

РОЗДІЛ II

ТЕХНОЛОГІЧНІ, КОНСТРУКТИВНІ ТА ЕКСПЛУАТАЦІЙНІ ОСОБЛИВОСТІ ПЕЧЕЙ ДЛЯ ТЕРМІЧНОГО РОЗКЛАДАННЯ НЕПРИДАТНИХ ПЕСТИЦИДІВ

2.1 Температура реакційної зони

Раніше було показано, що температура реакційної зони печі пов'язана з кінетичними характеристиками цільової реакції. Розглянемо розподіл температур у вуглецевій зоні з урахуванням цих позицій.

Для розрахунку розподілу температур в зоні використаємо рівняння Фур'є-Кірхгоффа:

$$c_v \gamma \frac{dT}{d\tau} = \lambda \left(\frac{d^2T}{dx^2} + \frac{d^2T}{dy^2} + \frac{d^2T}{dz^2} \right) + q_v, \quad (2.1)$$

де c_v , γ і λ – теплоємність, густина і теплопровідність середовища; q_v – об'ємна питома потужність стоків енергії. У стаціонарному режимі $dT/d\tau = 0$. Крім того, враховуємо, що втрати теплоти ванної печі через под і бічні стінки порівняно невеликі, і градієнтами температур по координатах x і y нехтуємо. Розглянемо область зони вище за рівень шлаку і запишемо:

$$\frac{d^2T}{dz^2} = -\frac{q_v}{\lambda}, \quad (2.2)$$

причому при $z = 0$ (верхня межа вуглецевої зони) T рівна температурі плавлення мінеральної частини шихти. При постійному значенні q_v одержуємо:

$$\lambda \frac{d^2T}{dz^2} = -q_v. \quad (2.3)$$

Розв'язок цього рівняння має вигляд:

$$T = \frac{\partial T}{\partial z} = -q_v z + c_1; \quad T = -\frac{q_v}{2\lambda} z^2 + c_1 z. \quad (2.4)$$

Сталі інтеграції знаходять з умов: при $z = 0$, $T_2 = T = T_{nl}$; при $z = H$, $T = T_{шл}$. Тоді

$$c_1 = \frac{T_{шл} - T_{nl}}{H} + \frac{q_v}{2\lambda} H. \quad (2.5)$$

Аналіз одержаного розв'язок показує, що T приймає екстремальне значення при

$$z = \frac{c_1}{q_v} = \frac{\Delta T}{Hq_v} + \frac{H}{2\lambda}. \quad (2.6)$$

Проте в електротермічній печі q_v залежить від температури, а тому одержаний розв'язок неправильний. Фактично

$$q_v = q_{el} - q_{xim}, \quad (2.7)$$

де q_{el} – питома електрична потужність, що виділяється; q_{xim} – об'ємна питома потужність, поглинальна на реакцію відновлення сполук кальцію.

Запишемо:

$$q_v = q_{el} (1 - q_{xim} / q_{el}); \quad q_{el} = E^2 \chi, \quad (2.8)$$

де E – градієнт напруги, В/м;

χ – питома електрична провідність, Ом⁻¹ м⁻¹ рівна

$$\chi = \chi_0 \exp(-E_\chi / RT). \quad (2.9)$$

Значення q_{xim} / q_{el} знайдемо з умови, що температура в реакційній зоні не повинна перевищувати 1800 К.

$$Q_{xim} = Q\beta S_v \Delta C, \quad (2.10)$$

де β – константа швидкості реакції, віднесена до одиниці поверхні взаємодії, рівна

$$\beta = \beta_0 \exp(-E_a / RT) \quad (2.11)$$

S_v – поверхня контакту вуглецю з розплавом, віднесена до одиниці об'єму вуглецевої зони;

ΔC – рушійна сила процесу.

Тоді

$$\frac{q_{xim}}{q_{el}} = \frac{\chi_0 E^2}{S_v \Delta C \beta_0} \left[\exp\left(-\frac{E_{xim}}{RT} + \frac{E_\chi}{RT}\right) \right] = A \left[\exp\left(-\frac{E_{xim} - E_\chi}{RT}\right) \right]. \quad (2.12)$$

Значення енергії активації електропровідності (E_χ) і реакції відновлення (E_{xim}) відомі. Постійне стаціонарне значення температури відповідає значенню $q_v = 0$. Тоді при 1800 К повинна виконуватися умова:

$$A \left[\exp\left(-\frac{E_{xim} - E_\chi}{R1800}\right) \right] = 1. \quad (2.13)$$

Приймаємо $E_{xim}/R = 31660$ Дж і $E_\chi/R = 11230$ Дж по даних і отримуємо $A = 1,01 \cdot 10^5$, причому A не залежить від температури. Тепер запишемо:

$$\frac{d^2 T}{dz^2} = -\frac{E_\chi^2}{\lambda} \left[1 - 1,01 \cdot 10^5 \exp\left(\frac{-20430}{T}\right) \right] = f(T). \quad (2.14)$$

Розв'язок рівняння знаходимо за допомогою наступного перетворення. Позначимо $dT/dz = P$

Тоді

$$\frac{d^2T}{dz^2} = \frac{dP}{dz} \text{ та } \frac{dP}{dz} = f(T). \quad (2.15)$$

Перемножуємо обидві частини рівняння на dT і одержуємо

$$(dT/dz) dP = f(T)dT. \quad (2.16)$$

Далі, враховуючи, що $dT/dz = P$, одержуємо

$$\frac{1}{2} P^2 = \int f(T)dT + C_1. \quad (2.17)$$

Звідси знаходимо значення першої похідної

$$P = \frac{dT}{dz} = \left(\int f(T)dT + C_1 \right)^{1/2}. \quad (2.18)$$

і одержуємо шукану залежність температури від z :

$$\int \frac{dT}{\left(\int f(T)dT + C_1 \right)^{1/2}} = \int dz + C_2. \quad (2.19)$$

Сталі інтегрування знаходимо з умов: при $z = 0$ $T = T_{пл}$, оскільки верхня межа вуглецевої зони стикається із зоною плавлення; при $z = H$ (нижній рівень вуглецевої зони) $dT/dz = 0$, оскільки згідно прийнятому раніше припущенню, тепловий потік до шлакової зони і до поду відсутній. У обох випадках інтеграція проводиться чисельним методом. При цьому використовуємо значення $E = 84,4$ В/м.). Оскільки q_v залежить від напруги, розміру частинок коксу (величини S_v) і вмісту ПП в шлаку, то від цих же параметрів залежить і температура реакційної зони.

Нижче приведена зміна температури реакційної (вуглецевої) зони печі залежно від висоти (глибини) зони:

Таблиця 2.1 – Зміна температури реакційної (вуглецевої) зони печі залежно від висоти (глибини) зони

Відносна глибина вуглецевої зони Z/H	Температура, К	Відносна глибина вуглецевої зони Z/H	Температура, К
0	1525	0,73	1700
0,29	1550	0,87	1750
0,45	1600	1,0	1800
0,58	1650	-	-

Слід зазначити, що дані розрахунку свідчать про монотонне

Екологічні аспекти термічного знешкодження нешкідливих отрутохімікатів. Монографія / Петрук В.Г., Яворська О.Г., Васильківський І.В., Ранський А.П., Іщенко В.А., Петрук Р.В., Петрук Г.Д., Тхор І.І., Кватернюк С. М. / Під ред. д.т.н., проф.Петрука В.Г. – Вінниця: Універсум-Вінниця, 2006. –254 с.

зростання температури з врахуванням $qv = f(T)$, що є результатом зростання q_{xim} із зростанням температури, внаслідок чого екстремальні значення температури не з'являються.

2.2 Умови експлуатації футеровки печі у шлаковій зоні

Ванна печі в нижній її частині, в якій знаходиться шлакова зона, виконана з вуглецевих блоків, що створюють на поді печі тигель, в якому накопичується шлак. Типовий склад шлаку наведено у табл.2.2.

Таблиця 2.2 – Склад шлаку

Речовина	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃	Cl
Масова доля, %	42-50	2-5	35-45	1-4	0,5-4,0	0,3	2-3

Практика експлуатації печей показала, що вуглецева футеровка печі з часом руйнується. Дослідженнями встановлено, що причиною руйнування футеровки є хімічна взаємодія вуглецю футеровки зі сполуками кальцію, що міститься в шлаку. З даних про кінетику відновлення сполук кальцію витікає, що швидкість взаємодії вуглецю з ПП визначається температурою, поверхнею контакту вуглець-розплав, вмістом ПП в шлаку і його модулем кислотності. Стійкість футеровки може бути забезпечена шляхом зниження вмісту ПП в шлаку менш ніж до 1-0,5 %. Проте така умова не завжди може бути витримана і можливість підвищення кількості ПП до 2 % і більш слід враховувати. Швидкість взаємодії шлаку з футеровкою може бути також понижена при зменшенні модуля кислотності. На практиці зниження модуля кислотності до 0,8–0,85 привело до значного збільшення терміну служби футеровки. Проте при цьому розмір частинок коксу повинен бути зменшений відповідно до приведеної раніше формули.

Велика увага надавалася проблемі вибору раціонального складу вуглецевих блоків. Дослідження хімічної активності вуглецевих блоків і матеріалів, що входять в їх склад, показало, що кінетичні параметри реакції взаємодії різних вуглецевих матеріалів близькі.

Істотний вплив на швидкість взаємодії вуглецевого матеріалу з розплавом надає розмір його пор. Відомо, що розмір пор, в які проникає рідина, пов'язаний з поверхневим натягненням і гідростатичним тиском. Приймаючи висоту шару шлаку рівною 0,3 м, густину 3 г/см³ і $\sigma = 430$ Дж/м², одержали діаметр доступних пор D рівний 16 мкм. На думку авторів, футеровочний блок з мінімальним об'ємом пір розмі-

ром більше 16 мкм забезпечить довготривалу і надійну роботу футеровки. Проте на підприємствах проблема футеровки була розв'язана інакше – був посилений тепловий контакт футеровочного блока з охолоджуваним кожухом печі, що дозволило понизити температуру блока і створити гарнісаж, що виключає контакт блока з розплавом. Крім того, робота печі була переведена на знижений модуль кислотності (0,8–0,85) з вказаних вище причин. Проведені заходи дозволили значно збільшити термін служби футеровки печі при використуванні вуглецевих блоків без зміни їх рецептури.

Доцільно також проводити контроль температури блоків футеровки шляхом закладки в них термопар. Температура блока, що знаходиться в заданих межах, вказує на наявність сажі.

2.3 Випуск шлаку

Шлак, що утворюється в процесі перетворення ПП, накопичується на піддоні термічної печі. Випуск шлаку з печі виробляється періодично з однієї або відразу двох шлакових льоток. Операція по випуску шлаку повторюється не рідше ніж через 25-30 МВт·год витраченою піччю електроенергії при потужності печі до 30 МВт і через 15-20 МВт·год витраченою піччю електроенергії при потужності печі більше 30 МВт.

Для випуску шлаку з конуса льотки видаляють водоохолоджуючу заслонку, отвір в конусі (кірку застиглому шлаку) розчищають, пробивають ломиком або пропалюють киснем, що поступає по киснепроводу або з кисневого балона. Можливий вихід шлаку відразу після видалення водоохолоджуючої заслінки без пробивки і пропалення отвору в конусі льотки. Розплавлений шлак по шлаковому жолобу самоплив поступає в шлаковоз, встановлений на залізничній колії під кінцем жолоба, або прямує на грануляцію струменем води. В процесі зливу шлаку отвір в конусі періодично прочищається шуровкою.

Основний шлаковий жолоб розгалужується на два: правий і лівий. Звичайно шлак випускається по правому жолобу. При ремонті одного правого жолоба в роботу включається другий жолоб. Непрацюючий жолоб повинен бути надійно відокремлений від працюючого перегородкою з графіторованого блока, присипаного сухим піском, щоб уникнути попадання в нього розплавленого шлаку. Шлакові жолоби сталеві, футеровані графіторованими плитами. В процесі роботи, у міру зносу вуглецевих плит, проводять ремонт футеровки жолобів вуглецевою масою або плитами.

Шлакові льотки охолоджуються “пом’якшеною” або оборотною водою. Контроль за охолодженням шлакових льоток відбувається по протіканню води з фурми і конуса через оглядовий ліхтар-лійку і по витраті води.

Витрата води на охолодження кожної шлакової льотки повинна бути не менше 5 м³/год. Після завершення зливу шлаку отвір конуса шлакової льотки закривають водоохолоджувальною тичкою. За відсутності грануляції шлаку у печі наповнений шлаком шлаковоз відвозять в цех для переробки шлаку в шлаковий щебінь, а під шлаковий жолоб ставлять порожній шлаковоз. Під час маневрів шлаковозів шлакова льотка повинна бути закрита водоохолоджувальною заслонкою.

Виділяється в процесі випуску шлаку газ, з укриття шлакових жолобів і шлаковозів відсмоктується вентиляторами, очищається в пінних абсорберах і через витяжну трубу викидається в атмосферу. У пінних абсорберах відбувається абсорбція сполук содовим розчином.

Випуск сполук здійснюється через льотку після 0,7-2 млн. кВт·год витраченої піччю електроенергії, залежно від вмісту Fe₂O₃. Перед випуском продуктів з печі повинен злитися шлак через шлакові льотки з метою скорочення попадання шлаку у сполуку. Льотка розчищається, розробляється перфоратором до досягнення розжареного шлаку. Потім пропалюється киснем. Сполука по жолобу зливається в приямок, футерований вугільними блоками, або у футерований ківш; на деяких заводах сполуки з ковша розливаються в злитки і охолоджується на спеціальній розливній машині. Отвір у льотці закривається вогнетривкою глиною, дерев’яною пробкою або дерев’яною жердиною. Після закриття льоточного отвору його закладають вогнетривкою глиною, льоточний блок зовні очищають від шлаку і встановлюють спеціальний запірний пристрій, що виключає самосхід шлаку.

При зливі сполуки в приямок, вона в ньому охолоджується в природних умовах протягом 6 год. Після закінчення 6 год дозволяється охолодження водою, що подається за допомогою шлангів на верхню кромку сполуки в приямку. Після охолодження сполуки в приямку розробляють відбійними молотками, шматки сполуки складують в спеціальні контейнери (кюбелі) і після хімічного аналізу відвантажують в залізничних платформах споживачам.

Перед зливом сполуки приямок і жолоб повинні бути висушені і присипані піском, злив проводиться при повній відсутності вологи. Вода реагує з залізом, а водень утворює чадний газ.

2.4 Технологічні норми експлуатації печі

Продуктивність печі. Річна продуктивність печі визначається формулою Григоровича:

$$N = S_c \cdot \cos \varphi / K_m K_b \cdot 8760 / W, \quad (2.20)$$

де S_c – уявна мережева потужність трансформатора, кВ·А; K_m і K_b – коефіцієнти використання максимальної потужності і часу; W – питома витрата електроенергії на одиницю продукції, кВт·год/т.

Значення W пов'язане з складом сировини і шлаку, виходом продуктів і т.п. При роботі печі значення сили фазного струму обмежене допустимою силою струму в трансформаторі, у разі його перевищення спрацьовує захист трансформатора. Для виключення подібних ситуацій сила струму в електроді регулюється. Оскільки при регулюванні сили струму завжди $I \leq I_H$, середнє значення сили струму менше за номінальне (I_H), а тому середнє значення потужності також менше за номінальне $K_m < 1,0$. Коефіцієнт використання часу K_b пов'язаний з плановими і позаплановими зупинками і ремонтами. Для печі $K_b = 0,85 - 0,8$; $K_m \approx 0,9$.

Взаємозв'язок між параметрами режиму роботи печі. Оптимальний режим роботи печі повинен забезпечити:

1) максимальну електричну потужність на рівні 90–95 % від номінального значення;

2) мінімальний вміст ПП в шлаку;

3) стабільне значення модуля кислотності, зазвичай в інтервалі 0,85–0,95 або іншим, вибраному для даної сировини;

4) стабільну температуру пічних газів в інтервалі 350–500 °С;

Крім того, в процесі експлуатації печі повинні зберігатися:

5) задане значення температур в контрольних точках (температура газу під стелею, футеровки печі);

6) нормальний режим охолодження конструктивних елементів;

7) заданий рівень шихти в пічних бункерах;

8) безперервна подача захисного азоту в електродотримач та інші елементи.

Вимоги 1-4 тісно пов'язані між собою і часто знаходяться в суперечності один з одним. Так, для підвищення ступеня відновлення ПП необхідні великі розміри вуглецевої зони, що зменшує розміри І зони печі, приводить до підвищення температури і зниження потужності, тобто продуктивність печі. З другого боку, збільшення потужності печі знижує час контакту крем'янистого розплаву з вуглецем, в результаті підвищується вміст ПП в шлаку, тобто знижується вихід речови-

ни і т.д. Модуль кислотності шлаку визначається дозуванням кварциту, пов'язаний з особливостями вживаної сировини і активністю коксу і звичайно підтримується на рівні 0,85-0,95. Слід враховувати, що з підвищенням модуля кислотності зменшується вміст ПП в шлаку, але збільшується віднесення монооксиду кремнію з пилом. Зниження модуля кислотності оберігає футеровку, але інтенсифікує сублимацію лужних металів.

В процесі експлуатації печей одночасно можуть змінюватися багато характеристик, основні з яких: склад сировини, співвідношення між компонентами в шихті, гранулометричний склад шихти. Зміни випадкового характеру, пов'язані з неоднорідністю вживаної сировини і надійністю роботи обладнання, вносять певні зміни у всі параметри печі. Як приклад прослідкуємо за зміною модуля кислотності. Його випадкове зменшення приводить до уповільнення швидкості відновлення і зростання вмісту ПП в шлаку. Оскільки дозування коксу розраховане на повніше відновлення ПП, в печі виникає надлишок коксу, розміри вуглецевого шару у зв'язку з цим зростають, час контакту збільшиться і вміст ПП з часом знизиться до первинного рівня. Проте зростання кількості коксу викличе зменшення розмірів І зони, температура під стелею печі зросте і потужність печі доведеться знижувати. Так само можна прослідкувати вплив зниження вмісту ПП, зміни гранулометричного складу коксу і інших змінних.

Якісна оцінка впливу зміни різних параметрів на режим роботи печі може бути одержана з формули для визначення маси коксу у вуглецевій зоні печі:

$$G_d = \varphi P r_0 \gamma / (W \beta \Delta C), \quad (2.21)$$

де φ – коефіцієнт форми; r_0 – початковий розмір частинок ПП; γ – густина частинок; β – коефіцієнт швидкості реакції відновлення; ΔC – рушійна сила процесу, рівна вмісту ПП в шлаку. Умовою стабільної роботи печі є $G_v = \text{const}$.

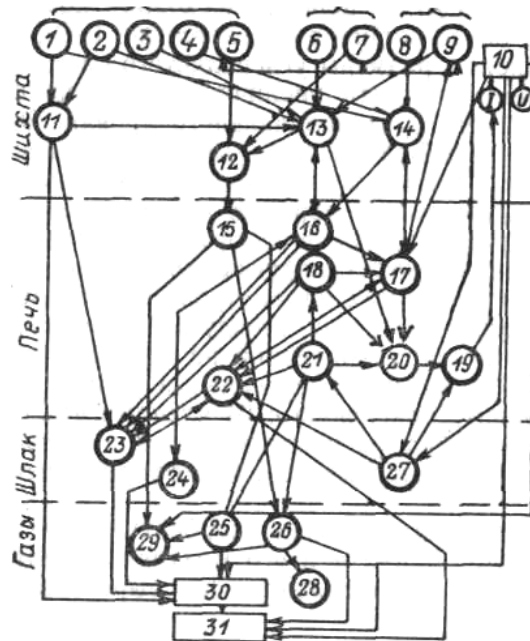


Рисунок 2.1 – Схема взаємозв'язку параметрів у печі:

1 – ПП; 2 – CaO; 3, 6 – SiO₂; 4 – CO₂; 5, 7, 9 – гранулометричний склад; 8 – вміст вуглецю; 10 – електрична потужність; 11 – ПП в мінеральній частині шихти; 12 – сегрегація шихти; 13 – дозування кварциту; 14 – дозування коксу; 15 – канали проходження газу; 16 – модуль кислотності розплаву; 17 – розмір вуглецевого шару; 18 – температура реакційної зони; 19 – положення електроду; 20 – провідність ванни; 21 – рівень шлаку в печі; 22 – швидкість руйнування футеровки; 23 – ПП в шлаку; 24 – модуль кислотності шлаку; 25 – температура під стелею; 26 – заповнення газу; 27 – частота зливів; 28 – вихід продуктів реакції; 29 – тиск під стелею; 30 – питома витрата електроенергії; 31 – вихід ПП

2.5 Рекомендації по пуску і зупинці печі

Пуск печі складається з таких стадій:

- підготовка печі і завантаження ПП;
- сушка печі;
- підготовка до пуску системи електрофільтрів-конденсаторів;
- підготовка до пуску системи газоочистки льоточних газів;
- вивід печі на нормальний режим.

Для підготовки печі до пуску в піч засипають кокс з коксівного бункера по центральній тічці і розподіляють його рівним шаром, заввишки 0,5-0,6 м, по дну ванни, під електродами насипають коксівні подушки заввишки 1,0-1,5 м. Подають інертний газ в піч. Перевіряють і забезпечують нормальне надходження азоту в електродоутримувачі,

сухі сальники і тічки. Піч продувають азотом до вмісту кисню не більш 2 %. У печі підтримують тиск 0-100 Па. Щоб розірвати контакт електродів з черенем, їх піднімають на 100 мм і проводять сушку футеровки і коксування електродів.

Перед подачею напруги на електроди виконують такі операції: включають охолодження кожуха і череня печі; включають систему циркуляції масла в пічних трансформаторах, перевіряють систему водоохолодження трансформаторного масла.

Збільшення сили струму ведуть за спеціальним графіком шляхом підвищення напруги; при включенні печі напруга з низької сторони до закінчення сушки і коксування електродів не більш 250 В. Якщо шляхом збільшення напруги не можна витримати температурний графік, то в піч додають кокс через центральну тічку. Кількість коксу визначається регламентом. Потім піч включають, електроди опускають до появи струмового навантаження. З підвищенням напруги і сили струму потужність збільшується, температура підіймається згідно графіку. Після досягнення заданої температури сушка футеровки вважається закінченою. Електроди вважаються скоксованими, досягши сили струму на них 45 кА і витримці на цьому струмі 6 год. Якщо в період сушки футеровки печі сила струму не досягла необхідного значення, то шихту завантажують в піч і остаточне коксування електродів ведуть за графіком підйому струму згідно регламенту. Під час сушки печі готують систему електрофільтрів і конденсаторів до пуску відповідно до регламенту. Після закінчення цих робіт приступають до завантаження печі шихтою.

Завантаження електропечі шихтою виробляється при включеній печі. Тиск в печі перед завантаженням знижують до 0 мм вод. ст. і в період завантаження підтримують мінімальним, підсос у печі не допускається.

Шихту з бункерів вивантажують не повністю, приблизно по 1/3-1/2 бункера, не допускаючи зниження рівня шихти нижче за нижній по сигналізатору рівень.

Після однієї-двох завантажень секторні затвори на бункерах закривають. Відкривають газовідсікач на одній з систем електрофільтрів і включають піч на першу ступеню напруги для перевірки контакту фаз.

Після перевірки наявності контакту на електродах піч відключають і виробляють остаточне завантаження електропечі і бункерів шихтою; завантаження пічних бункерів ведуть безперервно, у міру просідання шихти в бункерах.

Після завантаження печі і бункерів шихтою піч включають на першу ступеню напруги. Підвищенням напруги шляхом перемикання ступенів напруги трансформаторів досягається сила струму на електродах, відповідна початку графіка остаточного коксування електродів.

Підйом сили струму здійснюється перемиканням ступенів напруги по графіку остаточного коксування електродів. Електроди вважаються скоксованими досягнувши лінійної сили струму 45 кА і роботі на цьому струмі не менше 6–7 год. Потім силу струму підвищують до 50 кА за графіком.

Після цього піч виводиться на нормальний режим роботи. З цією метою навантаження на електродах і потужність печі піднімають поступово за затвердженим графіком.

Перший шлак випускається після витрачення піччю 60-80 МВт·год електроенергії. Випуск виробляється через шлакову льотку. Якщо шлак не йде, то повторюють спробу випустити шлак ще через 10-20 МВт·год. У разі потреби шлак випускають через льотку. До випуску першого шлаку електроди не переміщують. Після випуску шлаку дозволяється нормальний режим перепуска і переміщення електродів. Подальші випуски шлаку ведуть згідно робочим інструкціям.

Перший випуск продуктів реакції виробляється після витрачення піччю 700-800 МВт·год електроенергії.

Досягнувши номінальної потужності печі вона вважається виведеною на робочий режим і може бути включена автоматична система управління піччю.

2.6 Основні правила планової і аварійної зупинок печі

Планова зупинка печі виробляється в такій послідовності.

Припиняють завантаження шихти в завантажувальні бункери. Шихта в бункерах спрацьовує до нижнього рівня, після чого закривають секторні затвори, і важелі секторних затворів фіксують в закритому положенні. При несправних секторних затворах на тічки встановлюють заглушки.

Шихта, що залишилася в печі, спрацьовує при безперервному або періодичному випуску шлаку. При цьому температура під стелею печі не повинна перевищувати 700 °С, на вході в електрофільтр – 500 °С. Після припинення виходу шлаку з шлакової льотки відкривають льотку, зливають продукти. У разі підвищення температури під стелею печі або на вході в електрофільтри до граничних максимальних значень – піч відключають, злив шлаку продовжується при відключеній

печі. Після закінчення випуску шлаку піч відключають.

Скидання газу з печі після зупинки її на капітальний ремонт до повного охолодження виробляється через одну з систем електрофільтрів. Після повного охолодження печі закривають газовідсікач.

Через 30 хв. після закриття газовідсікача відключають обігрів електрофільтрів, закривають подачу в систему обігріву азоту і встановлюють заглушку на лінії його подачі. Електрофільтри і конденсатори продуваються азотом протягом 1 год, після чого відбирається аналіз на вміст С усередині електрофільтрів.

Аварійна зупинка печі відбувається шляхом відключення напруги з трансформатора.

2.7 Пилеутворення у печі і знепилювання пічних газів

Склад пилу і процеси пилоутворення у печі. Реакційний газ, що покидає піч, містить до 200 г/м^3 твердих частинок у вигляді пилу. У різних зонах печі йдуть процеси, пов'язані з утворенням пилевиносів. До них можна віднести:

- механічні виноси потоком газу;
 - випаровування легкокиплячих компонентів шихти, конденсація яких приводить до утворення пилу;
 - хімічні процеси в газовій фазі, що приводять до утворення твердих частинок;
 - фільтрація газів шаром шихти і конденсація на ній перегонів.
- Останній процес призводить до зниження вмісту пилу.

Для оцінки різних процесів розглянемо склад пилу (табл. 2.3).

З представлених в табл. 2.3 даних видно, що 90 % пилових частинок мають розмір менше 20 мкм, а тому не можуть бути слідством механічного віднесення. Мала частка (10 %) механічного віднесення пояснюється наступними обставинами: по-перше, швидкість газу в печі над шаром шихти (під стелею) мала і для печей даного типу складає близько 0,035 м/с, а тому ця частина печі фактично є осаджувальною камерою. По-друге, I зона печі, висота якої близько 2,5 м, має пористість 36–39 % і є фільтруючою зоною для реакційного газу. Розрахунки показали, що коефіцієнт захоплення для частинок до 6 мкм незначний (близько 0,1), але частинки більше 10 мкм уловлюються з високою ефективністю в інтервалі температур 600–1000 До, тобто по всій висоті першої зони.

Таблиця 2.3 – Дисперсний склад пилу в пічних газах

Екологічні аспекти термічного знешкодження непридатних отрутохімікатів. Монографія / Петрук В.Г., Яворська О.Г., Васильківський І.В., Ранський А.П., Іщенко В.А., Петрук Р.В., Петрук Г.Д., Тхор І.І., Кватернюк С. М. / Під ред. д.т.н., проф.Петрука В.Г. – Вінниця: Універсум-Вінниця, 2006. –254 с.

Розмір частинки, мкм	Масова частка, %	Масова доля механічних виносів в даній фракції, %	Розмір частинки, мкм	Масова частка, %	Масова доля механічних виносів в даній фракції, %
0,5	5	0	20,0	5	0,8
1,0	10	0	30,0	3	1,0
3,0	20	0	50,0	2	1,0
5,0	22	0	100,0	1	1,0
8,0	20	0,1	150,0	1	1,0
12,0	10	0,4	200,0	1	1

Примітка. Наведені дані відносяться до печі РКЗ-80 при роботі на агломераті.

Таблиця 2.4 – Ефективність фільтрації газопилового потоку шаром шихти (%)

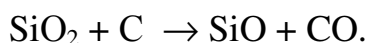
Висота I зони печі, м	Агломерат, 25мм	Окатиші, 10мм	Висота і зони печі, м	Агломерат, 25мм	Окатиші, 10мм
1,0	48	61	2,0	60,4	77,0
1,5	55,3	71,5	2,5	65	80,2

У табл. 2.4 приведені сумарні значення коефіцієнтів ефективності уловлювання пилових частинок в I зоні для шихти різного типу з розміром частинок 25, 35 і 10 мм.

Як видно з даних табл. 2.4, при висоті I зони 2,5 м ступінь уловлювання пилу шаром шихти складає 50–80 %. Ці дані враховують лише механічне захоплення частинок пилу шихтою. Проте слід брати до уваги конденсацію перегонів на холодних частинках шихти. Про присутність перегонів в реакційному газі можна судити по значній частці частинок пилу розміром менше 10 мкм, а також за даними про хімічний склад пилу. У табл. 2.5 приведений хімічний склад пилу при різному складі сировини.

Дані табл. 2.5 свідчать про те, що пил збагатить оксидами лужних металів (особливе K_2O), SiO_2 . Відношення SiO_2/CaO в пилі при модулі кислотності шихти 0,85 досягає 2,30. Збагачення пилу кремнеземом є результатом відповідних реакцій.

У III зоні ($T=1770\text{ K}$):



Вже вказувалося на можливість значного розвитку цієї реакції. У І зоні можливі реакції:



Як бачимо, в ІІІ зоні утворюється газоподібний SiO, який в холодній (І) зоні розпадається на Si і SiO₂, а останній реагує з ПП, утворюючи сполуки кремнію.

Дані табл. 2.5 показують, що при вмісті вологи 2,7 % вихід пилу зростає в 2–3 рази. Тому сушка сировини для виключення появи води в газовій фазі печі абсолютно необхідна.

Таблиця 2.5 – Вплив вологості ПП на вихід пилу

Вологість ПП, %	Вміст пилу у газі, г/см ³	Вихід пилу, кг на 1 т ПП
0,1	86	234
0,6	140	370
2,7	163	535

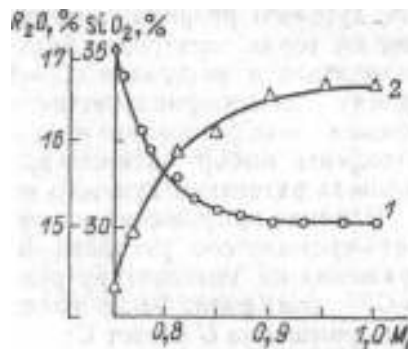


Рисунок 2.2 – Залежність складу пилу від модуля кислотності шлаку:

1 – R₂O; 2 – SiO₂

Константа швидкості реакції в рівнянні $dg/dt = K C_{K_2O}$ рівна при 1720 К $3,58 \cdot 10^{-3} \text{ хв}^{-1}$, енергія активації 115 кДж/моль. Підводячи підсумки, можна зробити наступні висновки про механізм пилоутворення в промислових печах.

Механічне віднесення шихтового пилу. Цей процес розвинений трохи, і, крім того, механічні виноси затримуються фільтруючим шаром шихти. Частка механічних виносів в загальній кількості пилу 10–15 %.

Окислення ПП парами води і CO₂, що утворився при розкладанні карбонатів в першій зоні печі. Сполуки, що утворюються при цьому, реагують з механічними виносимами, утворюючи сполуки кальцію. Час-

тка пилових виносів, пов'язаних з утворенням оксидів, 5-10 %. Мале значення цієї величини пояснюється тим, що вона відноситься до печі, що працює на агломераті.

Як бачимо, основна частина пилу є наслідком випаровування сполук натрію і калію і монооксиду кремнію. Умовою, стимулюючою процеси сублімації, є наявність дугового розряду, який пов'язаний із значенням напруги на торці електроду. Значення модуля кислотності повинне знаходитися в інтервалі 0,7-1,0, оскільки при менших значеннях інтенсифікує випаровування сполук, а при великих – утворення монооксиду кремнію. Крім того, необхідні вибір оптимального значення напруги і контроль за розвитком дугового режиму.

Вплив напруги на розвиток процесу сублімації з крем'янистого розплаву пояснюється також впливом напруги на температуру реакційної зони. З формули $U = C/P^{1/3}$ витікає, що при заданій потужності при підвищенні U росте C :

$$C = \varphi q^{1/6} \rho^{1/2}, \quad (2.22)$$

де q – об'ємна потужність.

Збільшення q_0 приводить до зростання температури. Тому з підвищенням напруги збільшуються значення C , q_0 і температури, відповідно росте і кількість перегонів. Обробка даних вимірів на промислових печах підтвердила цей висновок. Між значенням C і вмістом пилу в газі (Z) знайдена лінійна залежність, яка описується рівнянням: $Z = 125C - 62,5$ (г/м³).

Прийняте при експлуатації печей значення $C = 1,05$ відповідає запыошенню пічних газів 70-50 г/м³. Зниження значення C , при тій же потужності, тобто робота на підвищених струмах, приводить до зменшення запыошення газу, хоча при цьому електричний ККД печі стає дещо нижчим.

Ефективне зниження запыошення газу в результаті його фільтрації в шарі шихти I зони можливе за умови, що температура газів, що відходять, не перевищує 620-670 К. Цю температуру необхідно підтримувати на заданому рівні. При цьому слід враховувати ту обставину, що перегони, що сконденсувалися на холодній шихті, при попаданні шихти в реакційну зону при сході знову перейдуть в газову фазу. Очевидно, між III і I зонами в газовій фазі вміст перегонів завищений. При стабільній роботі печі це не приводить до зростання запыошеності пічних газів, але при порушеннях сходу шихти – обваленнях, різкому підвищенні потужності печі при її розгоні після тривалої зупинки – можливі різкі скачки запыошення газу.

2.8 Очищення пічних газів в електрофільтрах

Вміст пилу в газі, що виходить з печі, коливається в широких межах – від 100 до 200 г/м³. Вміст пилу в газі не повинен перевищувати 80 мг/м³, тобто ступінь очищення повинен складати більше 99 %. Такий ступінь очищення може бути досягнутий в електрофільтрах. Температура газу повинна бути вищою за точку роси пари фосфору. Необхідна температура підтримується за допомогою спеціальної системи обігріву гарячим азотом, який підігрівається в електрокалориферах. Конструкція електрофільтру приведена на рис. 2.3.

В руднотермічній печі утворюється пічний газ, що містить пари ПП, з-під стелі печі через нижній газовідсікач і газохід з шнеком поступає в електрофільтри. Кожна піч має дві системи електрофільтрів. Кожна система складається з двох послідовно сполучених електрофільтрів, полів.

Кожне поле є вертикальним апаратом заввишки 11,11 м і складається з трьох секцій: нижнього колектора, осаджувальних електродів і верхнього колектора. Обидва поля електрофільтрів вкладені в загальний сталевий кожух із зовнішньою теплоізоляцією і сполучені газоходами; крім того, перше поле з'єднується газоходом з руднотермічною піччю, а друге – з системою конденсації.

Пічний газ спочатку поступає в активну зону I поля електрофільтрів, де відбувається часткове уловлення пилу. Потім через вертикальний газохід пічний газ поступає в активну зону II поля, де він також очищається від пилу. Активною частиною полів електрофільтрів є система осаджувальних і коронуючих електродів. Принцип осадження пилу в електрофільтрі полягає в наступному: до коронуючих електродів (ізольованим від корпусу), виконаним із стрічкових зубчатих елементів, підводиться випрямлений струм від підвищувально-випрямних агрегатів типу АРС-80/250 і АТФ-600. Напруга на агрегатах з низької сторони 100 – 380 В, навантаження на низькій стороні трансформаторів не більше 60 А, навантаження з високої сторони трансформаторів 10–20 мА.

Управління роботою агрегатів типу АРС-80/250 і АТФ-600 здійснюється за допомогою спеціальних регулюючих пристроїв. Осаджувальні електроди, що мають в перетині криволінійну форму, замкнуті на корпус і через корпус на землю. Внаслідок цього між коронуючими електродами, які мають високий електричний потенціал, і осаджувальними електродами, потенціал яких рівний нулю, виникає неоднорідне електричне поле постійного напрямку і високої напруженості. Біля поверхні коронуючих електродів, де напруженість поля має найбі-

льше значення, виникає електричний розряд, що викликає дисоціацію молекул газу з утворенням позитивних і негативних іонів. Через неоднорідність поля напруженість його у міру видалення від коронуючих електродів падає, внаслідок чого розряд не розповсюджується на весь міжелектродний простір, а стабілізується навколо коронуючого електроду і виникає постійний коронуючий розряд. До коронуючих електродів підводиться струм негативної полярності, тому позитивні іони, що утворюються в зоні корони, прямують до поверхні коронуючих електродів, а негативні під дією електростатичних сил поля рухаються через міжелектродний простір у напрямку до осаджувальних електродів. Частинки пилу, що містяться в пічному газі, адсорбуючи іони, отримують електричний заряд і теж починають переміщуватися в електричному полі у напрямку до електродів – осаджувальних або коронуючих, залежно від знаку заряду, отриманого частинкою пилу. Властивості частинок пилу такі, що переважна їх маса в пічному газі отримує негативний заряд і переміщується від коронуючих електродів до осаджувальних. Незначне число частинок пилу, що отримали позитивний заряд, прямує до коронуючих електродів. При зіткненні з осаджувальними або коронуючими електродами частинки пилу втрачає заряд і осідає на них.

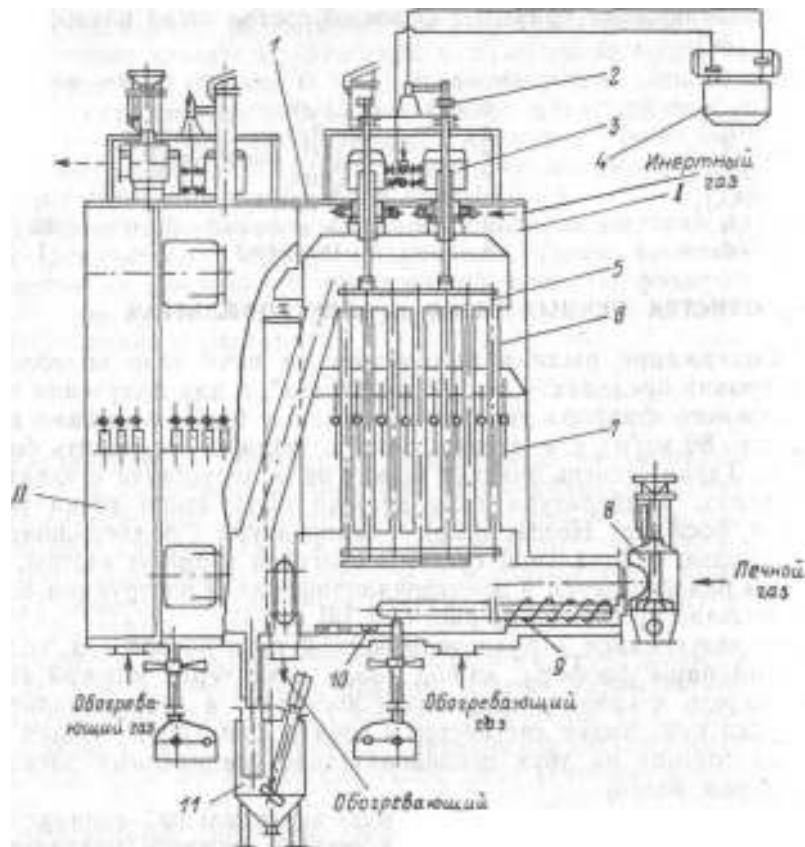


Рисунок 2.3 – Схема електрофільтру:

I – перше поле; II – друге поле; 1 – корпус; 2 – механізм струшування коронуючих електродів; 3 – масляний затвор; 4 – теплообмінник і бак для відстоювання трансформаторного масла; 5, 6 – коронуючі та осаджувальні електроди; 7 – механізм струшування осаджувальних електродів; 8 – газовідсікачі; 9 – шнек; 10 – скруббер; 11 – бак для приготування котельного молока

З метою видалення осаджених частинок пилу осаджувальні електроди періодично обстукують, а коронуючі – струшують. Для обстукання і струшування на електрофільтрах змонтовані спеціальні струшувальні системи. Під час обстукання і струшування пил обсіпається на дно електрофільтрів.

Коронуючі електроди прикріплюють до верхньої і нижньої рам. Верхня рама підвішена на спеціальні штанги підвісу. Ізоляція штанги підвісу верхньої рами коронуючих електродів від корпусу електрофільтрів досягається за рахунок фторопластового ізолятора; з метою зменшення конденсації ПП вони обдуваються в гідравлічних затворах, на ізоляторах вони обдуваються азотом в кількості 50–75 м³/год. На кожному полі електрофільтрів встановлений запобіжний гідравлічний

затвор, що спрацьовує при досягненні тиску пічного газу в системі електрофільтрів 1000 Па, а також запобіжний клапан з розривною мембраною.

Для запобігання конденсації ПП при очищенні газу електрофільтри обігріваються топковими газами або гарячим азотом з температурою 493–723К. Топкові гази утворюються в топці-підігрівачі і циркулюють в системі обігріву електрофільтрів. Для безпеки експлуатації топки-підігрівача передбачені спеціальні блокування подачі природного газу в топку:

- а) при підвищенні температури вище 1170 К (900 °С);
- б) при падінні тиску газу до 400 Па (40 кгс/м²);
- в) при падінні тиску повітря до 800 Па (80 кгс/м²);
- г) при зупинці димососу;
- д) при зупинці вентилятора подачі первинного повітря;
- е) при відриві полум'я.

Багаторічний досвід роботи системи обігріву електрофільтрів топковими газами показав, що згадані системи блокування недостатньо надійні, у зв'язку з чим обігрів електрофільтрів краще здійснювати азотом, нагрітим в електрокалорифері до 720 К.

Пил (уловлений в електрофільтрах) з дна електрофільтрів, а також пил з пічного газоходу, який осів до першого поля електрофільтру, постійно вивантажується скрібками в баки коттрельного молока. З метою зменшення конденсації ПП в пилові шахти постійно подається азот. Витрати азоту не менше 15 м³/год. Пил вивантажується з електрофільтрів через патрубки, занурені в баки коттрельного молока, які забезпечені мішалками і заповнені водою, з якою пил змішується, утворюючи коттрельне молоко. Постійна циркуляція забезпечується насосами. У міру циркуляції коттрельне молоко концентрується і після досягнення густини 1,2 г/см³ перекачується.

Вміст твердої фази в коттрельному молоці С пов'язаний з його густиною γ : $C = 1550 (\gamma - 1) \text{ г/л}$.

При густині 1,2 г/см³ коттрельне молоко зливається, а бак заповнюється водою. Може бути використана кисла вода з систем конденсації. Значення рН води баків коттрельного молока не повинне бути більше 8 зважаючи на небезпеку утворення самозаймистих сполук. При роботі на прожареній сировині збільшується кількість лужних перегонів і рН коттрельного молока підвищується, що неприпустимо. У зв'язку з цим значення рН слід постійно контролювати, а воду в баках у разі потреби – поновлювати. Запропоновано також регулювати рН середовища в баках коттрельного молока шляхом подачі певної кі-

лькості фосфорної кислоти.

При тривалій роботі електрофільтру ізолятори електричного вводу покриваються шаром пилу, і по ньому можливий струм короткого замикання (КЗ). В цьому випадку струм в системі живлення електрофільтрів різко зростає, а очищення газу припиняється, напруга на електродах знижується. Ефективність електроочищення визначається швидкістю газу в активному перерізі, яка не повинна перевищувати 0,8 – 1,0 м/с, і напругою, що подається. З рис. 2.4 видно, що із зростанням напруги ефективність очищення зростає, причому між кількістю уловленого пилу q і напругою U знайдена залежність.

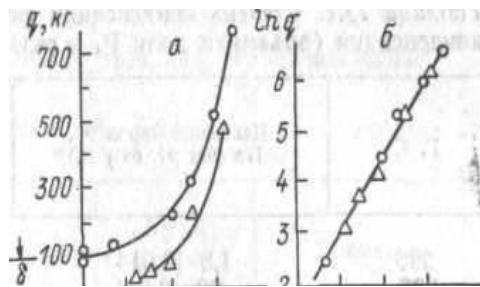


Рисунок 2.4 – Залежність кількості осадженого пилу q від потенціалу коронуючих електродів U :

δ – кількість осадженого пилу на електроді без подачі напруги; \circ – I поле; Δ – II поле

$$q = a \cdot e^{KU}, \quad (2.23)$$

де $a = 4,5$; $K = 0,175$.

Вказана залежність є загальною для I і II поля. В процесі експлуатації коронуючі і осаджувальні електроди покриваються шаром пилу, що припиняє розряд. Подібне явище називається “замиканням” корони. Про його появу свідчить зниження розрядного струму, який при нормальній роботі складає 90 мА.

2.9 Склад і властивості викидних пічних газів

Після знешкодження ПП пічний газ має такий склад (об’ємна частка, %): CO – 85-80, N_2 – 5-10, H_2 – до 7, CO_2 – 0,2-1,0, H_2S – до 1,0, PH_3 – 0,1-1,2, O_2 – 1-3.

Вміст ПП залежить від температурного режиму башти холодної конденсації і знаходиться на рівні 1 г/м^3 , знижуючись до 0,2 % при інтенсивному режимі охолодження. Вміст сірководню пов’язаний із вмістом сірки в сировині (як правило, в коксі) і рН конденсаційної води. Від значення рН води залежить також вміст фосфіну. Звичайно кі-

Екологічні аспекти термічного знешкодження непридатних отрутохімікатів. Монографія / Петрук В.Г., Яворська О.Г., Васильківський І.В., Ранський А.П., Іщенко В.А., Петрук Р.В., Петрук Г.Д., Тхор І.І., Кватернюк С. М. / Під ред. д.т.н., проф.Петрука В.Г. – Вінниця: Універсум-Вінниця, 2006. –254 с.

лькість викидних пічних газів складає 2600–3200 м³ на 1 т ПП і залежить від вмісту карбонатів у сировині. Теплотворна здатність пічного газу складає 11,2 кДж/м³, що робить достатньо ефективним використання газу як палива, особливо для технологічних цілей.

Межі вибуховості пічного газу пов'язані з його складом і можуть бути розраховані за формулою

$$P_{cm} = 100 / \sum(C_i P_i), \quad (2.24)$$

де P_{cm} – межа вибуху суміші горючого компонента з киснем, % (об.); P_i – межа вибуху горючих компонентів газу, % (об.); C_i – їх об'ємна частка в суміші, %.

Присутність негорючих газів (азот, CO₂ та ін.) також впливає на межі вибуху; їх вплив можна визначити за формулою

$$P_{in} = \frac{[1 + D/(1 - D)] \cdot 100}{100 + P_{cm}[D/(100 - D)]}, \quad (2.25)$$

де P_{in} – межа вибуху суміші у присутності інертних (негорючих) газів, % (об.); D – об'ємна частка негорючих газів, % (об.).

Експериментально визначені значення межі вибуху пічного газу в суміші з повітрям: вищого – 82 %, і нижчого – 12 %.

Температура самозаймання пічного газу пов'язана із вмістом в ньому фосфіну:

Об'ємна частка фосфіну, %	0	1,5	3	5	7
Температура самозаймання, К	883	423	373	323	293

Після конденсації пічний газ містить пари ПП і фосфін в кількостях, не здатних викликати самозаймання на холоді, а тому на скидних газоходах (“свічках”) встановлюють запальники, які постійно горять. Введення природного газу в пічний газ призводить до деякого зниження його температури самозаймання, при вмісті природного газу 30 % температура самозаймання знижується до 850 К. Одночасно знижуються межі вибуху; так, додавання 30 % природного газу знижує верхню межу вибуху до 36 %, а нижню – до 8 %.

2.10 Паливо і процеси горіння

Загальна класифікація і склад палива. Промислові печі служать для нагрівання, чи випалювання або плавки різних матеріалів. Тепло, необхідне для проведення цих процесів, одержують шляхом спалювання в печах горючих матеріалів, які називаються паливом, чи перетворення електричної енергії в теплову. Паливо являє собою вуглецеві сполуки різного складу і є найголовнішим джерелом одержання енергії. Паливо класифікується за двома ознаками (табл. 2.6): похо-

дженням (природне чи штучне) і станом (тверде, рідке чи газоподібне).

У печах застосовують переважно природний, доменний і коксувальний газів і мазут. Порівняно невелика кількість печей працює на генераторному газі і вугіллі. Дрова, торф і горючі сланці використовують головним чином тільки для одержання штучного газу.

Таблиця 2.6 – Загальна класифікація палива

Агрегатний стан	Походження	
	Природне	Штучне
Тверде	Вугілля, дрова, торф, горючі сланці	Кокс, деревне вугілля, брикети, вугільний пил та ін.
Рідке	Нафта	Мазут та інші продукти переробки нафти
Газоподібне	Природний газ	Газів: доменний, коксувальний, генераторний, нафтовий, світильний та ін.

Паливо складається із: органічної маси, до якої входять вуглець С, водень Н, кисень О і азот N, а також із сірки S, води і мінеральних речовин (золи). Вода звичайно позначається символом W, зола – А. Горючими складовими палива є тільки вуглець, водень і частина сірки (так звана летуча горюча сірка), однак до горючої частини палива відносять також кисень і азот. Нелетуча сірка, що входить до складу негорючих домішок палива, переходить разом з ними в золу. Хімічний склад твердого і рідкого палива прийнято виражати у відсотках за масою, а газоподібного – у відсотках за об'ємом, за винятком вмісту вологи, що виражається масою води в одиницях об'єму сухого газу і виражається в г/м³.

Приклад. Склад робочого палива (вугілля): $W^P = 4,5\%$; $A^P = 9\%$; $S^P = 4,1\%$; $O^P = 5,5\%$; $N^P = 1,6\%$; $H^P = 4,2\%$; $C^P = 71,1\%$, усього $\sum^P = 100\%$. Тоді вміст вуглецю в органічній масі буде

$$C^0 = C^P \frac{100}{100 - (S^0 + A^P + W^P)} = 71,1 \frac{100}{100 - (4,1 + 9 + 4,5)} = 86,3\%$$

У горючій масі палива

$$C^c = C^p \frac{100}{100 - (A^p + W^p)} = 71,1 \frac{100}{100 - (9 + 4,5)} = 82,3\%$$

У сухій масі

$$C^c = C^p \frac{100}{100 - W^p} = 71,1 \frac{100}{100 - 4,5} = 74,5\% \text{ и т. д.}$$

Хімічний склад газоподібних горючих дають у відсотках за об'ємом вмісту складових частин у сухій газовій суміші: $CO_2^c, CO^c, CH_4^c, H_2^c, O_2^c, C_n H_m^c$ ($C_n H_m^c$ відповідає загальному вмісту важких вуглеводнів). Якщо взяти вміст вологи на 1 м^3 сухого газу $W \text{ г/м}^3$, то перерахунок складу сухого газу до складу вологого газу роблять виходячи з того, що об'єм 1 кг водяної пари при 0°C і 760 мм рт. ст. $V = \frac{22,4}{18} = 1,24 \text{ м}^3 / \text{кг}$, звідки об'єм W^g складе $\frac{1,24W}{1000} \text{ м}^3$, а об'єм вологи на 100 м^3 сухого газу:

$$\frac{100 \cdot 1,24W}{1000} = 0,124W \text{ м}^3.$$

Тоді склад вологого газу виразиться наступними формулами:

$$CO_2^{gl} = CO_2^c \frac{100}{100 + 0,124W} \%,$$

$$CO^{gl} = CO^c \frac{100}{100 + 0,124W} \% \text{ (14) і т. д.}$$

Вуглець і водень є найважливішими складовими палива, основними носіями теплової енергії. Азот, що знаходиться в паливі, у горінні не бере участі і є баластом органічної частини палива, цілком переходячи в продукти горіння. Кисень також є баластом органічної частини палива. На відміну від азоту він не тільки знижує процентний вміст інших елементів, але й утворює з ними ряд сполук (H_2O, C_2, SO_2 та ін.), тим самим виключаючи їх надалі з процесу горіння. Зола і вода є відповідно баластом сухої і робочої маси палива.

Теплота згорання палива. При згоранні відбувається сполучення горючих елементів палива з киснем по реакціях: $C + O_2 = CO_2$; $H_2 + 0,5O_2 = H_2O$; $S_{л} + O_2 = SO_2$, з виділенням тепла. Чим більше тепла виділяє паливо, тим вища його цінність. Кількість тепла в кілоджоулях (кДж) [великих калоріях (ккал)], яке виділяється при повному згоранні 1 кг твердого чи рідкого палива 1 м^3 газоподібного палива, називають теплою згорання палива. Її розмірність кДж/кг [ккал/кг], кДж/м³ [ккал/м³] чи кДж/кмоль [ккал/кмоль]. У залежності від того, у якому стані – газоподібному чи рідкому – буде вода, що знаходиться в Екологічні аспекти термічного знешкодження непридатних отрутохімікатів. Монографія / Петрук В.Г., Яворська О.Г., Васильківський І.В., Ранський А.П., Іщенко В.А., Петрук Р.В., Петрук Г.Д., Тхор І.І., Кватернюк С. М. / Під ред. д.т.н., проф.Петрука В.Г. – Вінниця: Універсум-Вінниця, 2006. –254 с.

продуктах горіння, встановлені два поняття теплоти згорання палива: нижча Q_H , якщо волога знаходиться в газоподібному стані, і вища Q_B якщо водні пари сконденсовані до рідини. Перетворення 1 кг води з рідкого стану в газоподібний при температурі 20°C вимагає витрати 2515 кДж [~600 ккал]. Тому що в продуктах горіння міститься волога палива W_1 і вода, отримана від згорання водню ($W_2 = \frac{H_2O}{H_2} = \frac{18}{2} = 9$),

то різниця між вищою і нижчою теплотою згорання палива:

$$\begin{aligned} Q_B^p - Q_H^p &= 2515(W_1 + W_2) = 2515(W_1 + 9H) \text{ кДж/кг} = \\ &= [600(W_1 + 9H) \text{ ккал/кг}] \end{aligned} \quad (2.26)$$

чи якщо W_1 і H виражають вміст води і водню в паливі в %, $Q_B - Q_H = 25,15 (W_1 + 9H)$ кДж/кг [6(W₁ + 9H) ккал/кг]. Як видно з рівняння, збільшення вмісту вологи в паливі негативно позначається на теплоті згорання палива: чим більше W_1 , тим більша різниця між Q_B^p і Q_H^p . В залежності від того, до робочого чи сухого складу палива відноситься теплота згорання, неї позначають з відповідним індексом: Q_B^p , Q_H^p , Q_B^c , Q_H^c і т.д.

У лабораторних умовах теплоту згорання палива визначають спалюванням наважки палива в калориметричній бомбі, заповненій киснем. З огляду на підвищення температури води, що знаходиться в калориметрі, одержують кількість виділеного тепла при згоранні наважки палива. Теплоту згорання палива можна підрахувати і за елементарним складом палива. Для підрахунку теплоти згорання твердого і рідкого палива використовують такі формули:

$$\begin{aligned} Q_B^p &= 4,187 [81C^p + 300H^p - 26 (O^p - S^p)] \text{ кДж/кг} = \\ &= [81C^p + 300H^p - 26 (O^p - S^p) \text{ ккал/кг}] \end{aligned} \quad (2.27)$$

чи

$$\begin{aligned} Q_H^p &= 4,187 [81C^p + 246H^p - 26 (O^p - S^p) - 6W^p] \text{ кДж/кг} = \\ &= [81C^p + 246H^p - 26 (O^p - S^p) - 6W^p \text{ ккал/кг}] \end{aligned} \quad (2.28)$$

Для підрахунку теплоти згорання газоподібного палива застосовують формули:

$$\begin{aligned} Q_B &= 4,187 (30,53 + 30,5H_2 + 95,3CH_4 + 152,5C_2H_4 + 60H_2S) \text{ кДж/м}^3 \\ [Q_B &= 30,5CO + 30,5H_2 + 95,3CH_4 + 152,5C_2H_4 + 60H_2S \text{ ккал/м}^3]; \end{aligned} \quad (2.29)$$

$$\begin{aligned} Q_H &= 4,187 (30,53 + 25,8H_2 + 85,9CH_4 + 143C_2H_4 + 55,2H_2S) \text{ кДж/м}^3 \\ [Q_H &= 30,53 + 25,8H_2 + 85,9CH_4 + 143C_2H_4 + 55,2H_2S \text{ ккал/м}^3]. \end{aligned} \quad (2.30)$$

Приклад 1. Визначити теплоту згорання вугілля складу

Екологічні аспекти термічного знешкодження непридатних отрутохімікатів. Монографія / Петрук В.Г., Яворська О.Г., Васильківський І.В., Ранський А.П., Іщенко В.А., Петрук Р.В., Петрук Г.Д., Тхор І.І., Кватернюк С. М. / Під ред. д.т.н., проф.Петрука В.Г. – Вінниця: Універсум-Вінниця, 2006. –254 с.

$W^P = 4,5\%$; $A^P = 9\%$; $S^P = 4,1\%$; $O^P = 5,5\%$; $N^P = 1,6\%$; $H^P = 4,2\%$; $C^P = 71,1\%$;

$Q_g^P = 4,187 [81C^P + 300H^P - 26 (O^P - S^P)] = 4,187 [81 \cdot 71,1 + 300 \cdot 4,2 - 26 (5,5 - 4,1)] = 29\ 100 \text{ кДж/кг} [6984 \text{ ккал/кг}]$;

$Q_H^P = 4,187 [81C^P + 246H^P - 26 (O^P - S^P) - 6W^P] = 4,187 [81 \cdot 71,1 + 246 \cdot 4,2 - 26 (5,5 - 4,1) - 6 \cdot 4,5] = 28\ 200 \text{ кДж/кг} [6732 \text{ ккал/кг}]$.

Приклад 2. Визначити теплоту згорання коксувального газу складу $H_2S = 0,4\%$; $C_2 = 2,3\%$; $C_2H_4 = 1,9\%$; $O_2 = 0,8\%$; $C = 6,8\%$; $H_2 = 57,5\%$; $CH_4 = 22,5\%$; $N_2 = 7,8\%$;

$Q_B = 4,187 [30,5 \cdot 6,8 + 30,5 \cdot 57,5 + 95,3 \cdot 22,5 + 152,5 \cdot 1,9 + 60 \cdot 0,4] = 18500 \text{ кДж/м}^3 [4422 \text{ ккал/м}^3]$;

$Q_H = 4,187 (30,5 \cdot 6,8 + 25,8 \cdot 57,5 + 85,9 \cdot 22,5 + 143 \cdot 1,9 + 55,2 \cdot 0,4) = 16450 \text{ кДж/м}^3 [3925 \text{ ккал/м}^3]$.

Для порівняльної оцінки теплової цінності різних видів палива введено поняття теплового еквівалента палива, яким називають відношення теплоти згорання даного палива до теплоти згорання умовного палива, прийнятої рівною $Q_g^P = 29310 \text{ кДж/кг} [7000 \text{ ккал/кг}]$,

$$E_m = \frac{Q_H^P}{29310} \left[\frac{Q_g^P}{7000} \right].$$

Таблиця 2.7 – Теплові еквіваленти палива

Найменування палива і марка	Тепловий еквівалент
Мазут малосірчистий марки 10	1,425
Донецьке кам'яне вугілля "К", рядове	0,969
Донецький антрацит (середнє значення для всіх марок)	0,934
Доменний газ $Q_H^C = 3820 \text{ кДж/м}^3 [910 \text{ ккал/м}^3]$	0,13
Коксувальний газ $Q_H^C = 16400 \text{ кДж/м}^3 [3925 \text{ ккал/м}^3]$	0,56
Природний газ Дашавського родовища $Q_H^C = 34700 \text{ кДж/м}^3 [8467 \text{ ккал/м}^3]$	1,21

Для газоподібного палива значення теплового еквівалента відноситься не до одиниці маси, а до об'ємної одиниці палива – 1 м^3 . У табл. 2.7 приведені теплові еквіваленти ряду видів палива.

Тверде паливо. Все викопне тверде паливо має рослинне походження. У залежності від геологічного віку воно розділяється на тор-

фи, буре вугілля і кам'яне вугілля. Буре вугілля містить до 50% золи і 20% вологи, у зв'язку з чим є паливом невисокої якості. Теплота згорання його коливається в межах 10500 – 21000 кДж/кг [2500 – 5000 ккал/кг]. Воно застосовується головним чином для одержання штучного газоподібного палива, а також для випалювання казанів. Кам'яне вугілля – паливо дорожче, ніж буре вугілля. Вміст золи в ньому коливається від 5,5 до 20% і вологи від 2 до 25%. Теплота згорання кам'яного вугілля 17200 – 30800 кДж/кг [4100–7350 ккал/кг]. Кам'яне вугілля застосовується як для безпосереднього опалення печей, так і для одержання з них штучного газоподібного і твердого палива. У нагрівальних печах найбільш зручне для спалювання вугілля з великим вмістом летучих складових, тобто довгополум'яне, тому що довге полум'я створює можливість більш рівномірного нагрівання матеріалу в печі.

Антрацит – кам'яне вугілля з невеликою кількістю летучих, у промислових печах застосовується рідко. Вміст золи і вологи в антрациті менший, ніж у кам'яному вугіллі; середня теплота згорання його $Q_n^P = 27400$ кДж/кг [6540 ккал/кг].

Торф є продуктом розкладання різних рослин. За часом утворення він підрозділяється на волокнистий – наймолодший, земляний – середній за віком і смолистий – найстарший, що наближається до бурого вугілля. Теплота згорання торфу $Q_n^P = 10\,700 - 12\,400$ кДж/кг [2650– 2950 ккал/кг]. Торф у печах застосовується винятково для одержання штучного газоподібного палива.

Кокс утворюється з кам'яного вугілля в результаті сухої перегонки (нагрівання без доступу повітря) у камерах коксувальних печей. При цьому з вугілля вилучаються летучі речовини і сухий залишок – кокс містить тільки вуглець і золу. У робочому складі коксу міститься близько 83 – 86% С, 9 – 10% золи і 4 – 5% вологи. Середня теплота згорання коксу 28000 кДж/кг [6650 ккал/кг].

Рідке паливо. У більшості випадків застосовують мазут, що є залишковим продуктом переробки нафти. Якість мазуту як палива визначається його густиною, в'язкістю і температурою застигання. В'язкість – це властивість рідини протистояти переміщенню її часток під впливом діючої на неї сили. Температурою застигання називається температура, при якій ряд рідин втрачають свою рухливість і переходять у твердий стан. Мазут класифікується по марках; зі збільшенням марки зростають густина і температура застигання мазуту. Характеристика мазутів наведена в табл. 2.8.

Вміст вологи в мазуті знаходиться в межах 1–5%, а золи – до 0,3%.

Таблиця 2.8 – Характеристика мазутів

Марка	Густина	C ^г , %	H ^г , в %	O ^г + N ^г , %	S ^г , %	Q _n ^p	
						кДж/кГ	ккал/кГ
Мазут 20, 40, 60, 100 і 200 малосірчистий і сірчистий	0,91–0,99	86,5–87,6	12,5–10,7	0,6–1	0,4–1	40800–40000	9750–9530
Те ж, високосірчистий	0,925–0,99	85	11,8	0,9	2,3–2,5	40000	9520

Газоподібне паливо. Природний газ – найдевшє паливо. З кожним роком частка природного газу в паливному балансі країни підвищується. Головною складовою частиною природного газу є метан. Коксувальний газ, як вказувалося вище, є побічним продуктом виробництва коксу. Як паливо газ застосовується після витягу з нього на хімічному заводі ряду дорогих хімічних продуктів.

Доменний газ виходить при виробництві чавуна в доменних печах. Тому що теплота згоряння доменного газу низька – 3770 – 4190 кДж/м³ (900 – 1000 ккал/м³), то в чистому вигляді він у печах майже не використовується (за винятком коксових батарей); звичайно його застосовують на металургійних заводах у суміші з коксувальним газом.

Генераторний газ утворюється в результаті газифікації твердого палива в спеціальних установках – газогенераторах. Процес перетворення твердого палива в генераторний газ зводиться до сухої перегонки, при якій виділяються летучі, що містяться в паливі, і неповному горінню. Газогенератори являють собою шахтну піч, у яку зверху завантажують тверде паливо, а знизу подається повітря в кількості, недостатній для повного згоряння палива. Кисень повітря, що надходить через колосникові ґрати, зустрічає шар розпеченого коксу і вступає з вуглицем у реакцію. У зв'язку з недостатньою для повного згорання кількістю поданого повітря продуктами реакції є CO₂ і C. Проходячи далі через розпечений кокс, CO₂ частково відновлюється вуглицем у CO по реакції CO₂ + C = 2CO. Звичайно в дуття додають пар, який збагачує генераторний газ воднем і окисом вуглецю по реакції

$H_2O + C = H_2 + CO$, а також запобігає спіканню золи. Пів час руху вгору гарячі гази здійснюють суху перегонку палива, виділяючи з нього летучі і вологу.

2.11 Розрахунки горіння палива. Витрата повітря, склад і кількість продуктів горіння

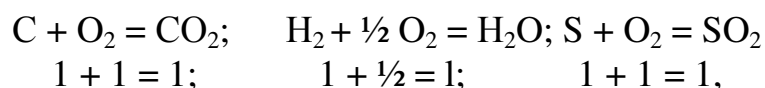
Горіння відповідає процесу окислювання – з'єднанню кисню з горючими елементами палива, що відбувається з великою швидкістю з виділенням тепла і світла. Для виникнення горіння необхідно, щоб реагуючі речовини – пальне і кисень – були доведені до температури запалення, тобто до температури, при якій може відбуватися реакція горіння (табл. 2.9).

При розрахунку горіння палива визначають кількість повітря, що витрачається при спалюванні, кількість і склад продуктів горіння, що утворюються. Ці розрахунки можуть бути виконані за даними елементарного складу палива на основі рівнянь горіння.

Таблиця 2.9 – Температура запалення палива

Паливо	Температура запалення, °С	Паливо	Температура запалення, °С
Кам'яне вугілля	400 – 500	Генераторний газ	700 – 800
Антрацит	700 – 800	Доменний газ	700 – 800
Буре вугілля	250 – 450	Коксувальний газ	550 – 650
Кокс	700	Природний газ	700 – 850
Мазут	580		

При цьому, за пропозицією французького вченого Дюлонга, вважають, що весь кисень, що знаходиться в паливі, з'єднаний з воднем. Тому кількість водню, що знаходиться в паливі, при визначенні потрібної кількості кисню зменшують. Процес горіння твердого чи рідкого палива можна представити в молекулярних співвідношеннях такими рівняннями:



тобто 1 кмоль вуглецю, з'єднуючись з 1 кмолем кисню, дає 1 кмоль вуглекислоти; 1 кмоль водню, з'єднуючись з 0,5 кмолем кисню, дає 1

кмоль водяника пари; 1 кмоль сірки, з'єднуючись з 1 кмолем кисню, дає 1 кмоль сірчастого ангідриду. Оскільки на горіння 1 кмоль вуглецю витрачається 1 кмоль кисню, 1 кмоль водню – 0,5 кмоль кисню і 1 кмоль сірки – 1 кмоль кисню, то на горіння 1 кг вуглецю буде потрібно 1/12 кмоль, 1 кг водню – 0,5 · 1/2 кмоль і сірки – 1/32 кмоль кисню, де 12, 2 і 32 відповідно молекулярні маси вуглецю, водню і сірки. Отже, виходячи з елементарного складу палива, кількість кисню, необхідна для згорання палива в теоретичних умовах, можна одержати з рівняння

$$O_2 = \frac{1}{12} \cdot \frac{C}{100} + \frac{1}{4} \cdot \frac{H - \frac{O}{8}}{100} + \frac{1}{32} \cdot \frac{S}{100} \text{ кмоль/кг}, \quad (2.31)$$

чи

$$O_2 = \left(\frac{1}{12} \cdot \frac{C}{100} + \frac{1}{4} \cdot \frac{H - \frac{O}{8}}{100} + \frac{1}{32} \cdot \frac{S}{100} \right) \cdot 22,4 =$$

$$= \frac{\frac{1}{12}C + \frac{1}{4} \left(H - \frac{O}{8} \right) + \frac{1}{32}S}{100} \cdot 22,4 \text{ м}^3 / \text{кг}, \quad (2.32)$$

де C , H , O і S – процентний вміст у паливі вуглецю, водню, кисню і сірки; 22,4 – об'єм 1 кмоль кисню в 1 м³ у нормальних умовах. Кількість азоту повітря, введеного з цією кількістю кисню, буде

$$N_2 = \frac{\frac{1}{12}C + \frac{1}{4} \left(H - \frac{O}{8} \right) + \frac{1}{32}S}{100} \cdot 22,4 \cdot \frac{79}{21} \text{ м}^3 / \text{кг}, \quad (2.33)$$

де $\frac{79}{21}$ – об'ємне відношення змісту азоту і кисню в повітрі. Кількість повітря буде

$$L_0 = \frac{\frac{1}{12}C + \frac{1}{4} \left(H - \frac{O}{8} \right) + \frac{1}{32}S}{100} \cdot 22,4 + \frac{\frac{1}{12}C + \frac{1}{4} \left(H - \frac{O}{8} \right) + \frac{1}{32}S}{100} \cdot 22,4 \cdot \frac{79}{21} =$$

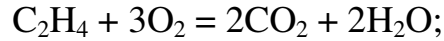
$$= \frac{1,87C + 5,6 \left(H - \frac{O}{8} \right) + 0,7S}{21} = \quad (2.34)$$

$$= 0,089C + 0,267H + 0,033(S - O) \text{ м}^3 / \text{кг}.$$

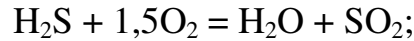
В розрахунку горіння газоподібного палива відсоток кожного газу, що входить до складу палива, приймають за 1 кмоль його в 100 кмоль суміші. Виходячи з рівнянь горіння газів:



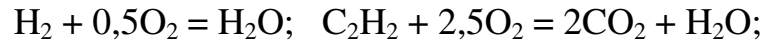
$$1 + 0,5 = 1 \qquad \qquad \qquad 1 + 2 = 1 + 2$$



$$1 + 3 = 2 + 2$$



$$1 + 1,5 = 1 + 1$$



$$1 + 0,5 = 1 \qquad \qquad \qquad 1 + 2,5 = 2 + 1$$

одержують потрібну кількість кисню й азоту:

$$\text{O}_2 = 0,01(0,5\text{CO} + 2\text{CH}_4 + 3\text{C}_2\text{H}_4 + 1,5\text{H}_2\text{S} + 0,5\text{H}_2 + 2,5\text{C}_2\text{H}_2 - \text{O}_2) \text{ мг/м}^3; \quad (2.35)$$

$$\text{N}_2 = 0,01 \cdot 79/21 \cdot (0,5\text{CO} + 2\text{CH}_4 + 3\text{C}_2\text{H}_4 + 1,5\text{H}_2\text{S} + 0,5\text{H}_2 + 2,5\text{C}_2\text{H}_2 - \text{O}_2) \text{ мг/м}^3; \quad (2.36)$$

Кількість повітря буде

$$\text{S} = \text{O}_2 + \text{N}_2 = 0,04762(0,5\text{CO} + 2\text{CH}_4 + 3\text{C}_2\text{H}_4 + 1,5\text{H}_2\text{S} + 0,5\text{H}_2 + 2,5\text{C}_2\text{H}_2 - \text{O}_2) \text{ мг/м}^3; \quad (2.37)$$

У наведених розрахунках визначалася теоретична кількість повітря, необхідного для повного згорання 1 кг, чи 1 м³ палива, за умови повної відсутності в продуктах горіння кисню. Практично для повного згорання палива потрібно підведення повітря в кількості, що перевищує теоретично необхідну, тому що важко досягти ідеального змішування повітря з паливом. Відношення практично введеного повітря до теоретично необхідного називається коефіцієнтом надлишку повітря і позначається *n*:

$$n = \frac{L_n}{L_0}, \quad (2.38)$$

де *L_n* – практично введена кількість повітря в м³ (на 1 кг, чи 1 м³ палива); *L₀* – теоретично необхідна кількість повітря в м³ (на 1 кг чи, 1 м³ палива).

Чим гірше змішування повітря з паливом, тим більший коефіцієнт надлишку повітря приходить приймати для повного його спалювання. Найбільш важко досягти гарного змішування при спалюванні твердого палива і легше при спалюванні газоподібного. Виходячи з цього, коефіцієнт надлишку повітря при спалюванні твердого палива приймають *n* = 1,3-1,5, рідкого *n* = 1,1 – 1,15 і газоподібного *n* = 1,05 – 1,1.

Кількість і склад продуктів горіння палива визначають аналогічно розрахунку витрати повітря, виходячи з приведених вище рівнянь горіння. При згоранні твердого чи рідкого палива 1 кг С дає 1/12 кмоль, чи 1/12·22,4 м³ CO₂; 1 кг Н₂ дає 1/2 кмоль, чи 1/2·22,4 м³ Н₂О; 1 кг S дає 1/32 кмоль, чи 1/32·22,4 м³ SO₂. До отриманих від з'єднання з киснем С, Н і S продуктам горіння варто додати вологу – Н₂О = W/18·22,4, м³ і азот – N₂ = N/28·22,4 м³, що містяться в паливі і переходять у продукти горіння, а також азот повітря, що йде на горіння. Кількість продуктів згорання 1 кг рідкого чи твердого палива буде дорівнювати

$$V_0 = 0,224 \left[\frac{C}{12} + \frac{H}{2} + \frac{W}{18} + \frac{S}{32} + \frac{N}{28} + \left(\frac{C}{12} + \frac{H - \frac{O}{8}}{4} + \frac{S}{32} \right) \frac{79}{21} \right] =$$

$$= 0,224 \left[\frac{W}{18} + \frac{H + \frac{O}{8}}{4} + \frac{N}{28} + \left(\frac{C}{12} + \frac{H - \frac{O}{8}}{4} + \frac{S}{32} \right) \frac{1}{0,21} \right] \text{ м}^3 / \text{кг}, \quad (2.39)$$

де С, Н, S, O, W і N – відповідно вміст у відсотках по масі елементар-

ного складу палива, а член $0,224 \left(\frac{C}{12} + \frac{H - \frac{O}{8}}{4} + \frac{S}{32} \right) \frac{79}{21}$ – кількість

азоту повітря. При горінні 100 м³ газоподібного палива кількість CO₂, Н₂О и SO₂ у продуктах згорання складе

CO₂ = CO₂ + CO + CH₄ + 2C₂H₄ + 2C₂H₂ м³; Н₂О = Н₂ + 2CH₄ + +2C₂H₄+C₂H₂+Н₂S м³; SO₂ = Н₂S м³. Звідки кількість продуктів згорання 1 м³ газоподібного палива буде дорівнювати:

$$V_0 = [CO_2 + CO + 3CH_4 + 4C_2H_4 + 3C_2H_2 + H_2 + 2H_2S + N_2 + \frac{79}{21} \left(\frac{CO}{2} + 2CH_4 + 3C_2H_4 + \frac{3}{2}H_2S + \frac{H_2}{2} + \frac{5}{2}C_2H_2 - O_2 \right)] 0,01 \text{ м}^3 / \text{м}^3,$$

де CO₂, CO, CH₄, C₂H₄, C₂H₂, Н₂, Н₂S, N₂ і W відповідають елементарному складу газу в об'ємних відсотках, а кількість азоту повітря

$$\frac{79}{21} \left(\frac{CO}{2} + 2CH_4 + 3C_2H_4 + \frac{3}{2}H_2S + \frac{H_2}{2} + \frac{5}{2}C_2H_2 - O_2 \right) 0,01.$$

Вище визначали кількість продуктів горіння при теоретичній кількості повітря. При коефіцієнті надлишку повітря більше 1 у продукти згорання перейде надлишкове повітря $L_n - L_0 = L_0 (n - 1)$ і кількість їхня буде дорівнювати

$$V_{\text{п}} = V_0 + L_0 \cdot (n - 1) \text{ м}^3 / \text{м}^3 \quad (2.40)$$

У зв'язку з тим, що розрахунок горіння палива за елементарним складом трудомісткий і найчастіше при виробництві теплотехнічних розрахунків відсутній повний аналіз його, для технічних розрахунків звичайно використовують формули наближеного розрахунку горіння, наведені в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – Формули для наближених розрахунків по спалюванню палива

Визначувана величина	Формула	
	при Q_n^p в кДж	при Q_n^p в ккал
Теоретична кількість повітря, необхідна для згорання 1 кг чи 1 м ³ палива L_0 , м ³ /кг твердого,	$\frac{1,01}{4187} Q_n^p + 0,5$	$\frac{1,01}{1000} Q_n^p + 0,5$
рідкого,	$\frac{0,85}{4187} Q_n^p + 2$	$\frac{0,85}{1000} Q_n^p + 2$
газоподібного з $Q_n^p < 16750$ кДж/м ³ (4000 ккал/м ³)	$\frac{0,875}{4187} Q_n^p$	$\frac{0,875}{1000} Q_n^p$
те ж, з $Q_n^p > 16750$ кДж/м ³ (4000 ккал/м ³)	$\frac{1,09}{4187} Q_n^p - 0,25$	$\frac{1,09}{1000} Q_n^p - 0,25$
Теоретична кількість продуктів згорання від 1 кг чи 1 м ³ палива V_0 , м ³ /кг Твердого	$\frac{0,89}{4187} Q_n^p + 1,65$	$\frac{0,89}{1000} Q_n^p + 1,65$
Рідкого	$\frac{1,11}{4187} Q_n^p$	$\frac{1,11}{1000} Q_n^p$
газоподібного з $Q_n^p < 16750$ кДж/м ³ (4000 ккал/м ³)	$\frac{0,725}{4187} Q_n^p + 1$	$\frac{0,725}{1000} Q_n^p + 1$
те ж, з $Q_n^p > 16750$ кДж/м ³ (4000 ккал/м ³)	$\frac{1,14}{4187} Q_n^p + 0,25$	$\frac{1,14}{1000} Q_n^p + 0,25$

Приклад. Визначити кількість повітря, необхідну для згорання природного газу з $Q_n^p = 35600 \text{ кДж/м}^3$ [8510 ккал/м³], і об'єм продуктів горіння при коефіцієнті надлишку повітря $n = 1,05$.

$$L_0 = \frac{1,09}{4187} Q_n^p - 0,25 = \frac{1,09}{4187} 35600 - 0,25 = 9,05 \text{ м}^3 / \text{м}^3;$$

$$L_n = L_0 \cdot n = 9,05 \cdot 1,05 = 9,5 \text{ м}^3 / \text{м}^3;$$

$$V_0 = \frac{1,14}{4187} Q_n^p + 0,25 = \frac{1,14}{4187} 35600 + 0,25 = 9,95 \text{ м}^3 / \text{м}^3;$$

$$V_n = V_0 \cdot (n - 1) = 9,95 \cdot 9,05(1,05 - 1) = 10,4 \text{ м}^3 / \text{м}^3.$$

Температура горіння палива. У розрахунок горіння палива входить також визначення температури його горіння. Розрізняють калориметричну і дійсну температуру горіння палива. Калориметричною температурою горіння називається та температура, якої б набули утворені продукти горіння при повному згоранні палива і за умови, що тепло не іде в навколишній простір, тобто залишається в продуктах горіння. У цьому випадку тепломісткість продуктів горіння від 1 кг, чи 1 м³ палива буде дорівнювати:

$$Q_n^p = c^{e.n.} \cdot t_k \cdot V_n^{e.n.} \quad (2.41)$$

$$\text{чи } t_k = \frac{Q_n^p}{c^{e.n.} \cdot V_n^{e.n.}},$$

де $c^{e.n.}$ – середня теплоємність вологих продуктів горіння при тиску 760 мм рт. ст. у межах температур від 0°C до t_k у $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{град})$ [ккал/(\text{м}^3 \cdot \text{град})]; t – калориметрична температура горіння в °C; $V_n^{e.n.}$ – об'єм вологих продуктів горіння на 1 кг, чи 1 м³ палива в м³.
Формулу (2.41) можна представити у вигляді

$$Q_n^p = t_k (c_{CO} \cdot V_{CO_2} + c_{CO} \cdot V_{CO} + c_{H_2O} \cdot V_{H_2O} + \dots), \quad (2.42)$$

де c_{CO} , c_{CO_2} , c_{H_2O} – теплоємності CO₂, CO, H₂O і т. д. у $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{град})$ [ккал/(\text{м}^3 \cdot \text{град})]; V_{CO} , V_{CO_2} , V_{H_2O} – об'єм CO₂, CO, H₂O і т. д. у м³ на 1 кг, чи 1 м³ палива.

Оскільки теплоємність залежить від температури, то в обох випадках одержують одне рівняння з двома невідомими. Розв'язок цих рівнянь виконують методом інтерполяції. Для практичних цілей можна використати простішу формулу (2.41), що дає досить точний результат.

Приклад. Визначити калориметричну температуру горіння природного газу $Q_n^p = 35600 \text{ кДж/м}^3$ [8510 ккал/м³] при коефіцієнті надлишку повітря $n = 1,05$. Як підраховано вище, об'єм продуктів горіння $V_n^{6.n.} = 10,4 \text{ м}^3/\text{м}^3$, звідки $i_n^{6.n.} = 3420 \text{ кДж/м}^3$ [818 ккал/м³]. Задаємося температурою 2000°C ; при цьому теплоємність продуктів горіння дорівнює $1,69 \text{ кДж/(м}^3 \cdot \text{град)}$ [0,404 ккал/м³ · град], а $i_n^{6.n.} = 1,69 \cdot 2200 = 3720 \text{ кДж/м}^3$ [886 ккал/м³], що більше 3420 кДж/м^3 . Задаємося температурою 2000°C , при цій температурі ($i_n^{6.n.} = 1,67 \cdot 2000 = 3340 \text{ кДж/м}^3$ [796 ккал/м³], що менше 3420 кДж/м^3).

Очевидно, калориметрична температура горіння лежить між 2200 і 2000°C . Інтерполюючи, знаходимо

$$\begin{aligned} 200 \dots (3720 - 3340) &= 380 \text{ кДж/м}^3; \\ \Delta t^\circ \dots (3420 - 3340) &= 80 \text{ кДж/м}^3; \\ \Delta t^\circ &= \frac{200 \cdot 80}{380} \approx 43^\circ; \quad t_k = 200 + 43 = 2043^\circ \text{C}. \end{aligned}$$

Калориметричну температуру горіння можна підвищити шляхом підігріву повітря чи газу (при роботі на газоподібному паливі). У цьому випадку тепломісткість продуктів горіння підвищується за рахунок фізичного тепла, внесеного підігрітим повітрям чи повітрям і газом, а отже, підвищується і температура горіння.

$$t_k = \frac{Q_n^p + c_{\Gamma} t_{\Gamma} + c_{нов} t_{нов} L_n}{t^{6.n.} \cdot V_n^{6.n.}} \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.43)$$

де c_{Γ} і $c_{нов}$ – теплоємності газу і повітря в $\text{кДж/(м}^3 \cdot \text{град)}$ [ккал/(м³ · град)]; t_{Γ} і $t_{нов}$ – температура підігріву газу і повітря в $^\circ\text{C}$; L_n – практична кількість повітря в $\text{м}^3/\text{м}^3$ чи $\text{м}^3/\text{кг}$; $i_n^{6.n.}$ – тепломісткість газів, що відходять, при $t_{нов}$ $^\circ\text{C}$ у Дж/м^3 [ккал/м³].

Дійсна температура горіння завжди нижча за калориметричну, тому що, по-перше, при високій температурі відбувається розкладання вуглекислоти і водяної пари, що супроводжується поглинанням тепла, і, по-друге, під час горіння частина тепла втрачається через кладку в навколишнє середовище і передається матеріалу, поміщеному в печі. Відношення дійсної температури до калориметричної німецький учений Г.Банзен запропонував називати пірометричним коефіцієнтом печі. Пірометричний коефіцієнт для печей лежить у межах від $0,5$ до $0,85$, зокрема для обертової печі $0,65-0,75$.

Приклад. До якої мінімальної температури необхідно підігрівати повітря для одержання в робочому просторі мартенівської печі, яка

опалюється розрахованим вище природним газом, температури $t = 2750^{\circ}\text{C}$. При пірометричному коефіцієнті, рівному 0,72, калориметрична температура горіння повинна скласти $t_n = \frac{1750}{0,72} = 2430^{\circ}\text{C}$. При цій

температурі тепломісткість продуктів горіння 1 м^3 газу повинна бути $Q_{\text{пр.гip.}} = 1,715 \cdot 2430 \cdot 10,4 = 43200 \text{ кДж/м}^3$ [10350 ккал/м³], де 1,715 – теплоємність продуктів горіння при $t = 2430^{\circ}\text{C}$ в кДж/(м³·град); 10,4 – кількість продуктів горіння 1 м^3 природного газу в м³. Отже, за рахунок підігріву повітря необхідно додати $Q_{\text{пр.гip.}} - Q_n^p = 43200 - 35600 = 7600 \text{ кДж/м}^3$ [1830 ккал/м³] газу. На горіння 1 м^3 газу, як підраховано, йде $L_{\text{п}} = 9,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$ повітря. Отже, тепломісткість повітря повинна бути $i_{\text{пов}} = 7600 : 9,5 = 800 \text{ кДж/м}^3$ [191 ккал/м³]. Задаємося температурою підігріву повітря $t_{\text{пов}} = 600^{\circ}\text{C}$. При цьому тепломісткість повітря буде дорівнює ($i_{\text{пов}} = 1,362 \cdot 600 = 817 \text{ кДж/м}^3$ [195 ккал/м³], що більше 800 кДж/м³ [191 ккал/м³]. Задаємося температурою 500°C . При цій температурі $t_{\text{пов}} = 1,345 \cdot 500 = 670 \text{ кДж/м}^3$ [161 ккал/м³], що менше 800 кДж/м³ [191 ккал/м³]. Інтерполюючи, одержуємо необхідну температуру підігріву повітря, рівну 590°C (практично повітря в регенераторах мартенівських печей підігрівають до $1200 - 900^{\circ}\text{C}$).

Якщо піч працює на низькокалорійному газі, що підігрівається, то враховується також фізичне тепло, внесене ним. Підігрів газу і повітря часто здійснюють і при достатній температурі горіння з метою економії палива і поліпшення умов горіння.

2.12 Обертові циліндричні печі

Обертова циліндрична піч являє собою порожній сталевий циліндр, футерований усередині вогнетривкими виробами й обертовий навколо своєї осі (рис. 2.5). Циліндр трохи нахилений до горизонталі і тому матеріали, що завантажуються в нього, пересипаються при його обертанні і пересуваються від високого кінця до низького, назустріч продуктам згорання палива, що спалюється в пальниках, встановлених у нижньому торці барабана.

Невеликі обертові печі застосовують для виробництва керамзиту (спучених глин), а також для випалу вапна і гіпсу. У більших обертових печах виконують випал каустичного і металургійного магнезиту і шамоту. Найбільше поширення обертові печі одержали у виробництві цементного клінкера, що є вихідним матеріалом у виробництві цементу.

Сировина, що надходить на завод, дробиться, дозується і направляється в резервуари, обладнані особливими пристроями для перемішування маси, куди подається також велика кількість води. У процесі перемішування сировини з водою утвориться сметаноподібна маса, називана шламом, що після додаткового здрібнювання на спеціальних млинах подається в шлам-басейн – у резервуари великих розмірів, обладнані мішалками. Після витримки в них протягом декількох доби шлам по системі трубопроводів надходить у розподільні баки, відтіля – в обертові печі на випал. Вологість шламу в середньому складає 33-38%, але може коливатися і ширших межах у залежності від видів сировини.

Печі за довжиною умовно розбиті на ряд зон, у кожній з яких сировинна суміш (шлам), що надходить у піч, у міру просування від верхнього, холодного, до нижнього, гарячого кінця печі проходить такі стадії:

1) у зоні підсушування відбувається випарювання вільної вологи. Температура газів на початку зони: 800-1000°C, наприкінці 200-250°C, гартованого матеріалу відповідно 250 і 25°C, робочої поверхні футеровки 800 і 70°C. Футеровка покрита шаром шлаку і піддається дії гартованого матеріалу;

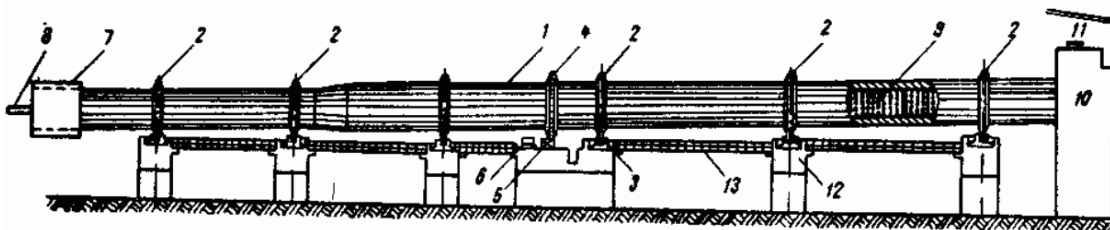


Рисунок 2.5 – Обертова барабанна піч:

1 – барабан; 2 – бандажі; 3 – опорні ролики; 4 – зубцюватий вінець; 5 – редуктор; 6 – електродвигун; 7 – голівка печі з холодильниками; 8 – подача палива; 9 – ланцюгова зона; 10 – пилеосаджувальна камера; 11 – завантажувальна лійка; 12 – фундаменти; 13 – перехідні площадки

2) у зоні підігріву відбувається вигорання органічних речовин і видалення хімічно зв'язаної води зі складових глини. Температура газів на початку зони 1250°C, наприкінці 1100°C, гартованого матеріалу відповідно 500 і 250°C, робочої поверхні футеровки 920 і 80°C. Футеровка піддається дії гранульованого порошкоподібного матеріалу;

3) у зоні кальцинування протікають основні реакції розкладання Екологічні аспекти термічного знешкодження непридатних отрутохімікатів. Монографія / Петрук В.Г., Яворська О.Г., Васильківський І.В., Ранський А.П., Іщенко В.А., Петрук Р.В., Петрук Г.Д., Тхор І.І., Кватернюк С. М. / Під ред. д.т.н., проф.Петрука В.Г. – Вінниця: Універсум-Вінниця, 2006. –254 с.

CaCO_3 на CaO і CO_2 . Температура газів на початку зони 1600°C , наприкінці 1250°C , гартованого матеріалу відповідно 900 і 500°C , робочої поверхні футеровки 1320 і 920°C . Футеровка піддається дії гранульованого матеріалу;

4) у зоні екзотермічних реакцій переважають основні реакції у твердому стані між CaO і SiO_2 ; Al_2O_3 і Fe з утворенням $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, зміст якого в готовому клінкері складає $50-65\%$, і $3\text{CaCO}_3\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ ($10-15\%$). Температура газів у зоні 1600°C , гартованого матеріалу на початку зони 900°C , наприкінці 1400°C , робочої поверхні футеровки відповідно 1400 і 1320°C . На футеровку впливає клінкер у рідкій фазі. На поверхні футеровки утворюється захисна обмазка (гарнісаж);

5) у зоні спікання відбувається спікання з частковим плавленням матеріалу і посилено протікають реакції. Температура газу в зоні 1600°C , гартованого матеріалу 1400°C , робочої поверхні футеровки на початку зони 1450°C , наприкінці 1400°C . На футеровку впливає рідка фаза клінкера, утворивши на її поверхні захисну обмазку;

б) у зоні охолодження готовий продукт – клінкер остигає до $1000-1100^\circ\text{C}$. Футеровка піддається стиранню розпеченими твердими шматками клінкера і різкому охолодженню холодним повітрям.

Клінкер, який виходить з печі при температурі $1000-1100^\circ\text{C}$, охолоджується в зовнішніх холодильниках, розташованих навколо печі чи під піччю, до температури близько 100°C і подається на склад, де і зберігається до помелу. Під час помелу в спеціальних млинах до клінкера додають до $1-3\%$ гіпсового каменю $\text{CaSO}_4\cdot 2\text{H}_2\text{O}$ для уповільнення схоплювання цементу і до 15% гідралічних добавок (гранульованих доменних шлаків і ін.), що здешевлює вартість цементу. Після помелу цемент витримують в ємностях (силосах) протягом $15-20$ діб, що забезпечує досягнення стандартних термінів схоплювання, а потім упаковують у тару і направляють споживачам.

Корпус печей зварюється з листової сталі товщиною $50-60$ мм. Для полегшення монтажу корпус печі спочатку збирається у вигляді окремих обичайок (царг), що встановлюють на опори і потім з'єднують один з одним (зварюють). До корпусу печі кріпляться $7-9$ бандажів зі сталевого обробленого лиття, якими піч спирається на опорні ролики, установлені під кутом 4° до горизонту. Підшипники опорних роликів установлюють на металевих рамах, зв'язаних із залізобетонними фундаментами печі анкерними болтами.

На середній опорі встановлюють контрольні ролики, що починають обертатися (це служить сигналом про ненормальну роботу установки) тільки в тому випадку, якщо відбувається зсув корпусу вздовж

осі печі. Поблизу цієї опори розташований і зубцюватий вінець (веду-ча шестерня), за допомогою якої піч через редуктор електродвигуна приводиться в обертання.

Живлення печі шламом здійснюється через верхній кінець печі по тічці від ковшового живильника. Паливом для обертових печей служать газ, мазут і вугільний пил. Печі для одержання цементного клінкера, як правило, опалюють вугільним пилом, що подається з нижньої торцевої сторони печі за допомогою пиловугільних пальників. Пальники являють собою дві труби – одна усередині іншої, причому по внутрішній трубі подаються вугільний пил і первинне повітря (15-30% від загальної його витрати) і по кільцевому каналу між двох труб вторинне повітря (85-70%). Продукти горіння і гази віддаляються з печі через пилевловлювальні камери в димар. Пилевловлювальні камери з електрофільтрами, у яких відбувається осадження цементного пилу, що виноситься з печі продуктами горіння, з'єднуються з верхнім кінцем печі за допомогою ущільнювачів, що запобігають підсмоктуванню зовнішнього повітря.

У “холодному” кінці печі до корпусу кріплять ланцюги, що збільшують теплообмінну поверхню зони в 7-5 рази. Довжина ланцюгової зони 12-22 м.

Про ефективність роботи обертових печей судять по питомому об'єму клінкера, тобто по річній продуктивності, віднесеної до 1 м² робочій поверхні футеровки, по тепловій потужності і тепловій напрузі зони горіння.

При нормальних умовах роботи теплові напруги в зоні горіння складають близько 350 000 Вт/м² [300 000 ккал/м³×г], а питома продуктивність різних печей – 16-24 кг клінкера на 1 м² футеровки в 1 год.

Для високопродуктивної роботи обертових печей велике значення має підбір вогнетривів і ретельне виконання її футеровки. Футеровка печей забезпечує запобігання дії високих температур на корпус, зменшення теплових втрат зовнішньої поверхні печі і передачу тепла гартованому матеріалу.

У зв'язку з цим футерувальні матеріали обертових печей повинні мати високу міцність і твердість, необхідну вогнетривкість, стійкість проти хімічного впливу гартованого матеріалу, термічною стійкістю в умовах різких коливань температур і теплопровідність, що забезпечує необхідну температуру на корпусі печі. Цим вимогам більш-менш задовольняють вироби, виготовлені спеціально для футеровки обертових печей, у тому числі: шамотні марки “Ц” – клин торцевий: Ц-1; Ц-1А; Ц-2; Ц-3; клин ребровий: Ц-4, Ц-5 і – Ц-6; багатошамотні марки

“ЦМ” - клин торцевий: ЦМ-1, ЦМ-1А, ЦМ-2, ЦМ-3, ЦМ-4 і ЦМ-5; клин ребровий: ЦМ-6, ЦМ-7, ЦМ-8 і ЦМ-9; хромомаг-незитні вироби випалювальні марки “ХМЦ” і безвипалювальні марки “БМХЦ”; маг-незито-хромітні марки “МХЦ” і периклазошпинелідні марки “ПШЦ”.

Хромомагнезитові, магнезито-хромітові і периклазошпинелідні вогнетривкі вироби зазначених вище марок випускаються у вигляді торцевого двостороннього клина 10 типорозмірів для печей різних діаметрів і різних зон футеровки печей.

Футеровка обертових печей складається з окремих суміжних ділянок, що укладаються мокрим чи сухим способом із прокладкою між цеглинами металевих пластин товщиною 1,25-2 мм. Футеровку ведуть подовжніми рядами з перев'язкою поперечних швів суміжних рядів. Для перев'язки поперечних швів використовують спеціальні перев'язні цеглини, що кладуть на початку і кінці подовжнього ряду даної ділянки. При кладці порогів футеровка виконується кільцями.

Найбільш розповсюдженими для випалу клінкера є печі таких розмірів (у м): 3,6×150; 4,5×135; 4,5×170 і 5×185 (перші цифри позначають діаметр печі, другі – її довжину).

Останнім часом в основному будують печі 4,5×170 і 5×185 м з добовою продуктивністю до 2000 т клінкера. Розроблено проект печі діаметром 7 м і довжиною 230 м, продуктивністю 3000 т клінкера за добу.

Печі 4,5×135 м. Зона довжиною 21,8 м – із клінкера-бетону – 1 масова доля цементу марки 400 і 4,5 масові долі клінкера крупністю 3-8 мм; зона довжиною 37,2 м – багатошамот класу А з вмістом Al_2O_3 не менше 8%; зона довжиною 44,8 м – багатошамот з вмістом Al_2O_3 не менше 39%; зона довжиною 5,1 м – високоглиноземниста цегла з вмістом Al_2O_3 не менше 62%; зона довжиною 20,2 м – магнезитохромітова цегла; зона довжиною 2,3 м – високоглиноземниста цегла з вмістом Al_2O_3 не менше 62% і зона довжиною 3,6 м – багатошамотна цегла класу А з вмістом Al_2O_3 не менше 39%.

Обертові печі для випалу інших видів продукції ПП (вапняку, шамоту, магнезиту) за принципом роботи й основних конструктивних вузлів практично мало відрізняються від печей для випалу цементного клінкера. Особливістю є те, що печі для випалу шамоту мають спеціальний холодильник у вигляді обертового барабана, розташованого під піччю (біля нижнього кінця печі), у якому охолоджується обпалений шамот, що вивантажується з печі. У коротких печах для випалу клінкера підсушку, підігрів і кальцинування сировини (з вологістю 8-15%) роблять на конвеєрному кальцинаторі – гратці, що рухається, а висо-

котемпературні процеси і спікання здійснюють у печі. Сировину підігривають на ґратах викидними газами з обертової печі, причому гази можуть двічі проходити через шар сировини; при цьому теплообмін дуже ефективний, і процес підготовки сировини на ґратах відбувається скоріше, ніж в обертових печах.

В останні роки в дослідному порядку здійснюється футеровка обертових печей із блоків жаростійкого бетону. Впровадження блокової футеровки цього виду печей дозволяє механізувати працю обслуговуючого персоналу і забезпечити виконання робіт у стислий термін, що особливо важливо при їхньому ремонті. На декількох обертових печах були зафутеровані окремі ділянки з бетону: 1) 500 кг рідкого скла густиною 1,30 (на 1 м³ бетону), 150-210 кг технічного глинозему марки ГЗ, 1890 кг магнезитового (металургійного) порошку марки МПК-88 і 1010 кг тонкомолотого магнезиту з залишком на ситі № 0,088 20%; 2) 330 кг рідкого скла густиною 1,30 (на 1 м³ бетону), 700 кг портландцементу марки 400, 1200 кг шамоту класу А дробленого з максимальним розміром зерен до 20 мм і тонкомолотого шамоту класу А із залишком на ситі №0,088 5-10%.

Крім наведених складів бетону блокова футеровка виконувалася з інших складів, причому досвід експлуатації печей із блоковою футеровкою показав, що найбільш перспективними є бетони на силікатних в'язучих (рідке скло) і фосфатному зв'язуванню з високоглиноземистими заповнювачами, тому що вони мають термомеханічні властивості і мають досить високу температуру деформації під навантаженням при високій механічній міцності в нагрітому стані.

Розмір блоків 700×892×1008×230 мм, маса близько 500 кг. У печах діаметром 4 м таких блоків (на жаростійкому розчині) укладається в одне кільце 12 шт. Забивання замка виконується штучними вогнетривкими виробами.

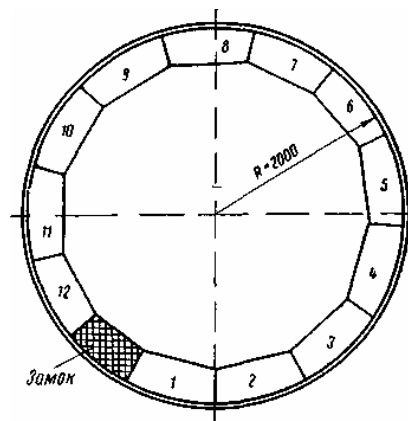


Рисунок 2.6 – Футеровка обертових печей блоками з жаростійко-

го бетону

При підземному введенні боровів передбачають прорізи для їхнього введення, а стакан захищають від впливу температури футеровкою товщиною не менше 1 цегли; вистилку дна стакану заглиблюють на 250-500 мм нижче оцінки вистилки боровів, створюючи заглиблення для збирання золи (рис. 2.7). При температурах викидних газів до 300 °С між стінкою склянки і футеровкою залишають повітряний зазор 50 мм, а при більш високих температурах – до 100-150 мм, заповнюваний теплоізоляційним матеріалом. Верхній обріз склянки виступає над рівнем планування не менш ніж на 150 мм.

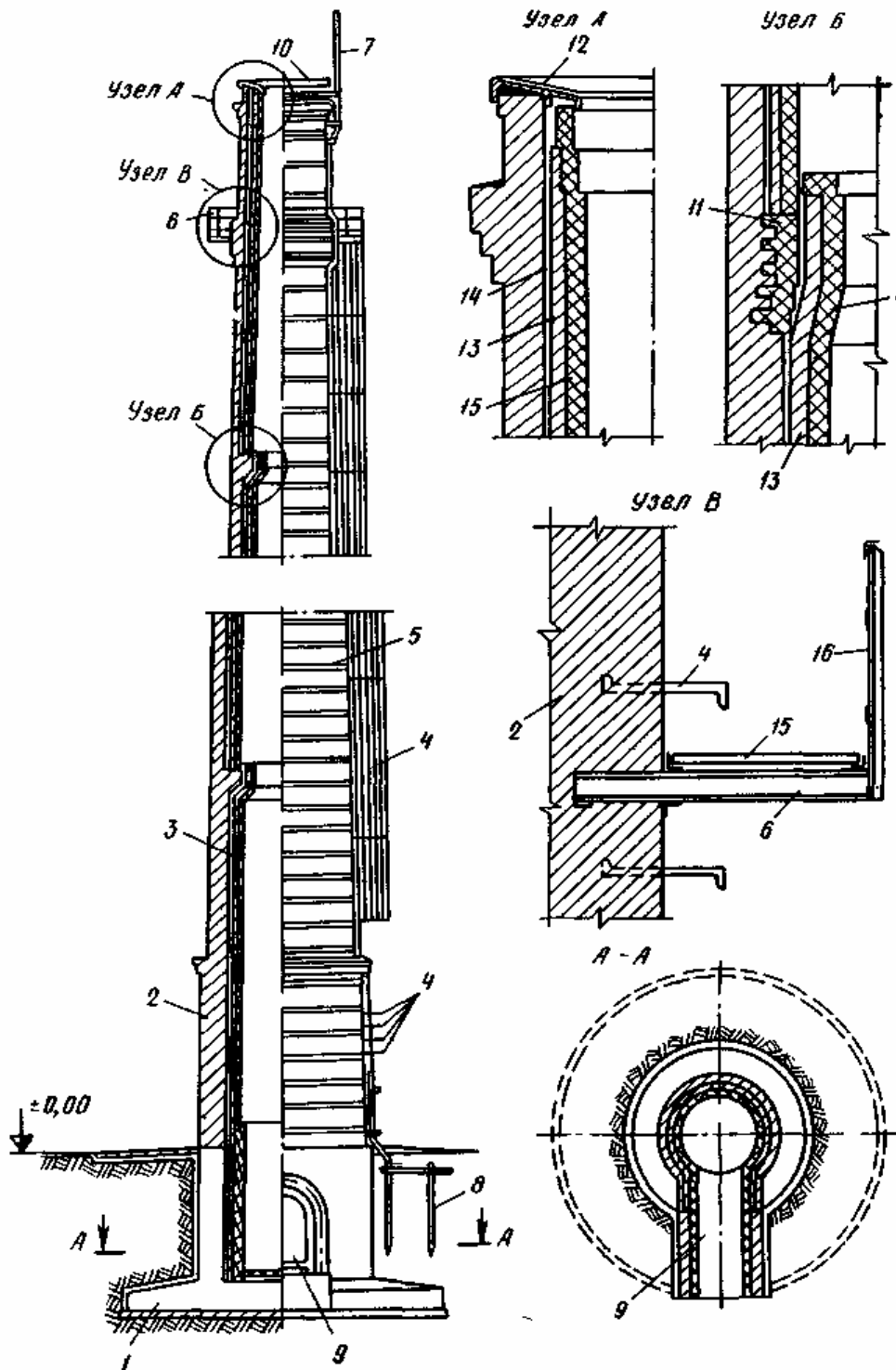


Рисунок 2.7 – Цегельний димар:

1 – фундамент; 2 – ствол; 3 – футеровка; 4 – ходові скоби з огороженням; 5 – стяжні кільця; 6 – балки світлофорної площадки; 7 – блискавковідвід; 8 – заземлення блискавковідводу; 9 – введення бору; 10 – голівка; 11 – виступ під футеровку; 12 – чавунний ковпак; 13

– діатомітова цегла; 14 – повітряний зазор; 15 – настил; 16 – огороження

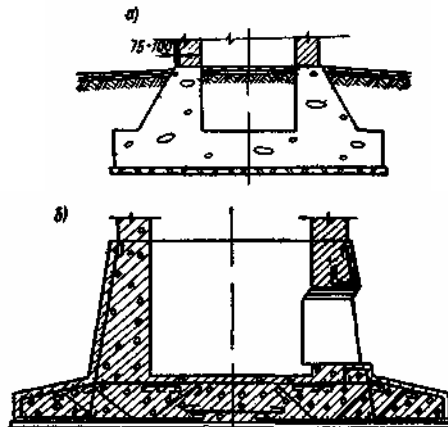


Рисунок 2.8 – Фундаменти цегельних димарів: *a* – бетонний; *б* – залізобетонний

Товщину стінок стакану вгорі роблять на 50-100 мм більше товщини стінки ствола труби, а при обпиранні на стакан футеровки – на 50-100 мм більше сумарної товщини ствола, теплоізоляції і футеровки.

Плиту фундаментів армують сітками зі стрижнів круглого чи періодичного профілю, розташованими у верхній і нижній зонах плити. При температурі вище 300°C стакан фундаменту також армують сіткою, що розташовується на зовнішній поверхні стакану. При товщині стінки стакану більш 1 м арматуру встановлюють і по внутрішній стороні стінки. Вертикальна арматура стакану заводиться в плиту. За наявності умов для утворення усередині труби конденсату внизу труби передбачають пристрій для його збору і відводу.

Ствол труби звичайно являє собою усічений конус з нахилом зовнішніх граней у межах 0,02-0,03. Цоколь ствола часто роблять циліндричної форми.

У труб невеликої висоти (до 40–50 м) стовбур буває іноді циліндричної форми. Ствол труби по висоті розбивається на пояси з товщиною стін, що поступово зменшується догори. Перехід від одного пояса до іншого здійснюється за рахунок внутрішніх уступів кладки, величина яких для труб нормальної цегли складає півцеглини. Висоту поясів приймають з розрахунку в залежності від власної маси і зовнішніх навантажень, звичайно 10-15 м.

Товщина верхнього пояса ствола при діаметрі устя до 3 м повинна бути не менше 1 цеглини і при діаметрі більше 3 м – не менше 1,5 цеглини, а висота при товщині в 1 цеглину більше 12 м. Труби висо-

Екологічні аспекти термічного знешкодження непридатних отрутохімікатів. Монографія / Петрук В.Г., Яворська О.Г., Васильківський І.В., Ранський А.П., Іщенко В.А., Петрук Р.В., Петрук Г.Д., Тхор І.І., Кватернюк С. М. / Під ред. д.т.н., проф.Петрука В.Г. – Вінниця: Універсум-Вінниця, 2006. –254 с.

тою 100 м мають товщину стін унизу близько 1000 мм.

Висоту цоколя вибирають з урахуванням архітектурних вимог і оцінки введення надземних боровів. У верхній частині цоколь закінчується східчастим карнизом з відливом з цементного розчину. При надземних борових у цоколі залишають прорізи для їхнього введення, що перекривають напівциркульною аркою чи залізобетонною перемичкою. Між конструкцією підходящого борова і кладкою ствола залишають зазор 20 мм, заповнюваний азбестом, змоченим у глиняному розчині.

Для збору золи в цоколі труби часто передбачають бункер. Зола віддаляється через затвор, розташований внизу бункера. При введенні двох чи трьох боровів, для того щоб газу, що виходять з одного борова, не перебивали тягу в інших, у трубі влаштовують роздільну стінку до відмітки вище верха прорізу приблизно на половину його висоти. Голівку ствола труби архітектурно прикрашають, для чого на ній випускають карниз, горизонтальні пояси з нішами і т.п. Для стоку дощової води на верхньому обрізі ствола і карниза роблять цементний відлив. На трубах діаметром більше 2 м кладка голівки зверху захищається ковпаком, що складається з чавунних сегментів.

При зведенні труб у сейсмічних районах передбачається армування ствола труби шляхом закладки у шви кладки вертикальної і горизонтальної арматури. Стрижні вертикальної арматури виготовляють довжиною не більше 3 м і встановлюють у вертикальні шви кладки рівномірно по колу ствола з кроком не менше, ніж у 1 цеглину (260 мм) і на відстані не менше півцеглини (125 мм) від зовнішньої поверхні кладки. При арматурі діаметром 10-12 мм шви в місцях установки арматури дозволяється робити товстішими до 14 мм; при більшому діаметрі арматури в місцях установки стрижнів цеглу приколюють.

Стикування вертикальної арматури здійснюють шляхом нахлестки не менше 30 діаметрів стрижнів, які стикуються. Гаки в арматурі відгинають під прямим кутом і під час установлення звертають до внутрішньої поверхні ствола. Стики розташовують врозбивку – в одному горизонтальному перетині повинно знаходитися не більше 50% загального числа стиків вертикальних стержнів. Кільцева арматура виконується зі складених стержнів діаметром 8 мм, що закладаються в горизонтальні шви кладки через чотири ряди кладки по висоті ствола труби.

Футеровку ствола труби виконують також окремими поясами, що спираються на уступи нижчерозташованого поясу ствола. При температурах до 300°C між футеровкою і кладкою ствола залишають зазор

у 50 мм, при температурах вище 300°C і великих товщинах стін ствола між футеровкою і кладкою прокладається шар ізоляції (найчастіше мінераловатні мати). Для кладки ствола труби застосовують звичайну глиняну цеглу пластичного пресування нормальної чи лекальної марки не нижче 100.

Кладку ведуть на складному розчині марки 25-100 (з розрахунку). Футеровку при температурі до 500°C виконують із звичайної глиняної цегли: до 350°C на складному розчині і вище – на шамотно-цементному, а при температурі вище 500°C – із шамотної цегли на шамотно-цементному розчині. При наявності агресивних газів у трубах передбачають антикорозійний захист.

Гарнітура. Для сприйняття температурних напруг, що виникають при нагріванні ствола газами, що відходять, його зовні охоплюють стяжними кільцями. Кільця виконують у вигляді окремих ланок зі сталевієї смуги товщиною 6-10 мм, що з'єднуються між собою стяжними замками. Відстань між кільцями приймається з розрахунку, однак воно повинно знаходитися в межах 0,5-1,5 м.

У місцях примикання підвідних борів і монтажних прорізів стяжні кільця заміняють трьома-п'ятьма круглими стрижнями діаметром 8 мм в одному шві, покладеними ближче до зовнішньої поверхні кладки через 2-4 ряди (з розрахунку). З боків прорізу в кладку ствола закладають вертикальні стержні діаметром 8 мм із закладенням кінців стержнів на глибину не менш 30 діаметрів.

Для підйому людей на трубу в кладку ствола в міру його зведення закладають зовні ходові скоби, виконані з круглої сталі діаметром 20-25 мм. Через кожні 10 м роблять скобу більшого розміру з відкидною планкою, що використовується для відпочинку при підйомі робітників на трубу. Іноді скоби влаштовують і з внутрішньої сторони ствола для закріплення в них стійки крана-укосини під час зведення труби. На трубах висотою більш 50 м зовнішні скоби обгороджують металевією сіткою.

На всіх трубах висотою 50 м і більше для попередження літаків влаштовують світлофорні площадки, що спираються на металеві кронштейни, забиті в кладку ствола. На трубах, що є лінійною перешкодою, світлофорні площадки влаштовують через 50 м по висоті ствола. На трубах, що є аеродромною перешкодою, світлофорні площадки влаштовують через 30 м. Верхня світлофорна площадка влаштовується на 5 м нижче верхнього обріза ствола. На кожній світлофорній площадці встановлюють 4 світильники з рубіновими стеклами. Віднесення труб до лінійної чи аеродромної перешкоди уточнюється в

місцевому управлінні цивільного повітряного флоту.

Грозозахист димаря складається з блискавкоприймача – газових труб, закріплених на голівці труби і з'єднаних між собою сталевую смугою чи тросом, струмовідвідного проводу з оцинкованого троса чи круглої сталі і заземлення – газових труб, заглиблених у землю й об'єднаних смуговою сталлю.

2.13 Тепловий баланс печі

Одержуване в печі тепло від згоряння палива чи перетворення електричної енергії в тепло, за рахунок фізичного тепла, внесеного підігрітим повітрям, що йде для горіння палива, а також за рахунок екзотермічних реакцій, що відбуваються в печі, – витрачається на нагрівання і плавлення матеріалів, ендотермічні реакції, утрати тепла з газами, що відходять з печі, і в навколишнє середовище (через кладку, отвори і т.п.).

Крім цього, частина теплотворності палива губиться в зв'язку з неповним хімічним згоранням палива, а також у зв'язку з механічною втратою частини палива (із золою у твердого палива, витік чи газу мазуту через нещільності газомазутопроводів, топки). У плавильних печей тепло витрачається також на нагрівання і плавлення шлаків.

Витрата тепла на нагрівання і плавлення матеріалів і шлаків і ендотермічні реакції називають корисною витратою тепла. Відношення корисної витрати тепла Q_1 до хімічного тепла палива, виражене у відсотках, називається коефіцієнтом корисної дії печі (к. к. д.) чи коефіцієнтом корисного паливовикористання (к. к. п.):

$$\mu = \frac{Q_1}{BQ_n^p} 100\%. \quad (2.44)$$

К. к. д. печей коливається від 10 до 80% у залежності від призначення і конструкції печі, температури газів, що відходять, і виду палива.

Тепловий баланс печі може бути виражений рівністю

$$Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 \quad \text{Вт (ккал/год)}, \quad (2.45)$$

де Q – загальний прихід тепла;

Q_1 – корисно витрачене тепло;

Q_2 – утрати тепла з газами, що відходять з печі;

Q_3 – втрати тепла від хімічної неповноти згоряння;

Q_4 – втрати тепла від механічної неповноти згоряння;

Q_5 – втрати тепла в навколишнє середовище.

а) Прихід тепла складається з тепла, яке одержується від згоряння палива, тепла, внесеного підігрітим повітрям і паливом, і тепла екзотермічних реакцій:

$$Q = BQ_n^p + Bc_{в.т.в}L_0 + Bc_{\tau}t\tau + Q_{вкз} \quad \text{Вт [ккал/год]}, \quad (2.46)$$

де B – годинна витрата палива в кг/год или $\text{м}^3/\text{год}$; Q_n^p – теплота згоряння палива в кДж/кг [ккал/кг] чи кДж/м^3 [ккал/м³]; $c_{в.т.в}$ і c_{τ} – середні теплоємності повітря і палива в інтервалі температур від 0°C до тем-

ператури підігріву t_b і t_τ у $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{град})$ [$\text{ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{град})$]; t_e і t_τ – температура підігріву повітря і палива в $^\circ\text{C}$; $Q_{\text{вкз}}$ – тепло всіх екзотермічних реакцій; L_0 – кількість повітря, теоретично необхідного для спалювання одиниці палива в $\text{м}^3/\text{кг}$ чи $\text{м}^3/\text{м}^3$. Для безупинно працюючих печей тепловий баланс складається за 1 год роботи, для періодично працюючих печей – за весь період роботи.

б) Корисна витрата тепла

$$Q_2 = Gc_m t_m + G_{\text{шл}} c_{\text{шл}} t_{\text{шл}} + Q_{\text{т.п}} + Q_{\text{енд}} \quad \text{Вт} [\text{ккал}/\text{год}], \quad (2.47)$$

де G і $G_{\text{шл}}$ – кількість матеріалів і шлаку в $\text{кг}/\text{год}$; c_m і $c_{\text{шл}}$ – середні теплоємності матеріалів і шлаку $\text{кДж}/(\text{кг} \cdot \text{град})$ [$\text{ккал}/(\text{кг} \cdot \text{град})$]; t_m і $t_{\text{шл}}$ – температури нагрівання матеріалів і шлаку в град ; $Q_{\text{т.п}}$ – прихована теплота плавлення у Вт [$\text{ккал}/\text{год}$]; $Q_{\text{енд}}$ – тепло ендотермічних реакцій у Вт [$\text{ккал}/\text{год}$].

в) Втрати тепла з газами, що відходять

$$Q_3 = BV_{\text{yx}} c_{\text{yx}} t_{\text{yx}}, \quad \text{Вт} [\text{ккал}/\text{год}], \quad (2.48)$$

де c_{yx} – середня теплоємність газів, що відходять з печі у $\text{кДж}/(\text{кг} \cdot \text{град})$ [$\text{ккал}/(\text{кг} \cdot \text{град})$]; t_{yx} – температура газів, що відходять, у $^\circ\text{C}$.

Як видно з рівняння, втрата з газами, що відходять, тим більше, чим вище їхня температура і чим більше обсяг газів, що відходять, від згорання 1 кг чи 1м^3 палива (тобто чим більше коефіцієнт надлишку повітря). Якщо в печі має місце втрата газів через вікно, то

$$Q_2 = (BV_{\text{п}} - V_{\text{вик}}) c_{\text{yx}} t_{\text{yx}} \quad \text{Вт} [\text{ккал}/\text{год}], \quad (2.49)$$

де $V_{\text{вик}}$ – кількість газів, що вибиваються через вікна, у $\text{м}^3/\text{год}$ (див. нижче розрахунок Q_5^3).

г) Втрати тепла від хімічної неповноти згорання, якщо паливо спалюється безполум'яним способом, практично відсутні. При полум'яному спалюванні палива їх приймають

$$Q_3 = (0,01 - 0,03)BQ_{\text{н}}^{\text{п}} \quad \text{Вт} [\text{ккал}/\text{год}]. \quad (2.50)$$

д) Втрати від механічної неповноти згорання приймаються:

$$Q_4 = KBQ_{\text{н}}^{\text{п}} \quad \text{Вт} [\text{ккал}/\text{год}], \quad (2.51)$$

де K – для твердого палива 0,03-0,05, для рідкого палива 0,01, для газоподібного палива 0,02-0,03.

е) Втрати тепла в навколишнє середовище

$$Q_5 = Q_5^1 + Q_5^2 + Q_5^3 + Q_5^4 \quad \text{Вт} [\text{ккал}/\text{год}], \quad (2.52)$$

де Q_5^1 – втрати тепла через кладку і закриті заслінки печі;

Q_5^2 – втрати тепла випромінюванням через відкриті вікна;

Q_5^3 – втрати тепла з газами, що вибиваються через вікна;

Q_5^4 – втрати тепла на охолодження водою поверхні.

1) Втрати тепла через кладку і закриті заслінки теплопровідністю

Втрати тепла теплопровідністю підраховуються окремо для різних ділянок кладки і заслінок у залежності від температури внутрішньої поверхні їх і термічного опору кладки за формулами:

$$Q_{5\text{ кл}}^1 = \frac{t_{\text{кл}} - t_{\text{в}}}{\frac{s_1}{\lambda_1} + \frac{s_2}{\lambda_2} + 0.06} F_{\text{кл}} \quad \text{Вт [ккал/год]}, \quad (2.53)$$

$$Q_{5\text{ засл}}^1 = \frac{t_{\text{кл}} - t_{\text{в}}}{\frac{S}{\lambda} + 0.06} F(1 - \psi) \quad \text{Вт [ккал/год]}, \quad (2.54)$$

де $Q_{5\text{ кл}}^1$ і $Q_{5\text{ засл}}^1$ – втрати тепла теплопровідністю через кладку і заслінку у Вт [ккал/год] ; $t_{\text{кл}}$ і $t_{\text{в}}$ – температури нагрівання внутрішньої поверхні кладки і повітря в $^{\circ}\text{C}$; S , S_1 , S_2 , λ_1 , λ_2 , λ – товщина (у м) і теплопровідність у $\text{Вт/(м}\cdot\text{град)}$ [у $\text{ккал/(м}\cdot\text{год}\cdot\text{град)}$] відповідної ділянки чи кладки заслінки; 0,06 – тепловий опір від стінки до повітря при коефіцієнті тепловіддачі $\alpha = 20 \text{ Вт/(м}^2\cdot\text{град)}$ [17 $\text{ккал/(м}^2\cdot\text{год}\cdot\text{град)}$]; ψ – частка часу протягом години, коли заслінка відкрита.

Втрати тепла через закриті заслінки без охолодження водою вікон методичних нагрівальних печей приблизно можна прийняти рівними 4650 Вт/м^2 [4000 $\text{ккал/(м}^2\cdot\text{год)}$]. У цьому випадку формула (58) приймає вигляд

$$Q_5^1 = 4650F(1 - \psi) \text{ Вт [4000F(1 - \psi) ккал/год]}. \quad (2.55)$$

Температуру внутрішньої поверхні кладки приймають з розрахунку чи приблизно на $80\text{-}50^{\circ}$ нижче температури газів у печі. За поверхню кладки приймають для великих печей – зовнішню, а для малих – середню геометричну:

$$F_{\text{ср}} = \sqrt{F_{\text{нар}} F_{\text{вн}}}, \quad (2.56)$$

де $F_{\text{нар}}$ і $F_{\text{вн}}$ — площа зовнішньої і внутрішньої поверхні кладки, м^2 . Загальна втрата тепла кладкою і заслінками теплопровідністю дорівнює сумі втрат тепла всіма ділянками кладки і заслінками

$$Q_5^1 = \sum Q_{5\text{ кл}}^1 + \sum Q_{5\text{ засл}}^1 \text{ Вт [ккал/год]}. \quad (2.57)$$

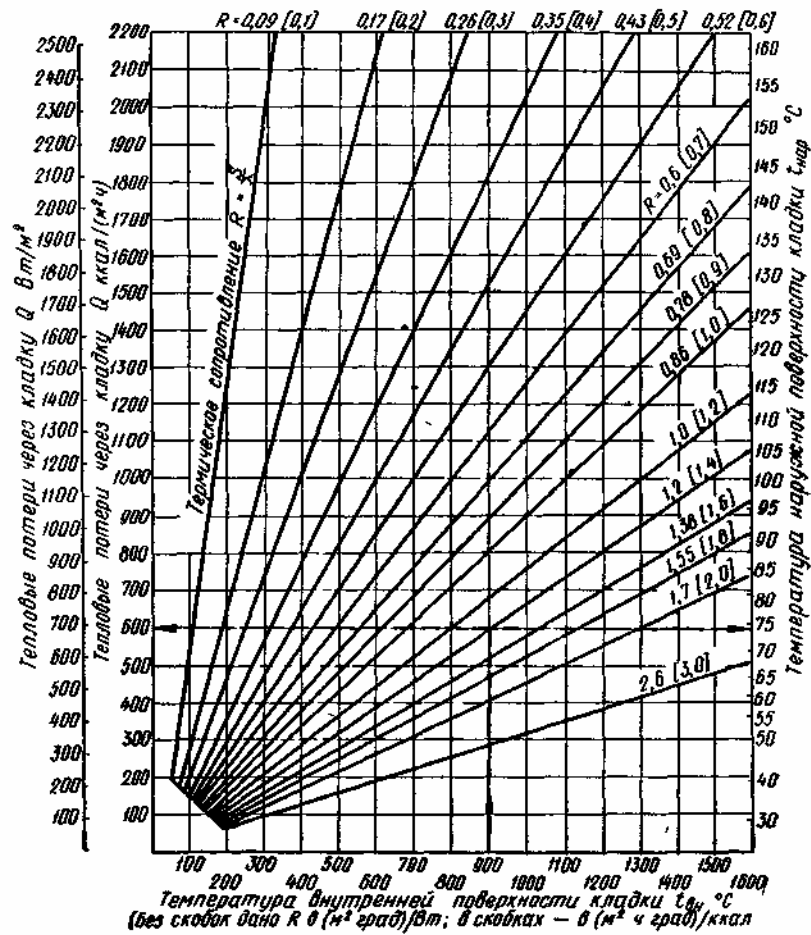


Рисунок 2.9 – Графік для визначення втрат тепла через стіни і температури зовнішньої поверхні стін у безупинно діючих печей

Втрату тепла різними ділянками кладки, а також температуру зовнішньої поверхні можна визначати за графіком, приведеним на рис. 2.9.

2) Втрата тепла випромінюванням через відкриті вікна

$$Q_2^5 = \sum qF\theta\psi \text{ Вт [ккал/год]}, \quad (2.58)$$

де q – випромінювання через 1 м^2 відкритого вікна при температурі печі у $Вт/м^2$ [$ккал/(м^2 \cdot год)$]; F – площа відкритого вікна в $м^2$; θ – коефіцієнт діафрагмування, обумовлений по кривих в залежності від співвідношення ширини і висоти вікна і товщини кладки; ψ – час, протягом якого відкрите вікно, у год.

При розрахунку випромінювання через 1 м^2 коефіцієнт випромінювання приймають рівним $C=5,7 \text{ Вт}/(м^2 \cdot град)$ [$4,9 \text{ ккал}/(м^2 \cdot год \cdot град)$], а температуру навколишнього середовища – рівну 0°C , тому що вона практично впливу на величину випромінювання не здійснює.

$$Q=5.7\left(\frac{T}{100}\right)^4 \text{ Вт/м}^2 \left[4,9\left(\frac{T}{100}\right)^4 \text{ ккал/}(м^3 \cdot \text{год}) \right], \quad (2.59)$$

де T – середня температура в печі в $^{\circ}\text{C}$

3) Втрати тепла з газами, що виходять

$$Q_5^3 = \sum V_{\text{внб}} c_{\tau} t_{\tau} \text{ Вт [ккал/год]}, \quad (2.60)$$

де $V_{\text{внб}}$ – кількість газів, що вибиваються, при 0°C в $\text{м}^3/\text{год}$ (якщо вікно відкрите не увесь час, то величину беруть відповідно менше); c_{τ} – теплоємність газів, що вибиваються, у $\text{Вт}[(\text{м}^2 \cdot \text{град}) \text{ [ккал/} (\text{м}^2 \cdot \text{град})]]$; t_{τ} – температура газів, що вибиваються, у $^{\circ}\text{C}$;

$$V_0 = \frac{V_t + V_t'}{1 + \beta t} 3600 \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.60)$$

де V_t – кількість газів, що вибиваються, через відкриті чи вікна через вертикальні щілини закритого вікна в $\text{м}^3/\text{сек}$; V_t' – кількість газів, що вибиваються, через верхню горизонтальну щілину в $\text{м}^3/\text{сек}$;

$$V_t \approx \frac{2}{3} \mu H b \sqrt{\frac{2gH(\gamma_в - \gamma_г)}{\gamma_г}} \text{ м}^3/\text{сек}. \quad (2.61)$$

$$V_t' \approx \mu H b \sqrt{\frac{2gH(\gamma_в - \gamma_г)}{\gamma_г}} \text{ м}^3/\text{сек} \quad (2.62)$$

де H – висота чи вікна щілини в м ; b – ширина чи вікна щілини в м ; μ – коефіцієнт витрати, рівний 0,82 для тонких стінок і 0,62 для товстих; $\gamma_в$ і $\gamma_г$ – щільність повітря при 0°C і газів, що вибиваються, при даній температурі в кг/м^3 .

4) Втрати тепла на охолодження водою поверхні

Втрати тепла на охолодження $Q_5^4 \text{ Вт [ккал/год]}$ звичайно беруться по практичним даним. Для методичних нагрівальних печей із глісажними охолоджуваними водою трубами втрати тепла, на охолодження водою поверхні складають від 125600 до 210000 кДж [від 30000 до 50000 ккал] на 1 т металу, що нагрівається

$$Q_5^4 = \left(\frac{12560 + 21000}{3.6} \right) G \text{ Вт [(30000} \div \text{50000) \cdot 9 ккал/год]}$$

Визначення годинної витрати палива. Якщо в рівняння теплового балансу

$$Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5$$

підставити замість умовних позначок відповідні величини з формул (2.46)-(2.62), то воно прийме вигляд рівняння з одним невідомим B , рівним годинній витраті палива в $кг$ чи $м^3$.

$$Q_n^p + Bc_{\delta}t_{\delta}nL_0^{\delta} + Bc_{\tau}t_{\tau} + Q_{екз} = Jc_m t_m + J_{шл}c_{шл}t_{шл} + Q_{т.п} + Q_{енд} + (BV_{yx} - V_{вик})c_{yx}t_{yx} + (0.01 \div 0.05)Q_n^p B + \sum Q_5 \quad (2.63)$$

Розв'язуючи це рівняння відносно B , одержують годинну витрату палива в $кг$ чи $м^3$. Отриману величину витрати палива збільшують на 10-20% для покриття неврахованих у розрахунку втрат.

2.14 Розрахунок і конструювання печей

Розрахунок і конструювання печей роблять відповідно до завдання, у якому вказуються: продуктивність печі; температура нагрівання (і режим нагрівання, якщо робота періодична чи термічна); габарити виробів і властивості матеріалу, що нагрівається; вид палива; режим роботи печі – безупинна чи періодична робота; особливі побажання (метод вивантаження і навантаження, бажане розташування вікон і т.д.).

Вибір типу печі. Тип печі вибирають у залежності від вимог, пропонованих до неї, виду технологічного процесу, продуктивності, палива, режиму роботи і т.п. У тих випадках коли можуть бути застосовані печі різних типів, роблять техніко-економічний розрахунок і вибирають найбільш економічну для даного випадку піч.

Визначення розмірів робочого простору печі. Площа пода печі (чи площа поперечного перерізу шахтної печі) визначають виходячи з питомого знімання продукції з $1 м^2$ робочої площі пода (чи поперечного перерізу робочого простору шахтної печі), який називають також напругою площі пода (чи напругою поперечного переріза) печі:

$$F = \frac{J}{g_f}, м^3, \quad (2.64)$$

де G – годинна продуктивність печі в $кг/год$; g_f – питома знімання продукції з одиниці площі пода (поперечного перерізу чи робочого простору) печі в $кг/(м^2 \cdot год)$.

У печей для нагрівання металу розрізняють напруженість корисної площі пода g /підлога, де F – уся площа пода від завантажувального кінця печі до осі вікна видачі, і активної площі пода g_f /акт, де F – площа пода, зайнятого металом.

Ширину пода визначають з конструктивних міркувань, виходячи з габаритів і методу укладання матеріалу, що нагрівається. Довжина печі виходить як частка від розподілу площі пода на ширину $l = \frac{F}{b}$, м.

Висота зводу над подом також приймається з конструктивних міркувань.

Рекомендується визначати висоту зводу над поверхнею, що нагрівається, за формулою:

$$H = (A + 0,05B) t_r \cdot 10^{-3}, \text{ м} \quad (2.65)$$

де A – коефіцієнт, рівний 0,5-0,55 для частин печі з температурою газів менше 900°C і 0,65 – при температурі більше 1500°C (проміжні значення визначають інтерполяцією); B – ширина печі в м; t_r – температура тієї частини печі, для якої визначають висоту, $^\circ\text{C}$.

Для деяких печей характерним є питоме знімання продукції з 1 м^3 об'єму робочого простору печі (тунельні печі, барабанні сушила, що обертаються, печі для випалу цементного клінкера, доменні печі і ряд інших). У цьому випадку об'єм робочого простору печі визначають за формулою:

$$V = \frac{J}{g_v}, \text{ м}^3 \quad (2.66)$$

де g_v – питоме знімання продукції з 1 м^3 об'єму робочого простору печі в $\text{кг}/(\text{м}^3 \cdot \text{год})$.

Задаючи з конструктивних міркувань шириною пода і висотою робочого перетину печі h (чи розмірами горизонтального перетину робочого простору), довжину пода (висоту печі) одержують як частку від розподілу об'єму робочого простору на площу поперечного перерізу його

$$l = \frac{V}{bh}, \text{ м} \quad \text{чи} \quad h = \frac{V}{bl}, \text{ м} \quad (2.67)$$

Визначення методу пересування матеріалу по печі. Метод пересування матеріалу по печі (піч камерна, методична, конвеєрна і т.п.) вибирається з умов продуктивності печі, габаритів і конфігурації виробів, що нагріваються, методу роботи в цеху тощо. В усіх випадках варто віддавати перевагу механізованому просування матеріалів по печі.

Вибір системи спалювання палива і розрахунок горіння його. Система спалювання палива вибирається відповідно до виду палива, необхідної температури й атмосфери в печі. Визначення потрібного

для горіння кількості повітря $L_{\text{п}}$, кількості продуктів горіння $V_{\text{п}}$ і температури горіння палива роблять за відповідними формулами.

Визначення попередньої витрати палива і розмірів топки. Попередню витрату палива одержують, задаючись витратою тепла на нагрівання 1 кг матеріалу:

$$Y = \frac{Gq}{Q_{\text{н}}^{\text{п}}}, \text{ кг/год}, \quad (2.68)$$

де q – витрата тепла на нагрівання (чи плавлення) матеріалу в кДж/кг [ккал/кг], прийнята за практичними даними.

Одержавши зразкову витрату палива в годину, визначають наближені розміри топки, чи пальників форсунок. Площа колосникової ґратки для твердого палива R у м^2 визначається по кількості палива, що може бути спалене за 1 год на 1 м^3 ґратки, що називається напругою колосникової ґратки $P_{\text{р}}$, і годинної витрати палива B (кг/год.):

$$R = \frac{B}{P_{\text{р}}}, \quad (2.69)$$

де $P_{\text{р}}$ – напруга колосникової ґратки, що допускається, у $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{год})$, для кам'яного вугілля воно знаходиться у межах 100-300 $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{год})$ (чим більше летучих речовин містить паливо, тим більше значення $P_{\text{р}}$ можна приймати).

Приблизні витрати тепла на 1 кг ПП в обертовій барабанній печі складає 6280-7535 кДж/кг .

Розробка ескізу печі. По отриманих розмірах робочого простору і топки, обраному методу пересування матеріалу по печі, способу спалювання палива й обраному типу рекуператора чи регенератора складають ескіз печі.

Складання теплового балансу і визначення витрати палива. Прихід і витрата тепла, а також годинні витрати палива визначають згідно наведеним у цьому підрозділі формулам. Підставляючи у формули (2.47)-(2.52) отриману величину годинної витрати палива, одержують числові значення Q_2 , Q_3 і Q_4 . Для наочності тепловий баланс подають у вигляді таблиці. Для періодично працюючих печей тепловий баланс складають на весь період роботи. При цьому підраховують також витрати тепла на акумуляцію тепла кладкою.