УДК 504.06:[622.2+669]

ЗМІНИ СКЛАДОВИХ МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ РЕЧОВИН У ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОМУ ВИРОБНИЦТВІ

Я.Я. Сердюк, О.К. Тяпкін, С.П. Сердюк, Г.Н. Голуб, С.В. Крючкова, Л.И. Уварова

Інститут проблем природокористування та екології НАН України, Дніпропетровськ

Визначено зміни матеріального балансу речовин у металургійних переробках – коксування, агломерації, доменного процесу, сталеплавлення, прокату – між вхідними і кінцевими масами продуктів. Приведено рівняння матеріального балансу речовин у різних металургійних процесах та показані зміни якісного складу продуктів при переробках.

Определены изменения материального баланса веществ при металлургических переделах – коксования, агломерации, доменном процессе, сталеплавлении, проката – между входящими и конечными массами продуктов. Приведены уравнения материального баланса веществ при разных металлургических процессах и показаны изменения качественного состава продуктов при переделах.

Вступ

Гірничо-металургійний комплекс України (ГМК) є провідною галуззю національної економіки, забезпечує близько 27 % товарного виробництва й майже 40 % валютних надходжень. За обсягами виробництва чавуну й сталі ГМК України посідає сьоме місце у світі. На експорт відправляється близько 80 % прокату чорних металів. Експорт виявився досить ефективним у зв'язку зі сприятливої (до кризи 2007-2009 рр.) економічною ситуацією у світі, коли на світовому ринку різко зросла потреба й ціни на металопродукцію. Однак разом із цим екологічна ситуація у ГМК досить складна. Порівняння екологічних показників виробництва металургійної продукції в Україні й у країнах ЄС свідчить про те, що на всіх етапах металургійного переділу витрата природних ресурсів і кількість відходів, що утворилися, всіх видів на підприємствах України значно вище, ніж на сталеливарних фірмах країн ЄС. На частку української металургійної галузі доводиться 33 % стоків у водойми країни, 22,2 % викидів пилу, 47 % викидів CO, 18 % викидів окису азоту, 10 % викидів оксидів сірки й 10 % твердих відходів. У той час як у Німеччині внесок цієї галузі в загальні викиди становить по: CO – 10 %, NO_3 – 3 %, SO_2 – 2,9 %, по твердим відходам тільки 0,28 %. Якщо ще врахувати всі види відходів у гірничодобувній галузі, що забезпечує сировиною металургійну промисловість, то реальне навантаження від металургійної промисловості на навколишнє середовище зростає, як мінімум удвічі.

За останні роки у зв'язку з відсутністю належного фінансування не проводився комплексний аналіз стану галузі щодо викидів в атмосферу, скидань у водойми, утворення відходів, тому достовірна картина екологічного стану галузі відсутня. Однак, на основі даних окремих промислових регіонів можна зробити висновок, що підприємства комплексу істотно впливають на рівень техногенного забруднення й безпеку життєдіяльності населення всієї України. Розташування великих підприємств у межах або поблизу населених пунктів при великому об'ємі скидань і викидів перетворює металургійні центри в кризові екологічні зони.

Одним з важливих завдань на шляху розробки основ вирішення сучасних проблем екологічної безпеки цих територій є встановлення та аналіз кореляційних зв'язків кількості та якості складу між ресурсами, які входять в металургійний процес та відходами,

© **Сердюк Я.Я., Тяпкін О.К., Сердюк С.П., Голуб Г.Н., Крючкова С.В., Уварова Л.И., 2010**

що утворюються на металургійних переробках. У технологічних циклах металургійного процесу одержання кінцевої товарної продукції, після кожної переробки (агломерація, доменна плавка та ін.) відбувається перехід речовин з одного стану в інший, з різними тепловими балансами й витратою електроенергії. Процес будь-якої металургійної переробки визначається законом збереження мас і оцінюється наступними характеристиками [3]:

- матеріальний баланс переробки залишається постійним, тобто дотримується вагова рівність між речовинами, що утягуються в процес, і одержуваними наприкінці завершення цього процесу (тобто $M_{вх} = M_{вих}$);
- коефіцієнтом переходу різних вихідних речовин (руда, кокс, вапняк і т.д.), що утягуються в металургійній переробці в інший стан (метал, шлаки, газ);
- тепловим балансом металургійного процесу;
- витратами електроенергії й залучених додатково природних ресурсів (повітря, вода), а також витратами трудових ресурсів;
- коефіцієнтом корисного використання кінцевих продуктів металургійної переробки;
- ступенем токсичності речовин, одержуваних у металургійних процесах і їхньому впливі на екологічний стан компонентів навколишнього природного середовища.

Визначення цих характеристик і узагальнена систематизація їх у вигляді рівнянь регресії дозволить заздалегідь прогнозувати можливі зміни екологічного стану територій при проектуванні нових металургійних підприємств або збільшенні продуктивності вже існуючих об'єктів господарювання.

Зміни матеріального балансу речовин між вхідними і кінцевими масами продуктів у металургійних переробках

Коксування. Кам'яне вугілля не може безпосередньо бути використане як паливо в шахтних печах. Вугілля містить 20-40 % летючих речовин, які вже при нагріванні до 250-350 ^{o}C починають інтенсивно виділятися, розриваючи шматки самого міцного вугілля з утворенням вугільного пилу, що утруднює роботу доменних печей і приводить до порушення технологічного процесу й створенню аварій. Присутність кам'яного вугілля в шихті доменних печей неприпустимо, тому було створено нове штучне паливо (кокс) для доменних печей. Одержання коксу полягає в піролізі вугілля без доступу повітря при 900 – 1100 ^{o}C протягом 14-18 годин; отриманий продукт містить не більше 1,5-2,0 % летючих речовин.

Середній вихід металургійного коксу з валового завантаження становить 93-94 %. У процесі коксування вугільна шихта втрачає 300-350 м^3 летючих на 1 т шихти («брудний» коксовий газ), що направляється в хімічні цехи, де з нього витягають смоли, аміак, бензол і інші компоненти. Очищений коксовий газ використовується на металургійних заводах для опалення коксових батарей, мартенівських печей і для вдмухування в доменні печі. Таким чином, процес коксування практично є безвідходним, не дивлячись на технологічні втрати газу, які не перевищують 1 % [1].

Елементарні рівняння усередненого матеріального балансу процесу коксування підтверджені дослідними даними, мають вигляд:

$$1\ M_в = K_к \cdot M_в + K_г \cdot M_в + 1680\ МДж;$$

де $K_к = 0,93$ – коефіцієнт переходу маси вугільної шихти до маси коксу; $K_г = 0,06 – 0,07$ - коефіцієнт переходу маси вугільної шихти до маси летючих речовин; $M_в$ – одиниця маси вугільної шихти.

Витрата електроенергії на одержання 1 т коксу складає 70 кВт/година.

Агломерація. Огрудкування пилуватих залізних руд і тонких концентратів перед доменною плавкою дозволяє істотно поліпшити техніко-економічні показники роботи доменних печей і збільшити їхню продуктивність. У цей час промисловістю використовуються два методи огрудкування: агломерація (спікання) руд і концентратів і виробництво окатишів з концентратів.

Агломераційна машина складається з ланцюга сталевих або чавунних візків (палет), що рухаються, обладнаних по краях бортами. Ширина палет становить 1,5-2,5 м, довжина ланцюга 11-30 м. На візки ук-

ладається шар агломераційної шихти, середній склад якої наведений у таблиці 1.

Запалювання шихти проводять полум'ям газу (1200-1300 °С). Надалі тепла, що виділяється при горінні коксового дріб'язку при просякненні повітря через шар шихти (25-50 см), цілком достатньо для плавлення шихти (1300-1500 °С). Процес агломерації характеризується відсутністю твердих відвальних відходів; дрібні тверді частки вертаються в шихту. У процесі агломерації на 1 т агломерату виділяється 6-9 $м^3$ коксових газів, що відсмоктуються з вакуум камер ексгаустером-димососом, очищаються від пилу й викидаються в димар. Витрата електроенергії на виробництво 1 т агломерату складає 29 кВт·ч/т; води - від 5 до 9 $м^3$ на 1 т, з якої на «брудний цикл» доводиться 3,5-6,5 $м^3$, ці води направляються в шламовідстойники.

Таблиця 1 - Середній склад шихти агломераційних фабрик у чорній металургії [1]

Компоненти шихти	Фракція, мм	Вміст у шихті, кг/т агломерату
Залізна руда й шліхи сухої магнітної сепарації	< 8,0	274
Концентрат мокрої магнітної сепарації	< 0,074	637
Відсівання агломерату	< 5,0	36
Марганцева руда	< 8,0	11
Колошниковий пил і окалина прокатних цехів	< 3,0	53
Конвертерні шлаки	< 5,0	2
Вапняк	< 3,0	192
Вапно	< 1,0	23
Коксовий дріб'язок і антрацитовий штиб	< 5,0	64
Різні відходи	< 8,0	17

Середній матеріальний баланс процесу агломерації можна представити наступними залежностями:

$$М = К_р М + К_к М + К_д М - К_г М;$$

де М - маса одиниці одержуваного агломерату, т; $К_р$, $К_к$, $К_д$, $К_г$ - коефіцієнти складових агломераційної шихти, стосовно одиниці маси одержуваного агломерату (в % або частках одиниці), відповідно по руді, коксу, домішкам і газам, що відходять ($К_р$ = 0,69 – 0,71; $К_к$ = 0,06; $К_д$ = 0,265; $К_г$ = 0,025).

Варто підкреслити, що залежно від складу шихти значення цих коефіцієнтів може змінюватися в межах ±5%.

Тепловий баланс агломераційного процесу залізних руд представлений у таблиці 2.

Таблиця 2 - Тепловий баланс процесу агломерації залізних руд (Вегман Е.Ф., 1989)

Одиниця виміру	Прихід		Витрата				
	Теплота горіння коксового дріб'язку	Теплота запалювання агломераційної шихти	Тепло агломераційного повернення	Тепло на дисоціацію карбонатів	На випар води	Тепло газів, що відходять	Теплові втрати
%	91,5	8,5	22,1	14,3	22,1	33,0	8,5
МДж/т	2688	252	652	420	652	966	252

Виробництво залізорудних окатишів. При агломерації тонкоподрібнених залізорудних концентратів через різке зниження газопроникності шихти помітно зменшується швидкість процесу. Тим часом, у металургійну переробку утягується усе більше си-

ровини, що містить 80-90 % фракції менше 0,07 і навіть менше 0,05 мм. Вдалим рішенням проблеми огрудкування тонких залізорудних концентратів з'явилося виробництво залізорудних окатишів, уперше запропоноване в 1912 р. Андерсоном (Швеція). Схеми одержання окатишів являють собою комбінацію двох етапів:

- формування окатишів шляхом окомкування вологої шихти в спеціальних апаратах - окомкувачах (виробництво сирих окатишів);
- зміцнення гранул (випалювальним або безвипалювальним способами) для додання окатишам міцності, необхідної для зберігання, транспортування до доменних печей і проплавки їх у печах.

Сирі окатиші формуються при обкатуванні тонкодисперсного матеріалу, зволоженого до певного ступеня. У шихту окатишів для посилення міцності й термостійкості вводять сполучні домішки - бентоніт, вапно, хлористий кальцій, залізний купорос, гумінові речовини. Механічна міцність сирих окатишів повинна бути достатньою, щоб не відбулося їхнє руйнування при транспортуванні до випалювальних агрегатів. Випробування на міцність проводиться шляхом скидання сирих окатишів з рівнів висот транспортерів (окатиші повинні витримувати без руйнування не менш 15 скидань із висоти 300 мм).

При термічній обробці окатиші послідовно піддаються сушінню (300-500 ^{o}C), підігріву газом (800-1200 ^{o}C), випалу (1200-1350 ^{o}C) і охолодженню холодним повітрям до 100-150 ^{o}C. Витрата тепла, залежно від сировини й конструкції випалювальних печей варіює від 380 до 930 МДж/т. Витрата електроенергії становить 57-62 кВтч/т. Собівартість проплавки агломерату й окатишів приблизно однакова. Основною перевагою окатишів є їх міцність у холодному стані, що дозволяє транспортувати окатиші на великі відстані. Матеріальні й теплові баланси агломерації й виробництва окатишів практично ідентичні.

Доменний процес. Процес одержання чавуну являє собою цілий ряд процесів відновлення оксидів і складних сполук, розкладання гідратів і солей, горіння твердого, рідкого й газоподібного пального, хімічних реакцій.

У результаті плавлення шихти, що завантажується в доменну піч, наприкінці процесу одержують метал, шлаки й газоподібні продукти. Відносну кількість шлаків при металургійному виробництві визначають або у відсотках стосовно маси отриманого металу або по *кратності шлаків*, тобто по співвідношенню маси шлаків і металу. Кількість шлаків у розрахунку на 1 т чавуну коливається від 0,3 до 0,7 т залежно від якості залізорудної сировини й технологічного процесу плавки. У наведеній нижче таблиці 3 визначено цей параметр для різних металургійних комбінатів.

Таблиця 3 - Вихід кінцевих доменних шлаків при виплавці чавуну

Підприємство	Вихід шлаків, кг/т чавуну	Кратність шлаків
Криворізький металургійний комбінат	590	0,59
«Запоріжсталь»	664	0,66
«Азовсталь»	670	0,67
Новоліпецький МК	530	0,53
Магнітогорський МК	365	0,36
Кузнецький МК	428	0,43
Череповецький МК	323	0,32

Металеве залізо - продукт відновлення руд - з'являється в нижній частині печі. У міру плавлення шихти і її опускань до низу печі та її подальшого нагрівання залізо розчиняє в собі вуглець у кількості, що збільшується. При цьому температура плавлення заліза знижується, метал плавиться й у вигляді крапель стікає в горно.

Зменьшення виходу шлаків на 100 кг/т чавуну дає економію коксу 20-25 кг/т чавуну й збільшує продуктивність печі на 3-4 %. Доцільність подальшого зниження виходу шлаків від його сучасного рівня (450-600 кг/т чавуну) не викликає сумнівів. Однак, у доменній печі за допомогою шлаків здійснюється десульфурація чавуну, тому при

зниженні виходу шлаків вище певної межі виникає небезпека виплавки некондиційного по сірці чавуну. Мінімально необхідна кількість шлаків, по визначенню фахівців, виявиться близькою до значення 200-230 кг/т чавуну, тобто мінімально припустима кратність шлаків повинна бути 0,2-0,23.

Нижче наведені усереднені розрахунки матеріального (таблиця 4) і теплового (таблиця 5) балансів доменної плавки.

Спрощене рівняння наведеного матеріального балансу доменної плавки можна представити в наступному вигляді:

$M_{шихти} + M_{дуття, газ} = M_{чавун} + M_{шлак} + M_{дом.газ}$;

кг: 252,72 + 224,26 = 100 + 61,82 + 313,8;

%: 53,0 + 47,0 = 21,0 + 13,0 + 66,0.

Як видно з таблиці 4, у результаті плавки відбувається перерозподіл стану речовин: кількість твердих складових плавки зменшилося з 53 % до 34 %, а газоподібних - збільшилося з 47 % до 66 %.

Таблиця 4 - Розрахунок матеріального балансу доменної плавки (Вегман Е.Ф., 1989) на 100 кг чавуну

Задано в піч, кг		Отримано в печі, кг	
Рудна суміш	- 175,27	Чавун	- 100,0
Марганцева руда	- 2,02	Шлаки	- 61,82
Вапняк	- 22,46	Газ	- 305,32
Кокс	- 52,97	Пари води	- 8,48
Природний газ	- 7,58		
Дуття для спалювання коксу	- 185,05		
Дуття для спалювання природного газу	- 31,63		
Разом	- 476,98	Разом	- 475,62

Рівняння матеріального балансу для одиниці кількості одержуваного чавуну (у цьому випадку) представляється в наступному виді

M = 2,53 M (шихта) + 2,24 M (газ, повітря) - 0,62 M (шлаки) – 3,14 M (доменний газ),

де M - одиниця маси отриманого чавуну (кг, т).

Знаючи продуктивність підприємства по виплавці чавуну й використовуючи представлене рівняння, можна прогнозувати орієнтовно кількість очікуваних твердих і газоподібних відходів. Слід зазначити, що доменний газ після очищення використовується в металургійній переробці, а 90-95 % кінцевих шлаків - у будівництві.

Витрата тепла на виробництво 1 т чавуну становить $17 \cdot 10^9$ Дж, а витрата електроенергії – 70 кВт· ч.

Сталеплавлення. Процес виробництва сталі складається у видаленні зайвого вуглецю з розплавленого чавуну різними способами із введенням домішок для одержання сталі заданої якості. Масова виплавка сталі здійснюється, в основному, трьома способами: мартенівським, електросталеплавильним і киснево-конверторним.

Сутність мартенівського процесу переробки чавуну в сталь складається в згорянні палива в печі й створенні високої температури (1800-1900 °С), при якій з розплавленого чавуну видаляється значна частина вуглецю й домішок; при цьому з мартенівської печі виходить сплав заліза з вуглецем, вміст якого не перевищує 1,7 %.

Електросталеплавильний спосіб виробництва сталі полягає в тому, що як джерело тепла застосовується електрична енергія, що дозволяє одержувати високі температури до 3500 °С. Тому плавку металів і сплавів з високою температурою плавлення можливо здійснювати тільки в дугових і індукційних печах.

Сутність киснево-конверторного способу виробництва сталі полягає в продуванні рідкого розплавленого чавуну технічно чистим киснем зверху донизу; при цьому вигорають шкідливі домішки. Тепло, необхідне для проведення плавки, виділяється в результаті протікання екзотермічних реакцій у рідкому чавуні при його продуванні.

Одним з показників ефективності процесу сталеплавлення є вихід придатного отриманого продукту із загальної маси метало-

шихти, що задається в піч. Вихід придатного обчислюється по наступній формулі [5]

$$X = \frac{V_г}{Vм}.100,$$

де Х - вихід придатного, в % або частках одиниці; $V_г$ - вага придатної сталі, т; Vм - вага металошихти, т.

Нижче наведені дані по витратах сировини й енергії на 1 т мартенівській сталі.

За даними таблиці вихід придатного становить Х = 1000:1353 = 0,74, а кратність шлаків дорівнює $К_ш$ = 125:1000 = 0,125. Витрата тепла на 1 т мартенівській сталі становить 0,08-0,1 МДж, а електроенергії 4-8,5 кВт/год. Відмінність витрат матеріалів при інших способах виробництва сталі полягає тільки в кількостях тепла, що витрачається, і електроенергії на 1 т одержуваної сталі.

Таблиця 5 - Витрата сировини, матеріалів, палива й енергії на 1 т мартенівській сталі в кг [5]

Задано в піч	Вага, кг	Отримано з печі	Вага, кг
Чавун рідкий	683	Сталь придатна	1000
Брухт, стружка	326	Шлаки	50-125
Феросплави, що легують	69	Газ	223-273
Руда залізна	163	Пари води	5,0
Окалина	2		
Вапняк	45		
Вапно	8		
Доломіт	42		
Магнезит	9		
Боксит	6		
Разом	1353		1353

Рівняння матеріального балансу сталеплавильного виробництва (за даними таблиці 5) з урахуванням кількості подаваного в піч дуття (повітря, газ) має такий вигляд

1,353 $М_о$ (шихта) + 0,12 $М_о$ (дуття) = $М_о$ + 0,09 $М_о$ (шлаки) + 0,323 $М_о$ (газ)

або в % 91,85 + 8,15 = 67,9 + 6,1 + 26;

де $М_о$ – одиниця виплавлюваної сталі.

Для одиниці виплавлюваної сталі рівняння матеріального балансу має вид

$М_о$ = 1,353 $М_о$ (шихта) + 0,12 $М_о$ (дуття) – 0,09 $М_о$ (шлаки) – 0,383 $М_о$ (газ).

Виробництво феросплавів. Для виробництва феросплавів характерне різноманіття застосовуваних технологічних заходів, обумовлених розходженням фізико-хімічних властивостей елементів, що входять до складу сплавів або отриманих у технічно чистому виді. Це визначило наступні основні способи добування елементів з руд і концентратів: 1) електротермічний; 2) металотермічний; 3) доменний; 4) електролітичний [2].

Електротермічні методи засновані на використанні дугових електричних печей, у яких тепло виділяється при проходженні струму через газовий шар і шихтові матеріали, що мають високий електричний опір. Самі процеси характеризуються можливістю одержання високих температур в області горіння електричних дуг, можливістю здійснення процесів з будь-яким складом газової фази й у ваккумі.

Металотермічний спосіб заснований на використанні тепла хімічних реакцій відновлення оксидів алюмінієм, кремнієм, кальцієм. Процеси із застосуванням алюмінію можуть проводитися без підведення електричної енергії. Процеси виплавки характеризуються високим добуванням провідних елементів і невеликих капітальних витрат на будівництво цехів і установок. Метод дозволяє повніше використовувати відвальні шлаки у вогнетривкій, сталеплавильній і будівельній галузях.

Електролітичні способи засновані на електролізі водяних розчинів або розплавлених солей і використовуються для одержання особливо чистих металів. Однак це пов'язане з витратою значної кількості електроенергії й необхідністю застосування особливо чистих матеріалів.

Доменний процес дозволяє одержувати феросплави з марганцем, кремнієм і хромом, але він вимагає значної витрати високоякісного коксу, а одержувані сплави містять ба-

гато вуглецю. Недоліком доменної плавки є неможливість досягнення високих температур внаслідок утворення великої кількості газів і втрат з ними тепла. У доменних печах у цей час виплавляється близько 50 % високовуглецевого феромарганцю.

Феросплавні процеси підрозділяються на *безперервні й періодичні*.

Безперервні процеси характеризуються безперервним завантаженням шихти в рудовідновну електропіч із закритим колошником і періодичним (або безперервним) випуском феросплаву й шлаків. При цьому використовують печі великої електричної потужності (16,5-75 МВ·А), а в якості відновника застосовують вуглецеві матеріали. Безперервний процес характеризується раціональним використанням тепла при підведенні електроенергії - розплав завжди закритий шаром шихти. Втрати тепла мінімальні.

Періодичні процеси ведуть із використанням певної кількості шихти, призначеної для однієї плавки. Випуск продуктів плавки (металу й шлаків) ведуть періодично; найчастіше випускають із печі метал і шлаки одночасно.

Жужільні й безшлакові процеси. Електротермічні процеси підрозділяють на безшлакові й жужільні. Звичайно до безшлакових процесів відносять виплавку феросплавів, при яких кількість шлаків незначна й становить 3-10 % від маси металу, тобто кратність шлаків становить $M_ш : M_м = 0{,}03\text{-}0{,}1$. До таких відносять виплавку кристалічного кремнію, феросиліцію, силікокальцію, силікоалюмінію й феросилікохрому). Жужільні процеси супроводжуються утворенням значної кількості шлаків. Кратність шлаків може становити 1,2-1,5 при виплавці високовуглецевого феромарганцю й силікомарганцю й досягати 2,5-3,5 при одержанні ферохрому й металевого марганцю силікотермічним способом.

На рисунку показані величини основних параметрів - кратність шлаків, вихід газів і витрата електроенергії на 1 т металу - металургійні процеси, що характеризують, одержання деяких феросплавів.

Узагальнене рівняння матеріального балансу при плавленні шихти й одержання будь-якого феросплаву має вигляд

$$К_ш \cdot M_ш = К_ф \cdot M_ш + К_{шл} \cdot M_ш + К_г \cdot M_ш$$

або стосовно одиниці маси одержуваного феросплаву

$$К_ф \cdot M_ф = К_ш \cdot M_ф – К_{шл} \cdot M_ф – К_г \cdot M_ф;$$

де $M_ш$ і $M_ф$ – одиничні маси шихти й одержуваного феросплаву, т; $К_ш$, $К_ф$, $К_{шл}$, $К_г$ – коефіцієнти пропорційності, що показують частки виходу феросплаву, шлаків і газу від одиничної маси шихти або феросплаву, наприклад,

$$K_ф = \frac{M_ф}{M_ш};\ K_{шл} = \frac{M_{шл}}{M_ш} \text{ або } K_ш = \frac{M_ш}{M_ф}\ .$$

Прокатне виробництво. Прокаткою металу на прокатних станах завершується металургійний цикл заводу.

Виробництво прокату включає наступні основні окремі процеси: нагрівання, прокатку, обробку сталі. Воно складається відповідно із трьох ділянок:

- нагрівальних пристроїв;
- властиво стана гарячої прокатки й пристрою для гарячого різання прокату;
- оздоблювального відділення, де метал проходить охолодження, а потім виправлення, різання, сортування й випробування.

Не мають у своєму складі нагрівальних пристроїв тільки безперервно-заготовочні стани, що прокочують без підігріву гарячі блюми або заготовку, які надходять із блюмінга. Основна стадія технологічного процесу виробництва прокату - зміна форми й розмірів вихідного злитка або заготівлі, що становить ціль виробництва. Витрати по переробці розподіляються в такий спосіб, в %: нагрівання - 25-35; прокатка - 50-65; обробка - 10-25.

По технологічному процесі зливки спочатку проходять чорнову прокатку у заготовку на спеціальних прокатних пристроях: блюмінгах, слябінгах, заготовочних станах. Безпосередньо зі зливка на сучасних заводах виготовляються такі спеціальні види готового прокату, як бандажі, колеса й особливо товсті листи. Останнім часом удосконалюється й впроваджується безперервне розливання сталі в сляби й блюми в сталеплавильних цехах. При цьому способі розливання відпадає необхідність в установці блюмінгів або слябінгів, у зв'язку із чим істотно міняється структура прокатних цехів і технологічна схема прокатки. Втрати металу в прокатному виробництві відбуваються у вигляді обрізків, вигару й браку.

Обрізка отриманого після прокатки розкату для видалення деякої його частини

викликається дефектністю відповідної частини розкату й невідповідністю розміру розкату (довжини й ширини) розмірові готових виробів. Норми відходів на блюмінгу, залежно від марки сталі, становлять 7-18 % маси зливка.

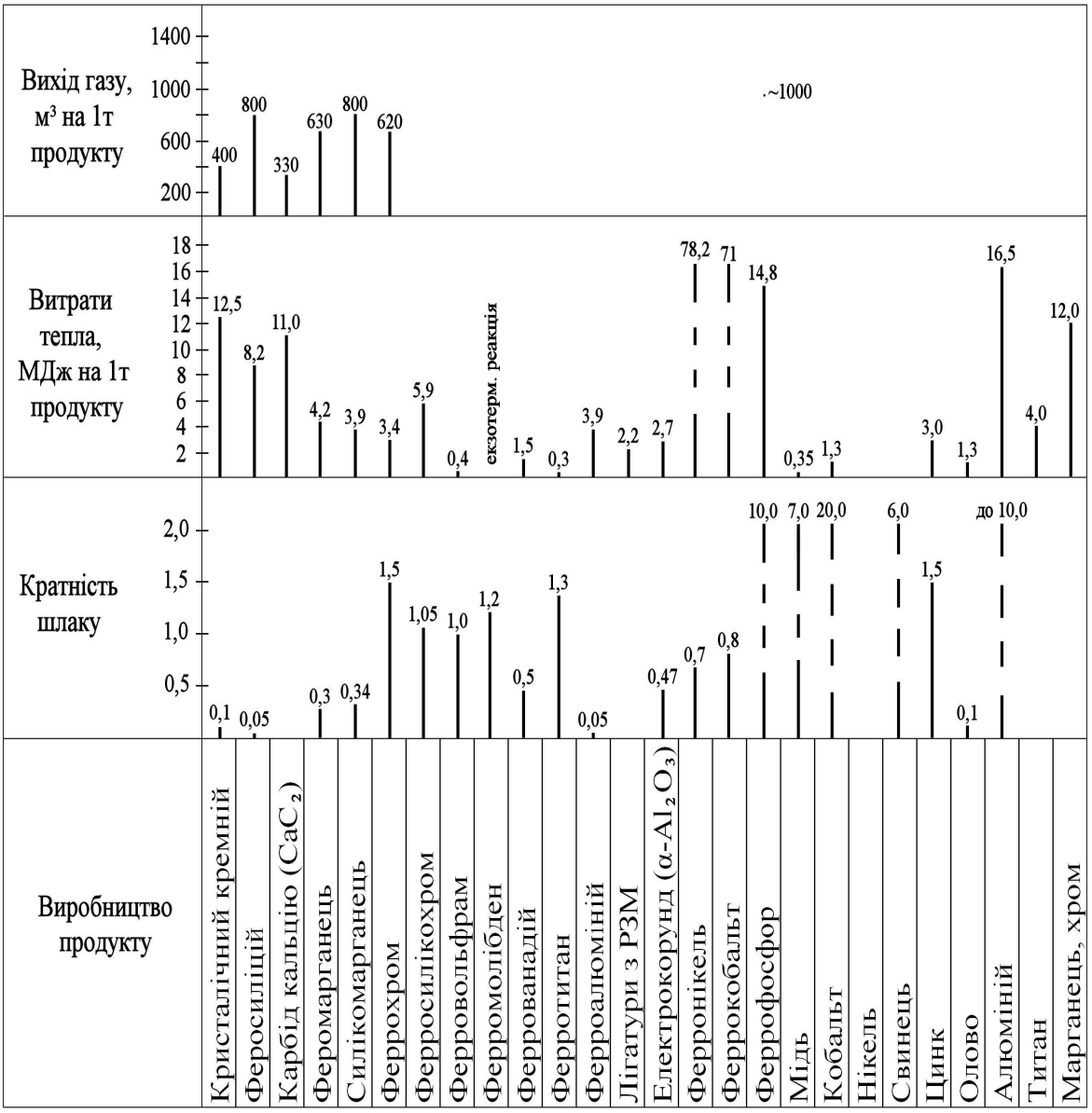

Рисунок – Кратність шлаків, вихід газів і витрати електроенергії на 1 т отримуваного металу

Вигар є наслідком окислювання сталі в процесі нагрівання й прокатки. Окиси заліза, отримані в печі при нагріванні, утворюють окалину й зварювальний шлак, а окиси, отримані на стані при прокатці, - окалину. Величина вигару в нагрівальній печі визначається, в основному, температурою, характером атмосфери в печі й тривалістю перебування в ній металу. Кількість окалини, що утвориться в процесі прокатки, залежить від температури прокатки, тривалості процесу прокатки, зі збільшенням яких утвориться більше окалини. Великий вплив на розмір вигару в печі й на стані виявляють профіль і перетин металу. Чим більше відношення поверхні металу до його обсягу, тим більше утвориться окалини. Величина вигару не може бути розрахована й визначається на підставі дослідних даних.

Таблиця 6 - Кореляційні зв'язки між вихідними й кінцевими масами продуктів металургійних переробок

Процес	Рівняння кореляційних зв'язків між вихідними й кінцевими масами продуктів металургійних переробок
Виробництво феросплавів	Узагальнене рівняння матеріального балансу при плавленні шихти й одержання будь-якого феросплаву має вигляд $К_ш \cdot М_ш = К_ф \cdot М_ш + К_{шл} \cdot М_ш + К_г \cdot М_ш$ або стосовно одиниці маси одержуваного феросплаву $К_ф \cdot М_ф = К_ш \cdot М_ф - К_{шл} \cdot М_ф - К_г \cdot М_ф$ де $М_ш$ і $М_ф$ – одиничні маси шихти й одержуваного феросплаву, т; $К_ш$, $К_ф$, $К_{шл}$, $К_г$ – коефіцієнти пропорційності необхідної маси шихти й виходу феросплаву, шлаків і газів стосовно до маси шихти або маси феросплаву.
Карбід кремнію	$1М_ш = 0,32 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,048 \cdot М_ш$ (шлаки) + $0,632 \cdot М_ш$ (газ) або $М_ф = 3,12 \cdot М_ф$ (шихта) - $0,15 \cdot М_ф$ (шлаки) - $1,97 \cdot М_ш$ (газ)
Феросиліцій	$1М_ш = 0,72 \cdot М_ш$ (феросплав) - $0,035 \cdot М_ш$ (шлаки) - $0,245 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 1,39 \cdot М_ф$ (шихта) - $0,05 \cdot М_ф$ (шлаки) - $0,340 \cdot М_ф$ (газ)
Сілікокальцій	$1М_ш = 0,31 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,060 \cdot М_ш$ (шлаки) - $0,63 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 3,23 \cdot М_ф$ (шихта) - $0,350 \cdot М_ф$ (шлаки) - $1,88 \cdot М_ф$ (газ)
Феромарганець високовуглецевий	$1М_ш = 0,294 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,62 \cdot М_ш$ (шлаки) + $0,086 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 3,398 \cdot М_ф$ (шихта) - $2,1 \cdot М_ф$ (шлаки) - $0,298 \cdot М_ф$ (газ)
Феромарганець малофосфорний	$1М_ш = 0,15 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,53 \cdot М_ш$ (шлаки) + $0,32 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 6,63 \cdot М_ф$ (шихта) - $3,5 \cdot М_ф$ (шлаки) - $2,13 \cdot М_ф$ (газ)
Сілікомарганець	$1М_ш = 0,19 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,66 \cdot М_ш$ (шлаки) + $0,15 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 5,296 \cdot М_ф$ (шихта) - $3,5 \cdot М_ф$ (шлаки) - $0,796 \cdot М_ф$ (газ)
Ферохром	$1М_ш = 0,396 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,412 \cdot М_ш$ (шлаки) + $0,192 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 2,52 \cdot М_ф$ (шихта) - $1,04 \cdot М_ш$ (шлаки) - $0,48 \cdot М_ф$ (газ)
Феротитан	$1М_ш = 0,62 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,19 \cdot М_ш$ (шлаки) + $0,19 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 1,60 \cdot М_ф$ (шихта) - $0,30 \cdot М_ф$ (шлаки) - $0,3 \cdot М_ф$ (газ)
Сплави алюмінію (електрокорунд)	$1М_ш = 0,35 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,19 \cdot М_ш$ (шлаки) + $0,46 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 2,85 \cdot М_ф$ (шихта) - $0,54 \cdot М_ф$ (шлаки) - $1,310 \cdot М_ф$ (газ)
Феронікель (проплав недогарка)	$1М_ш = 0,12 \cdot М_ш$ (феросплав) + $0,70 \cdot М_ш$ (шлаки) + $0,18 \cdot М_ш$ (газ) $1М_ф = 8,33 \cdot М_ф$ (шихта) - $6,0 \cdot М_ф$ (шлаки) - $1,33 \cdot М_ф$ (газ)

Зразковий розрахунок виходу придатного наведено у таблиці 7.

Таблиця 7 - Розрахунок виходу придатного (по Б.Я.Рябинькому, 1963)

Найменування	на 1 т придатного, кг	%
Задано: Зливок спокійної вуглецевої сталі	1190	100,0
Отримано: Обрізки	166	14,0
Вигар	24	2,0
Заготовка	1000	84,0

Рівняння матеріального балансу прокатного виробництва (за даними таблиці) можна представити в наступних видах:

Задано	Отримано		
зливок	заготовка	обрізки	вигар
$1М_с$	$К_1М_с$	$К_2М_с$	$К_3М_с$

де $М_с$ - маса зливка, т; $К_1$; $К_2$; $К_3$ - коефіцієнти, що показують, відповідно, відношення мас заготовки, обрізки й вигару до маси зливків, що задається в прокат, частки одиниці.

Тоді маємо:

заготовка обрізки вигар

$1M_c = 0,84M_c + 0,14M_c + 0,020M_c$ або

зливок обрізки вигар

$1M_3 = 1,19M_3 - 0,166M_3 - 0,024M_3$

де M_3 – маса одержуваної заготівлі, т.

Таким чином, знаючи продуктивність заводу по випуску прокату (заготовки) у рік, можна орієнтовно визначити інші параметри. Оскільки різні види прокату на різному обладнанні мають дані, що відрізняються по виходу обрізки й вигару, то узагальнене рівняння матеріального балансу прокатного виробництва має вигляд:

маса зливка маса обрізки

$1M_3 = (1,05 \div 1,22)M_3 - (0,02 \div 0,195)M_3 -$

$- (0,016 \div 0,025)M_3.$

маса вигару

Витрата електроенергії на 1 т прокату становить 26-70 кВт/год; води – 4,9-21,1 м^3.

Зміна хімічного складу рудної сировини (вихідного) у процесі металургійних переробок

У процесі металургійних переробок - від підготовки руди до доменної плавки до сталеплавлення й виробництва феросплавів - відбувається зміна хімічних складів вихідної речовини, що утягується в процес, і одержуваного кінцевого продукту [1,4].

У ході агломерації залізної руди відбувається інтенсивне вигоряння сульфідної сірки шихти. Пірит Fe_2 і піротин Fe починають окислюватися з 250-280 ^oC по реакціях

$4Fe_2 + 11O_2 = 2Fe_2O_3 + 8SO_2$ і $4Fe + 7O_2 = 2Fe_2O_3 + 4SO_2$.

Вище 1383 ^oC у повітряній атмосфері гематит дисоціює з утворенням магнетиту, що є єдиним твердим продуктом реакції:

$3Fe_2 + 8O_2 = Fe_2O_4 + 6SO_2$; $3Fe + 5O_2 = 2Fe_2O_4 + 3SO_2$.

У присутності каталізатора (Fe_2O_3) до 40 % SO_2 окислюється до SO_3. Деяка частина органічної сірки коксового дріб'язку переходить у газову фазу у вигляді пар комплексів S_2, S_6 і S_8. У газах, що відходять, присутні також H_2S і COS. У зоні горіння твердого палива сірчисті з'єднання захоплюються з газової фази залізистим силікатним розплавом і розчиняються в ньому у вигляді CaS. Крім того, вапно, вапняк і феріти кальцію поглинають SO_2 з газу. В процесі агломерації руди із шихти видаляється до 80-90 % сірки й ряд інших шкідливих домішок.

У доменному процесі основними відновниками заліза є вуглець, монооксид вуглецю й водень. Хімічні елементи, що попадають із шихтою в доменну піч, залежно від їхніх перетворень в умовах доменної плавки, підрозділяються на:

- практично що повністю відновлюються (Fe, Ni, Co, Pb, Cu, P, Zn і інші);
- частково відновлюються (Si, Mn, Cr, V, Ti);
- не відновлюються (Ca, Mg, Al, Ba, Na).

У процесі доменної плавки (одержання чавуну) виділяється 4 стадії навуглецювання заліза. Остаточний вміст вуглецю в чавуні залежить від стійкості карбідів, що визначається наявністю в чавуні домішок. Марганець, хром, ванадій утворюють карбіди, сприяючи збільшенню вмісту вуглецю в чавуні. Кремній, алюміній, фосфор, мідь сприяють зниженню вмісту вуглецю в чавуні. Тому у феромарганці (6,5-7 % С) і дзеркальному чавуні (5 - 5,5 % С) завжди більше вуглецю, ніж у передільному, а у феросиліції (1,5 - 2,0 % С) і ливарних чавунах (3,5 - 4,0 % С) менше. Рідкий чавун являє собою конденсовану фазу, що не володіє далеким порядком у розміщенні атомів.

Основу речовини первинних шлаків доменної плавки складають силікати й алюмосилікати кальцію, а також деяка кількість оксидів заліза, марганцю, магнію й частки графіту. У звичайних умовах шлак застигає у вигляді аморфного скла з характерним раковистим зламом.

Процес сталеплавлення складається у видаленні зайвого вуглецю з розплавленого чавуну різними способами й введенням домішок для одержання сталі необхідної якості, тобто виробництва феросплавів, легованих сталей і інших продуктів.

На процесах сталеплавлення й виробництві феросплавів завершуються зміни якісного складу продуктів металургійних переробок. Подальші переробки - прокат, ковальське виробництво, фасонне лиття й інше - спричиняють тільки зміни розмірів і форм кінцевої продукції.

У таблиці 8 показані зміни якісного складу продуктів металургійних переробок.

Висновки

Підводячи підсумки слід зазначити наступне.

Однією з основних причин сучасної кризової екологічної ситуації, яка складається в районах великих металургійних центрів України, є висока енергоємність одержання кінцевої промислової продукції й низький коефіцієнт корисної переробки природних

ресурсів. Після кожної металургійної переробки, залежно від цільового використання відходів цього переділу, їх можна класифікувати або як напівфабрикат, або як кінцевий товарний продукт. Для одержання товарної продукції з мінеральної сировини видобуток останньої багаторазово перевищує масу кінцевої продукції. У технологічних циклах металургійного процесу одержання кінцевої товарної продукції, після кожного переділу відбувається перехід речовин з одного стану в інший, з різними тепловими балансами й витратою електроенергії.

Таблиця 8 - Зміни вмісту компонентів при металургійних переробках у ланцюзі «руда - агломерат - доменна шихта - відвальні шлаки»

Найменування	Вміст компонентів, %						
	$Fe_{общ}$	MnO	Si_2	Al_2O_3	Ca	Mg	Na_2O
Рудна сировина	34,0	0,05	32-50	3-17	0, 1-12	0, 1-6	0, 2-1,2
Концентрат	65-70	0,3	3,0	0,2	0,04	0,03	
Агломерат	68-72	0,3	3,2	0,1	0,04	0,03	
Доменна шихта	78	0,5	0,5	2,0	16,4		
Чавун	90-96	0, 3-1,5	0, 5-3,0	-	-	-	-
Відвальні шлаки домни	0,2-0,6	1,5	39-42	5-7	44-46	3-3,5	1,0
Сталеплавлення	98, 3-99,6	0, 8-1,0	0, 02-0,5	-	-	-	-
Відвальні шлаки сталеплавлення	0, 5-1,0	<0,5	30-50	12-15	20-30	2-3	-
Найменування	Вміст компонентів, %						
	K_2O	S	P_2O_5	Ti_2	F	C	Лігатура, присадки
Рудна сировина	0, 1-1,2	0, 01-0,3	0, 1-0,4	0,03		-	
Концентрат		0,015	0,02	0,05		-	
Агломерат		0,005	0,02	0,05		-	
Доменна шихта	-	0,03	0,005			4,9	
Чавун	-	0, 01-0,03	0, 08-2,0	0,01	-	3, 3-4,5	
Відвальні шлаки домни	1,5	0, 5-1,0	-	0,02	<0,001	-	
Сталеплавлення	-	0, 01-0,05	0, 02-0,05			<1,7	0, 05-1,0
Відвальні шлаки сталеплавлення	-	<0,001	<0,001			-	<0,01

Визначені рівняння усереднених матеріальних балансів (вхідних і вихідних речовин) для всіх основних металургійних процесів (коксування, агломерації, виробництва залізорудних окатишів, доменного процесу, сталеплавлення, виробництва феросплавів, прокатного виробництва, а також зміни хімічного складу рудної сировини в процесі металургійних переробок) дозволяє прогнозувати зміни екологічного стану територій при проектуванні нових або модернізації вже існуючих металургійних підприємств.

Перелік посилань

1. Металлургия чугуна / Е.Ф.Вегман, Б.Н.Жеребин, А.Н.Похвиснев и др.- М., Металлургия, 1989. – 512 с.

2. Гасик М.И., Лякишев Н.П., Емлин Б.И. Теория и технология производства ферросплавов. М., Металургія, 1988. – 784 с.

3. Каганович С.Я. Экономика минерального сырья. М.: Недра, 1985. – 168 с.

4. Новожилов М.Г., Ройзен Я.Ш., Эрперт А.М. Качество рудного сырья черной металлургии. М.: Недра, 1977. – 415 с.

5. Рябинький Б.Я. Планирование и экономика металлургических заводов. М.: Гос.изд. по черной и цветной металлургии, 1963.- 754 с.

Ya. Serdiuk, S. Serdiuk, O. Tyapkin, G.Golub, S. Kryuchkova, L. Uvarova

THE CHANGES OF MATERIAL BALANCE COMPONENTS OF SUBSTANCES IN MINING-METALLURGICAL INDUSTRY

Institute for Nature Management Problems & Ecology,
National Academy of Sciences of Ukraine, Dnipropetrovs'k

The modification compositions of material balance substances of metallurgical production between entrance and final of masses are determined. The equations of material balance of substances of different processes are given. The modification of qualitative composition of substances at repartitions are showed.

Надійшла до редколегії 14 травня 2010 р.
Рекомендовано членом редколегії канд. техн. наук П.І. Копачем