, див. с. 163). Міксер – це ємкість, яка розрахована на зберігання 2500–3500 т чавуну. Міксер має форму барабана футерованого зсередини вогнетривкою цеглою. Зі зміщенням від центру до бокових стін прикріплені цапфи й механізм нахилу з електричним приводом за допомогою яких міксер може нахилитися вперед і назад. Чавун прибуває із доменного цеху складами в складі декількох лафетів із ківшами. Ківш із чавуном знімається з лафету краном і заливається через спеціальний отвір у верхній частині міксера, а виливається в ківш, для передачі в конвертерне відділення, через спеціальний носок у задній частині.

Накопичення і контроль маси чавуну в міксері відбувається наступним способом. Якщо в міксері на момент  $t_0$  у міксері знаходиться  $M_0$  тон чавуну, то починаючи із цього моменту контролюється і вираховується кількість ківшів і маса чавуну в них, які були залиті в міксер і вилиті з нього. Тоді маса чавуну  $M_t$  на поточний момент  $t$ , знаходиться згідно з балансовим рівнянням:

$$M_t = M_0 + \sum_1^n G_i - \sum_1^m G_j, \quad (4.13)$$

де  $G_i$  – маса чавуну у  $i$ -му ківші, який був злитий у міксер;  
 $G_j$  – маса чавуну у  $j$ -му ківші, який був вилитий із міксера.



1 – чавуновозні ківші з доменного цеху; 2 – мостовий кран; 3 – міксер; 4 – машина для скачування шлаку; 5 – ківш із чавуном для заливу в конвертер

Рисунок 4.12 – Міксерне відділення

Маса чавуну в ківшах, із яких зливають чавун у міксер, контролюється залізничними вагами, які встановлені перед міксером. Зважування відбувається без розчеплення лафетів, а маса злитого чавуну обчислюється за різницею мас повного й порожнього ківша.

У міксері чавун не тільки накопичується і зберігається, але й осереднюється за температурою та хімічним складом. Це пов'язано з тим, що навіть з однієї печі чавун може мати різний хімічний склад у 2-х або 3-х ківшах за один випуск. Осереднення чавуну по хімічному складу відбувається через змішування чавуну, який є в міксері, й чавуну, який у нього заливається. Наприклад, для сірки середня поточна маса її  $M_t[S]$  у міксері на момент  $t$ , обчислюється згідно з формулою:

$$M_t[S] = M_0[S_0] + \sum_1^n G_i[S_i] - \sum_1^m G_j[S_j]. \quad (4.14)$$

А концентрація її в чавуні міксеру на момент  $\tau_i$  буде дорівнювати:

$$[S]_{\tau} = \frac{M_0 [S_0] + \sum_1^n G_i [S_i] - \sum_1^m G_j [S_j]}{M_0 + \sum_1^n G_i - \sum_1^m G_j}. \quad (4.15)$$

#### 4.2.3 Автоматизація міксерного відділення

Основним завданням керування міксерним відділенням є забезпечення в кожний заданий момент подачі чавуну в конвертерне відділення в заданій кількості й із заданими параметрами (хімічний склад і температура).

Для забезпечення нормальної роботи міксеру, згідно з технологічною інструкцією, необхідно контролювати такі його параметри:

- 1) температура чавуну перед заливкою в міксер;
- 2) температура чавуну після виливу в сталківш для конвертера;
- 3) хімічний склад чавуну, який заливається і який виливається;
- 4) маса чавуну, який заливається в міксер і маса чавуну, який виливається в ківш для заливу в конвертер;
- 5) температура кожуха міксеру в 25–40 точках. При перевищенні температури аварійного значення в будь-якій точці, автоматично відображається розташування цієї точки й температура, вмикається світлова та звукова сигналізація. Це необхідно для запобігання прориву чавуну через кожух міксеру. Контроль кожуху відбувається за допомогою термодатчиків, встановлених на поверхні кожуху в різних точках;
- 6) кут нахилу міксеру;
- 7) температура у верхній частині міксеру біля отвору (теплової завіси). Ця температура може стабілізуватися через подачу й спалювання природного або коксового газу;
- 8) параметри палива й повітря (тиск, витрати) на теплову завісу.

Автоматично регулюються:

- 1) співвідношення «паливо-повітря»;
- 2) стабілізація витрат палива на теплову завісу (або температури в районі завіси);
- 3) автоматична відсічка палива при падінні його тиску нижче критичного значення.

Температура чавуну контролюється в ківшах, які надходять до міксерного відділення після скачування шлаку. Контроль відбувається за допомогою установки, яка керується оператором дистанційно. Для контролю в цій установці використовуються разові термоблоки з термочутливим елементом на базі термопари ТПР. Заміряні дані заносяться в контролер і відображаються на екрані монітора оператора.

Хімічний склад чавуну перед виливом у міксер контролюють на дільниці десульфурзації чавуну й передають у міксерне відділення по корпоративній мережі.

Маса чавуну, який заливається в міксер контролюється залізничними вагами по кожному ківшу при його наїзді на ваги в складі составу, який заїхав у міксерне відділення. Прогнавши через ваги весь состав із чавуном, інформація про сумарну масу бруто (чавун разом із ківшом і лафетом) з вагів заносяться в контролер. При виїзді назад порожній состав знову зважується на цих вагах, і інформація про масу нетто (порожнього составу) заносяться в контролер і віднімається від маси бруто. Результат – маса чавуну залитого в міксер  $M_{\text{зал ч}}(\tau)$  фіксується в контролері й використовується для обчислення поточної маси чавуну в міксері  $M_{\Sigma \text{чав}}(\tau)$  згідно з формулою (4.14):

$$M_{\Sigma \text{чав}}(\tau) = M_{\Sigma \text{чав}}(\tau - 1) + M_{\text{зал ч}}(\tau) - M_{\text{вил ч}}(\tau).$$

Маса чавуну  $M_{\text{вил ч}}(\tau)$ , який виливають із міксеру для подачі в конвертер, контролюється по кожному ківшу крановими вагами. Ваги встановлені на мостовому крані, який транспортує ківш до конвертеру. Інформація з кранових вагів по радіоканалу передається в базу даних системи автоматичного керування процесом плавки.

Хімічний склад чавуну в міксері в результаті перемішування осереднюється. Перед передачею ківша до конвертера із ківша береться проба чавуну й передається в цехову експрес-лабораторію. Результат аналізу по корпоративній мережі передається в базу даних системи автоматичного керування процесом плавки.

Сучасні міксерні відділення мають автоматизовані системи керування технологічними процесами (АСК ТП) на базі мікропроцесорних контролерів. АСК ТП міксерного відділення пов'язана через корпоративну мережу комбінату з доменним цехом і цеховою мережею з конвертерним відділенням. Система одержує інформацію про прибутий із доменного цеху чавун, контролює його зважування і залив, контролює всі параметри цього чавуну й параметри міксера. Вона також передає в конвертерне відділення дані про чавун, який передається до конвертера для плавки.

#### Контрольні питання

1. Технологічна структура конвертерного виробництва.
2. Міксерне відділення, технологічна структура, основні функції.
3. Конструкція міксера, завдання автоматизації.
4. Контроль параметрів чавуну на вході міксера.
5. Контроль параметрів міксера.
6. Автоматичне регулювання витрат палива на теплоу завісу міксера.

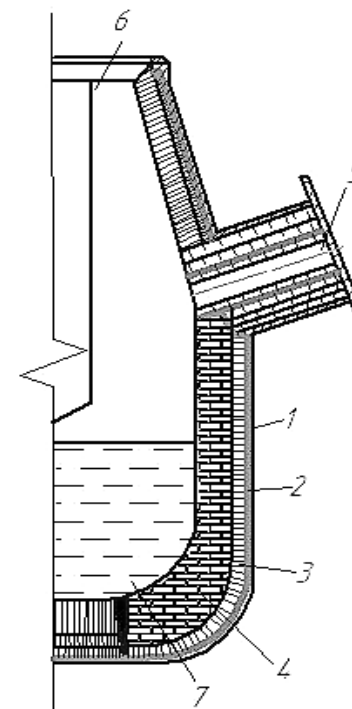
### 4.3 Автоматизація конвертерного відділення

#### 4.3.1 Конвертерне відділення і його структура

У конвертерному відділенні встановлюється 1, 2 або 3 конвертери певної ємкості, які обладнані комплексом механізмів подачі сипучих матеріалів (горизонтальний тракт, вертикальний тракт), вдування кисню, а також комплексом евакуації і очищення конвертерних газів.

Конвертер (рис. 4.13) являє собою сталеву ємність грушовидної форми, футеровану зсередини вогнетривкою цеглою, або набивною футеровкою. Конвертер двома цапфами встановлюється на металеву станину. Одна із цапф з'єднана через редуктор з електроприводом, за допомогою якого конвертер на цапфах може повертатися на  $180^\circ$  випуску розплаву в одну сторону і для випуску шлаку в іншу.

Для продувки розплаву киснем конвертер обладнується двома кисневими фурмами (одна робоча, друга – резервна) з механізмами підйому й повороту фурм. Фурми приєднуються



- 1 – металевий кожух; 2 – арматурний шар із магнетитової цегли;  
3 – смолодомитова набивка; 4 – шамотна цегла;  
5 – лютка для зливу сталі; 6 – фурма для вдування кисню; 7 – розплав

**Рисунок 4.13** – Загальний вигляд конвертера в розрізі

до трубопроводів кисню для продувки й трубопроводів води для охолодження.

Над кожним конвертером розташовується комплекс механізмів (горизонтальний і вертикальний тракти) для зберігання, дозування, транспортування і подачі сипучих матеріалів у конвертер і стальківш.

### 4.3.2 Технологія і методи керування конвертерною плавкою

Конвертерна плавка складається із таких технологічних операцій:

- торкретування (дрібний поточний ремонт футеровки);
- засипка вапна й завалка металобрухту;
- заливка чавуну;
- продувка;
- повалка та взяття проби для хімічного аналізу й контролю

температури розплаву.

Після одержання результатів приймається рішення: якщо хімічний склад по змісту вуглецю і температура розплаву відповідають заданим, виконують наступну операцію – випуск.

Якщо хімічний склад і температура розплаву не відповідають заданим, то відбувається додувка з корекцією хімічного складу.

#### *Методи керування конвертерною плавкою*

На початку плавки виконуються статичні розрахунки плавки. Для заданої марки сталі (заданих параметрів розплаву) при відомих початкових даних про чавун і металобрухт (маса, хімічний склад, температура) з використанням рівнянь тепло й масообміну розраховується загальна кількість кисню на продувку й кількість охолоджувачів. Далі відповідно до розрахунків процес плавки – засипається в конвертер перша порція вапна, завалюється совками металобрухт і заливається чавун. Після розплавлення металобрухту в чавуні (декілька хвилин) починається процес продувки. Керування процесом продувки може бути:

1) ручним оперативним, при якому оператор, згідно з попередніми розрахунками, веде продувку, вважаючи, що процеси в конвертері протікають так, як теоретично розраховували;

2) автоматичним динамічним, тобто в процесі продувки контролюють параметри розплаву (поточний вміст вуглецю і температуру) і корегують параметри продувки (поточні витрати кисню і положення фурми) так, щоб забезпечити потрібні параметри розплаву наприкінці продувки.

У результаті статичних розрахунків плавки на задану марку сталі визначається:

- кількість металобрухту і його класи;
- кількість чавуну з цими параметрами;
- кількість вапна й періоди його подачі;
- загальна кількість кисню, який треба продути, щоб одержати розплав із заданою температурою та вмістом вуглецю.

Оперативне ручне керування плавкою веде (оператор) дистрибуторник. Після статичних розрахунків плавки на задану марку сталі оператор починає керувати процесом плавки. До конвертера подається і завантажується вапно, металобрухт у заданій кількості та чавун. Після розплавлення чавуну починається продувка розплаву киснем.

На більшості конвертерів використовується ручне оперативне керування процесом плавки. Це пояснюється відсутністю надійних і точних засобів контролю параметрів плавки в процесі продувки, які б дозволили автоматично в динаміці керувати цим процесом.

### 4.3.3 Системи автоматичного контролю та регулювання параметрів конвертерної плавки в процесі продувки

Після початку продувки оператор відповідно до розрахунків задає завдання локальним системам автоматичного регулювання, які підтримують заданий режим продувки. Для керування процесом продувки використовують такі локальні системи автоматичного контролю і регулювання:

1. Система автоматичного керування положенням кисневої фурми (задача – встановити фурму в задане положення).

Система автоматичного керування положенням фурми дає змогу оператору встановити кисневу фурму в задане положення

щодо рівню розплаву в конвертері для ведення процесу продувки. Рівень розплаву в конвертері перед продувкою невідомий і від плавки до плавки змінюється. Це пояснюється, як зношенням футеровки (збільшенням внутрішньої ємності конвертера), так і коливаннями кількості сипучих, лому й чавуну завантажених у конвертер. Тому насамперед треба встановити фактичний рівень розплаву і вже від нього встановлювати фурму в потрібну позицію. Для встановлення рівню розплаву використовують різні методи й засоби. Наприклад, метод заснований на збільшенні статичного тиску кисню низького тиску при докритичному витіканні кисню із сопел фурми в момент наближення її до поверхні розплаву. За імпульсом збільшення тиску система запам'ятовує поточний рівень і вважає його рівнем розплаву. На сучасних конвертерах застосовується мікрохвильовий радарний рівнемір, який фіксує рівень розплаву щодо стаціонарної точки, на якій він встановлений у верхній частині конвертера. Потім оператор щодо зафіксованого рівню розплаву за допомогою системи керування переміщенням встановлює кисневу фурму в задане положення. Система має на механізмі переміщення фурми інкрементальний датчик, який видає імпульси, або цифровий код пропорційний переміщенню фурми. Контролер переводить код у одиниці довжини переміщення і порівнює цю величину із заданою. При їх рівності механізм переміщення зупиняє фурму в заданому положенні.

2. Система автоматичного контролю та регулювання процесу охолодження кисневої фурми.

Система автоматичного контролю та регулювання процесу охолодження кисневої фурми контролює температуру, тиск і витрати охолоджуючої води на вході і виході фурми (рис. 4.14, див. с. 171), а також різницю  $\Delta t$  між входом води і виходом:  $\Delta t = t_{\text{вих}} - t_{\text{ак}}$ , і по  $\Delta t$  визначає момент початку прогару фурми.

Прогар фурми починається з мікрошпарин, через які вода починає прориватись і утворювати пару. Водночас підвищується температура води у вихідній трубці фурми. Якщо  $\Delta t$  перевищує  $10^\circ\text{C}$ , то вмикається світлова і звукова сигналізація, аварійно піднімається фурма і вимикається подача кисню. При зменшенні

тиску води на охолодження фурми нижче заданого вмикаються резервні насоси або аварійно зупиняється продувка.

3. Система автоматичного контролю та регулювання параметрів кисню на продувку.

Система автоматичного контролю та регулювання параметрів кисню на продувку контролює: тиск, температуру, витрати та чистоту кисню (повинно бути  $99,99\% \text{ O}_2$ ). Автоматично регулюються поточні витрати кисню на продувку на заданому рівні. Для цього витрати кисню вимірюються за допомогою методу змінного перепаду (діафрагмою) з корекцією за тиском і температурою. Контроль чистоти кисню відбувається за допомогою газоаналізатора.

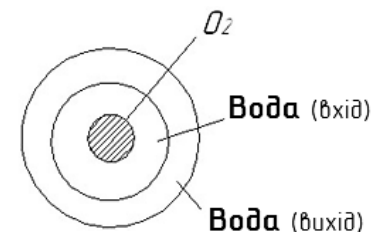


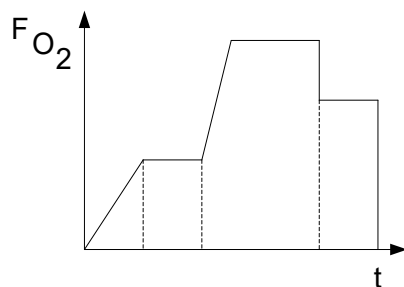
Рисунок 4.14 – Труби кисневої фурми конвертера (горизонтальний розріз)

Система контролюючі поточні витрати кисню на продувку інтегрує їх і при досягненні загальної кількості витраченого на продувку кисню заданої згідно зі статичними розрахунками вмикається звукова і світлова сигналізація, піднімається фурма і відсікається подача кисню.

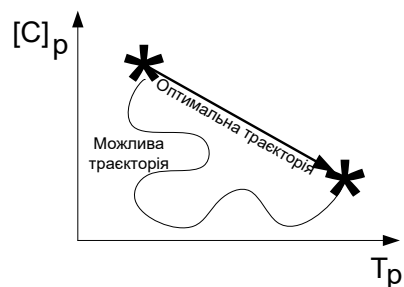
Програма зміни витрат кисню в процесі продувки (рис. 4.15, див. с. 172) встановлюється згідно зі статичними розрахунками й технологічною інструкцією.

При динамічному керуванні процесом конвертерної плавки найбільш ефективно встановлювати програму в динамічному режимі керування, а саме, у процесі продувки по оперативним даним про стан розплаву ( $C_p$  та  $T_p$ ) змінювати положення фурми і витрати кисню. Завдання, яке вирішується в процесі продувки – це перехід по певній траєкторії від початкової точки стану

розплаву (вміст вуглецю  $C_0$ , та температура  $T_0$ ) до кінцевої ( $C_k$  та  $T_k$ ). Ця траєкторія може бути різною (рис. 4.16), але оптимальною є пряма лінія, до якої треба наближатись у процесі продувки.



**Рисунок 4.15** – Програма зміни заданих витрат кисню на продувку



**Рисунок 4.16** – Траєкторія зміни параметрів розплаву  $[C]_p$  і  $[T]_p$  конвертерної плавки

Поточну кількість вуглецю в розплаві можливо контролювати декількома методами. Наприклад, балансовим методом за допомогою контролю кількості вуглецю в газах (CO та CO<sub>2</sub>), які видаляються із конвертера. Контролюючи кількість вуглецю, яка видаляється з конвертерними газами, ми можемо знати скільки вуглецю залишилось у розплаві. Для цього необхідно контролювати витрати конвертерних газів  $V_{к.г.}$  [м<sup>3</sup>/с] та вміст (CO) і (CO<sub>2</sub>) у [долі одиниць/м<sup>3</sup>] у них. Тоді об'єм (CO) разом з (CO<sub>2</sub>) у конвертерних газах буде дорівнювати:

$$V_{к.г.}(\tau) ((CO) + (CO_2)) \text{ [м}^3\text{/с]}.$$

Як відомо, 1 моль газу займає 22,4 м<sup>3</sup>, тоді моль CO має масу CO = 12 + 16 = 28 кг/моль, а CO<sub>2</sub> = 44 кг/моль. Разом 2 моля (CO) + (CO<sub>2</sub>) важать 28 + 44 = 72 кг/моль. Ця кількість газу займає об'єм 2 · 22,4 = 44,8 м<sup>3</sup>. Об'єм (CO) і (CO<sub>2</sub>) у конвертерних газах має масу:

$$X = \frac{72}{44,8} \times (V_{к.г.}(\tau) ((CO) + (CO_2))).$$

Але в цій масі вага вуглецю, тобто практично це швидкість видалення його із розплаву з газами  $V_c$  буде  $X$  (24/72). Підставляючи значення  $X$  із попередньої формули, маємо:

$$V_c = \frac{72 \times (V_{к.г.}(\tau) ((CO) + (CO_2))) \times 24}{44,8 \times 72}.$$

Тоді швидкість окислення вуглецю в розплаві [кг/с] можливо визначити так:

$$V_c(\tau) = 0,536 \times (V_{к.г.}(\tau) ((CO) + (CO_2))) \text{ [кг/с]}. \quad (4.16)$$

Інтегруючи формулу (4.16) за часом, одержуємо кількість вуглецю, який на цей момент часу  $\tau$  покинув конвертер:

$$C(\tau) = 0,536 \times \int_0^{\tau} V_{к.г.}(\tau) ((CO) + (CO_2)) \times d\tau. \quad (4.17)$$

З урахуванням 4.17 і знаючи початкові значення маси розплаву  $G_m(0)$  та вміст вуглецю  $[C_0]$  %, у ній, а також поточні значення маси розплаву  $G_m(\tau)$ , можна знайти вміст вуглецю, який має розплав на момент  $\tau$ :

$$[C_p(\tau)] = \frac{G_m(0) \times C_0 - 0,536 \int_0^{\tau} V_{к.г.}(\tau) ((CO) + (CO_2)) d\tau}{G_m(\tau)} \times 100 \text{ \%}.$$

Кількість конвертерних газів контролюється по перепаду тиску на трубі Вентурі тракту очищення конвертерних газів із перерахунком на сухий газ. При перерахунку треба знати густину газу, а для цього необхідно знати вміст кисню в газі. Вміст CO та CO<sub>2</sub> можна контролювати оптико-акустичним газоаналізатором у них. За такої умови точність визначення кількості конвертерних газів дорівнює приблизно 2 %. Крім того з певною похибкою визначаються концентрації O<sub>2</sub>, CO та CO<sub>2</sub>, а також маса розплаву, особливо поточна  $G_m(\tau)$ , тому такий метод є тільки оціночним.

Запропоновано метод визначення кількості конвертерних газів через додавання певної кількості (до 5 %) іншого газу, який не реагує з розплавом, і якого немає в продуктах продувки. Визначаючи концентрацію цього газу в конвертерному газі, перераховують її на кількість конвертерних газів.

Відомий також метод визначення стану розплаву, через контроль температури і змісту вуглецю за допомогою спеціальних падаючих (бомбових) датчиків. Такий датчик являє собою

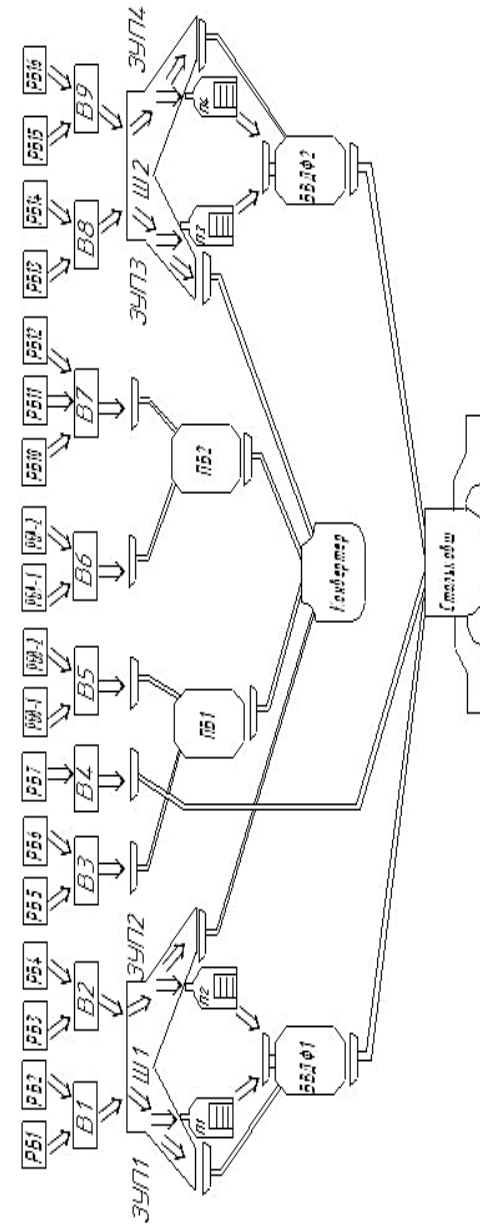
металеву кулю, у якій вмонтовані датчики температури й концентрації вуглецю, кінці яких (спеціальний дріт) виведені і приєднані до спеціального контролеру. При опусканні такої кулі в розплав, вона розплавляється і за цей час датчики встигають заміряти температуру і вміст вуглецю в розплаві.

Кожний із розглянутих методів динамічного контролю стану розплаву має свої недоліки й повністю не задовольняє вимог конвертерного виробництва й тому широкого розповсюдження вони не знайшли.

#### 4.3.4 Автоматизація процесу подачі сипучих матеріалів у конвертер і ківш

У процесі плавки в конвертер необхідно подавати сипучі матеріали для наведення шлаку, охолодження, або збільшення кількості вуглецю. Після випуску плавки в ківш подають феросплави, легуючі матеріали та інші сипучі матеріали. Для виконання цих технологічних операцій конвертерне відділення має спеціальне устаткування – горизонтальний та вертикальний тракт (рис. 4.17, див. с. 175).

*Автоматизація горизонтального тракту.* Горизонтальний тракт сучасного конвертера налічує два ряди витратних бункерів (по 8 у кожному ряду), над якими встановлені два стрічкових конвеєри зі спеціальними пересувними скидними стелами. Кожний витратний бункер, або група бункерів призначені для накопичення і зберігання певного типу сипучого матеріалу (вапна, графіту, плавикового шпату  $[CaF_2]$ , окалини, феросплавів тощо). Завантаження певним матеріалом витратних бункерів відбувається зі стрічкового конвеєра за допомогою скидної стели. Стела встановлюється над стрічкою поперек конвеєра проти центру вибраного бункера, перегороджуючи подальший рух матеріалу. Керування горизонтальним трактом (завантаження в бункери кожного типу сипучого матеріалу в потрібній кількості) відбувається за допомогою системи дистанційного керування оператором. У кожному бункері встановлені датчики верхнього й нижнього рівнів, які сигналізують оператору тракту про досягнення цих рівнів.



РБ1-РБ16 – витратні бункери сипучих матеріалів; В1-В9 – ваги;  
 ПБ1-ПБ2 – проміжні бункери сипучих матеріалів; БВДФ – вагозуючий бункер феросплавів;  
 П1-П4 – печі підігріву феросплавів; Ш1-Ш2 – перекидний шибер воронки;  
 ЗУП1-ЗУП4 – пристрій завантаження печі підігріву феросплавів

**Рисунок 4.17** – Горизонтальний та вертикальний тракт подачі сипучих матеріалів у конвертер та стальківш

Автоматизація вертикального тракту. Устаткування, яке розташоване нижче витратних бункерів і яке призначено для дозування та транспортування матеріалів до конвертеру, або ківшу, складає вертикальний тракт. Кожен конвертер і ківш має по два незалежних вертикальних тракту, за допомогою яких, будь-який матеріал із будь-якого витратного бункера дозується, транспортується і завантажується в конвертер або ківш.

Вертикальний тракт складають встановлені під кожним бункером електричні віброживильники, які видають матеріал із бункера, тензометричні бункерні ваги, трубчасті течки із заслонами, накопичувальний бункер. Відмірена порція матеріалу поступає в накопичувальний бункер, а звідтіля по трубчастим течкам подається в конвертер. Феросплави, або плавиковий шпат дозуються, транспортуються і завантажуються в ківш по окремому вертикальному тракту.

Керування вивантаженням матеріалів із бункеру горизонтального тракту й подачею їх у вертикальний тракт виконує оператор конвертерної плавки знизу з пульта керування плавкою. У нього на моніторі відображена мнемосхема горизонтального та вертикального трактів, номер бункеру й тип матеріалу в ньому, а також стан проміжних ваговимірювальних та проміжних бункерів. Керування вертикальним трактом може бути дистанційне або автоматичне.

При автоматичному керуванні сталевар після статичного розрахунку плавки знає, який сипучий матеріал, скільки й коли треба подавати, у ківш або конвертер. Ці результати він заносить у систему автоматичного керування вертикальним трактом. Далі система автоматично, по заданій, програмі в потрібні моменти плавки вмикає той чи інший механізм вертикального тракту й завантажує потрібний матеріал у потрібній кількості в конвертер або ківш.

При дистанційному керуванні сталевар на мнемосхемі монітора системи керування вертикальним трактом вибирає потрібний бункер із потрібним матеріалом, вмикає дозатор і завантажує в проміжний ваговий бункер потрібну кількість матеріалу. Далі в заданий момент часу він по мнемосхемі дає команду системі завантажити цю кількість матеріалу в конвертер або ківш.

### 4.3.5 Автоматизація процесу евакуації та охолодження конвертерних газів

У процесі продувки виділяється велика кількість пилу й конвертерних газів, які мають температуру до 1800 °С. Хімічний склад конвертерних газів: до 70 % окислу заліза, до 17 % вапна і до 3 % окислів кремнію.

Фракційний склад конвертерних газів: 65 % пилу <3 мкм, 7 % – до 60 мкм, 29–30 % – від 60 мкм і більше.

Хімічний склад чистого конвертерного газу: 85–90 % – CO; 8–14 % – CO<sub>2</sub>, 1,5–3 % – O<sub>2</sub>; 0,5–2,5 % – N<sub>2</sub>.

Кількість конвертерних газів за одну плавку сягає 70–120 м<sup>3</sup>/т металу.

Для евакуації конвертерних газів використовують спеціальний тракт (газохід) у вигляді коробу, у якому встановлюється обладнання для охолодження й очищення газу.

При евакуації конвертерних газів необхідно вирішувати такі завдання:

- відбір тепла й охолодження конвертерних газів;
- евакуація і очищення газів від пилу;
- утилізація CO конвертерних газів.

В процесі продувки в конвертері утворюється велика кількість високотемпературних газів. При повному або частковому спалюванні CO до фізичного тепла конвертерних газів додається ще тепло від спалювання CO, при цьому температура конвертерних газів може досягати 1800 °С і більше. Це тепло використовується для одержання пари в спеціальних котлах-охолоджувачах конвертерних газів (ОКГ). Котел – охолоджувач конвертерних газів призначений для утилізації тепла конвертерних газів, які виділяються під час продувки розплаву чистим киснем. Котел виконує роль першої ступені охолодження конвертерних газів. Основні складові частини котла представлені на рис. 4.18 (див. с. 178).

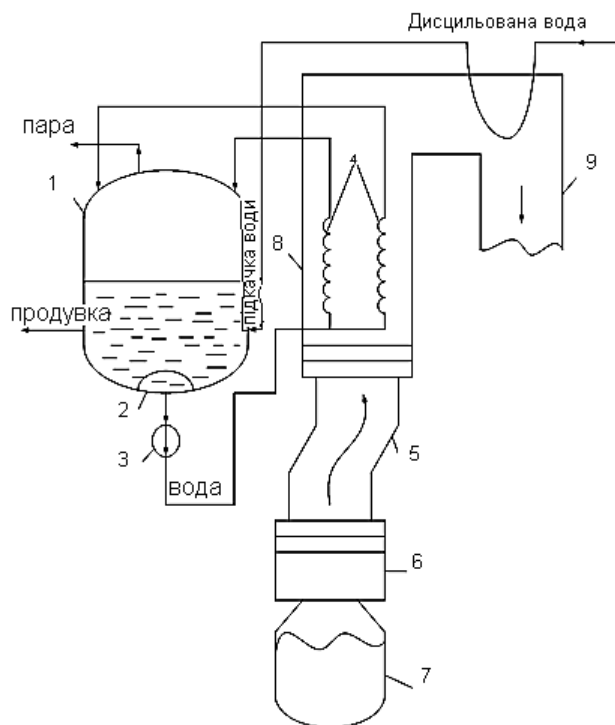
Котел барабанного типу з тепло сприймаючими секціями радіаційного або радіаційно-конвективного типу. Ці секції являють собою пакети труб діаметром 3/4 дюйма або 1 дюйм. Секції розташовані в газоході над конвертером (радіаційні секції).

На деяких котлах є секції ще в опускному газоході, які називаються конвективними. З котла циркуляційним насосом хімічно очищена вода подається в тепло сприймаючі секції, де нагрівається і пароводяна суміш поступає в барабан котла. Із барабана в процесі продувки постійно відбирається пара, а в котел подається свіжа живильна вода. Котел має розміри 8 × 3 м (діаметр × висота) і виробляє перегріту пару.

Параметри котла для 350 т конвертера:

— кількість конвертерних газів

$$F_{\text{кон. газ}} = 330\,000 \text{ м}^3/\text{год};$$



- 1 – барабан котла; 2 – фільтр; 3 – циркуляційний насос;  
 4 – радіаційні секції; 5 – кесон; 6 – спідниця; 7 – конвертер;  
 8 – під'ємний газохід; 9 – опускний газохід

**Рисунок 4.18** – Котел-охолоджувач конвертерних газів

- продуктивність за парою 370 т/год;
- температура газів після котла 1000 °С;
- сумарна поверхня секцій 1240 м<sup>2</sup>;
- тиск пара 40 атм;
- температура пари 520 °С.

Оскільки тепло виділяється тільки під час продувки, то котел працює в піковому режимі. Щоб у проміжках між продувками його секції не отримали термічного удару в газохід, де розташовані секції котла подається і спалюється природний газ для підтримки їх мінімального теплового стану.

При роботі в піковому режимі тривалістю 15–20 хв котел виробляє велику кількість пари, яку не можливо швидко реалізувати, тому ця пара подається до спеціального енергоблоку. В енергоблоці пара накопичується в спеціальних пароаккумуляторах Рутса.

Дія цих акумуляторів заснована на залежності температури кипіння води від тиску. З акумуляторів пара поступає на пароперетворювачі, у яких знижується температура і тиск пари відповідно до потрібних значень і по паропроводах надходить до споживачів.

Автоматичний контроль і регулювання параметрів котла виконує окрема система автоматизації (рис. 4.19, див. с. 180). Вона мусить автоматично при різних навантаженнях на котел підтримувати нормальну роботу котла. Для цього система має декілька контурів контролю і регулювання.

1. *Контур контролю та регулювання рівня води в барабані котла.*

Контур контролю рівня води в барабані є особливим. Для цього контру використовується трьох імпульсна схема формування регулюючого впливу (рис. 4.19). Це обумовлене тим, що рівень води в барабані котла є величиною, яка при збільшенні витрат пари (при пониженому тиску в котлі) починає, за рахунок набухання, збільшуватись, замість того, щоб зменшуватись. Для вирішення цього протиріччя в контурі для контролю рівню використовується три величини (трьох імпульсний контроль) – гідростатичний рівень води, витрати живильної води в барабан

і швидкість зміни витрат пари (похідна  $\frac{dF}{d\tau}$ ) до споживача. По цих трьох величинах контур коректно розпізнає зміну рівню і додає для його стабілізації потрібну кількість живильної води в барабан котла.

2. *Контур контролю та регулювання вмісту солі у воді барабана котла.*

При випаровуванні і видаленні пари у воді в котлі залишаються солі, які поступали разом зі свіжою живильною водою. По мірі роботи котла ці солі накопичуються в його воді й можуть наростати на поверхні котла та забивати його патрубки і труби. Для недопущення цих процесів необхідно постійно видаляти із котла й оновлювати частину води, контролюючи в ній вміст солей за допомогою датчика – солеміра. При перевищенні поточної концентрації солі заданої величини, автоматичний регулятор додає в котел свіжу живильну воду. Для попередження зростання

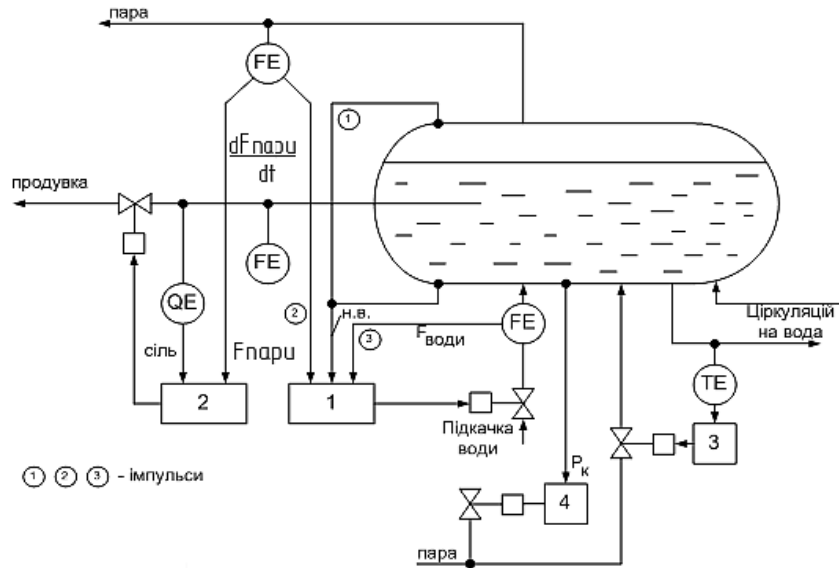


Рисунок 4.19 – Автоматизація котла-охолоджувача конвертерних газів

вмісту солі у воді при збільшенні витрат пари в автоматичний регулятор контуру заведено додатковий сигнал за величиною поточних витрат пари.

3. *Контур контролю та стабілізації температури циркуляційної води в проміжках між продувками.*

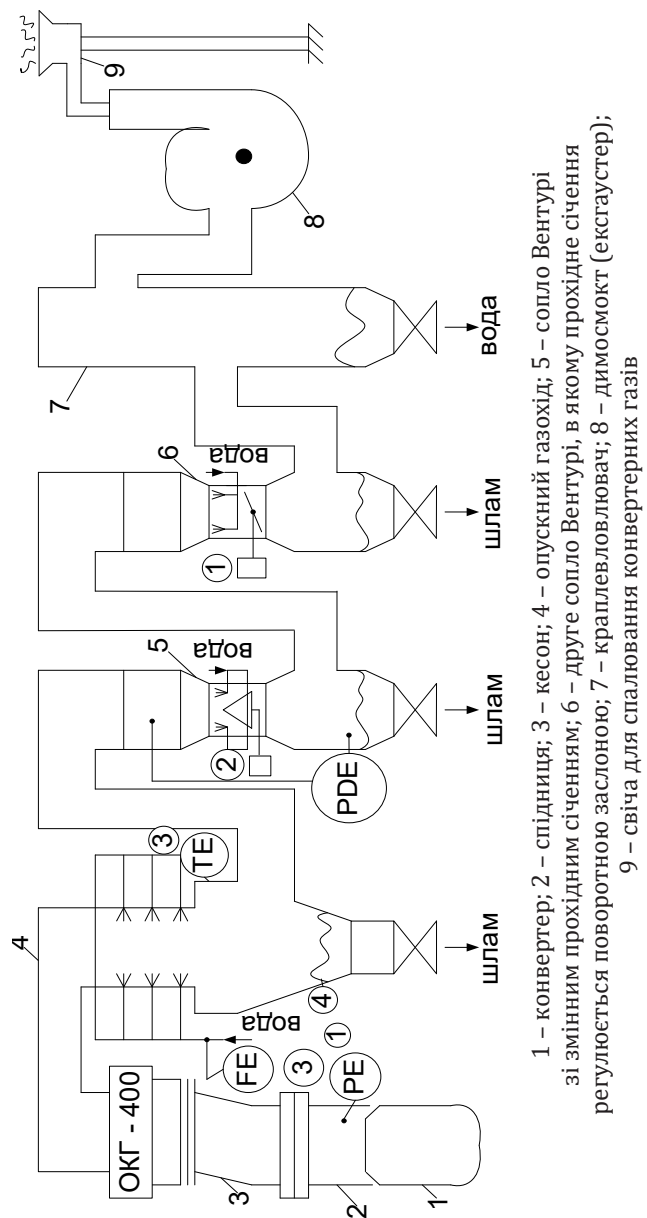
У проміжках між продувками відсутні конвертерні гази, а значить і джерело тепла для котла, тому циркуляційна вода в системі котла починає охолоджуватись. Для стабілізації температури води в цей період котел має окремий контур. В трубопроводі циркуляційної води на виході із котла встановлений датчик температури, показання якого порівнюються із заданою величиною. При температурі води нижче заданої, регулятор додає у воду перегріту пару й тим самим стабілізує температуру циркуляційної води.

4. *Контур контролю та регулювання тиску в барабані котла в проміжках між продувками.*

Щоби після закінчення і на початку продувки в барабані котла не було небезпечних стрибків тиску, необхідно в період між продувками підтримувати в котлі певний тиск. Таку функцію виконує контур стабілізації тиску в барабані котла. Величина цього тиску пропорційна температурі води в котлі, тому сигнал про поточний тиск у барабані одержують від датчика температури, встановленого в нижній частині корпусу котла. Поточне значення температури порівнюється із заданим і, якщо вона менше заданого, регулятор додає в котел перегріту пару й тим стабілізує тиск у барабані котла.

#### 4.3.6 Система контролю і автоматичного керування процесом евакуації та очищення конвертерних газів

Розглянемо традиційну технологію мокрого очищення конвертерних газів при їх евакуації (рис. 4.20, див. 182). Після первинного охолодження до 1000 °С у котлі-утилізаторі газ надходить в опускний газохід, де відбувається його вторинне охолодження за допомогою впорскування води через форсунки. Мокре очищення газу відбувається через осадження частинок



1 – конвертер; 2 – спідниця; 3 – кесон; 4 – опускний газохід; 5 – сопло Вентурі зі змінним прохідним січенням; 6 – друге сопло Вентурі, в якому прохідне січення регулюється поворотною заслоною; 7 – краплевловлювач; 8 – димосмокт (ексгаустер); 9 – свіча для спалювання конвертерних газів

**Рисунок 4.20** – Схема комплексу з евакуації та очищення конвертерних газів

пилу водою спочатку в першому скрубєрі Вентурі. Вода разом із захопленими частками пилу (шлам) із цього скрубєру зливається в бункер, а звідти видаляється в загальний шламонакопичувач. Газ далі надходить в другий скрубєр Вентурі, де додатково очищується теж водою і направляється в краплєвловлювач, де газ звільняється від крапельної вологи.

Шлам після другого скрубєру теж зливається у бункер, а звідти в шламонакопичувач. Після краплєвловлювача встановлено ексгаустер (димосмокт), який просмоктує газ від конвертера через весь газовий тракт до свічі, на якій він спалюється.

Для контролю і ефективного керування очищенням конвертерного газу в процесі плавки, газовий тракт має систему автоматизації, яка налічує цілий ряд локальних підсистем.

*1. Підсистема стабілізації тиску в спідниці конвертера.*

Підсистема забезпечує потрібну кількість повітря для часткового спалювання CO конвертерного газу. У спідниці конвертера дифманометром контролюється тиск, який порівнюється із заданим значенням. При наявності різниці цих величин, автоматичний регулятор змінює положення затвору дискового в горловині другого сопла Вентурі 6 (рис. 4.20), тим самим стабілізуючи тиск у спідниці конвертера.

*2. Підсистема стабілізації температури газів після опускного газоходу (другий ступінь охолодження).*

На виході опускного газоходу термоелектричним перетворювачем контролюється температура конвертерного газу, яка порівнюється із заданою величиною. При відхиленні поточної температури від заданої автоматичний регулятор змінює подачу води на форсунки, підтримуючи температуру газу на заданому рівні. Підсистема також контролює тиск і витрати води на форсунки й сигналізує при падінні тиску води нижче заданого значення.

*3. Підсистема стабілізації перепаду тиску на першому соплі Вентурі.*

Для ефективного очищення газів треба підтримувати на соплі Вентурі 5 (рис. 4.20) певний перепад тиску. Цей перепад змінюється при зміні кількості конвертерних газів під час продувки. Стабілізація перепаду тиску відбувається через переміщення

конусу, встановленого в горловині першого сопла Вентурі. У підсистемі контролюються і сигналізуються – перепад тиску на соплі, тиск і витрати води на сопло.

#### 4. Підсистема контролю і регулювання роботи ексгаустера.

Для забезпечення економічного режиму роботи ексгаустера його треба зупиняти, або переводити на понижені оберти в проміжках між продувками (при відсутності конвертерних газів). Для цього встановлюється частотний перетворювач, через який підсистема контролює і керує роботою ексгаустера.

#### 5. Підсистема контролю і керування процесом спалювання газу на свічі.

Підсистема контролює наявність тиску і витрат природного газу на запальні горілки, а також наявність факелу від спалювання природного газу. Контролюється також робота електричного запальника природного газу.

Система контролює декілька загальних параметрів газового тракту. Поточні витрати вологого конвертерного газу під час продувки, шляхом контролю перепаду тиску на другому соплі Вентурі. Рівень води в бункерах шламу, контроль параметрів азоту на ущільнення тракту.

### 4.3.7 Автоматизація процесу утилізації CO конвертерного газу

Технологія утилізації CO залежить від способу відведення і використання CO, при цьому можливі три способи використання CO:

#### 1. З повним спалюванням CO в конвертері.

При такому способі на початку газоходу кількість конвертерних газів становить  $3,7 \text{ м}^3$  на кожний  $\text{м}^3$  CO, тобто різко збільшується об'єм газів, які треба евакуювати. Це потребує збільшення розмірів тракту відведення газів, що також призводить до збільшення капітальних витрат на устаткування такту.

#### 2. Без спалювання CO.

Такий спосіб забезпечується підтриманням коефіцієнту надлишку повітря  $\alpha$  у тракті на рівні  $\alpha \leq 0,15$ . За такої умови

CO повністю утилізується, накопичується і використовується. В процесі продувки в газовому тракті маємо отруйний та вибухонебезпечний газ, що обумовлює відповідні вимоги до газового тракту – він має бути герметичним і не допускати в газі наявності кисню. За такої умови використовується сухе очищення газу за допомогою електричних, або рукавних фільтрів. Після очищення газ збирається в спеціальних ємкостях – газгольдерах, а потім, як паливо, використовується за призначенням.

#### 3. Із частковим спалюванням конвертерних газів.

За цим способом частина CO в процесі продувки допалюється в конвертері, а частина, яка залишилась, очищується та відкрито допалюється на свічі. Очищення газів при цьому є мокрим. Спосіб часткового спалювання CO потребує найменших капітальних витрат, але при цьому велика частина CO спалюється в пусту, гріючи атмосферу. Спосіб може бути реалізованим по одному з двох варіантів – з коефіцієнтом надлишку повітря  $0,75 < \alpha < 1$  або  $0,3 < \alpha < 0,6$ . Перший варіант характерний тим, що в конвертерному газі маємо 12–20% CO. Така кількість CO в газах не горить, тому його викидають в атмосферу, що є шкідливим. При другому варіанті коефіцієнт  $\alpha$  підбирається в межах 0,3–0,6 через підйом спідниці конвертера на певну висоту (рис. 4.21).

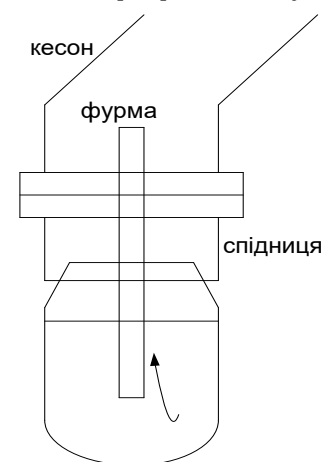
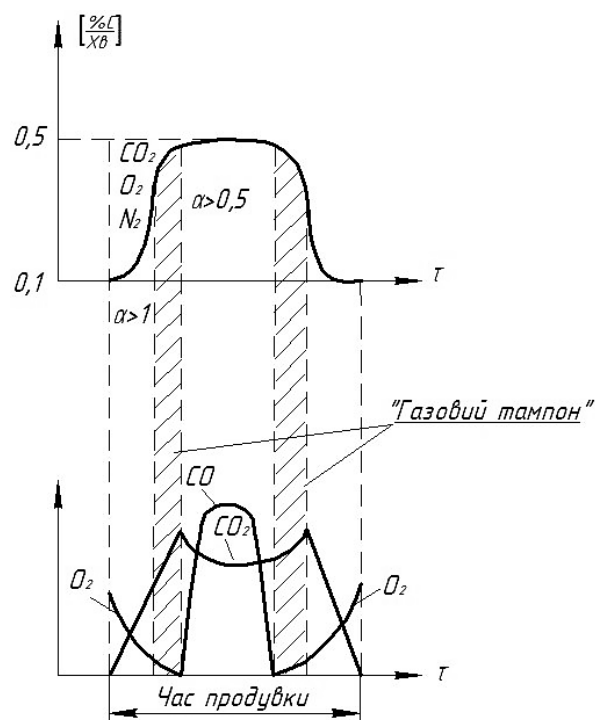


Рисунок 4.21 – Приєднання тракту евакуації газів до конвертера

Цей варіант має переваги, оскільки при ньому газовий тракт конвертера автоматично герметизується (забезпечується відсутність кисню в газовому тракті). На більшості діючих конвертерів використовується саме цей варіант, тому розглянемо цей процес більш детально.

Згідно з графіком (рис. 4.22) швидкість окислювання вуглецю С під час продувки змінюється від 0,1 %/хв до 0,5 %/хв.



**Рисунок 4.22** – Графік зміни швидкості видалення окису вуглецю під час плавки і значення коефіцієнту надлишку повітря  $\alpha$

На початку продувки температура розплаву низька і при швидкості 0,1 %/хв кількість CO значно менша кількості повітря ( $\alpha > 1$ ) і вона не горить. Потім кількість CO зростає  $q$  у проміжку  $\tau_1 - \tau_2$  коефіцієнт  $\alpha$  стає  $< 1$ . У момент  $\tau_2$  концентрація кисню

в газі практично дорівнює 0, а концентрація CO збільшується. При  $\alpha > 0,5$  у конвертерному газі є значна кількість CO й повністю відсутній кисень. Ця кількість CO вже може горіти й тому газ після очищення спалюється. Наприкінці продувки знову настає період, коли концентрація CO наближається до нуля, тому наприкінці та на початку плавки забезпечується відсутність  $O_2$  в газовому тракті. Отже, при частковому спалюванні ми маємо вибухобезпечний режим роботи газового тракту.

У сучасних конвертерних цехах використовують технологію без спалювання CO й суху очистку конвертерних газів за допомогою електрофільтрів. Очищений газ накопичують у спеціальних ємностях – газгольдерах і потім використовують як паливо, калорійність якого становить понад 2000 ккал/м<sup>3</sup>.

#### 4.3.8 Автоматична система безпеки конвертерної плавки

Система призначена для контролю й сигналізації досягнення критичних значень параметрів устаткування конвертера і конвертерної плавки, а також для реалізації дій, які попереджують аварійні наслідки цих ситуацій. Основною дією системи є – звукова і світлова сигналізація, аварійний підйом кисневої фурми й зупинка подачі кисню на продувку. Це відбувається:

- при падінні тиску кисню нижче заданого;
- при падінні тиску або витрат охолоджувальної води на вході кисневої фурми;
- при перевищенні різниці температури охолоджувальної води на виході і вході фурми вище заданої;
- при зниженні до певного рівня витрат циркуляційної води на котел-утилізатор тепла конвертерних газів;
- при зниженні витрат води на охолодження конвертерних газів у опускному газоході до певного рівня;
- при опусканні рівня води в бункерах шламу димового тракту конвертера нижче заданого;
- при падінні нижче заданого тиску азоту на ущільнення глухих місць.

**Контрольні питання**

1. Технологічна структура конвертерного відділення.
2. Конструкція конвертера, технологія конвертерної плавки.
3. Задачі контролю та регулювання параметрів конвертерної плавки.
4. Структура системи автоматичного регулювання параметрів кисню на продувку.
5. Структура системи автоматичного регулювання параметрів кисневої фурми.
6. Структура системи керування трактом подачі сипучих матеріалів у конвертер та ківш.
7. Основні підсистеми контролю та регулювання параметрів котла-охолоджувача.
8. Структура системи автоматизації евакуації та очищення конвертерних газів.

#### 4.4 Автоматизація агрегатів і процесів позапічної обробки сталі

##### 4.4.1 Технологія та агрегати позапічної обробки сталі в ківші

У сучасній металургії процес одержання в конвертерах сталі заданої марки й заданої температури відбувається в декілька стадій:

- одержання в конвертері розплаву із заданою кількістю вуглецю і заданою температурою;
- доведення розплаву на агрегатах позапічної обробки до заданої марки сталі й заданої температури через його продувку в ківші інертним газом і обробку розплаву присадками.

Для позапічної обробки сталі в ківші використовують агрегати різного типу – установки аргонної продувки, установки комплексної доводки сталі (УКДС), установки піч-ківш, вакууматори. Продувка розплаву й додавання присадок знижує температуру

розплаву в ківші, а подальша безперервна розливка потребує її певного мінімального значення. Тому розплав у ківші після обробки часто потребує підігріву готової сталі до заданої температури. Підігрів може відбуватися хімічним шляхом, або найбільш ефективним способом – електричною дугою в установках ківш-піч.

При позапічній обробці розплаву виконуються такі технологічні операції:

- контроль параметрів розплаву: температури, хімічного складу до й після продувки інертним газом;
- продувка інертним газом;
- доведення хімічного складу розплаву до заданої марки сталі через дозування і вдування в ківш сипучих порошкових матеріалів, а також дозуванням і подачею в ківш феросплавів та інших елементів для одержання заданої марки сталі. Подача сипучих порошоків відбувається за допомогою дозаторів і пневмокамерних насосів;
- розкислення шляхом подачі зливків алюмінію або спеціальної проволочки за допомогою трайд-апаратів;
- вакуумування готової сталі в ківші.

##### 4.4.2 Автоматизація установок аргонної продувки сталі в ківші

Історично першими й найбільш простими агрегатами позапічної обробки є установки аргонної продувки (УАП). Вона являє собою стенд для установки ківшу й устаткування для продувки аргоном. У таких установках ківш із металом продувають аргоном через фурму зверху, або пористу керамічну пробку знизу.

УАП являє собою комплекс устаткування, який містить (рис. 4.23, див. с. 190):

- стенд для установки стальківша;
- фурма для продувки аргоном і механізми її переміщення;
- система газопроводів для подачі інертного газу та порошкових матеріалів;
- система бункерів з устаткуванням зважування, дозування та транспортування феросплавів та легуючих матеріалів.

Технологічний процес позапічної обробки розплаву в сталь-ківші на УАП відбувається наступним способом. Розплав із конвертерного відділення в стальківші спеціальним сталевозом переміщується до установок аргонної продувки, потім краном встановлюється на стэнд.

У ківші заміряється початкова температура разовими термометрами, береться проба металу й подається в експрес-лабораторію. Поки йде контроль хімічного складу, по одержаній початковій температурі згідно з технологічною інструкцією визначають час продувки ківша інертним газом і починають продувку. Продувку проводять для осереднення розплаву за температурою та хімічним складом.

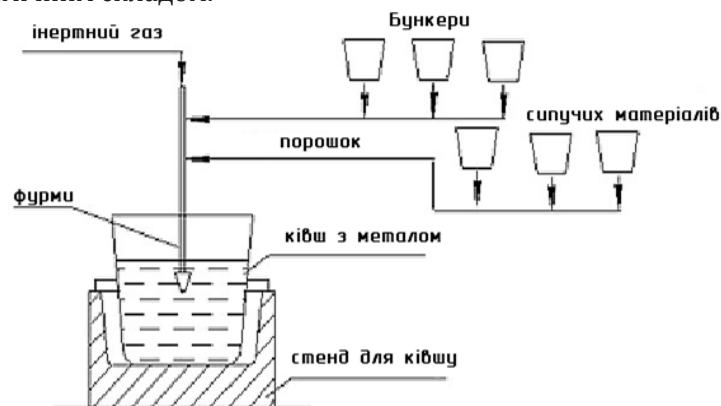


Рисунок 4.23 – Схема установки аргонної продувки металу в ківші

Після продувки одержується результат експрес-аналізу, й оператор по одержаній інформації, визначає скільки та яких порошкових і інших матеріалів треба додати в ківш, щоб одержати задану марку сталі. Далі йде знову продувка для перемішування та осереднення.

Дозування порошоків і їх транспортування відбувається одночасно за допомогою спеціальних пневмо-камерних насосів (рис. 4.24, див. с. 191).

Цей насос являє собою агрегат, який складається з герметично закритого бункера з порошковим матеріалом. У верхню

і нижню частини бункера під тиском подається інертний газ. Газ у верхній частині бункера давить на матеріал, сприяючи його опусканню, а газ, підведений у нижню частину, робить порошок псевдо зрідженим, тобто переводить у стан підвищеної текучості. Знизу бункера встановлена камера, до якої підведений трубопровід транспортуючого інертного газу. Потік цього газу захоплює псевдо зріджений порошковий матеріал і транспортує його до фурми для вдування в ківш.

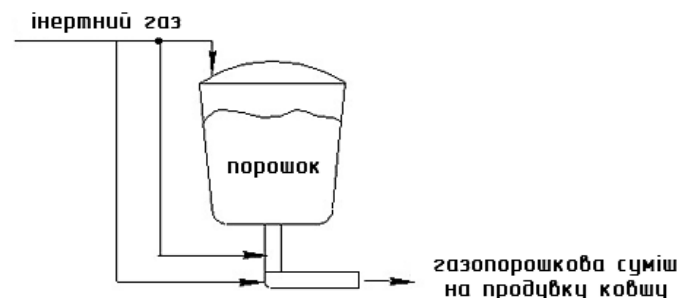


Рисунок 4.24 – Схема видачі з бункера і транспортування порошкового матеріалу пневмо-камерним насосом

Після подачі в ківш у процесі продувки всіх потрібних матеріалів знову контролюється температура, береться проба та відправляється в лабораторію. При одержанні результату оператор визначає на скільки треба знизити, або підняти температуру сталі в ківші, щоби подати сталь на МБРЗ із заданою температурою.

Охолодження сталі може виконуватись одним із таких способів:

- охолодження до 3 °С, продувка аргоном;
- охолодження до 5 °С, подача в ківш металевої сички;
- при охолодженні більше, чим на 5 °С, то в ківш краном опускається сляб і його частково оплавляють, контролюючи при цьому температуру розплаву.

Після зниження температури до заданої одержується остаточний хімічний аналіз, і якщо цей аналіз збігається із заданим, то ківш передають на МБРЗ.

Отже, при автоматизації УАП мусять автоматично контролюватися та регулюватися такі параметри:

- параметри розплаву: температура, хімічний склад;
- параметри фурми: положення і установка на задану глибину;
- параметри аргону: температура, тиск, витрати;
- тип матеріалу, кількість, рівень, номер бункера з індикацією та сигналізацією;
- контроль, автоматичне дозування конкретного матеріалу з конкретного бункера;
- процес транспортування дозованого матеріалу в ківш.

Системи контролю та регулювання вище наведених параметрів УАП реалізовані, як правило, на базі локальних технічних засобів.

При хімічному підігріві після продувки киснем треба обов'язково робити розкислення, воно робиться подачею алюмінієвих зливків або подачею алюмінієвої проволочки. Алюміній вступає в реакцію з  $O_2$  і переходить у шлак, як  $Al_2O_3$ .

#### 4.4.3 Автоматизація агрегатів доводки сталі в ківші

Агрегат доводки сталі (АДС) у ківші складається із трьох стендів, на яких одночасно може оброблятися три ківши. На кожному стенді (рис. 4.25, див. с. 193) встановлено три пневмокамерні насоси, шість бункерів для подачі сипучих матеріалів і п'яти-струмковий трайб-апарат (механізм для подачі проволочки в ківш).

Сам стенд складається із таких елементів:

- система транспортування ківша;
- укриття стальківша;
- система захисту інертним газом;
- тракт сипучих матеріалів;
- пристрій завантаження;
- система зберігання, дозування і подачі порошків у струмені аргону;
- машина незалежного переміщення фурм для продувки;
- система подачі проволочки;

- машина для замірів параметрів металу в ківші;
- система зберігання, дозування та подачі гранульованого шлаку.

Система транспортування ківша складається зі сталевозу й електроприводів, які його переміщують.

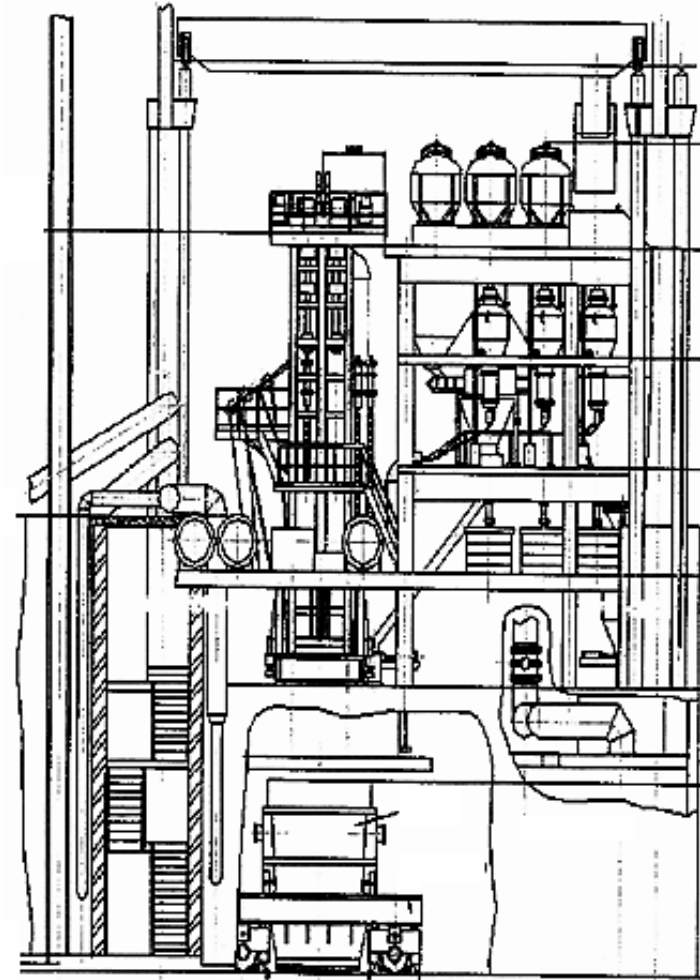


Рисунок 4.25 – Загальний вигляд агрегату доводки сталі

Вона складається зі сферичного склепіння, який підвішений на ланцюгах до опорних конструкціях стенду й короба, на якому розміщений гідрозатвор.

Система захисту інертним газом призначена для захисту дзеркала металу від окислювальної атмосфери.

Тракт сипучих матеріалів призначений для зберігання, дозування і подачі сипучих та легуючих елементів. Він складається із шести бункерів із віброживильниками й системи течок.

Пристрій завантаження призначений для дозування, зважування і транспортування і подачі в ківш модифікаторів сталі. Він складається із вагового і проміжного бункерів. Ваговий бункер може заповнюватися сипучим матеріалом із будь-якого із шести бункерів.

Система зберігання, дозування та подачі порошків у струмені аргону призначена для подачі в розплав порошкових реагентів у процесі продувки аргонном. Вона складається із трьох пневмокамерних насосів і трубопроводів подачі і вдування порошків.

Машина незалежного переміщення фурм для продувки призначена для встановлення і заглиблення на задану глибину в розплав фурми в період продувки й заміни відпрацьованих фурм.

Система подачі проволони забезпечує подачу алюмінієвої або порошкової проволони в розплав. Вона складається із п'яти-струмкового трайб-апарату, ножиць для відрізання проволони та направляючих мундштуків.

Машина для замірів параметрів металу в ківші складається із двох направляючих для опускання в розплав вимірювальних фурм і електроприводів переміщення. Вимірювальні фурми змінні й за їх допомогою можливо контролювати температуру, хімічний склад розплаву, а також брати проби металу.

Система зберігання, дозування та подачі гранульованого шлаку призначена для дозування, транспортування і засипки граншлаку на поверхню металу в ківші перед подачею його на розливу.

Технологія позапічної обробки на цьому агрегаті полягає в проведених таких операцій:

— попередня продувка металу інертним газом для осереднення розплаву за температурою та хімічним складом;

- контроль температури у відбір проби для хіманалізу;
  - корегування вмісту марганцю, кремнію, титану, ванадію, і ніобію шматками феросплавів;
  - корегування вмісту алюмінію за допомогою вводу трайб-апаратом алюмінієвої проволони;
  - корегування вмісту вуглецю за допомогою вуглецевої порошкової проволони;
  - модифікація сталі через продувку розплаву порошковими сумішами на основі сілікокальцію або подачу проволони на основі сілікокальцію;
  - корегування (**зниження**) температури металу через подачу в ківш металізованих окатишів, металеві січки або продувку інертним газом;
  - корегування (**підвищення**) температури металу за допомогою хімічного підігріву розплаву в ківші;
  - остаточне осереднення металу в ківші через продувку інертним газом;
  - контроль температури металу, відбір проби на хімічний аналіз;
  - утеплення й ізоляція поверхні металу в ківші за допомогою насипання теплоізолюючої суміші;
  - відправка ківшу і відділення розливу металу.
- Хімічний підігрів готової сталі в ківші відбувається через вдування в ківш порошку графіту, або коксу й наступною продувкою сталі в ківші киснем. При хімічному підігріві після продувки киснем треба обов'язково робити розкислення, воно робиться подачею алюмінієвих зливків або подачею алюмінієвої проволони. Алюміній вступає в реакцію з  $O_2$  і переходить у шлак, як  $Al_2O_3$ .
- Основними завданнями керування АДС є:
- одержання сталі заданого хімічного складу із заданою температурою;
  - формування на поверхні металу шлаку потрібного складу й кількості, а також забезпечення потрібного ступеня окислення металу;
  - забезпечити максимальну продуктивність агрегата з мінімальними витратами на процес.

Для вирішення вище наведених завдань використовується система автоматизації АДС.

Система складається з наступних підсистем:

- підсистема керування продувкою металу в ківші інертним газом;
  - підсистема керування продувкою металу в ківші порошковими сумішами в потоці інертного газу;
  - підсистема вагового дозування легуючих матеріалів і охолоджувачів;
  - підсистема керування трайб-апаратом (подачею проволоки);
  - підсистема контролю параметрів металу в ківші.
- Кожна з підсистем контролює й автоматично регулює цілу низку параметрів.

*Підсистема керування продувкою металу в ківші інертним газом*

Автоматично контролює:

- параметри інертного газу на продувку – тиск, температуру і витрати (поточні та сумарні);
- переміщення фурми.

Автоматично регулює:

- поточні витрати інертного газу.

*Підсистема керування продувкою металу в ківші порошковими сумішами в потоці інертного газу*

Автоматично контролює:

- параметри інертного газу на продувку – тиск, температуру і витрати (поточні та сумарні);
- параметри інертного газу на пневмокамерний насос – тиск, температуру, витрати (поточні та сумарні);
- параметри інертного газу, який подається під кришку ківша – тиск, температуру і витрати (поточні та сумарні);
- тиск під кришкою ківша;
- масу порошкового матеріалу в бункері насоса;
- витрати (поточні та сумарні) порошкового матеріалу під час продувки;
- розрідження у газоході;
- стан запірної і регулюючої арматури трубопроводів пневмокамерного насоса.

Автоматично регулює:

- поточні витрати інертного газу на продувку;
- поточні витрати інертного газу на аерацію порошку в бункері пневмокамерного насоса;
- поточні витрати інертного газу на транспортування порошку із бункера пневмокамерного насоса до фурми;
- поточні витрати порошкового матеріалу під час продувки;
- тиск під кришкою ківша.

*Підсистема вагового дозування легуючих матеріалів і охолоджувачів*

Автоматично контролює:

- вагу матеріалів у ваговому бункері;
- положення затвору бункера.

Автоматично регулює (дозує):

- кількість матеріалу, який завантажується у ваговий бункер.

*Підсистема керування трайб-апаратом (подачею проволоки)*

Автоматично контролює:

- кількість проволоки, поданої в ківші.

*Підсистема контролю параметрів металу в ківші*

За допомогою цієї підсистеми виконуються заміри температури, окислення металу в ківші та взяття проб металу на хімічний аналіз.

Робота всіх вищенаведених підсистем забезпечує ефективне виконання операцій позапічної обробки металу й одержання сталі заданого хімічного складу й температури.

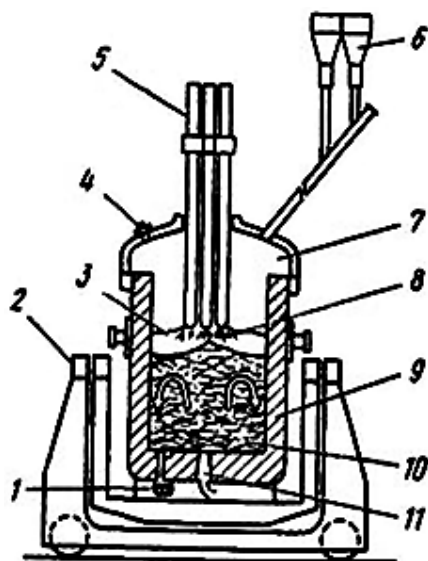
#### 4.4.4 Автоматизація установок «ківш-піч»

Найбільш досконалими агрегатами для позапічної обробки розплаву є установки «ківш-піч». Вони є сучасними агрегатами, які дають змогу реалізувати всі потрібні операції позапічної обробки, включно з фізичним підігрівом сталі в ківші електричною дугою.

Крім того, при їх використанні вирішуються завдання дотримання всіх екологічних норм. Це відбувається за рахунок організованої евакуації підходящих газів і ефективної їх очистки.

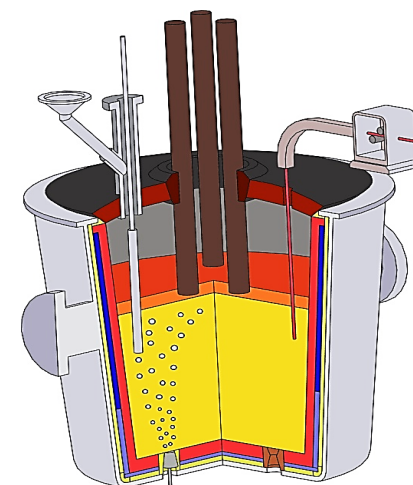
Установка «ківш-піч» (рис. 4.26–4.28, див с. 198–199) складається з таких пристроїв:

- стенд для приймання двох стальківшів;
- устаткування для евакуації і очищення газів, які утворюються в процесі продувки ківша інертним газом;
- систему зберігання, дозування та подачі сипучих матеріалів у ківш;
- тракт подачі сипучих матеріалів;
- трайб-апарат для подачі в ківш алюмінієвої і порошкової проволочки;
- дві кришки, які охолоджуються водою, для накривання ківшів;
- механізм підйому кришок ківшів;



- 1 - шиберний затвор; 2 - візок; 3 - основний шлак;  
 4 - оглядове вікно; 5 - електроди; 6 - бункери для зберігання легуючих матеріалів; 7 - інертна атмосфера всередині;  
 8 - нагрів закритою дугою; 9 - рідка сталь; 10 - перемішування інертним газом; 11 - пориста пробка

**Рисунок 4.26** – Схема установки типу «під-ківш»



**Рисунок 4.27** – Ківш в установці ківш-піч



**Рисунок 4.28** – Загальний вигляд установки (з одного ківша знята кришка, а на другому йде підігрів металу)

- поворотний електродний портал із графітовими електродами;
- трансформатор з системою великого струму;
- системи донної продувки ківшів;
- дві аварійні верхні фурми;
- маніпулятори для контролю температури і відбору проб із ківша;
- фурма для замірів окислення металу;
- два сталевози;
- два дозатори-розподільувачі для вдування порошкових матеріалів.

При обробці ківшів на установці можуть виконуватися такі технологічні операції:

- осереднення хімічного складу та температури сталі в ківші;
- корегування хімічного складу металу в ківші;
- підігрів розплаву в ківші електричною дугою;
- десульфурція металу в ківші;
- вимірювання температури, ступені окислення металу і відбір проб металу і шлаку;
- мікролегування і модифікування металу за допомогою вводу порошкової проволочки з різними наповнювачами.

Процес позапічної обробки починається зі встановлення ківша на стенд установки.

Після цього спеціальним гідравлічним механізмом насувається і притискується кришка. Знизу до ківша приєднується трубопровід аргону, а зверху до кришки підключається тракт евакуації газів. Потім водиться фурма, електроди й починається процес позапічної обробки.

Обробка розплаву починається з продувки його аргонном протягом 1–2 хв, після чого вимірюється температура й окислення металу. З урахування вмісту кисню в металі в нього трайб-апаратом вводять розраховану кількість алюмінієвої проволочки для попереднього розкислення металу. Після цього наводять відновлюючий шлак, подаючи в ківш вапно і плавиковий шпат і розкислюючи його алюмінієм. Потім продувають аргонном ще 3 хв і відбирають проби металу і шлаку.

За результатом аналізу проводять основне корегування хімічного складу введенням розкислювачів та легуючих присадок. Далі продувають метал протягом 5 хв і знову беруть проби на аналіз. Якщо, аналіз задовільний, то міряють температуру сталі, і якщо вона нижче необхідної, то проводять електричний підігрів металу, опускаючи електроди й подаючи на них напругу живлення. Високоактивні хімічні елементи вводять проволокою після останнього циклу нагріву.

На установках ківш-піч автоматично виконується замір температури і взяття проби. Під кришкою ківша контролюється тиск і підтримується на заданому рівні, щоб не було підсмоктування атмосферного повітря.

Гази, які утворюються над ківшем, транспортуються за допомогою ексгаустера, охолоджуються інертним газом і подаються на електрофільтр.

Контроль і автоматичне регулювання параметрів установки, а також керування всім технологічним процесом позапічної обробки виконує автоматизована система керування (АСК ТП) на базі мікроконтролерів. Система налічує цілу низку підсистем аналогічних за функціями підсистемам АДС і, крім того, має підсистеми керування процесом евакуації димових газів і процесом електродугового підігріву металу в ківші.

Підсистема електродугового підігріву розплаву в ківші контролює і автоматично регулює електричні параметри, переміщення електродів і потужність електричної дуги. Особливістю системи є те, що дуга закрита, вона горить під шаром світлого шлаку спеціального хімічного складу. Автоматичне регулювання електричної потужності виконує, як і в електродугових печей, спеціалізований регулятор. Він підтримує параметри дуги так, щоб якомога швидше реалізувати підйом температури до заданої величини.

Установка «піч-ківш» має:

- систему дугового електропідігріву сталі зі швидкістю 3...5 °С/хв, включаючи систему енергопостачання, трансформатор, траверсу з трьома електродотримачами й алюмінієвими струмопідводами, триангульованою короткою мережею і графітованими електродами;

— систему електроустаткування агрегату, яка складається із центрального і виносних пультів управління, у тому числі автоматизованої системи управління;

— систему механізмів укріття ківшу, яка включає водо охолоджувальну кришку, механізм підйому кришки;

— механізм переміщення електродів;

— система бункерів і дозувальних пристроїв для подачі сипучих матеріалів у ківш – розкислювачів, легуючих, шлакоутворюючих;

— пристрій для подачі дровових присадок;

— пристрій для вдування порошкових матеріалів;

— пристрій для продувки сталі аргоном через пористі вставки;

— систему евакуації димових газів, яка включає евакуацію газу з-під кришки й через зонт, встановлений над АКОС;

— апаратура і пристрої, які забезпечують контроль температури й окислення металу і шлаку; склад і тиск газу під кришкою; електричні параметри нагріву; тиск і витрати аргону та охолоджувальної води; запас і необхідну витрату матеріалів на заданий процес; положення фурми й датчиків у ківші; тривалість окремих технологічних операцій і циклу позапічної обробки;

— автоматизована система управління багатофункціонального призначення, яка забезпечує збір і обробку інформації перед початком роботи; збір, обробку інформації ходу процесу й оперативне управління процесом по заданій програмі; оповіщення про відхилення від заданих параметрів і порушеннях у роботі механізмів і пристроїв.

У процесі обробки ківша із нього виділяються гази. Для їх уловлювання і очищення установка ківш-піч має спеціальний електро- або рукавний фільтр і екстаустер.

Управління ведеться із центрального пульта керування агрегатом через видачу завдання на локальні системи, які забезпечують ведення технологічного процесу (електричний режим, подача кускових і сипучих матеріалів, подача дровових розкислювачів, подача нейтрального газу і вдування порошоків). Спостереження за різними періодами процесу здійснюється за допомогою

телекамер і телеекрана. Установки ківш-піч забезпечують більш якісне і продуктивне проведення позапічної обробки металу.

#### 4.4.5 Автоматизація процесів вакуумної обробки металу в ківші

Для підвищення механічних якостей металу, які, значною мірою, залежать від типу й кількості розчинених газів у ківші готової сталі, ківш із металом після позапічної обробки проходить дегазацію за допомогою вакуумної обробки.

Концентрація розчиненого в рідкому металі газу (азоту, кисню)  $C_r$  залежить від величини парціального тиску  $P_{r.п.}$  цього газу в атмосфері над металом. Ця залежність визначається законом Сівертса:

$$C_r = k\sqrt{P_{r.п.}},$$

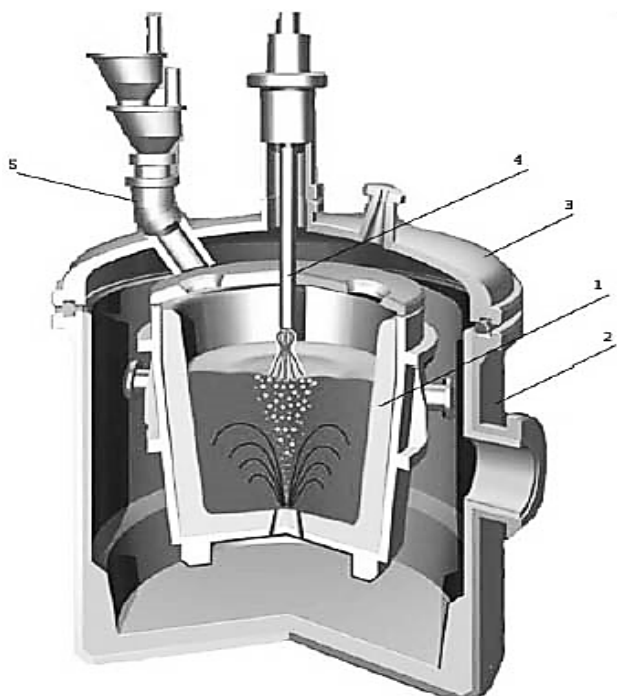
де  $k$  – коефіцієнт пропорційності, який має певне значення для кожного газу.

Щоб зменшити парціальний тиск розчиненого газу в атмосфері над дзеркалом металу треба знижувати тиск цієї атмосфери. Таке зниження можливо досягти через вакуумування ківша з металом на спеціальній установці – вакууматорі.

Сучасні установки ківшового вакуумування (УКВ) виконують цілий ряд технологічних задач, основними з яких є:

- зниження концентрації водню в сталі до <1,5 ppm;
- зниження концентрації азоту в сталі до <35 ppm;
- зниження окислення сталі до 0,003 %;
- зниження концентрації сірки в сталі до <20 ppm;
- одержання сталі з низькою концентрацією вуглецю <0,005 % ppm;
- тонке регулювання температури й хімічного складу сталі;
- легування металу й точне доведення хімічного складу до заданого;
- видалення неметалевих включень та їх модифікація;
- можливість хімічного підігріву розплаву за рахунок реакції окислення алюмінію в ківші киснем.

УКВ складається із двох камер(одна з яких показана на рис. 4.29 з відповідним устаткуванням і одного пароежекторного насоса, систему евакуації, охолодження і очищення димових газів і двох телекамер (по одній на кожну камеру).



1 – сталевий ківш; 2 – вакуумна камера; 3 – кришка вакуумної камери;  
4 – киснева фурма; 5 – пристрій для подачі сипучих матеріалів

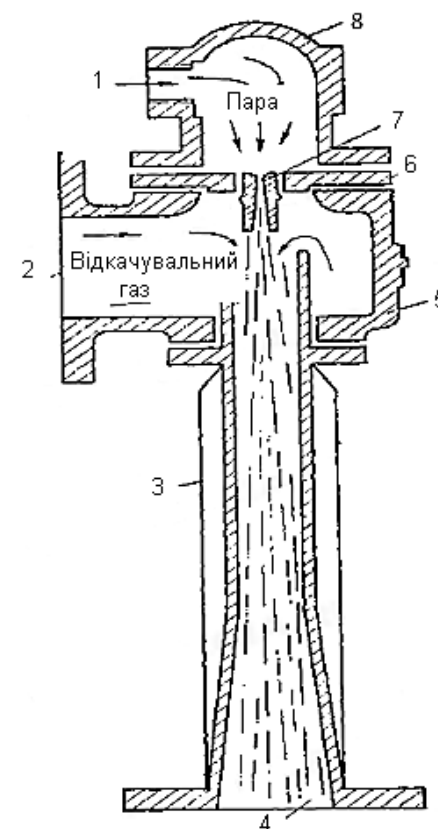
**Рисунок 4.29** – Загальний вигляд камерного вакууматора

Для вакуумної обробки ківш із металом подається в камеру вакууматора, яка герметизується і приєднується до вакуумного насоса. Тобто вакууматор являє собою установку, яка дає змогу утворювати й підтримувати певний вакуум над ківшом із металом.

У якості такого насосу широко використовують пароструменеві насоси, перевагою яких є простота конструкції і відсутність

рухомих частин. Паро струменеві вакуумні насоси діляться на пароежекторні й дифузійні. У металургії використовуються багато ступеневі пароежекторні насоси.

Принцип роботи пароежекторного насоса (рис. 4.30) заснований на турбулентному захопленні газу струменем робочої пари. Пара, яка підводиться під тиском 0–3,0 МПа в парову камеру, через спеціальне сопло витікає в повітряну камеру.



1 – впускний отвір робочої пари; 2 – впускний патрубок газу, який відкачується; 3 – дифузorz; 4 – випускний отвір; 5 – повітряна камера; 6 – фланець сопла; 7 – парове сопло; 8 – парова камера

**Рисунок 4.30** – Схема роботи пароежекторного насоса

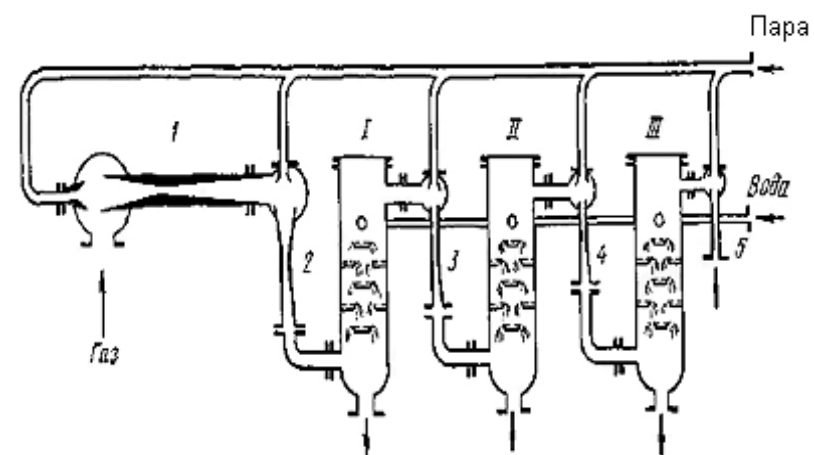
Потенціальна енергія тиску пари при цьому перетворюється в кінетичну. Струмінь пари в повітряній камері рухається з надзвуковою швидкістю. В результаті турбулентних завихрень пари в рух захоплюються шари газу, які знаходяться поблизу. Струмінь пари з газом потрапляють у звуження дифузора, де швидкість їх руху ще збільшується. Відбувається більш повне перемішування пар і газу та перехід суміші в частину дифузора, яка плавно розширюється.

Тут рух газу й пари поступово уповільнюється і кінетична енергія руху струменю знову перетворюється в потенціальну енергію тиску. В результаті цього між входом у дифузор і його виходом утворюється 4–10-кратний перепад тиску. Отже, одноступеневий пароежекторний вакуумний насос із вихлопом у атмосферу дає змогу підтримувати в повітряній камері розрідження 10,65–20 кПа (80–150 мм рт. ст.). Щоб одержати більш низький тиск послідовно встановлюють ще декілька таких ступенів.

Широке застосування пароежекторних насосів у металургії пояснюється простотою їх конструкції, дешевою парою і можливістю використання пари в будь-якій кількості, що дає можливість проектувати такі насоси на будь-яку швидкість відкачування газу. На рис. 4.31 (див. с. 207) представлений 5-ступеневий вакуумний пароежекторний насос. У багатоступеневих насосах із метою збільшення продуктивності і зменшення втрат пари встановлюють за ежекторним ступенем проміжний конденсатор пари.

У конденсаторі пара охолоджується водою і конденсується, а газ відсмоктується наступним ступенем насоса.

Однак у цьому випадку тиск, після першого ступеню, залежить від температури води у конденсаторі, оскільки тиск на вихлопі не може бути менше тиску насиченої пари охолоджуючої води в конденсаторі. Цей тиск при температурі води в конденсаторі 25–30 °С становить приблизно 4 кПа (30 мм рт. ст.). Тому при коефіцієнті стискування 4–10 разів, тиск на вході наступного ступеню не може бути менше 0,4–1,07 кПа (3–8 мм рт. ст.). У зв'язку із цим, після першого ступеню конденсатор не встановлюють.



1–5 – відповідні ступені відкачки; I–III – проміжні конденсатори пари  
**Рисунок 4.31** – 5-ступеневий пароежекторний вакуумний насос

Встановлюючи 5–6 таких ступенів, одержують розрідження до 13,33 Па. Після другого й наступних ступенів встановлюють барометричні конденсатори з барометричною трубкою для відводу води висотою більше 10 м. Це необхідно для утворення водяного затвору з метою недопущення попадання атмосферного повітря в насос. Запуск багатоступеневого пароежекторного насоса починають з останнього ступеню. Досягнувши на цьому ступені певного розрідження, вмикають попередню і так поступово доходять до першого. Досягнувши певного вакууму в камері вакууматора, витримують його заданий проміжок часу. Величина цього проміжку й технологія вакуумної обробки (продувка ківшу інертним газом, подача сипучих і т. ін.) залежить від марки сталі і вимог до її якості.

Для забезпечення нормальної роботи пароежекторного насоса необхідно контролювати й сигналізувати:

- параметри пари на кожний ступінь (температура, тиск, витрати);
- параметри води, яка подається в конденсатор і яка відводиться разом зі шламом від нього (температура, тиск, витрати);

- рівень води в конденсаторах;
- розрідження після кожного ступеня насоса.

Автоматично регулювати:

- витрати пари на кожний ступінь;
- рівень води в конденсаторах.

Керування роботою всього вакууматора в складі вакуумної камери, пароежекторного насоса, комплексу механізмів для продувки ківша інертним газом і подачі сипучих матеріалів використовується спеціальна АСУ ТП. Вона контролює, автоматично регулює і сигналізує відповідні параметри вакууматора:

- розрідження у вакуумній камері;
  - температуру у вікуумкамері;
  - параметри пароежекторного насоса;
  - масу металу в ківші;
  - температуру сталі та її хімічний склад (періодично);
  - параметри аргону на продувку (тиск, температуру, витрати);
  - параметри кисню в ківш (тиск, температура, витрати);
  - положення кисневої фурми;
  - рівень сипучих матеріалів у витратних бункерах;
  - кількість сипучих, які подаються в ківш;
  - параметри води на охолодження механізмів вакууматора (тиск, температура, витрати);
  - параметри газу, який відкачується з камери (температура, кількість, концентрація CO, CO<sub>2</sub>, O<sub>2</sub> тиск).
- АСУ ТП керує процесом пуску, роботи й зупинки всіх механізмів вакууматора, а також сигналізує про їхній стан.

#### **Контрольні питання**

1. Установка аргонної продувки сталі в ківші, конструкція, технологія продувки.
2. Параметри установки аргонної продувки, які контролюються та регулюються.
3. Агрегат доводки сталі в ківші, конструкція, технологія доводки.
4. Структура системи контролю та керування АДС.

5. Установка «ківш-піч» для доводки сталі, конструкція, технологія доводки.
6. Основні підсистеми системи автоматизації установки «ківш-піч».
7. Вакууматор, конструкція, задачі вакуумування.
8. Пароежекторний насос, принцип дії.
9. Принцип дегазації сталі вакуумом.
10. Основні контрольовані та регульовані параметри вакууматора.

## **4.5 Автоматизація машини безперервного розливу заготівок (МБРЗ)**

### **4.5.1 Конструкція МБРЗ, технологія безперервного розливу сталі**

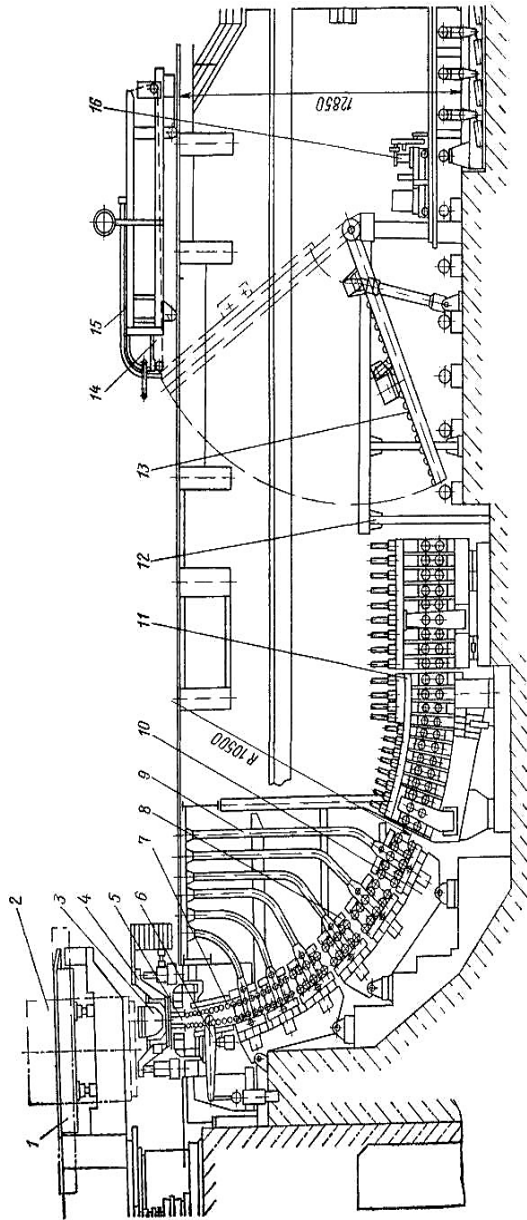
Сучасний безперервний розлив сталі ведеться на спеціальних машинах радіального або криволінійного типу (рис. 4.32, див. с. 210).

МБРЗ, яка розливає сталь із 350 т стальківшів, має такі технічні характеристики:

- розлив металу на сляби завтовшки 200–300 мм, завширшки 1000–1500 мм;
- швидкість розливу – 1,0–2,5 м/хв;
- тривалість розливу одного стальківша – 35–45 хв;
- річна кількість розлитого металу – 2 млн т.

Основні вузли МБРЗ, розглянутої вище, виконують такі функції:

- поворотний стіл на два стальківша. Цей стіл являє собою стенд, у який може ставитись 2 стальківша;
- проміжний ківш. Це ємкість, футерована всередині, яка дає змогу забезпечувати певний запас сталі під час зміни ківшів;
- кристалізатор. Це прохідна виливка, яка охолоджується водою та коливається з певною амплітудою та частотою. Її прохідне січення задає січення заготівок, на які розливається метал;



1 – поворотний стенд на два сталеві ківші; 2 – сталеві ківші; 3 – проміжний ківш; 4 – самохідний візок для проміжного ківша; 5 – мідний кристалізатор; 6 – механізм коливання кристалізатора; 7 – неспривідна роликівна проводка; 8 – десятироликівна секція радіальної ділянки; 9 – криволінійні направляючі; 10 – радіальна ділянка з привідними роликівми; 11 – тягнуча правильна машина; 12 – приймальний роликівг; 13 – роликівг, що гойдається; 14 – машина для введення затравки в кристалізатор; 15 – затравка; 16 – машина газової різки заготовків

**Рисунок 4.32** – Двохструмкова слябова МБРЗ

- секції опірних роликів. Підтримують заготовку, яка виходить із кристалізатора;
- зона вторинного охолодження (ЗВО), у якій остаточно охолоджується і кристалізується безперервна заготовка, складається з набору секцій із водяних та повітряно-водяних форсунок. Таких секцій може бути до 12;
- тягнуча кліть, обтискує і тягне роликівми безперервну заготовку;
- машина газової різки (МГР). Розрізає безперервну заготовку на мірні довжини.

Технологія безперервного розливу полягає в наступному. В кристалізатор знизу вводиться спеціальна затравка, яка закриває нижній отвір кристалізатора. На стенд встановлюється ківш із металом, відчиняється шибєрний затвор ківшу й метал починає заповнювати промківш і кристалізатор. Після заповнення промківшу і кристалізатора металом до певного рівня, починається витягування затравки. Затравка рухається разом із металом, який на виході кристалізатора вже має тверду оболонку по периметру заготовки. Повне затвердіння заготовки відбувається наприкінці ЗВО. При виході зі ЗВО головна частина безперервного зливу обрізується і далі йде процес безперервного розливу. За технологією розливу всі марки сталі розподілені на певні групи. Кожна група має свої задані значення параметрів безперервного розливу:

- температура початку та кінця розливу;
- швидкість розливу (м/хв);
- сичення заготовки;
- параметри ЗВО (витрати води та повітря на кожну секцію);
- температура поверхні заготовки на виході ЗВО.

Керування процесом безперервного розливу полягає в підтриманні вище перелічених параметрів на заданому рівні.

#### 4.5.2 Завдання контролю та керування МБРЗ

Основним завданням системи автоматизації МБРЗ є керування всіма технологічними вузлами машини та їх взаємодією для оптимізації процесу розливу. Для цього в процесі розливу сталі на кожному вузлі необхідно контролювати та автоматично регулювати певні параметри.

##### *Поворотний стіл зі стальківшем*

Контролюють – температуру сталі в ківші, масу сталі в ківші, ступінь відкриття шиберного затвору стальківша, кут і швидкість повороту стола, параметри аргону на охолодження шиберного затвору й параметри гідросистеми: тиск, температуру, витрати.

##### *Проміжний ківш*

Контролюють масу металу (рівень металу), температуру і швидкість (кількість металу) вилу металу із нього.

##### *Кристалізатор*

Контролюють і автоматично регулюють – рівень металу в кристалізаторі, контролюють – тепловий стан кристалізатора, параметри механізму качання (частота, амплітуда), момент прилипання металу до кристалізатора (система попередження проливу металу).

Контролюють і автоматично регулюють – параметри води на охолодження кристалізатора.

Контролюють і регулюють – процес змашування стінок кристалізатора (зусилля витягування).

##### *Зона вторинного охолодження (ЗВО) безперервної заготовки*

Контролюють і автоматично регулюють подачу води на кожен секцію ЗВО, співвідношення вода – повітря на кожен секцію. Контролюють швидкість витягування і температура поверхні зливу на виході з зони. Автоматичне регулювання цієї температури відбувається шляхом подачі води і повітря на секції зони.

##### *Машина газової різки (МГР)*

Контролюють і автоматично регулюють – позиціонування положення МГР щодо заготовки, переміщення різаків, витрати газу на різакі, контролюють тиск і температуру газу нарізання та низку допоміжних параметрів.

#### 4.5.3 Автоматизація комплексу «стальківш – проміжний ківш»

У процесі розливу всі вузли МБРЗ пов'язані між собою безперервним потоком металу, тому системи контролю та регулювання кожного вузла також взаємно пов'язані.

Стальківш встановлюється в поворотний стіл. Разом вони мають:

- електрогідравлічну систему автоматичного позиціонування поворотного столу (стенду). У ній використовується імпульсний датчик кутового положення стенду. В системі задається потрібний кут положення стенду і швидкість переміщення;

- систему контролю і автоматичного регулювання положення шиберного затвору стальківшу. Це електрогідравлічна система позиціонування, в якій задається площа отвору в %. Ступінь відкриття затвору регулює рівень металу в промківші;

- контроль маси металу в стальківші, температури сталі (періодичний контроль змінними термоблоками).

Промківш має контроль рівню (маси) і температури металу.

Взаємозв'язок роботи проміжного і стальківша забезпечує система контролю та автоматичної стабілізації рівню (маси) металу в промківші при змінній швидкості розливки.

Першим об'єктом цього комплексу є стальківш. (рис. 4.33, див. с. 214). Він має профіль усіченого конусу, але з малим кутом нахилу бокових стін, тобто його профіль можна вважати циліндричним. Візьмемо по висоті стальківшу два січення з координатами  $Z_1$  і  $Z_2$ . Позначимо швидкість опускання рівню металу при розливі на рівні  $Z_1$  як  $V_1$ , а при витікання зі стакана ківша на його початку (на рівні  $Z_2$ ) –  $V_2$ , на виході зі стакана  $V_3$ . Атмосферний тиск на рівні  $Z_1 - P_1$ , а на рівні  $Z_2 - P_2$ , питома вага рідкого металу  $\rho_{p.m.}$ . Сума коефіцієнтів  $\xi$  втрат напору в стакані ківша  $\Sigma \xi$ .

З урахуванням позначень запишемо рівняння Бернуллі для кожного із цих рівнів:

$$\frac{V_1^2}{2g} + Z_1 + \frac{P_1}{\rho_{p.m.}} = \frac{V_2^2}{2g} + Z_2 + \frac{P_2}{\rho_{p.m.}} + \Sigma \xi \frac{V_2^2}{2g}. \quad (4.18)$$

Швидкість опускання рівню металу  $V_1$  значно менше швидкості витікання металу з ківша  $V_2$ , тобто  $V_1 \ll V_2$ .

Тобто величину  $V_2$  можна вважати рівною нулю.

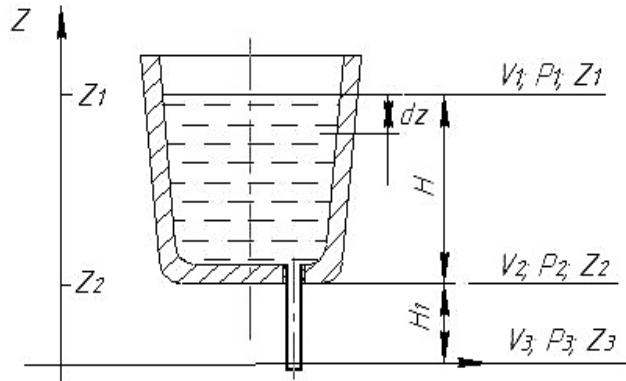


Рисунок 4.33 – Стальківш у розрізі

Атмосферний тиск на рівнях  $Z_1$  та  $Z_2$  практично однаковий, тобто  $P_1 = P_2$ .

Тоді рівняння (4.18) можна записати так:

$$(Z_1 - Z_2) = \frac{V_2^2}{2g} + \sum \xi \frac{V_2^2}{2g}, \quad (4.19)$$

тут  $(Z_1 - Z_2) = H$ , тоді із рівняння (4.19) знайдемо:

$$V_2^2 = \frac{1}{1 + \sum \xi} \times 2gH.$$

Звідси:

$$V_2 = \sqrt{\frac{1}{1 + \sum \xi} \times 2gH} = \varphi \sqrt{2gH}. \quad (4.20)$$

Коефіцієнт  $\varphi$  називають коефіцієнтом швидкості вилу металу з ківша.

Введемо позначення:  $S_{\text{ск}}$  – площа поперечного січення стальківша,  $S_{\text{стр}}$  – площа поперечного січення струменя металу, який виливається зі стакана, а  $S_{\text{стк}}$  – площа поперечного січення

стакана. При довжині стакану  $l_{\text{стк}} = 3 - 4d_{\text{стк}}$  приймають  $S_{\text{стр}} = S_{\text{стк}}$ . При урахуванні стислості струменя металу в стакані вводять коефіцієнт стислості:

$$K_{\text{ст}} = \frac{S_{\text{стр}}}{S_{\text{стк}}}.$$

Коефіцієнти швидкості  $\varphi$  і стислості  $K_{\text{ст}}$  об'єднують в один коефіцієнт витрат  $\mu$ :

$$\mu = K \times \varphi,$$

тоді формула (4.20) має такий вигляд:

$$V_2 = \mu \times \sqrt{2gH}. \quad (4.21)$$

Масові витрати металу при виливі його зі стальківша через стакан будуть дорівнювати:

$$M = \rho_{\text{р. м.}} \times S_{\text{стр.}} \times \mu \times V_2 = \rho_{\text{р. м.}} \times S_{\text{стр.}} \times \mu \times \sqrt{2gH}. \quad (4.22)$$

Якщо в стальківші є шлак, то масові витрати металу будуть:

$$M = \rho_{\text{р. м.}} \times S_{\text{стр.}} \times \mu \times \sqrt{2g \left( H + H_{\text{шлк}} \frac{\rho_{\text{шлк}}}{\rho_{\text{р. м.}}} \right)}. \quad (4.23)$$

Час повного витікання металу зі стальківшу  $\tau_{\text{ск}}$  залежить від швидкості його витікання через стакан і форми стальківша. За час  $d\tau$  рівень металу в стальківші опуститься на  $dZ$ .

З урахуванням рівняння балансу металу маємо:

$$S_{(\text{ск.})(Z)} \times dZ = V_2 \times S_{\text{стк}d\tau}.$$

Тоді швидкість опускання рівню металу буде дорівнювати:

$$\frac{dZ}{d\tau} = V_2 \times \frac{S_{\text{стк}}}{S_{\text{ск}}}.$$

Розподілимо змінні:

$$d\tau = \frac{S_{\text{ск}}}{S_{\text{стк}}} \times \frac{1}{\mu \sqrt{2gH}} \times dZ.$$

Проінтегруємо цю формулу в межах від  $\tau=0$  до  $\tau$ , і  $Z=H_1$  до  $Z=H_2$ :

$$\int_0^{\tau} d\tau = \int_{H_1}^{H_2} \frac{S_{\text{ск}}}{S_{\text{стк}}} \times \frac{1}{\mu \sqrt{2gH}} \times dZ ,$$

$$\tau_{\text{ск}} = K \int_{H_1}^{H_2} \frac{1}{\sqrt{Z}} \times dZ ,$$

$$K = \frac{S_{\text{ск}}}{S_{\text{стк}} \times \mu \times \sqrt{2g}} .$$

де

Тоді

$$\tau_{\text{ск}} = K \int_{H_1}^{H_2} \frac{1}{\sqrt{Z}} dZ = 2K \sqrt{Z} \Big|_{H_1}^{H_2} = 2K \sqrt{H} ,$$

$$\tau_{\text{ск}} = K_1 \sqrt{H} . \quad (4.24)$$

Отже, час виливу сталі із ківшу  $\tau$  пропорційний кореню квадратному від рівня металу в ківші  $H$ .

Розглянемо тепер рух металу зі стальківша із рівнем металу  $H_{\text{ск}}$  у промківш з рівнем металу  $h_{\text{прк}}$  (рис. 4.34, див. с. 217). Площа дзеркала металу в промківші  $S_{\text{прк}}$ , об'ємний секундний стік металу (витрати) зі стальківша і притік у промківш  $Q_{\text{пр}}$ , а стік із промківша  $Q_{\text{ст}}$ . Якщо рівень металу в промківші знизиться на  $dZ$ , то це означає, що за час  $d\tau$ , згідно з балансом металу, із промківша вилився об'єм металу  $(Q_{\text{пр}} - Q_{\text{ст}}) \times d\tau$ , тоді

$$S_{\text{прк}} dZ = (Q_{\text{пр}} - Q_{\text{ст}}) \times d\tau .$$

З урахуванням формули (4.21) притік металу в промківш

$$Q_{\text{пр}} = S_{\text{стр.1}} \times V_2 = S_{\text{стр.1}} \times \mu_1 \times \sqrt{2g \times H_{\text{ск}}} ,$$

а стік

$$Q_{\text{ст}} = S_{\text{стр.2}} \times V_3 = S_{\text{стр.2}} \times \mu_2 \times \sqrt{2g \times h_{\text{прк}}} .$$

Тоді:

$$S_{\text{прк}} dZ = (S_{\text{стр.1}} \times \mu_1 \times \sqrt{2gH_{\text{ск}}} - S_{\text{стр.2}} \times \mu_2 \times \sqrt{2gh_{\text{прк}}}) \times d\tau .$$

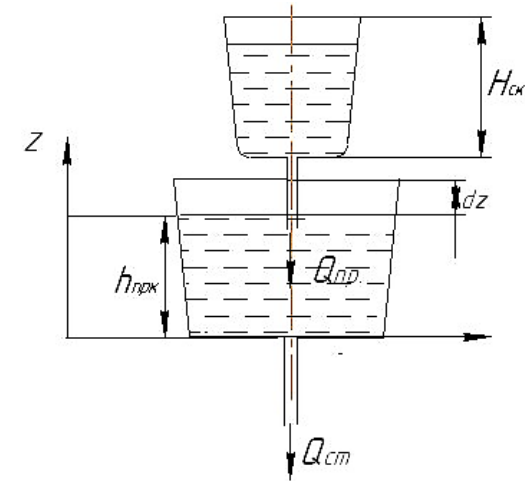


Рисунок 4.34 – Комплекс «стальківш – промківш»

Звідси:

$$\frac{S_{\text{прк}} dZ}{d\tau} + S_{\text{стр.2}} \times \mu_2 \times \sqrt{2g \times h_{\text{прк}}} = S_{\text{стр.1}} \times \mu_1 \times \sqrt{2g \times H_{\text{ск}}} .$$

Оскільки  $dZ = dh_{\text{прк}}$ , то можемо записати:

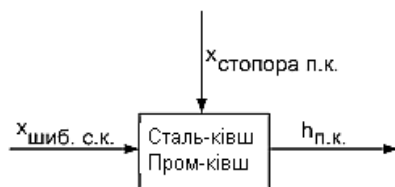
$$\frac{S_{\text{прк}}}{S_{\text{стр.2}} \times \mu_1 \times \sqrt{2g}} \frac{dh_{\text{прк}}}{d\tau} + \sqrt{h_{\text{прк}}} = \frac{S_{\text{стр.1}} \times \mu_2}{S_{\text{стр.2}} \times \mu_1} \times \sqrt{H_{\text{ск}}} .$$

або

$$a \times \frac{dh_{\text{прк}}}{d\tau} + \sqrt{h_{\text{прк}}} = b \times \sqrt{H_{\text{ск}}} . \quad (4.25)$$

Ми одержали нелінійне диференціальне рівняння першого порядку, в якому швидкість зміни рівня в промківші  $\frac{dh_{\text{прк}}}{d\tau}$  не лінійно залежить від поточного рівня в ньому  $h_{\text{прк}}$  і рівня металу в стальківші  $H_{\text{ск}}$ . Як бачимо, ці два об'єкти взаємопов'язані за потоком металу.

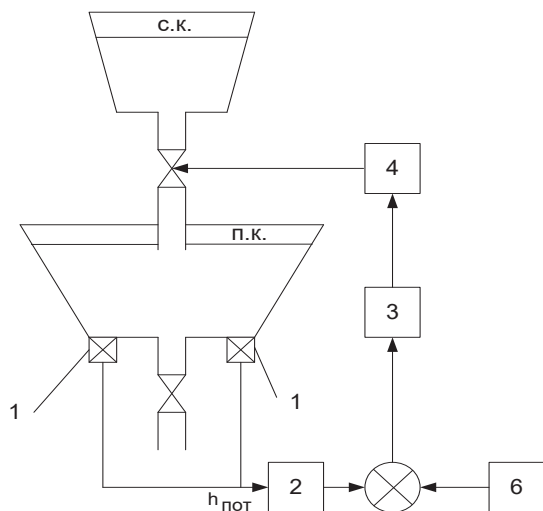
Розглянемо комплекс «стальківш – промківш» як об'єкт регулювання (рис. 4.35, див. с. 218).



**Рисунок 4.35** – Комплекс «стальківш – промківш» як об'єкт регулювання

Регульованою (вихідною) величиною цього об'єкта є рівень металу в промківші  $h_{п.к.}$ , вхідною – положення шиберного затвору стальківша  $x_{шиб. с.к.}$ , а збуренням є переміщення стопора  $x_{стоп. с.к.}$  регулюючого органу системи стабілізації рівня в кристалізаторі.

У комплексі «стальківш – промківш» необхідно підтримувати рівень металу в промківші при коливаннях швидкості руху заготовки. Це завдання виконує система автоматичної стабілізації рівня металу в промківші, структура якої представлена на рис. 4.36.



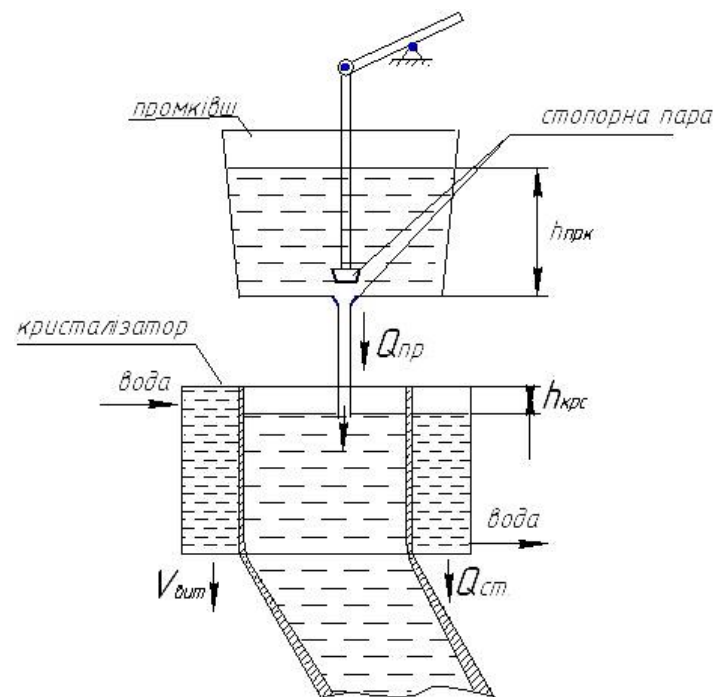
1 – тензодатчики; 2 – тензоперетворювач; 3 – автоматичний регулятор; 4 – система керування шибером; 5 – шибер; 6 – задатчик рівня

**Рисунок 4.36** – Структура системи автоматичного регулювання рівня металу в промківші

Ця система є одноконтурною, виконує регулювання відхиленням, і для такого складного нелінійного об'єкта ця система забезпечує нормальну роботу тільки в стаціонарному режимі.

#### 4.5.4 Автоматизація технологічних процесів комплексу «промківш – кристалізатор»

Розглянемо тепер комплекс «промківш – кристалізатор» (рис. 4.37). Метал із промківша через стакан і стопорну пару (регулюючий орган для зміни кількості металу, який виливається із промківшу в кристалізатор) надходить у кристалізатор. У кристалізаторі метал має первинно охолдитися так, щоб на виході із кристалізатора заготовка мала тверду оболонку певної товщини  $\delta$ .



**Рисунок 4.37** – Комплекс «промківш-кристалізатор»

У комплексі «промківш – кристалізатор» необхідно вирішувати такі завдання контролю та регулювання:

- стабілізація рівня металу в кристалізаторі;
- параметрів коливання кристалізатора (амплітуда, частота);
- теплового стану кристалізатора, який визначається за різницею температури води на вході та виході;
- зусилля витягування злитка із кристалізатора;
- сигналізація (попередження) моменту прориву металу із кристалізатора.

Ці завдання вирішують відповідні системи автоматичного контролю та регулювання.

Позначимо площу поперечного січення отвору кристалізатора  $S_{крс}$  і рівень металу в ньому щодо верхнього зрізу  $h_{крс}$ . Притік металу для кристалізатора це стік із промківшу через стопорну пару, переміщення  $X$  стопору якого визначає кількість вилитою із промківша металу, тобто  $Q_{пр} = S_{стр.2} \times X \times \mu_2 \sqrt{2g \times h_{прк}}$ , а стік визначається площею січення  $S_{крс}$  і швидкістю витягування металу  $v_{вит}$ . Згідно з балансом металу за час  $d\tau$ :

$$S_{крс} dZ = (Q_{пр} - Q_{ст}) \times d\tau = (S_{стр.2} \times \mu_2 \times X \times \sqrt{2g \times h_{прк}} - S_{крс} \times v_{вит}) \times d\tau.$$

Після перетворень маємо:

$$S_{крс} \frac{dh_{крс}}{d\tau} + S_{крс} \times v_{вит} = S_{стр.2} \times \mu_2 \times X \times \sqrt{2g \times h_{прк}}.$$

Після інтегрування в межах зміни рівню в кристалізаторі від  $h_{крс1}$  до  $h_{крс2}$  одержимо:

$$h_{крс2} - h_{крс1} = c \sqrt{h_{прк}} \times \tau - \int_0^{\tau} v_{вит} \times d\tau.$$

При  $v_{вит} = const$  маємо:

$$\Delta h_{крс} = c \sqrt{h_{прк}} \times \tau - v_{вит} \times \tau,$$

де  $c = S_{стр.2} \times \mu_2 \times X = a \times X$ .

При умові рівноваги, тобто незмінного рівня металу в кристалізаторі  $\Delta h_{крс} = 0$ , тоді  $a \times X \times \sqrt{h_{прк}} - v_{вит} = 0$ .

Звідси:

$$v_{вит} = a \times X \times \sqrt{h_{прк}}. \quad (4.26)$$

Отже, у стаціонарному режимі максимальна швидкість витягування заготовки  $v_{вит\max}$  визначається рівнем металу в промківші при стабільному рівні металу в кристалізаторі і при вільному стоці металу із промківша. На практиці стік металу із промківша міняють за допомогою переміщення стопору  $X$  стопорної пари, яка змонтована на вихідному отворі промківша (рис. 4.37). При автоматичній стабілізації рівня металу в промківші  $a \times X \times \sqrt{h_{прк}} = const$ , і тоді притік металу в кристалізатор визначається тільки величиною переміщення стопору  $X$ .

#### 4.5.5 Система автоматичного контролю та регулювання рівня металу в кристалізаторі

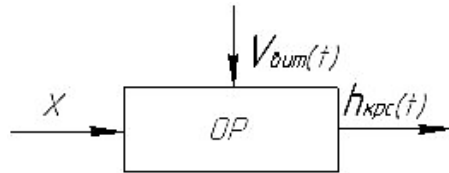
Система технологічно мусить забезпечувати стабільність рівня металу в кристалізаторі при зміні швидкості розливу, тобто без зміни швидкості руху безперервної заготовки.

Треба розрізнити швидкість руху заготовки (швидкість витягування)  $v_{вит}$  та швидкість розливу металу  $v_{р.м.}$ . Швидкість руху заготовки  $v_{вит}$  [м/с] – це фізична швидкість переміщення заготовки щодо самої МБРЗ, а швидкість розливу металу  $v_{р.м.}$  [кг/с] – це кількість металу, яка виливається зі стальківшу в одиницю часу, вона залежить як від швидкості руху заготовки, так і від площі поперечного січення заготовки.

Контроль і стабілізація рівню металу в кристалізаторі необхідні для забезпечення якісного протікання процесу кристалізації. Якщо при цьому стабільна і швидкість розливу, то процес кристалізації йде в стаціонарному режимі. У зв'язку із цим до контролю та регулювання рівня пред'являють жорсткі вимоги – контроль і регулювання повинно бути з точністю не гірше  $\pm 10$  мм (є системи, які вимагають 5 мм).

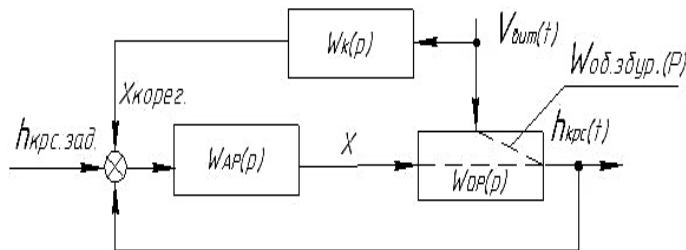
Для цього в останній час були розроблені спеціальні датчики й системи стабілізації рівня.

Розглянемо, що є об'єктом регулювання в цій системі. Вихідний (регульований) рівень металу в кристалізаторі  $h_{крс}$ , вхідною – переміщення стопору  $X$ , а збуренням є швидкість витягування зливку із кристалізатора  $v_{вит}$  (рис. 4.38).



**Рисунок 4.38** – Структура об'єкта регулювання рівня металу в кристалізаторі

Зі структури цього об'єкту, можна помітити, що ефективність стабілізації рівня металу в кристалізаторі може бути підвищена, якщо система буде комбінованою, тобто регулюється рівень металу не тільки по відхиленню, а також із компенсацією збурення (зміни швидкості витягування заготівки). Виходячи із цього, структура системи автоматичної стабілізації рівню металу в кристалізаторі з регулюванням по відхиленню та з компенсацією збурення буде мати такий вигляд (рис. 4.39).



**Рисунок 4.39** – Структура комбінованої системи регулювання рівня металу в кристалізаторі

За умови повної компенсації збурення має виконуватися рівняння:

$$W_k(p) \times W_{ap}(p) \times W_{op}(p) = W_{op.zb}(p), \quad (4.27)$$

де  $W_k(p)$  – передавальна функція компенсатора збурень;  
 $W_{ap}(p)$  – передавальна функція автоматичного регулятора;  
 $W_{op}(p)$  – передавальна функція об'єкта регулювання;  
 $W_{op.zb}(p)$  – передавальна функція об'єкта регулювання по збуренню.

Звідси передавальна функція компенсатора дорівнює:

$$W_k(p) = \frac{W_{op.zb}(p)}{W_{ap}(p) \times W_{op}(p)}. \quad (4.28)$$

Розглянемо передавальні функції кожної із цих складових системи:

$W_{op}(p)$  – передавальна функція об'єкта регулювання рівня металу в кристалізаторі являє собою інтегральну ланку, тобто:

$$W_{op}(p) = \frac{K_1}{p};$$

$W_{ap}(p)$  – передавальна функція автоматичного регулятора, який формує ПІД – закон регулювання, тобто:

$$W_{ap}(p) = K_p \left( 1 + \frac{1}{T_i p} + T_d \times p \right) = \frac{K_p (1 + T_i \times p + T_i \times T_d \times p^2)}{T_i p};$$

$W_{op.zb}(p)$  – передавальна функція об'єкта регулювання по збуренню являє собою теж інтегруючу ланку, входом якої є швидкість витягування заготівки, тобто:

$$W_{op.zb}(p) = \frac{K_2}{p}.$$

Підставляючи у формулу (4.28) значення передавальних функцій, одержимо передавальну функцію компенсатора збурення:

$$W_k(p) = \frac{K_2}{K_p \times (1 + T_i \times p + T_i \times T_d \times p^2)} \times \frac{(T_i \times p) \times \frac{K_1}{p}}{1}.$$

Після перетворення маємо:

$$W_k(p) = \frac{K_2 \times T_i \times P}{K_p K_1 (1 + T_i \times P + T_i \times T_d \times P^2)}. \quad (4.29)$$

Для реалізації розглянутої системи необхідно контролювати рівень металу в кристалізаторі  $h_{\text{крс}}$  і швидкість витягування заготовки  $v_{\text{вит}}$ .

З одержаних рівнянь бачимо, що всі об'єкти МБРЗ є нелінійними і взаємозалежними за потоком металу. Тому необхідно намагатися підтримувати такий режим роботи машини, щоб він був стаціонарним, тому що будь-які збурення в цьому процесі дуже важко ліквідовуються системою.

#### 4.5.6 Автоматичний контроль і регулювання теплового стану кристалізатора

Тепловий стан кристалізатора – це кількість тепла, яка дорівнює різниці між приходом тепла і виходом тепла із кристалізатора. Приход тепла – це приход рідкого металу  $t = 1620$  °С. Другий приход тепла з охолоджувальною водою. Вихід тепла – тепло на охолодження і кристалізацію, це тепло виходить зі зливком, друге – це тепло, яке виходить із водою із кристалізатора й нарешті витрати тепла в оточуюче середовище.

Завдання системи автоматизації полягає в тому, щоб не тільки контролювати поточний тепловий стан, а й регулювати його так, щоб забезпечити на заданому рівні кристалізацію безперервного злитку, який виходить із кристалізатора. Тобто, зливком мусить мати на виході із кристалізатора задану товщину  $\delta$  твердої оболонки, яка б забезпечувала достатню міцність зливку й не допускала б прориву рідкого металу.

Тепловий стан кристалізатора контролюється в основному за різницею температури води на вході і виході кристалізатора, за температурою й швидкістю розливу металу з урахуванням січення металу.

Для керування тепловим станом кристалізатора використовують системи автоматичного регулювання різної структури. У таких системах на кристалізаторі безперервно контролюються параметри охолоджувальної води на вході та виході, швидкість розливу металу і його температура на вході та виході.

При контролі різниці температури води на вході і виході, цю величину порівнюють із заданою і при відхиленні збільшують або зменшують подачу води на кристалізатор, крім цього в системі є контур компенсування збурень за швидкістю розливу металу, тобто структура системи аналогічна структурі системи контролю та регулювання рівня металу в кристалізаторі. Кількість води, яка б забезпечувала нормальний тепловий стан кристалізатора при максимальній швидкості розливу попередньо розраховується і відповідним чином використовується в системі.

На практиці тепловий стан кристалізатора контролюють і оцінюють за різницею температур води на охолодження на вході і виході кристалізатора. Для того, щоб вважати, що тепловий стан кристалізатора нормальний, визначають певну задану різницю:

$$\Delta t_{\text{зад}}(\tau) = t_2(\tau) - t_1(\tau),$$

де  $t_1(\tau)$  – температура води на вході;

$t_2(\tau)$  – температура води на виході.

Потім порівнюють це задане значення з фактичним і при відхиленні змінюють подачу води на кристалізатор (рис. 4.40, див. с. 226). Причому задане значення  $t_{\text{зад}}(\tau)$  коригується з урахуванням швидкості витягування  $v_{\text{вит}}$ . Такі системи загалом забезпечують стабілізацію теплового стану, але не захищають від прориву, тому що локальне приварення фактично не змінює  $\Delta t$ . Для контролю прориву металу використовують системи контролю і попередження прориву металу в кристалізаторі. Для цього в стінках кристалізатора вмонтовується від 40 до 60 термопар за трьома-чотирма ярусами кристалізатора. За допомогою обігаючого контролю визначають середню температуру по кожному з периметрів і відхилення показань кожної термопари від нього. Порівнюючи ці величини встановлюють можливе приварення оболонки зливку до стінки кристалізатора й можливий прорив металу.

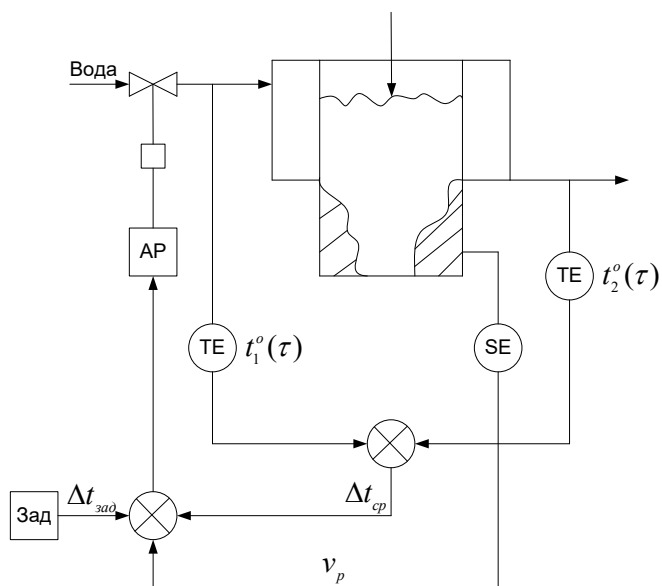


Рисунок 4.40 – Структура системи автоматичного регулювання теплового стану кристалізатора

#### 4.5.7 Система контролю та стабілізації зусилля витягування безперервного зливка

Для зменшення тертя між стінками кристалізатора й поверхнею заготівки при її витягуванні використовується система контролю та стабілізації зусилля витягування.

На тягнучій кліті встановлюється датчик зусилля витягування зливку  $WE$ , сигнал якого порівнюється із заданим. При наявності різниці цих сигналів автоматичний регулятор формує регулюючий вплив на насос, який змінює подачу суміші на змащування проміжку між стінками кристалізатора і зливком. Структура системи представлена на рис. 4.41 (див. с. 227).

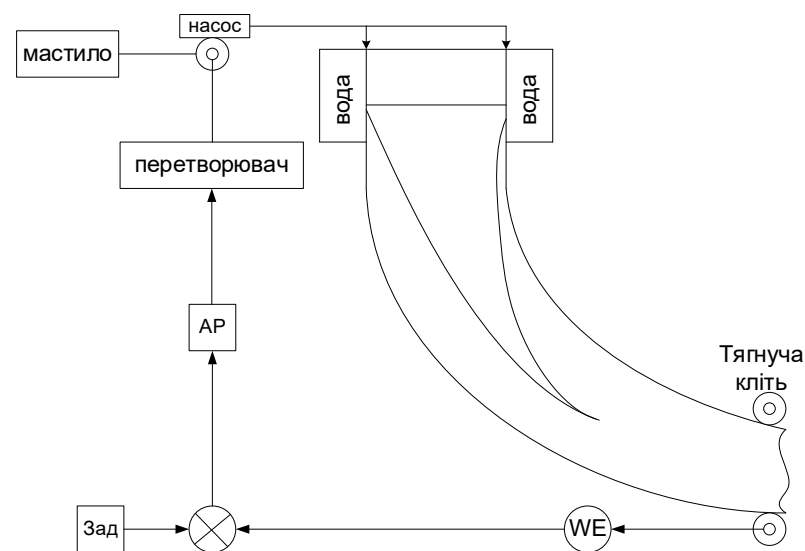


Рисунок 4.41 – Структура системи автоматичного регулювання зусилля витягування безперервного зливка

#### 4.5.8 Система автоматичного регулювання процесу качання кристалізатора

Кристалізатор повинен весь час коливатись з метою захисту його внутрішньої поверхні від приварювання поверхні зливка. Такі коливання є кардинальним засобом попередження прилипань, при цьому велику роль грає їх амплітуда й частота. Амплітуда коливань може задаватися в межах від 2 до 20 мм, а частота – від 10 до 100 Гц. Коливання кристалізатору задає спеціальний привід, який забезпечує таку амплітуду та частоту. Привід може бути електрогідравлічним або електромеханічним. На сучасних МБРЗ ця система є автономною і може забезпечувати не тільки амплітуду та частоту, а й форму коливань.

### 4.5.9 Автоматизація зони вторинного охолодження

Призначення зони вторинного охолодження (ЗВО) – охолодити безперервний зливоч так, щоб його повна кристалізація (затвердіння) закінчувалася на виході зі ЗВО. За такої умови температура поверхні зливка на виході із ЗВО має дорівнювати 1100 °С.

ЗВО складається з декількох секцій (рис. 4.42). Кожна секція являє собою систему форсунок, які охоплюють певну частину зливку по всьому периметру. Через форсунки подають воду або повітряно-водяну суміш. Така суміш використовується при охолодженні деяких марок сталей і забезпечує м'яке охолодження поверхні, щоб не допустити термічних напружень і розтріскування зливка.

Кожна секція ЗВО має свою систему автоматичного контролю та регулювання подачі повітряно-водяної суміші для стабілізації температури поверхні злитку на виході з цієї секції. На більшості машин контролюють температуру тільки на виході із зони, а в кожен із секцій системою подається певна кількість повітряно-водяної суміші залежно від швидкості розливу. Ця залежність апроксимується прямою лінією (рис. 4.42) з кутом нахилу, який залежить від номеру секції, марки сталі й сідчення заготовки.

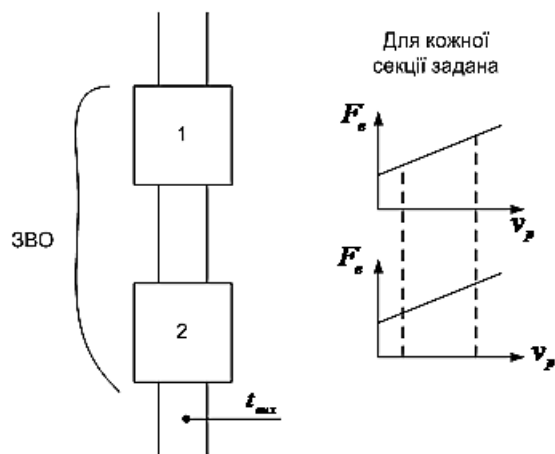


Рисунок 4.42 – Секції ЗВО і графіки залежності витрат води від швидкості витягування для першої і другої секцій

Особливість структури таких систем є те, що керування подачею води й повітря на охолодження відбувається в режимі стабілізації витрат, задана величина яких формується з урахуванням швидкості розливу й температури на виході зі ЗВО. Регулятор температури в цій системі працює як стабілізатор витрат води на рівні, який забезпечує підтримання заданої температури на виході ЗВО, а кількість повітря підтримується регулятором співвідношення вода-повітря.

Для автоматичного керування процесом охолодження ЗВО використовують декілька структур систем автоматизації.

#### 1. Система програмного керування процесом охолодження.

У системах програмного керування використовуються експериментально одержані програми зміни кількості води на охолодження (рис. 4.42) залежно від групи марки сталі, сідчення заготовки і швидкості розливу. Структура такої системи представлена на рис. 4.43.

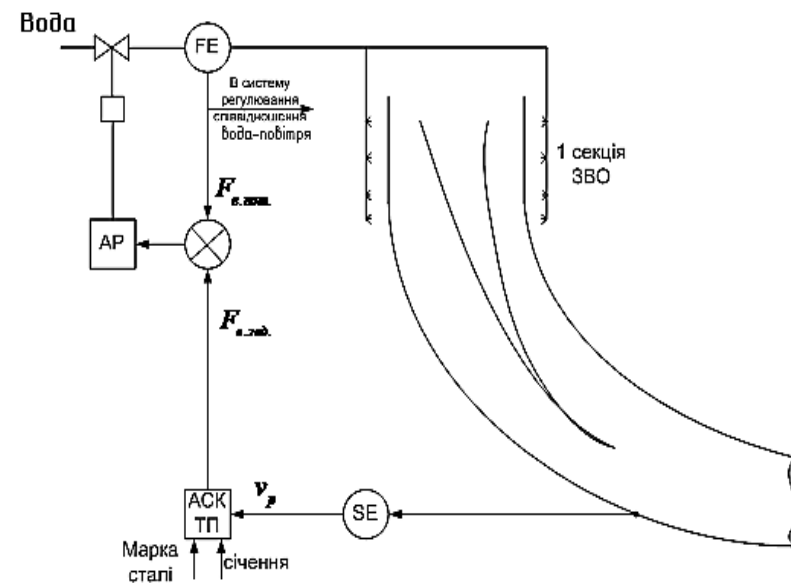


Рисунок 4.43 – Структура системи програмного керування процесом охолодження заготовки у ЗВО

2. Система автоматичного керування охолодженням заготовки у ЗВО за відхиленням температури її поверхні.

У системі автоматичного регулювання процесу охолодження у ЗВО на виході кожної зони встановлюють пірометри спектрального співвідношення. Такі пірометри не реагують на пару, яка утворюється при охолодженні заготовки. Залежно від температури, яку показує пірометр на виході конкретної секції, спеціальний корегуючий регулятор (рис. 4.44) порівнює поточну температуру поверхні із заданою і за цим відхиленням формує корегуючий сигнал регулятора стабілізації витрат води на цю секцію.

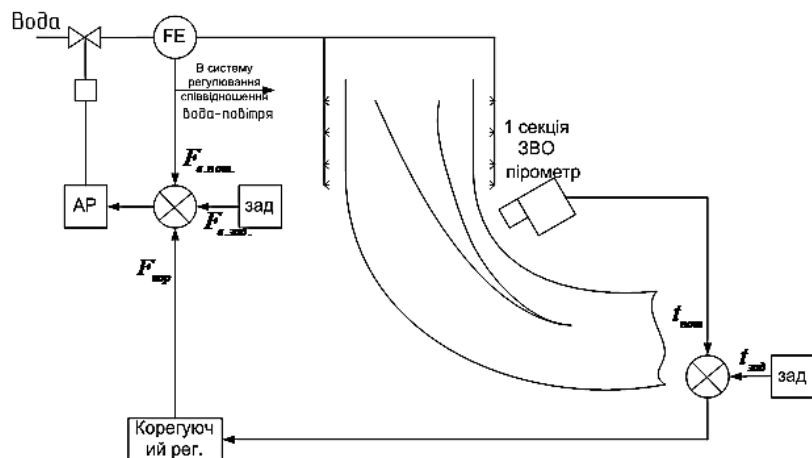


Рисунок 4.44 – Структура системи автоматичного керування охолодженням у ЗВО за відхиленням температури

3. Система охолодження заготовки у ЗВО з використанням математичного процесу охолодження і кристалізації.

У такій системі математична модель розробляється з використанням рівнянь теплопроводності і кристалізації зливка. Як правило, математичною моделлю процесу кристалізації безперервного зливка є диференціальне рівняння нестационарної теплопроводності в умовах фазових перетворень (кристалізації металу) (4.30) з відповідними початковими і граничними умовами.

$$\rho C \frac{\partial t}{\partial \tau} = \frac{\partial}{\partial x} \left( \lambda \frac{\partial t}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left( \lambda \frac{\partial t}{\partial y} \right) + \rho q \frac{\partial \psi}{\partial \tau}, \quad (4.30)$$

де  $\rho$  – густина металу;  
 $C$  – ефективна теплоємність;  
 $\lambda$  – теплопровідність;  
 $q$  – прихована теплота плавлення;  
 $\psi(T)$  – функція, що враховує частку твердої фази у двофазній зоні кристалізації металу.

Рівняння доповнюється такими початковими умовами:

$$T(x, y, 0) = t_c, \quad (4.31)$$

де  $t_c$  – температура перегрітої рідкої сталі, що надходить у кристалізатор.

В якості граничних умов при вирішенні рівняння обрані граничні умови третього роду:

$$-\lambda \times \frac{\partial t_{\text{пов}}}{\partial n} = \alpha(\tau) \times (t_{\text{пов}} - t_{\text{сп}}), \quad (4.32)$$

де  $t_{\text{пов}}$  – температура поверхні металу;  
 $t_{\text{сп}}$  – температура середовища;  
 $\alpha(\tau)$  – коефіцієнт тепловіддачі з поверхні металу залежно від положення в зоні охолодження.

Рівняння вирішують при наступних припущеннях, що впливають із фізичних особливостей завдання:

- температурний режим вважається сталим;
- швидкість руху зливка постійна;
- теплообміну вздовж зливку не відбувається через малу зміну температури вздовж зливка;
- основний теплообмін йде в площині поперечного січення зливка;
- теплопровідність твердої і рідкої сталі вважаємо однаковою.

На основі вище названих припущень, тривимірну задачу розглядають, як двовимірну задачу теплообміну з нестационарними граничними умовами в поперечному січенні зливка.

Для спрощення рівняння (4.30) було виведено ефективне значення теплоємності  $C_{\text{еф}}(t)$ .

$$C_{\text{еф}}(t) = \begin{cases} C_{\text{ж}} & \text{при } t > t_{\text{л}} \\ \frac{C_{\text{ж}} + C_{\text{тв}}}{2} - q \frac{\partial \psi}{\partial \tau} & \text{при } t_{\text{с}} \leq t \leq t_{\text{л}}, \\ C_{\text{тв}} & \text{при } t < t_{\text{с}} \end{cases} \quad (4.33)$$

де  $t_{\text{с}}$  – гранична температура твердого металу (солідус);  
 $t_{\text{л}}$  – температура рідкого металу (ліквідус).

Рівняння теплопроводності (4.30) набуває вигляду:

$$\rho C_{\text{еф}} \frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{\partial}{\partial x} \left( \lambda \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left( \lambda \frac{\partial T}{\partial y} \right). \quad (4.34)$$

Відповідно до гіпотези про рівномірний виділення твердої фази в інтервалі температур ліквідус – солідус функція  $\psi(T)$  має вигляд:

$$\psi(T) = \begin{cases} 0 & \text{при } t > t_{\text{л}} \\ \frac{t_{\text{л}} - t}{t_{\text{л}} - t_{\text{с}}} & \text{при } t_{\text{с}} \leq t \leq t_{\text{л}} \\ 1 & \text{при } t < t_{\text{с}} \end{cases} \quad (4.35)$$

Підставляючи формулу (4.35) у вираз (4.33), отримаємо формулу залежності теплоємності від температури:

$$C_{\text{еф}}(t) = \begin{cases} C_{\text{ж}} & \text{при } t > t_{\text{л}} \\ \frac{C_{\text{ж}} + C_{\text{тв}}}{2} - \frac{q}{t_{\text{л}} - t_{\text{с}}} & \text{при } t_{\text{с}} \leq t \leq t_{\text{л}} \\ C_{\text{тв}} & \text{при } t < t_{\text{с}} \end{cases} \quad (4.36)$$

Для чисельного рішення рівняння (4.34) застосовують сіткову апроксимацію температурного поля вздовж поперечного січення зливка. Для спрощення обчислювальних операцій вибирають однаковий крок сітки по ширині і висоті перетину зливка, використовуючи явну схему, класичну для такого роду завдань. Перевагою явної схеми є її простота й менша кількість обчислювальних операцій у порівнянні з неявною схемою. До недоліків можна віднести те, що для збіжності обчислювального процесу його параметри мають відповідати критерію збіжності.

У силу симетричності граничних і початкових умов у якості області рішення вибирають чверть січення зливка (рис. 4.45). Точність моделі визначається точністю контролю температури поверхні металу, швидкості витягування, хімічного складу сталі й теплофізичних параметрів моделі.

Система керування процесом охолодження зливку у ЗВО з використанням математичної моделі процесу представлена на рис. 4.46.

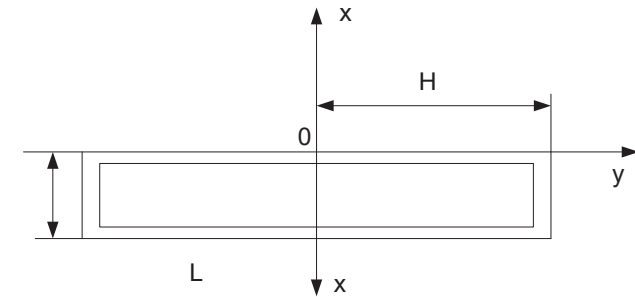


Рисунок 4.45 – Поперечне січення зливка, чверть якого є областю рішення рівняння (4.30)

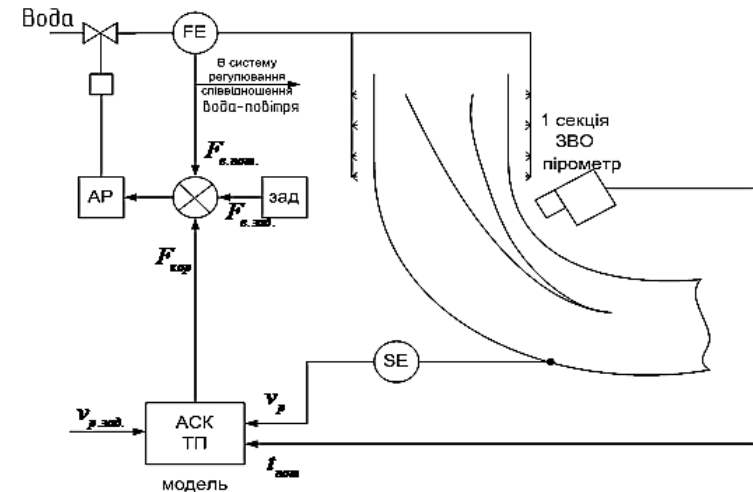


Рисунок 4.46 – Структура системи керування охолодженням зливка з використанням математичної моделі

Система в режимі реального часу моделює процес охолодження, розраховує розподілення температур по сеченню заготовки в кожній секції, порівнює його із заданим і при відхиленні видає корегуючий сигнал в контур регулювання витрат води на цю секцію.

#### 4.5.10 Автоматизація процесів порізу безперервної заготовки

Після виходу безперервного (повністю твердого зливку) зі ЗВО він поступає на *машину газової різки* (МГР) металу для розрізання по довжині на мірні відрізки згідно замовлень споживачів заготовок.

Конструктивно МГР являє собою раму (рис. 4.47, див. с. 235), на якій змонтовано устаткування для переміщення машини, вимірювання довжини заготовки, позиціонування машини щодо заготовки і виконання процесу газового різання. Переміщення МГР контролюється як щодо рольгангу, по якому рухається заготовка, так і щодо самої заготовки. Це дає змогу визначити довжину заготовки й закріпити машину так, щоб різакі точно відрізали цю довжину. Контроль положення щодо рольганга відбувається за допомогою імпульсних датчиків, а щодо заготовки контролюється мірним роликом.

МГР переміщується на двох направляючих вздовж безперервного зливка. Газові різакі (їх два) знаходяться на рухомих каретках, які можуть переміщуватись перпендикулярно зливку. Довжина заготовки, яку треба відрізати вимірюється спеціальним вимірювальним роликом. Ролик встановлюється між роликами рольгангу знизу безперервної заготовки. Відповідно числу обертів ролику визначається потрібна довжина заготовки. Після цього МГР спеціальними лижами лягає на поверхню заготовки, відпускаються гальма приводних двигунів машини і вона починає рухатися разом зі зливком.

Вмикається подача палива й кисню на різакі, які попередньо встановлені по боковим краям зливку, і починається процес газового різання. Швидкість переміщення різаків, які рухаються назустріч один одному, автоматично узгоджується зі швидкістю різання.

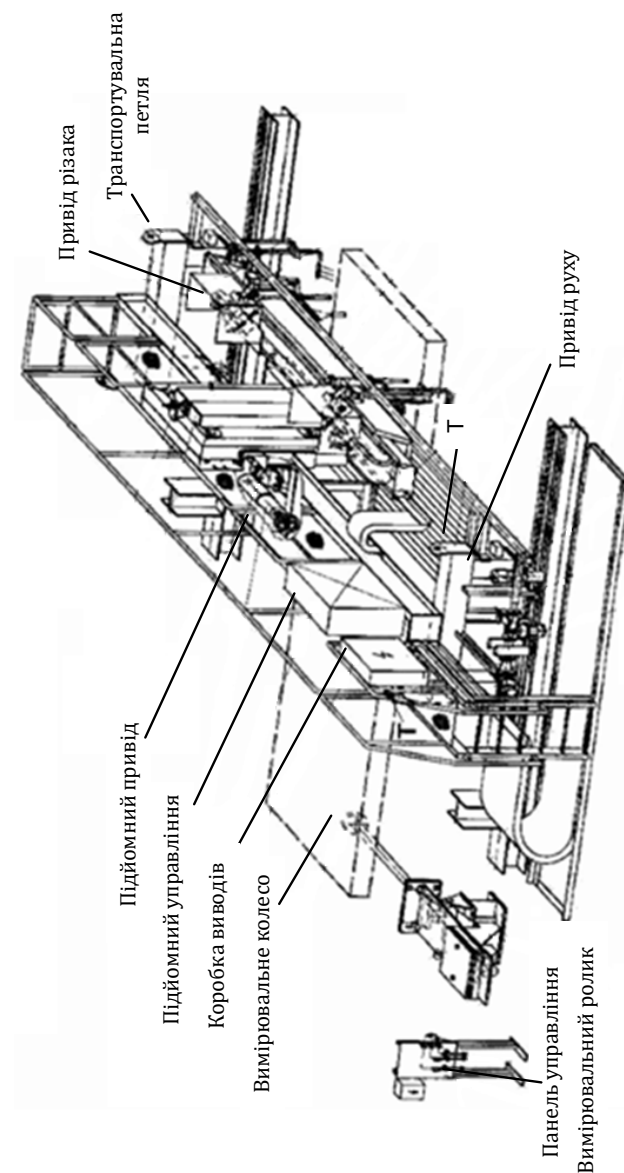


Рисунок 4.47 – Машина газового різання

При досягненні відстані між різачками 120 мм, другий різак припиняє різання і вертається назад, а перший різак дорізає заготовку. Після закінчення різки, подається сигнал, який збільшує швидкість рольгангу і відрізана заготовка швидко просувається вперед, а МГР вертається назад і процес повторюється знову.

При автоматизації цього процесу вирішуються такі завдання:

1. Для заданого переліку замовлень на заготовки знаходження оптимального плану розкрою безперервної заготовки з мінімізацією обрізі. Для цього завдання розробляються спеціальні програми, які реалізуються *автоматизованою системою керування (САК) МГР*.

2. Реалізація цього плану, тобто визначення конкретної довжини кожної заготовки.

Завдання полягає в тому, щоб визначити для цього потоку безперервного зливка точки початку й кінця конкретної заготовки.

3. Керування процесом відрізу цієї заготовки.

Усі три завдання вирішуються САК МГР. Після вирішення першого завдання (знаходження плану розкрою) починається процес контролю довжини заготовки, яку треба відрізати і її відрізання.

Послідовність дій МГР при цьому така:

- 1) контроль довжини заготовки, яку треба відрізати;
- 2) переміщення машини вздовж безперервної заготовки як самостійно, так і разом із заготовкою;
- 3) різання заготовки;
- 4) пришвидшене транспортування відрізаної заготовки й передача її на машину нанесення клейма.

Далі заготовка передається на склад готової продукції. На складі заготовки певної марки сталі можуть укладатися в штабелі й охолоджуватися на повітрі, або укриватися спеціальними коробами (термосами) для повільного охолодження.

Охоложені заготовки завантажують у залізничні вагони, або на спеціальний автотранспорт і відправляють замовникам.

### **Контрольні питання**

1. Конструкція машини безперервного розливу заготовок, технологія розливу.
2. Контрольовані параметри поворотного столу зі стальківшем.
3. Структура системи контролю та регулювання параметрів комплексу «стальківш – промківш».
4. Контрольовані параметри проміжного ківша.
5. Структура системи контролю та регулювання параметрів комплексу «промківш – кристалізатор».
6. Контрольовані параметри кристалізатора.
7. Структура системи автоматичного контролю та регулювання теплового стану кристалізатора.
8. Структура програмного керування процесом охолодження зливка в секціях ЗВО.
9. Структура системи автоматичного керування охолодженням у ЗВО за відхиленням температури поверхні.
10. Структура системи керування охолодженням зливка з використанням математичної моделі процесу.

## Розділ 5

# АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ПРОКАТНОГО ВИРОБНИЦТВА

### 5.1 Автоматизація прокатного виробництва товстого листа

#### 5.1.1 Загальна характеристика прокатного виробництва

Прокатне виробництво сучасного металургійного комбінату складається з одного, або декількох прокатних цехів. Прокатний цех – це прокатний стан із допоміжними дільницями.

Прокатні стани поділяються на:

- обтискні: блюмінги та слябінги;
  - листопрокатні: товстолистові, листові гарячої прокатки та листові холодної прокатки;
  - сортопрокатні;
  - спеціальні.
- Структура прокатного цеху включає:
- склад заготовок (адьюстаж);
  - дільниця нагрівальних печей;
  - прокатний стан;
  - відділення до обробки прокатої продукції;
  - склад готової продукції;
  - допоміжні дільниці (очищення води, дільниці оборотного циклу води, компресорні повітряні станції тощо).

Кожна із цих структурних складових цеху має свої системи автоматизації. Найбільш складними є системи автоматизації прокатного стану, нагрівальних печей і агрегатів до обробки прокатої продукції. Розглянемо ці системи на прикладі цеху прокатки товстого листа.

#### 5.1.2 Структура цеху прокатки товстого листа

- Цех прокатки товстого листа має у своєму складі:
- склад заготовок (слябів), у якому поплавно укладаються і зберігаються заготовки для подальшої обробки;
  - дільниця нагрівальних колодязів для нагріву зливків;
  - дільниця із 4-х методичних печей для нагріву слябів;
  - транспортні рольганги;
  - установка для збивання окалини водою з нагрітих слябів перед їх прокаткою;
  - кліть для обламування окалини;
  - чорнова прокатна кліть;
  - чистова прокатна кліть;
  - установка керованого охолодження (УКО) прокатоного листа;
  - роликова правильна машина;
  - ножиці для порізу листа на мірні довжини;
  - установка для нанесення клейма на лист;
  - установка ультразвукового контролю якості листа;
  - дільниця термічних печей для обробки прокатаних плит і листа;
  - склад готової продукції.

#### 5.1.3 Системи автоматизації дільниць і агрегатів цеху прокатки товстого листа

Сучасний цех прокатки товстого листа має 3-рівневу автоматизовану систему керування. Верхній рівень охоплює планування, оперативне керування і звітність по цеху загалом. Другий рівень охоплює координацію і оперативне керування окремими дільницями цеху. Перший рівень – це локальні системи автоматичного контролю і керування технологічними агрегатами і процесами.

Завдання і структура системи верхнього рівня в цьому курсі не розглядаються.

Системи другого рівня розглянемо на прикладі інформаційної системи обліку слябів на складі заготовок і системи інформаційного супроводження заготовки в процесі прокатки.

#### 1. Інформаційна система обліку слябів на складі заготовок.

Сляби на склад привозяться слябовозами й поплавно здаються приймальному персоналу згідно з документацією конвертерного цеху. Персонал візуально контролює якість поверхні сляба і приймає рішення. Нормальні сляби складувати плавками в тому чи іншому вільному місці складу, а дефектні – не приймає або відправляє на дільницю зачистки.

При прийомі слябів персонал заносить у робочу станцію системи інформацію про кожний сляб і місце на складі, куди його поклали. Отже, у системі в кожний конкретний час є вся інформація про сляби, які знаходяться на складі, і про місця їх зберігання.

Територія складу розбита на три прольоти А, В і С. У кожному прольоті опорні колони будівлі цеху мають свої номери 1, 2 тощо. Це дає змогу системі по запиту на конкретний сляб ідентифікувати місце знаходження, номер його плавки і видати персоналу по ньому всю інформацію – марку сталі, хімічний склад і розміри. Водночас на екрані робочої станції персоналу видається відеокадр конкретного прольоту й місце розташування плавки із цим слябом.

При необхідності видати в прокат сляби конкретної плавки майстер складу вводить у систему відповідний запит. Система видає на екран його робочої станції відповідну інформацію, яку при необхідності можна роздрукувати. За цією інформацією майстер по радіо видає команду машиністу крана на завантаження і транспортування потрібних слябів до приймального рольгангу дільниці методичних нагрівальних печей. Під час завантаження сляба в піч уся інформація із системи складу слябів передається в іншу – цехову систему інформаційного супроводження процесу прокатки й дообробки цього сляба.

#### 2. Системи інформаційного супроводження заготовки в процесі прокатки.

Системи інформаційного супроводження заготовки в процесі прокатки має встановлені по всій технологічній лінії стану

датчики фіксації проходження слябом (розкатом) конкретних місць. Сигнали цих датчиків поступають у систему супроводження, яка відслідковує положення кожної заготовки в процесі прокатки й одночасно передає всю технологічну інформацію про цю заготовку з попереднього місця обробки до наступного.

При завантаженні сляба для нагріву в методичну піч датчики, встановлені на вході печі фіксують його заходження в піч і цей сигнал поступає в систему контролю розташування слябів у печі. Ця система контролює поступове просування слябів у печі. При видачі нагрітого сляба в прокат інформація про цей сляб передається в систему супроводження, яка передає ці дані на наступну дільницю. Отже, процес обробки кожної заготовки на кожному агрегаті стану відбувається з урахуванням всієї технологічної інформації про неї (марки сталі, геометричних розмірів тощо).

Наявність такої системи дає змогу оперативно керувати процесом прокатки й різко зменшити цеховий оберт документів.

### 5.1.4 Автоматизація кліті товстолистого стану

Заготовка до кліті подається транспортним рольгангом. Процес автоматизації транспортних механізмів зводиться до встановлення схеми керування електроприводами цих механізмів. При керуванні приводами змінюють, або підтримують певної рівні величину їх обертів, щоб забезпечити потрібну швидкість руху заготовки. Для цього рольганги обладнуються датчиками швидкості руху, по сигналам яких відбувається регулювання.

На кліті прокатного стану автоматично контролюють:

- появу заготовки перед валками;
- тиск і витрати води на збив окалини з розкату при кожному проході (на чорновій кліті);
- температуру розкату на виході кліті;
- величину розчину валків;
- зусилля прокатки при кожному пропуску;
- швидкість обертів головного приводу валків.

Ступінь автоматизації клітей на товстолистових станах може бути різним – від сукупності локальних систем контролю і автоматичного регулювання окремих параметрів кліті, до автоматизованих систем керування процесом прокатки в кліті. Обов'язковими на кожній кліті є такі локальні системи:

— система автоматичного регулювання положення (розчину) валків;

— система автоматичного регулювання числа обертів головного приводу кліті.

Автоматизована система керування процесом прокатки для заданого типу заготовки й розкату, який треба одержати після прокатки на цій кліті, виконує розрахунки заданих значень розчину валків, припустимих зусиль прокатки і графік зміни числа обертів головного приводу кліті. Результати цих розрахунків є задані значення локальним системам регулюванням відповідних параметрів.

*1. Система автоматичного регулювання переміщення (розчину) валків кліті.*

Переміщення валків відбувається шляхом їх підйому або опускання за допомогою двох вертикальних натискних гвинтів. Натискні гвинти обертаються реверсивними електродвигунами в спеціальних гайках у корпусі кліті й таким способом опускаються, або піднімаються, тягнучі за собою валки. На двигунах натискних гвинтів встановлюються імпульсні датчики. Кожний імпульс датчика відповідає певному переміщенню гвинтів. У систему поступає від оператора, або системи вищого рівня задане положення валків, яке перераховується в задану кількість імпульсів, і коли вмикаються двигуни натискних гвинтів, починається відлік імпульсів від датчиків. Коли поточна кількість імпульсів досягне заданій, система зупиняє переміщення гвинтів і таким способом валки встановлюються на заданому положенні.

*2. Система автоматичного регулювання швидкості обертів головного приводу кліті.*

У процесі прокатки в кліті швидкість обертання валків має змінюватися за певним графіком. Такі графіки прокатки існують для кожного типу заготовок. Відповідний графік реалізує

система автоматичного керування швидкістю обертів електродвигуні головного приводу кліті. Такі системи є специфічними й мусять мати дуже малу інерційність. Так, чисте запізнення не повинно перевищувати  $\tau \leq 0,01$  с, стала часу  $T \leq 0,1$  с. Жорсткі вимоги пред'являються до якості й часу закінчення перехідних процесів регулювання.

*3. Системи контрольованого охолодження та автоматичного регулювання геометричних параметрів прокатаного листа.*

Після прокатки листа в чистовій кліті температуру його поверхні по всій довжині контролюють пірометрами. Дані цих пірометрів, а також інформація про хімічний склад листа із системи супроводження заготовки передаються в установку контрольованого охолодження (УКО). Обробка листа в УКО дає змогу покращити механічні властивості листа. Це досягається шляхом регульованого охолодження листа водою в потоці при його проходженні з певною швидкістю під спеціальними бризгалами. За інформацією про температуру поверхні листа і його хімічного складу система розраховує інтенсивність охолодження, міняючи витрати води через бризгала.

Після чистової кліті геометричні параметри листа контролюють у потоці товщиноміром, який може працювати за різним принципом – рентгенівським, або радіоізотопним. Товщиномір контролює товщину листа по всій довжині й ширині. Ці дані запам'ятовуються і передаються в систему керування роликоточною машиною. Машина являє собою станину, на якій встановлені два ряди касет із роликками, між якими проходить лист. При проходженні листа через цю машину, система керування по інформації товщиноміра розраховує ступінь натискування гідравлічними пристроями тих чи інших роликів. Таким способом виправляючи різновтовщинність листа, приводячи його геометрію до заданих величин.

Після цього лист подається на летючі ножиці, які ріжуть лист на мірні довжини. Далі йде клеймовочна машина, яка за інформацією системи супроводження заготовки наносить механічним або іншим способом усі необхідні дані на цей готовий лист.

**Контрольні питання**

1. Основні типи прокатних станів.
2. Структура прокатного цеху.
3. Структура цеху прокатки товстого листа.
4. Автоматизована система керування прокатним цехом та її рівні.
5. Інформаційна система обліку слябів на складі.
6. Система інформаційного супроводження заготовок.
7. Контрольовані параметри прокатної кліти.
8. Система автоматичного регулювання переміщення (розчину) валків кліти.

**5.2 Автоматизація нагрівальних колодязів****5.2.1 Загальна характеристика печей для нагріву металу**

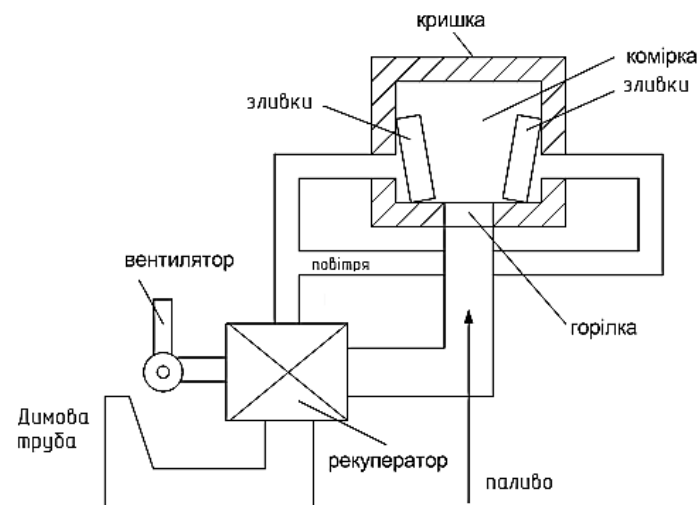
За конструкцією та положенням металу в печі під час нагріву печі діляться на камерні та прохідні.

Камерні – це печі періодичної дії, які конструктивно являють собою камеру, футеровану всередині вогнетривкою цеглою. У камері розміщують заготовки й за рахунок спалення палива або електричної енергії нагрівають метал до заданої температури. До печей камерного типу належать нагрівальні колодязі.

Прохідні печі також бувають секційні, карусельні, штовхальні і з крокуючими балками. Печі цього типу – це печі безперервної дії, в яких метал нагрівається, проходячи через піч. Прохідні печі по довжині мають декілька зон або секцій, в яких підтримується певний температурний режим.

**5.2.2 Нагрівальний колодязь, конструкція, основні характеристики**

Нагрівальний колодязь – це піч камерного типу (рис. 5.1), яка може налічувати 2 або 4 камери (комірки), гідравлічно з'єднаних між собою по димовому тракту.



**Рисунок 5.1** – Нагрівальний колодязь із центральною горілкою

Нагрівальні колодязі можуть бути із центральною або верхньою боковою горілками. У комірку нагрівального колодязю вздовж бокових стінок завантажують від 6 до 12 зливок (залежно від розміру комірки й маси зливки), накривають кришкою і починають нагрів.

Конструктивно колодязь має рекуператор для підігріву повітря теплом диму із комірки й систему трубопроводів подачі палива та повітря до горілки. Колодязь може мати один із двох способів формування і подачі повітря на спалювання палива – вентиляторний, при якому повітря подає вентилятор, встановлений за 2–3 м від колодязю і централізований – подача повітря для всіх колодязів від повітродувної станції.

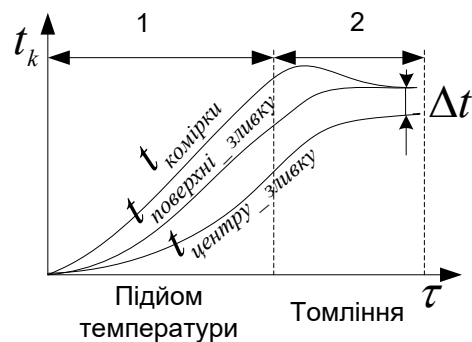
Перший спосіб має суттєвий недолік, він не дає змоги прямо контролювати кількість поданого повітря. Другий спосіб дорожчий, але більш ефективний – контролюються витрати тиск і температура повітря на кожну комірку. За рахунок тепла, спалюваного в комірці палива, утворюючи певний температурний режим, який необхідний для нагріву заготовок. Димові гази виходять через димові отвори вниз камери, та проходячи через рекуператор підігрівають повітря для палива й потрапляють у димову трубу. На одну димову трубу працюють, як правило, всі комірки колодязя. Залежно від заданої продуктивності колодязя має певні розміри комірки й кількість палива, яка подається на нагрів заготовок.

### 5.2.3 Технологія нагріву зливоків у колодязі

Нагрів злитків у колодязі є двостадійним. Тобто відбувається нагрів за двома періодами (рис. 5.2):

- 1) підйом температури в комірці до заданої величини;
- 2) томління – вирівнювання температури по сеченню заготовок за допомогою підтримки постійної, досягнутої в першому періоді, температури комірки.

Зливки, які завантажують у комірку можуть мати різний початковий тепловий стан. Цей стан визначається початковою температурою і може бути трьох типів:



**Рисунок 5.2** – Температурний графік нагріву металу в нагрівальному колодязі

- холодний (температура від 20 до 300 °С);
- теплий (температура від 300 до 600 °С);
- гарячий (температура від 600 до 1000 °С).

У період підйому температури в комірку подається максимальна кількість палива для найшвидшого досягнення заданої температури комірки.

Коли температура комірки досягає заданої величини, починається період томління. У цей період автоматично стабілізується на досягнутому рівні температура комірки через поступове зниження кількості палива. Водночас починається вирівнювання температури по сеченню зливку. Коли різниця температури центру й поверхні зливку досягне 30...50 °С, зливки вважаються нагрітими. Їх по одному вивантажують спеціальним краном і подають на транспортний рольганг. З рольгангу зливок потрапляє на поворотний стіл, де його можуть розвертати й по другому рольгангу подавати на прокатку. При нагріві зливоків є проблема визначення, або контролю температури поверхні та центру. Тому для визначення моменту закінчення процесу їх нагріву використовують декілька способів:

1. Нагрів за часом залежно від температури посаду зливка.

За цим методом для кожного типу зливку, марки сталі й початкової температури посаду залежно від кількості завантажених зливоків по спеціальним таблицям визначають загальний час їх нагріву. Ці таблиці складаються на основі експериментальних даних результатів дослідних нагрівів.

2. За середньомасовою температурою зливка.

За такої умови використовується поняття середньомасової температури зливка. Середньомасову температуру зливку знаходять через рішення диференційного рівняння першого порядку:

$$T_{зл} \frac{t_{см}(\tau)}{d\tau} + t_{см} = kt_{ком}(\tau),$$

де  $T_{зл}$  – стала часу зливка, яку знаходять експериментально для кожного типу зливка й марки сталі;

$k$  – коефіцієнт пропорційності;

$t_{ком}(\tau)$  – температура комірки.

Коли  $t_{cm}(\tau)$  досягне  $t_{cm\text{зад}}$ , зливки вважаються нагрітими.

3. З використання математичної моделі процесу нагріву злиwkів, як теплотехнічно масивного тіла (аналогічно моделі охолодження зливку в ЗВО МБРЗ).

#### 5.2.4 Завдання контролю та регулювання процесу нагріву

Для ефективного нагріву злиwkів у колодязі необхідно вирішувати такі завдання контролю та регулювання:

- 1) контроль та сигналізація значень параметрів палива (витрати, тиск, температура);
- 2) контроль та сигналізація значень параметрів повітря на спалювання палива (тиск – при використанні вентиляторного способу подачі повітря і витрати, тиск і температура при централізованому способі подачі повітря);
- 3) автоматичний контроль та регулювання температури в робочому просторі комірки;
- 4) автоматичне регулювання співвідношення паливо-повітря (при централізованій подачі повітря);
- 5) автоматичний контроль та регулювання тиску в робочому просторі комірки.

#### 5.2.5 Системи автоматичного контролю та регулювання параметрів нагрівального колодязя

1. Система автоматичного контролю та регулювання температури в робочому просторі комірки нагрівального колодязя.

Контроль температури комірки може бути одним із двох способів – термопарою, встановленою в кришці комірки, або пірометром, направленим на спеціальний карбофраксний стакан. Стакан встановлюється у верхній частині бокової стінки комірки. Сигнал від датчика температури подається на автоматичний регулятор, де він порівнюється із заданим і при наявності різниці виробляє регулюючий вплив на виконавчий механізм і регулюючий орган, який відповідно змінює кількість палива на горілку

комірки. На горілку окрім палива подається також певна кількість підігрітого в рекуператорі повітря на горіння.

Для ефективного спалювання зміненої (системою регулювання температури) кількості палива необхідна відповідна зміна кількості повітря на горіння. Цю функцію виконує система автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря (при централізованій подачі повітря).

2. Система автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря (при централізованій подачі повітря).

При централізованому забезпеченні комірки повітрям на спалювання палива використовують спеціальну систему регулювання співвідношення паливо-повітря.

У системі контролюється поточні витрати палива  $F_{\text{пал}}(\tau)$ , які змінює регулятор температури, і поточні витрати повітря  $F_{\text{пов}}(\tau)$ . За поточним значенням витрат палива формується задане значення  $F_{\text{пов\text{зад}}}(\tau)$  необхідної кількості повітря згідно з формулою:

$$F_{\text{пов\text{зад}}}(\tau) = \alpha \times k_{\text{спвв}} \times F_{\text{пал}}(\tau),$$

де  $k_{\text{спвв}}$  – коефіцієнт співвідношення паливо-повітря, його значення залежить від типу палива. Для природного газу  $k_{\text{спвв}} = 10$ ;  $\alpha$  – коефіцієнт надлишку повітря ( $\alpha = 0,8-1,2$ ).

Сигнал про задане значення кількості повітря порівнюється із сигналом поточного значення кількості повітря та їх різниця подається на регулятор співвідношення. Регулятор співвідношення змінює подачу повітря до тих пір, поки поточне значення кількості повітря не стане дорівнювати заданому:

$$F_{\text{пов\text{зад}}}(\tau) = F_{\text{пов}}(\tau).$$

У такий спосіб підтримується процес ефективного спалювання палива.

У трубопроводах палива й повітря на колодязь встановлені сигналізатори падіння тиску. При зниженні тиску до 2 кПа відбувається звукова та світлова сигналізація і відсікається подача палива й повітря на колодязь.

3. Система автоматичного контролю та регулювання тиску в робочому просторі комірки нагрівального колодязя.

Для забезпечення своєчасного видалення із комірки димових газів від спалення палива, а також для запобігання підсмоктування в комірку холодного повітря з атмосфери, у комірці необхідно підтримувати певний надлишковий тиск. Тиск у комірці вимірюється під кришкою і має підтримуватися на рівні 5–15 Н/м<sup>2</sup>. Цю функцію виконує система автоматичного контролю та регулювання тиску.

Сигнал із дифманометру контролю тиску в робочому просторі порівнюється із заданим і їх різниця поступає на автоматичний регулятор, який формує відповідний регулюючий вплив. Цей регулюючий вплив діє на виконавчий механізм, який переміщує регулюючий орган – шибер. Шибер встановлюється в димовому тракті перед трубою і при переміщенні змінює прохідне сечення димового тракту, що впливає на тиск у всьому тракті включно з коміркою.

Контроль та регулювання співвідношення паливо-повітря при забезпеченні повітрям комірки вентилятором є проблемним. Це пов'язано з неможливістю точного контролю витрат повітря. В останній час запропоновано декілька методів регулювання співвідношення. Наприклад, використовують інформацію про склад диму на O<sub>2</sub> та CO, яку одержують за допомогою твердотільних сенсорних датчиків аналізу складу димових газів, встановлених у димовому тракті. По цій інформації керують числом обертів двигуна вентилятора й у такий спосіб змінюють кількість повітря на спалювання.

#### **Контрольні питання**

1. Нагрівальний колодязь, призначення, конструкція.
2. Технологія нагріву зливків у колодязі.
3. Основні завдання контролю та регулювання параметрів колодязя.
4. Методи визначення часу нагріву зливків у колодязі.
5. Структура системи автоматичного регулювання температури комірки.
6. Структура системи автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітрянагрівального колодязя.

7. Структура системи автоматичного регулювання тиску в комірці нагрівального колодязя.

### **5.3 Автоматизація методичних нагрівальних печей**

#### **5.3.1 Загальна характеристика методичних печей для нагріву заготовок**

Піч називається методичною тому, що заготовки поступово (методично) нагріваються за рахунок протитоку димових газів і руху заготовок. Методичні печі відносять до печей прохідного типу, вони бувають штовхальними і з крокуючими балками.

Штовхальні печі завантажують і проштовхують заготовки через піч за допомогою спеціального механізму – штовхача. Заготовки з одного боку заходять у піч, впритул одна до одної просуваються і виходять з іншого боку.

Методичні печі з крокуючими балками мають всередині зон спеціальні балки, які за допомогою електрогідравлічного приводу можуть переміщуватись, пересуваючи на собі заготовки. Крокуючі балки дають змогу пропускати через піч будь-яку кількість заготовок, від одної (що неможливо в штовхальній печі), до максимальної можливої кількості, яку дозволяє розмір печі.

Методична піч являє собою агрегат, який має декілька опалювальних (зварювальні й томильна) зони. Перша по ходу заготовок зона – методична, вона, як правило, неопалювальна. Печі, які гріють масивні заготовки, мають від одної до двох нижніх зварювальних зон (рис. 5.3, див. с. 252).

#### **5.3.2 Методична штовхальна піч, конструкція, основні характеристики**

У середині штовхальної печі протягом методичної і зварювальних зон встановлені два ряди, охолоджуваних водою, глісажних труб, по яким проштовхуються заготовки. У верхній частині

опалювальних зон встановлені горілки, полум'я яких спрямоване проти руху заготовок. Горілки кожної зони має спільні колектори до яких приєднані трубопроводи палива й повітря. У такий спосіб зміна подачі палива й повітря йде на зону загалом. Томільна зона штовхальної печі має суцільну подину (підлогу) зі спеціальної вогнетривкої цегли, по якій проштовхуються заготовки перед видачею із печі. Вікно видачі томільної зони закривається кришкою, яка перед видачею чергової заготовки відчиняється електроприводом. Методична піч для кожного сортаменту заготовок має певну продуктивність по нагріву, яка узгоджується з продуктивністю прокатного стану. При коливаннях темпу прокатки заготовок необхідно корегувати температурний режим зон печі.

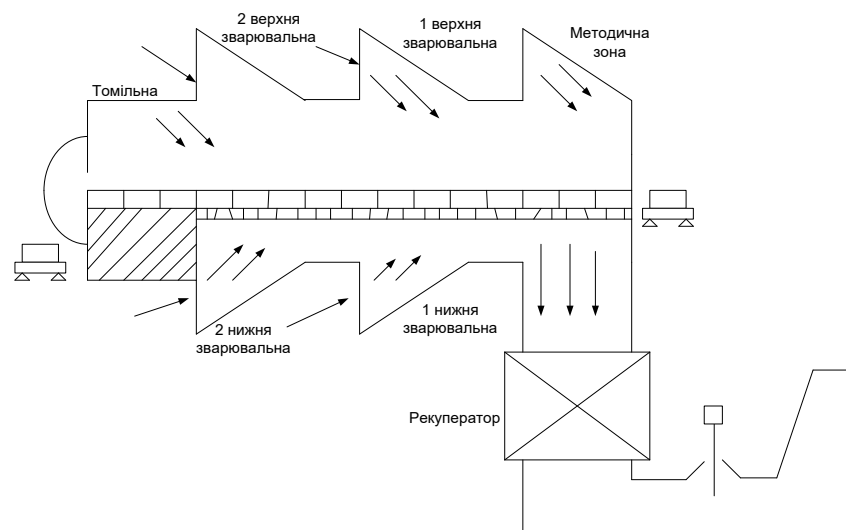


Рисунок 5.3 – П'ятизонна методична нагрівальна піч

### 5.3.3 Технологія нагріву заготовок у методичній печі

Нагрів заготовок у методичній печі, як і в нагрівальних колодязів, ведеться по двох стадійному режиму. Спочатку йде інтенсивний нагрів заготовок у зварювальних зонах до одержання

заданої температури поверхні, а на другій стадії відбувається томління, тобто вирівнювання температури за січенням до заданого перепаду:

$$\Delta t = t_n - t_{\text{ц}} = 20 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Методичні печі з погляду нагріву мають як переваги, так і недоліки. Переваги – безперервність та висока продуктивність. Недоліки – складність керування температурним режимом у зонах, оскільки між зонами є перетік димових газів, а значить взаємозв'язок за температурою.

Керування процесом нагріву заготовок зводиться до підтримки певної температури в кожній зоні печі, тобто певного розподілення температур по зонам печі, форма якого залежить від групи марки сталі й типу заготовок, які гріються. У всіх зонах крім томільної нагрів ведеться з усіх боків заготовки. У томільній зоні прогрів йде тільки зверху заготовок. Це робиться для вирівнювання температури за січенням заготовки й ліквідації темних смуг від глісажних труб.

### 5.3.4 Завдання контролю та регулювання процесу нагріву

Для ефективного нагріву заготовок і безаварійної роботи печі необхідно:

*Автоматично контролювати:*

- 1) температуру робочого простору в кожній зоні печі;
- 2) витрати й тиск палива по кожній опалювальній зоні й температуру палива на піч (при його підігріві);
- 3) витрати й тиск повітря на спалювання палива по кожній опалювальній зоні та його температуру підігріву на виході рекуператора печі;
- 4) тиск у робочому просторі томільної зони;
- 5) розрідження в димовому каналі (борові) печі;
- 6) факт видачі заготовки із печі;
- 7) температуру розкату після першої кліти прокатного стану.

*Автоматично регулювати:*

- 1) температуру в робочому просторі кожної опалювальної зони печі;
- 2) співвідношення паливо-повітря в кожній опалювальній зоні печі;
- 3) тиск у робочому просторі томильної зони;
- 4) температуру передньої стінки металевого рекуператора підігріву повітря на піч.

*Автоматично контролювати, сигналізувати:*

- 1) падіння тиску палива на піч;
- 2) падіння тиску повітря на піч;
- 3) зменшення розрідження в димовому каналі.

### 5.3.5 Системи автоматичного контролю та регулювання параметрів методичної печі

*Системи автоматичного регулювання температури в робочому просторі кожної опалювальної зони печі*

Температуру в робочому просторі зони контролюють *платиновий-платиновою термопарою* (ТПР), яку встановлюють на склепінні зони й опускають у середину печі на 200 мм. Сигнал із термопари через нормуючий перетворювач поступає на автоматичний регулятор (мікроконтролер), де порівнюється із заданим значенням температури зони і при їх відмінності, регулятор формує регулюючий вплив на виконавчий механізм і регулюючий орган для зміни витрат палива на зону. Зміна кількості палива на зону продовжується до тих пір, поки температура в зоні не стане дорівнюватися заданій. Задане значення температури в зонах може корегуватися сигналом за темпом прокатки заготовок.

Із цією метою за томильною зоною встановлюється датчик наявності виданої із печі заготовки, як правило, це фотореле. За кількістю виданих заготовок за певний проміжок часу контролер формує сигнал пропорційний темпу прокатки заготовок на стані. Для врахування коливань темпу прокатки заготовок, задане значення температури в зоні корегується. При збільшенні темпу прокатки задане значення температури в зоні збільшується і навпаки.

*Системи автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря в опалювальних зонах печі*

При зміні автоматичним регулятором температури кількості палива на зону необхідно автоматично змінювати кількість повітря на спалювання цієї нової кількості палива. Це завдання виконує система автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря. Структура системи включає вузли контролю витрат палива й повітря, мікроконтролер, пускач безконтактний, виконавчий механізм і регулюючий орган зміни кількості повітря. Контролер системи розраховує потрібну кількість повітря для поточної кількості палива згідно з формулою:

$$F_{\text{пов.зад}}(\tau) = \alpha \times k \times F_{\text{пал}}(\tau).$$

де  $\alpha$  – коефіцієнт надлишку повітря ( $\alpha = 0,8-1,2$ );

$k$  – коефіцієнт співвідношення паливо-повітря.

Ця розрахована задана величина порівнюється з поточною і при їх різниці регулятор видає регулюючий вплив на виконавчий механізм і регулюючий орган для відповідної зміни кількості повітря на спалювання. Таким способом система слідує і підтримує задане співвідношення паливо-повітря.

*Система автоматичного регулювання тиску в робочому просторі томильної зони*

Контроль та автоматичне регулювання тиску димових газів відбувається в томильній зоні. Це пов'язано з тим, що томильна зона методичної печі є заключною в процесі нагріву заготовок, оскільки в ній відбувається вирівнювання температури по січенню до заданого перепаду між поверхнею і центром заготовки. Це забезпечує однорідність пластичних властивостей металу перед прокаткою. Окрім того, для виключення підсмоктування холодного атмосферного повітря в цю зону, щоб не охолоджувати заготовку перед видачею, у ній треба підтримувати тиск на 60–90 Па вище атмосферного. Захист робочого простору томильної зони від підсмоктування холодного атмосферного повітря виконує підсистема стабілізації тиску в робочому просторі зони.

До складу системи входить датчик тиску, автоматичний регулятор (мікроконтролер), апаратура підсилення і комутації, виконавчий механізм та регулюючий орган (шиберного типу) встановлений у димовому тракті печі перед димовою трубою. Імпульс тиску (+) для датчика-дифманометра береться в середині робочого простору зони у верхній частині склепіння, а імпульс (-) береться в тому ж місті, але із зовнішнього склепіння. Це пов'язано з тим, що тиск, який контролюється, є малим (60–90 Па), а тому на нього може впливати геометричний атмосферний напір (різниця висот відбору сигналів (+) та (-). При зміні поточного значення тиску від заданого регулятор прикриває, або відкриває шибером прохідне січення димового каналу й тим доводить тиск у томильній зоні до заданого.

*Система автоматичного регулювання температури передньої стінки металевого рекуператора підігріву повітря на піч*

На більшості методичних печей повітря для, спалювання палива, підігривається в металевих рекуператорах, встановлених у димовому тракті відразу за методичною зоною. Димові гази, які покидають піч мають температуру приблизно 1000 °С, тому їх тепло утилізують через підігрів повітря в металевих рекуператорах. Інколи температура газів може бути значно більша за звичайну й це, якщо нічого не робити, може призвести до перегріву металеві стінки рекуператора та її пропалювання. Для запобігання цієї ситуації, на передній стінці рекуператора встановлюють площинну термопару й контролюють температуру стінки. При перевищенні поточного значення цієї температури заданої, регулятор формує регулюючий вплив і через виконавчий механізм і регулюючий орган подає холодне повітря на розбавлення (охолодження) димових газів і цим стабілізується температура стінки рекуператора.

*Системи автоматичної сигналізації і відсічки*

Для запобігання аварійних ситуацій, пов'язаних із падінням тиску в трубопроводах палива, або повітря на печі встановлена системи автоматичної сигналізації і відсічки. На трубопроводах подачі палива й повітря на піч встановлюються сигналізатори падіння тиску (манометри зі вмонтованим сигнальним контактом), які налаштовуються

на мінімальний (критичний) тиск. При падінні поточного значення тиску, наприклад, палива в трубопроводі палива може зайти повітря (його тиск вище мінімального) і в трубопроводі палива виникає вибухова суміш, що може призвести до аварії. Тому при падінні тиску нижче критичного спрацьовує контакт, який вмикає світлову і звукову сигналізацію, відсікає за допомогою відсічного клапану подачу палива й повітря на піч і тим сповіщає персонал про аварійну ситуацію.

*Контроль темпу прокатки заготовок, виданих із печі*

Методична піч є агрегатом, який обслуговує прокатний стан. Прокатний стан задає необхідну продуктивність і методичні печі мають підлаштовуватися під продуктивність стану. Для цього на печах встановлюють системи контролю темпу прокатки (кількість прокатних заготовок в одиницю часу). Цей сигнал є корегуючим для систем регулювання температури в зонах печі.

Системи контролю темпу прокатки можуть бути двох типів – з прямим і непрямим контролем темпу прокатки.

Прямий – це підрахунок кількості заготовок, виданих із печі за одиницю часу. Ця кількість перетворюється в сигнал (4–20 мА), який надходить як корегуючий у системи регулювання температури в зонах.

Непрямий – відбувається або за рахунок контролю температури розкату після першої кліти пірометром спектрального співвідношення, або контролю температури поверхні заготовок у неопалювальній методичній зоні.

Методичні печі з крокуючими балками мають такі ж зони як і штовхальні, але транспортування заготовок по зонах виконується за рахунок спеціальних балок. Системи автоматизації зон аналогічні вище розглянутим, але ще доповнюється системами керування переміщенням заготовок і слідкуванням за їх розташуванням у печі.

### **Контрольні питання**

1. Методичні нагрівальні печі, призначення, конструкція.
2. Технологія нагріву заготовок у методичній печі.
3. Основні контрольовані параметри методичної печі.

4. Основні регульовані параметри методичної печі.
5. Структура системи автоматичного регулювання температури в зоні печі.
6. Структура системи автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря в зоні печі.
7. Структура системи автоматичного регулювання тиску в томильній зоні печі.
8. Система автоматичної сигналізації та відсічки.
9. Методи контролю темпу прокатки заготовок.

## 5.4 Автоматизація секційних печей швидкісного нагріву заготовок

### 5.4.1 Загальна характеристика секційних печей швидкісного нагріву

Деякі прокатні стани мають високу продуктивність прокатки певних типів заготовок, наприклад, круглих заготовок для прокатки металевих куль для кульових млинів.

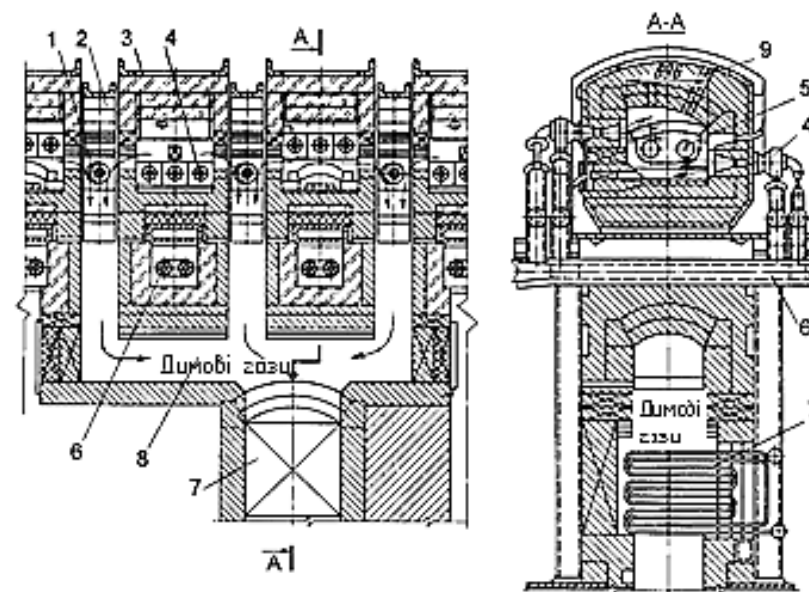
Час нагріву таких заготовок обмежений, тому для їх нагріву потрібні спеціальні секційні печі швидкісного нагріву, які складаються із послідовно розташованих секцій. Заготівка в такій печі інтенсивно нагрівається теплом, яке передається конвекцією від димових газів та випромінюванням від, близько розташованої, кладки. Найбільш ефективно секційні печі працюють при температурі в робочому просторі секцій 1300...1500 °С. У секційних печах використовують горілки типу «труба в трубі» із широким діапазоном регулювання продуктивності без проскакування полум'я в середину горілки при мінімальних витратах палива і співвідношеннях паливо – повітря. Горілки розташовують у бокових стінках з обох сторін секцій перпендикулярно напрямленню руху заготовок, але тангенціально по відношенню до заготівки. Таке розташування горілок утворює круговий потік димових газів навкруги заготовок, але не діє безпосередньо на метал. Для більш рівномірного нагріву

заготовок при їх переході через окремі секції верхні й нижні горілки в суміжних секціях чергуються по кожній із бокових стін.

### 5.4.2 Секційна піч швидкісного нагріву, конструкція, основні характеристики

Секційні печі мають ряд встановлених в одну лінію камер-секцій (рис. 5.4), які інтенсивно опалюються газом.

Корпус секції металевий, зварений і футерований всередині вогнетривкою цеглою. Кількість секцій може складати від 20–40. Секції об'єднані в зони. Кожна зона об'єднує чотири-шість секцій. Для економії палива димові газы відводяться через торцеві отвори секцій і проходять через рекуператор, у якому нагрівають повітря на спалювання газів. На кожен зону під піччю



- 1 – ролик на два струмки, охолоджується водою; 2 – тамбур;  
 3 – кожух печі; 4 – горілки; 5 – заготівки; 6 – повітря і газопроводи;  
 7 – рекуператор; 8 – димохід; 9 – отвір для датчика температур

Рисунок 5.4 – Секційна піч швидкісного нагріву

встановлюється свій рекуператор. Після рекуператорів, оскільки температура димових газів складає 900...1000 °С, на загальному газоході встановлюється котел-утилізатор тепла, який виробляє пару для цехових потреб.

Для транспортування заготовок у середині секцій встановлений рольганг із роликками, які охолоджуються водою. Ролики встановлені під кутом 82° по відношенню до вздовжної лінії печі й мають по своїй довжині два або три звуження (струмка). Таке розташування роликів призводить до поступового обертання заготовки по мірі її переміщення по рольгангу. Це забезпечує рівномірний прогрів заготовки й нівелює вплив низької температури роликів охолоджуваних водою. Останні три ролики, перед видаванням заготовки із печі, обертаються зі швидкістю в 8 разів більшою, ніж у попередніх роликів. Цим забезпечується по чергою видача нагрітих заготовок то з правого то з лівого струмка роликів. Заготовки задаються в піч спеціальним пристроєм окремо по кожному струмку з розбіжкою в половину довжини заготовки. За такої умови довжина заготовки має бути такою, щоб розташовуватися не менше ніж на трьох роликках рольгангу.

### 5.4.3 Технологія нагріву заготовок у секційній печі

Секційні печі гріють, як правило, круглі заготовки різного діаметра від 40 до 120 мм. Нагрів заготовок із високою швидкістю (за 5–8 хв заготовка нагрівається від 20 °С до 1000...1200 °С) забезпечується значним перепадом температур між зоною і заготовкою.

Температура в зонах сягає 1300...1350 °С. Заготовки в секційних печах, як і у всіх печах нагріву металу, гріються по двох стадійному режиму – у першій зоні, для запобігання термічних напружень, температура підтримується на рівні 1100...1150 °С, далі йде інтенсивний нагрів у наступних зонах і витримка в останній зоні для вирівнювання температури за січенням заготовки. Температура в зоні витримки складає 1200...1250 °С. Підтримання такої технології нагріву забезпечується вирішенням наступних завдань контролю та регулювання.

### 5.4.4 Завдання контролю та регулювання процесу нагріву заготовок у секційних печах

Для ефективного нагріву заготовок і безаварійної роботи печі необхідно:

*Автоматично контролювати:*

- 1) температуру робочого простору в кожній зоні печі;
- 2) витрати палива по кожній зоні;
- 3) витрати й температуру підігріву повітря на спалювання палива по кожній зоні;
- 4) тиск палива й повітря на піч;
- 5) розрідження в димовому каналі (борові) печі або контроль роботи ексгаустера для видалення димових газів;

- 6) температура димових газів до й після рекуператорів;
- 7) температура заготовки перед прокаткою;
- 8) темп прокатки.

*Автоматично регулювати:*

- 1) температуру в робочому просторі кожної зони печі;
- 2) співвідношення паливо-повітря в кожній зоні печі.

*Автоматично контролювати й сигналізувати:*

- 1) падіння тиску палива на піч;
- 2) падіння тиску повітря на піч;
- 3) зупинка ексгаустера;
- 4) відсутність напруги живлення.

Усі ці завдання вирішує система автоматизації печі.

### 5.4.5 Системи автоматичного контролю та регулювання параметрів секційної печі

*Системи автоматичного регулювання температури в робочому просторі кожної зони печі*

Температуру в зоні вимірюють радіаційним пірометром, встановленим зверху зони (у середній секції) через карбофраксний стакан, дно якого виступає всередину зони на 50–200 мм. Сигнал пірометра про поточну температуру в зоні подається на автоматичний регулятор (мікроконтролер) де порівнюється із заданою

температурою. При наявності різниці цих сигналів регулятор формує регулюючий вплив на зміну кількості палива на зону. У системі регулювання температури бажано використовувати мало інерційну апаратуру, тому що в печі відбувається швидкий нагрів і потрібно швидко відпрацьовувати регулюючі впливи.

Задана температура в кожній зоні визначається діаметром заготовки й темпом прокатки. Темп прокатки контролюють, або безпосередньо – автоматично рахуючи кількість виданих у прокат заготовок в одиницю часу, по сигналу пірометра для контролю температури заготовки перед кліттю, або непрямо – контролюючи струм електродвигуна головного приводу кліті стану. При високому темпі прокатки заготовка не встигає нагрітися до заданої температури, її пластичність при прокатці знижується і зростає струм головного приводу. Сигнал про поточний темп прокатки корегує задану температуру в зонах печі й у такий спосіб забезпечує потрібний нагрів заготовок у печі при коливанні продуктивності стану.

*Системи автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря в зонах печі*

При зміні автоматичним регулятором температури кількості палива на зону необхідно автоматично змінювати кількість повітря на спалювання цієї нової кількості палива. Це завдання виконує система автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря. Структура системи включає вузли контролю витрат палива й повітря по кожній зоні, мікроконтролер, пускокомутуючу апаратуру, виконавчий механізм і регулюючий орган зміни кількості повітря. Контролер системи розраховує по кожній зоні потрібну кількість повітря для поточної кількості палива згідно з формулою:

$$F_{\text{пов зад}}(\tau) = \alpha \times k \times F_{\text{пал}}(\tau).$$

Ця розрахована задана величина порівнюється з поточною і при їх різниці регулятор видає регулюючий вплив на виконавчий механізм і регулюючий орган для відповідної зміни кількості повітря на спалювання. Таким способом система слідує і підтримує задане співвідношення паливо-повітря.

*Системи автоматичної сигналізації та відсічки*

Для запобігання аварійних ситуацій, пов'язаних із падінням тиску в трубопроводах палива, або повітря на печі, падіння розрідження перед ексаустером (зупинка ексаустера), знеструмлення печі, існує системи автоматичної сигналізації та відсічки. На трубопроводах подачі палива й повітря на піч встановлюються сигналізатори падіння тиску (манометри зі вмонтованим сигнальним контактом), які налаштовуються на мінімальний (критичний) тиск. При падінні поточного значення тиску, наприклад, палива в трубопроводі палива може зайти повітря (його тиск вище мінімального) і в трубопроводі палива виникає вибухова суміш, що може призвести до аварії. Тому при падінні тиску нижче критичного спрацьовує контакт, який вмикає світлову і звукову сигналізацію, відсікає за допомогою відсічного клапана подачу палива й повітря на піч і тим сповіщає персонал про аварійну ситуацію. Аналогічна дія системи при зниженні розрідження перед ексаустером або знеструмлення печі.

**Контрольні питання**

1. Секційні печі швидкісного нагріву заготовок, конструкція, технологія нагріву.
2. Основні контрольовані параметри секційної печі.
3. Основні регульовані параметри секційної печі.
4. Структура системи автоматичного регулювання температури в зоні печі.
5. Структура системи автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря в зоні печі.
6. Методи контролю темпу прокатки в секційних печах.
7. Система автоматичної сигналізації та відсічки.

## 5.5 Автоматизація печей для термічної обробки металу

### 5.5.1 Загальна характеристика термічних печей

Термічні печі призначені для термічної обробки металу з метою покращення його механічних властивостей. Термічна обробка металу полягає в керованому нагріву й охолодженню металу за певною програмою. Є декілька типів термічної обробки металу – гартування, відпуск, відпалювання. Кожен із цих типів термообробки відрізняється програмою зміни температури металу в часі. Термічні печі мають різне конструктивне виконання, залежно від параметрів металу, який термічно обробляється. Найбільш розповсюдженими є камерні та прохідні термічні печі.

### 5.5.2 Термічна піч камерного типу, конструкція, основні характеристики

Термічні камерні печі бувають з викатним подом або з верхньою кришкою, як колодязь. Часто термічні печі використовуються для обробки металу після прокатки. Це, як правило, термічна обробка типу відпуск.

Камерна термічна піч з викатним подом призначені для термообробки металевих листів, або плит. може мати одну або дві зони, які також мають декілька підзон (до 4-х) (рис. 5.5, див. с. 265).

У кожній підзоні в боковій стінці встановлено по 4 горілки типу «труба в трубі». Опалюється піч природним, або змішаним газом. Газ і повітря підводиться до відповідних колекторів кожної підзони. Димові гази відводяться через вертикальні канали в бокових стінках печі. У кожній зоні печі димові гази від підзон попадають у свій колектор, у якому встановлений поворотний шибер для регулювання тиску в зоні. Перед завантаженням металу для термообробки із печі викочують подину печі й на неї кладуть пакети листів або плит. Подина закривається назад, герметично зачиняються двері та починається процес термообробки.

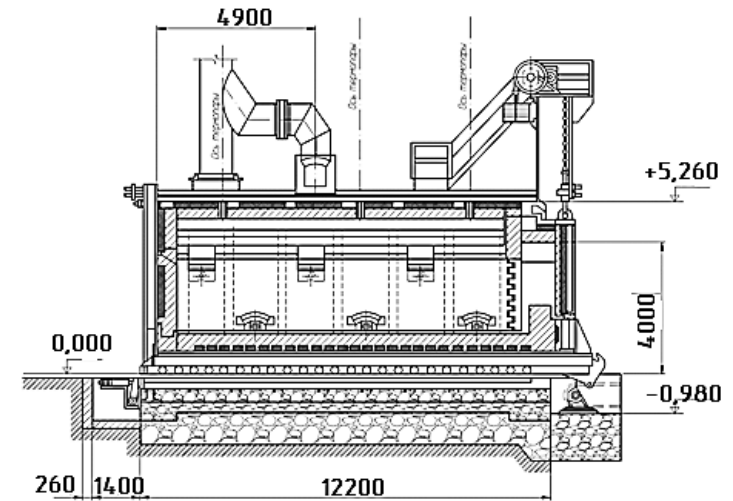


Рисунок 5.5 – Камерна двозонна піч із виїзним подом

### 5.5.3 Технологія термообробки, завдання контролю та регулювання

При термообробці в камерних печах йде формування температурного поля рівномірно розподіленого за об'ємом печі. Відмінність температурного режиму термічної камерної печі від інших печей полягає в тому, що температура в камері має змінюватися в часі згідно з певною програмою. Приклад однієї з таких програм показано на рис. 5.6.

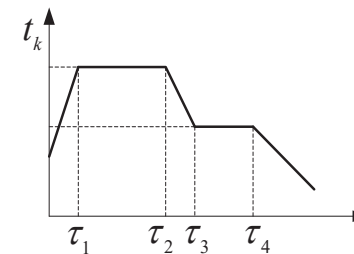


Рисунок 5.6 – Графік програмної зміни температури в камері термічної печі

Як бачимо, задається не тільки температура витримки, а і швидкість підйому і зниження температури в печі. Окрім витримки певного температурного графіка при термообробці треба рівномірно прогрівати весь пакет металу в печі. Такі зміни температурного режиму печі призводять до значних коливань кількості тепла, яке подається в піч за технологічний цикл. Тому устаткування подачі та спалювання палива на печі повинно працювати в широкому діапазоні зміни своєї продуктивності.

#### **5.5.4 Системи автоматичного контролю та регулювання процесу термообробки в камерній печі**

У процесі термообробки металу в камерній печі необхідно контролювати:

- температуру в підзонах;
- витрати палива й повітря на підзону;
- тиск у зонах печі;
- падіння тиску в трубопроводах палива й повітря на піч.

Для контролю температури в підзонах печі встановлюються хромель-алюмелеві термопари – по дві на кожну підзону. Одна робоча, по якій регулюється температура в підзоні, друга контрольна, щоб не допустити порушення температурного режиму й одержання браку металу. Сигнал із робочої термопари надходить на автоматичний регулятор (мікроконтролер), де порівнюється із сигналом програмного задатчика температури в зоні. Програмний задатчик мікроконтролеру містить задану програму зміни температури в підзонах у часі й регулятор підтримує температуру в підзонах згідно із цією програмою.

Для ефективного спалювання палива на кожній підзоні встановлені системи автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря. У складі цих систем є вузли контролю витрат палива й повітря на кожну підзону, мікроконтролер, який розраховує задане значення витрат повітря з урахуванням коефіцієнта співвідношення  $\alpha$  і коефіцієнта надлишку повітря відповідно до поточного значення кількості палива на спалювання.

Автоматичний регулятор кількості повітря на підзону підтримує поточне значення кількості відповідно розрахованому заданому значенню на цей момент.

На деяких печах камерного типу спалювання палива відбувається в горілках інжекційного типу, паливо подається під тиском і воно інjektує повітря для спалювання в заданому співвідношенні. Це співвідношення встановлюється вручну при певних витратах палива й у подальшому у всьому діапазоні витрат палива потрібне співвідношення підтримується. Тиск контролюється і автоматично регулюється в кожній зоні печі через зміну положення поворотного шибера в димовому колекторі зони.

#### **5.5.5 Прохідна термічна піч, конструкція, основні характеристики**

Прохідні термічні печі призначені для термічної обробки листового прокату в потоці. Вони мають довжину від 60 до 150 м і являють собою металеву конструкцію коробчастого типу футеровану із середини вогнетривкою цеглою (рис. 5.7, див. с. 268).

Піч встановлена на фундаменті із жаростійкого бетону й розділена по висоті на дві частини. У нижній частині знаходяться опори для підшипників роликів печі, а верхня частина з'ємна й розділена на секції. У середині печі по всій її довжині знаходяться ролики, цапфи яких охолоджуються водою.

По вхідному рольгангу перед піччю листи для термообробки поступають на ролики печі, привод яких об'єднує групи по 3–4 ролики (рис. 5.8, див. с. 269). Далі листи транспортуються роликами по всіх секціях печі, де відбувається їх термообробка. Кожні дві секції об'єднані в зони. Зона ідентифікується єдиним температурним розподіленням і єдиним керуванням спалення палива і зміни температури. На кожній секції у верхній і нижній частинах встановлено по 6–8 горілок, тобто в зоні процес спалювання одночасно керується 24–32 горілками.

Горілки типу «труба в трубі» опалюються природним газом. Повітря для горілок подається централізовано для кожної зони.

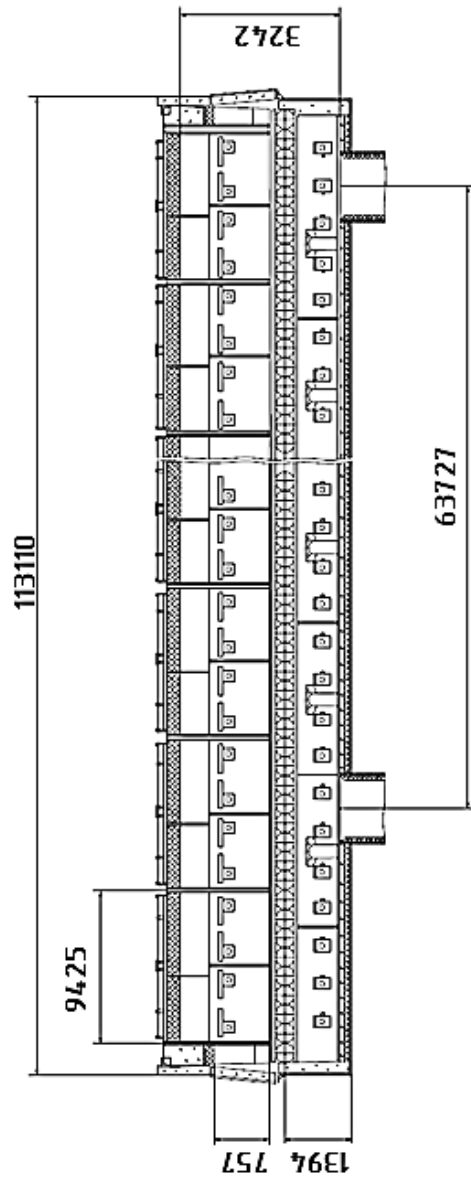


Рисунок 5.7 – Прокідна роликва термична пч

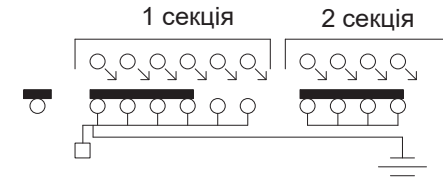


Рисунок 5.8 – Схема розташування секцій у прохідній термичній печі

### 5.5.6 Технологія термообробки, задачі контролю та регулювання

Процес термообробки в прохідній печі може відбуватися у двох режимах:

- у прохідному режимі, коли листи обробляються при безперервному обертанні роликів із технологічною швидкістю, яка залежить від сортаменту листів;
- у режимі симетричного покачування, з періодичним просуванням усіх листів на транспортній швидкості на наступну позицію при завантаженні в пч нового листа.

У прохідному режимі температура всіх зон підтримується однаковою в діапазоні 930...970 °С, а температура металу в процесі термообробки регулюється часом перебування листа в печі, тобто швидкістю транспортування листів у печі. Для кожної товщини партії листів час перебування (час термообробки)  $\tau_{то}$  обчислюється згідно з формулою:

$$\tau_{то} = \delta \times \tau_{пит},$$

- де  $\tau_{то}$  – час термообробки листа, хв;  
 $\delta$  – товщина листа, мм;  
 $\tau_{пит}$  – питомий час нагріву листів цієї товщини й марки сталі, хв/мм.

Швидкість транспортування листів у печі обчислюється за формулою:

$$v_{тр} = \frac{L}{\tau_{то}},$$

де  $L$  – довжина печі, м.

У прохідній печі контролюються такі параметри:

- температура в робочому просторі кожної зони над роликками;
- тиск і витрати палива на піч;
- тиск і витрати повітря на піч;
- витрати палива на кожну зону;
- витрати повітря на кожну зону;
- тиск у робочому просторі печі (у середній зоні печі);
- температура листа на виході із печі;
- положення листів у печі;
- падіння тиску в трубопроводах палива й повітря на піч.

### 5.5.7 Системи автоматичного контролю та регулювання процесу термообробки в прохідній печі

Для контролю температури в зонах печі зверху зон, із заглиблення на 200 мм у робочий простір, встановлюються хромель-алюмелеві термопари, по яким регулюється температура в кожній зоні печі. Сигнал із термопари поступає на автоматичний регулятор (мікроконтролер), де порівнюється із заданою температурою в зоні. При їх відхиленні автоматичний регулятор змінює подачу палива на зону до тих пір, поки температура в зоні не стане дорівнювати заданій.

Одночасно зі зміною палива на зону система регулювання співвідношення підтримує потрібні витрати повітря на зону. Для ефективного спалювання палива на кожній зоні встановлені системи автоматичного регулювання співвідношення паливо-повітря. У складі цих систем є вузли контролю витрат палива й повітря на кожну зону, мікроконтролер, який розраховує задане значення витрат повітря з урахуванням коефіцієнту співвідношення  $k$  і коефіцієнта надлишку  $\alpha$ .

Надлишковий тиск у печі контролюється у верхній частині середньої зони й підтримується на рівні 5–20 Па. Регулюється тиск поворотним шибером у димоході перед димовою трубою печі.

Найбільш складною проблемою є визначення положення заготовки (листа) по довжині печі. Визначення положення листа необхідне для керування процесом термообробки, тобто

реалізації часу перебування заготовки при певній температурі. Найбільш поширеним методом контролю положення листів є використання контактних датчиків ланцюгового типу. Ізольовані від металевого корпусу печі ланцюги встановлюються в певних секціях і опущені в робочий простір так, щоби при проходженні листом цього місця ланцюг торкався його й таким способом замикав електричну ланку реле, контакти якого сигналізують про проходження даного листа даної зони. Це дає змогу контролювати час проходження листом даної відстані від моменту завантаження і відповідно процес термообробки.

Для запобігання аварійних ситуацій, пов'язаних із падінням тиску в трубопроводах палива, або повітря на піч і знеструмлення печі є системи автоматичної сигналізації і відсічки. На трубопроводах подачі палива й повітря на піч встановлюються сигналізатори падіння тиску (манометри зі вмонтованим сигнальним контактом), які налаштовуються на мінімальний (критичний) тиск. При падінні поточного значення тиску, наприклад, палива в трубопроводі палива може зайти повітря (його тиск вище мінімального) і в трубопроводі палива виникає вибухова суміш, що може призвести до аварії. Тому при падінні тиску нижче критичного спрацьовує контакт, який вмикає світлову і звукову сигналізацію, відсікає за допомогою відсічного клапана подачу палива й повітря на піч і сповіщає про це персонал печі.

#### Контрольні питання

1. Термічні печі, призначення, основні типи.
2. Камерні термічні печі, конструкція, основні характеристики.
3. Параметри контролю та регулювання камерних термічних печей.
4. Системи контролю та регулювання параметрів камерних термічних печей.
5. Прохідні термічні печі, конструкція, основні характеристики.
6. Параметри контролю та регулювання прохідних термічних печей.
7. Системи контролю та регулювання параметрів прохідних термічних печей.
8. Алгоритм визначення швидкості просування заготовок через прохідну піч.

## ВИСНОВКИ

Зібрана та наведена в навчальному посібнику інформація є результатом багаторічного досвіду авторів у сфері автоматизації основних технологічних процесів металургійного виробництва – від аглодоменного до прокатного.

Навчальний посібник надає студентам, що навчаються за спеціальностями, пов'язаними з автоматизацією металургійного виробництва, можливість докладно зрозуміти технологічні процеси та їх системи автоматизованого управління на конкретних виробничих прикладах із розглядом специфічних особливостей експлуатації та функціонування. Приклади розрахунків і конкретні ситуації допомагають краще опанувати матеріал. Опис послідовності автоматизації процесів дає можливість студентам більш цілісно розуміти принцип дії технологічних процесів та їх взаємозв'язок із системами автоматизації.

Завдання до практичних та лабораторних робіт винесено в окремий практикум. З використанням платформи програмування та числових обчислень, аналізу даних, розробки алгоритмів і створення моделей MATLAB виконуються задачі такої тематики: дослідження та визначення характеристик об'єктів регулювання, дослідження локальних систем автоматизації на базі локальних регуляторів, визначення параметрів налагодження регулятора системи автоматичного регулювання, дослідження роботи системи автоматичного регулювання тощо.

Посібник є цінним ресурсом та корисним джерелом інформації як для здобувачів вищої та спеціальної освіти в Україні, так і для інженерно-технічних робітників проектних організацій та підприємств металургійного виробництва. Він допомагає глибше вивчити технологічні процеси та принципи автоматизації окремих металургійних агрегатів, що дає змогу забезпечити продуктивність та ефективність виробничих процесів та може вплинути на розвиток металургійної промисловості в країні.

## ПЕРЕЛІК РЕКОМЕНДОВАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Автоматизація виробничих процесів / Я. І. Проць, В. Б. Савків та ін. Тернопіль : ТНТУ ім. Пулюя, 2011. 344 с.
2. Автоматизація виробничих процесів / І. В. Ельперін, О. М. Пупена, В. М. Сідлецький, С. М. Швед. Київ : Ліра К, 2021. 378 с.
3. Автоматизація технологічних процесів підземних гірничих робіт : підручник для студентів ВНЗ / А. В. Бубліков та ін. Дніпропетровськ : НГУ, 2012. 303 с.
4. Бобух А. О. Автоматизовані системи керування технологічними процесами : навч. посіб. Гриф МОН України. Харків : ХНАМГ, 2006. 185 с.
5. Карташов В. В. Посібник з лекцій з дисципліни «Автоматизовані системи керування технологічними процесами». Тернопіль : Вид-во ТНТУ імені Івана Пулюя, 2017. 149 с.
6. Кравченко В. П. Автоматизація технологічних процесів і виробництв : конспект лекцій з дисципліни «Автоматизація технологічних процесів і виробництв» для студентів спеціальності 151 «Автоматизація і комп'ютерно-інтегровані технології» денної та заочної форм навчання. Маріуполь : ПГТУ, 2017. 165 с. URL: <http://umm.pstu.edu/handle/123456789/12405>
7. Ладанюк А. П., Трегуб В. Г., Ельперін А. Ю. Автоматизація технологічних процесів і виробництв харчової промисловості. Київ : НУХТ, 2001. 244 с.
8. Мікропроцесорні засоби в автоматизованих системах керування технологічними процесами : підручник / А. К. Бабіченко та ін. ; за ред. А. К. Бабіченка. Харків : Вид-во ТОВ «Водний Спектр Джі-ЕМ-Пі», 2016. 440 с.
9. Пупена О. М. Розроблення людино-машинних інтерфейсів та систем збирання даних з використанням програмних засобів SCADA/HMI. Київ : Ліра К, 2020. 594 с.
10. Рибальченко М. О., Єгоров О. П., Зворикін В. Б. Цифрова обробка сигналів : навчальний посібник. Дніпро : НМетАУ, 2018. 79 с.
11. Dunn William C. Fundamentals of industrial instrumentation and process control. McGraw-Hill Education, 2018. 338 p.
12. Ian Barkin, Jochen Wirtz, Pascal Bornet. Intelligent Automation: Learn how to harness Artificial Intelligence to boost business & make our world more human. 2021. 432 p.



*Навчальне видання*

**Кравченко** Віктор Петрович  
**Койфман** Олексій Олександрович  
**Сімкін** Олександр Ісакович

# **АВТОМАТИЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ І ВИРОБНИЦТВ У ЧОРНІЙ МЕТАЛУРГІЇ**

**Навчальний посібник**

Дизайн обкладинки *В. Савельєва*  
Технічний редактор *Ю. Назарова*  
Верстка *О. Данильченко*



Підписано до друку 05.07.2023 р.  
Формат 60x84/16. Папір офсетний.  
Цифровий друк. Гарнітура Cambria.  
Ум. друк. арк. 16,04. Наклад 300.  
Замовлення № 0623-056.

Видавництво та друк: Олді+  
65101, м. Одеса, вул. Інглезі, 6/1  
тел.: +38 (095) 559-45-45, e-mail: office@oldiplus.ua  
Свідоцтво ДК № 7642 від 29.07.2022 р.  
Замовлення книг:  
тел.: +38 (050) 915-34-54, +38 (068) 517-50-33  
e-mail: book@oldiplus.ua



В посібнику розглянуті питання автоматизації технологічних процесів і виробництв на прикладі галузі чорної металургії. В першому розділі посібника представлені структура, основні задачі та технічні засоби систем автоматизації. Далі в окремих розділах розглянути системи автоматизації агломераційного та доменного, сталеплавильного та прокатного виробництв. Розгляд систем автоматизації кожного технологічного процесу починається з його короткого опису і формулювання основних задач контролю та управління. Після цього даються основні математичні залежності і алгоритми контролю і управління технологічним процесом. Далі розглядаються, побудовані на їх основі, структури існуючих на металургійних підприємствах систем автоматизації. Посібник призначений для здобувачів вищої освіти за спеціальністю автоматизація, комп'ютерно-інтегровані технології та робототехніка та може використовуватись інженерно-технічним персоналом на відповідному металургійному виробництві.

ISBN 978-966-289-735-7



9 789662 897357



oldiplus.ua



oldiplus



oldiplus



#oldiplus