

**Всеукраїнська науково-технічна
конференція**

**АКТУАЛЬНІ ПРОБЛЕМИ
РОЗВИТКУ МЕТАЛУРГІЙНОЇ
ОСВІТИ І НАУКИ**

**присвячена 100-річчю
з дня народження
Георгія Григоровича Єфіменка**

**Дніпро, НМетАУ
2017**

**Міністерство освіти і науки України
Національна металургійна академія України
НТУУ «Київський політехнічний інститут»
Об'єднання підприємств «Металургпром»
ПрАТ «Євраз Дніпровський металургійний завод»**

АКТУАЛЬНІ ПРОБЛЕМИ РОЗВИТКУ МЕТАЛУРГІЙНОЇ НАУКИ ТА ОСВІТИ

**Наукові праці всеукраїнської
науково-технічної конференції,
присвяченої 100-річчю з дня народження
Георгія Григоровича Єфіменка,
4-5 квітня 2017 року,
Національна металургійна академія України,
м. Дніпро, Україна**



(1917–2012)

**Дніпро
2017**

УДК 622

Збірник містить доповіді всеукраїнської науково-технічної конференції «Актуальні проблеми розвитку металургійної науки та освіти», присвяченої 100-річчю з дня народження Георгія Григоровича Єфіменка (4-5 квітня 2017 року, м. Дніпро, Україна)

Рекомендовано до друку Вченою радою
Національної металургійної академії України
(протокол від 27.02.2017 року № 2)

© Національна металургійна академія України,
кафедра металургії чавуну,
2017

ЗМІСТ

ДО 100-РІЧЧЯ ГЕОРГІЯ ГРИГОРОВИЧА ЄФІМЕНКА, ВИДАТНОГО ВЧЕНОГО-МЕТАЛУРГА, ПЕДАГОГА І РЕФОРМАТОРА ВИЩОЇ ШКОЛИ УКРАЇНИ	7
<i>Єфіменко О.Ю.</i> НОВІ ЗНАННЯ - КЛЮЧ ДО МАЙБУТНЬОГО (на спогад про Єфіменка Георгія Григоровича)	12
<i>Ефименко Г.Г., Игнатов Н.В., Ковалев Д.А.</i> СОСТОЯНИЕ, ПРОБЛЕМЫ, ПЕРСПЕКТИВЫ ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ПРОИЗВОДСТВА ОКУСКОВАННОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ	14
<i>Кузьменко О.М., Пілов П.І.</i> ПІДГОТОВКА КАДРІВ З ВИЩОЇ ОСВІТИ ДЛЯ ГІРНИЧОДОБУВНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ З ОДНІЄЇ СПЕЦІАЛЬНОСТІ	30
<i>Тарасевич В.Н.</i> О МИРОВОЗЗРЕНЧЕСКИХ ОСНОВАНИЯХ ФУНДАМЕНТАЛЬНОГО ЭКОНОМИЧЕСКОГО ОБРАЗОВАНИЯ В УНИВЕРСИТЕТЕ	34
<i>Власова Н.Д., Грищенко О.В.</i> ЗАСТОСУВАННЯ ІННОВАЦІЙНИХ МЕТОДИК НАВЧАННЯ З МЕТОЮ ОПТИМІЗАЦІЇ НАВЧАЛЬНОГО ПРОЦЕСУ, ПРИ ВИЧЕННІ СПЕЦІАЛЬНИХ ДИСЦИПЛІН	36
<i>Ковальчук Д.К.</i> СПЕЦИФІКА ОСВІТНІХ ТЕХНОЛОГІЙ У ПІДГОТОВЦІ ФАХІВЦІВ З МЕТАЛУРГІЇ	41
<i>Величко А.Г., Бойченко Б.М., Синегин Е.В., Молчанов Л.С., Лантух А.С.</i> ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ КОНВЕРТЕРНОГО ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ В МИРЕ И В УКРАИНЕ	44
<i>Куцин В.С., Грищенко С.Г., Гасик М.И.</i> ФЕРРОСПЛАВЫ И СТАЛЬ: ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ МИРОВОЙ ФЕРРОСПЛАВНОЙ ИНДУСТРИИ	62
<i>Куцин В.С., Гасик М.И., Ольшанский В.И., Дедов Ю.Б.</i> РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ В КРУПНОТОННАЖНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ РЕСУРСО И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ	73
<i>Шатоха В. И.</i> СОПОСТАВИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ТЕНДЕНЦИЙ И РЕЗУЛЬТАТОВ ТРАНСФОРМИРОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ В УКРАИНЕ, РОССИИ И СТРАНАХ ВОСТОЧНОЙ ЕВРОПЫ	85
<i>Тараканов А.К.</i> ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ДОМЕННЫМ ПРОЦЕССОМ	96

<i>Бойченко Б.М., Нізяєв К.Г., Молчанов Л.С., Синегін Є.В., Стоянов О.М., Герасименко В.Г.</i> ІННОВАЦІЙНІ ПІДХОДИ У ПІДВИЩЕННІ КОНКУРЕНТНОСПРОМОЖНОСТІ ВІТЧИЗНЯНИХ ПІДПРИЄМСТВ З ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ	104
<i>Товаровский И.Г.</i> СИСТЕМНЫЙ АНАЛИЗ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ - ОСНОВА СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ	108
<i>Пинчук Д.В., Оторвин П.И., Романчук А.В., Лялюк В.П., Кассим Д.А.</i> ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ И ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ ОСВОЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВДУВАНИЯ ПУТ НА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ ОБЪЕМОМ 5000 М ³	122
<i>Ковалев Д.А., Ярошевский С.Л., Ванюкова Н.Д., Крикунов Б.П., Ванюков А.А., Ковригин С.А., Ковалев А.Д., Ковалев М.Д.</i> ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ САМОВОССТАНАВЛИВАЮЩИХСЯ ОКАТЫШЕЙ ПОЛУЧЕННЫХ НА ПОРТЛАНД ЦЕМЕНТНОЙ СВЯЗКЕ.	129
<i>Довлядов И.В., Смирнов С.В.</i> РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОГО ПРОЦЕССА МЕТАЛЛИЗАЦИИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ В НЕПОДВИЖНОМ СЛОЕ	141
<i>Чаплыгин Д.В., Грищенко С.Г., Овчарук А.Н., Кривенко В.В., Таран А.Ю., Гриншпунт А.Г.</i> СОВРЕМЕННЫЕ ПОДХОДЫ И ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ, ИСПОЛЪЗУЕМЫХ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ В РУДОВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ	148
<i>Тараканов А.К., Боровських В.Ю.</i> ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ ТЕПЛОМАСООБМІНУ В АГРЕГАТІ РІДКОФАЗНОГО ВІДНОВЛЕННЯ ЗАЛІЗА ТА МОЖЛИВОСТЕЙ ОПТИМІЗАЦІЇ ЦІЄЇ ТЕХНОЛОГІЇ	155
<i>Довгалюк Б.П.</i> ОПТИМІЗАЦІЯ ВИТРАТИ ПИЛОВУГІЛЬНОГО ПАЛИВА В ДОМЕНІЙ ПЛАВЦІ З УРАХУВАННЯМ КОЛИВАННЯ ВТРАТ ТЕПЛА І ОКИСНЕННЯ ЧАВУНУ НА ФУРМАХ	163
<i>Зинченко Ю.А., Курпе А.Г., Форман А.В., Русских В.П., Семакова В.Б., Семаков В.В.</i> ЗАГРУЗКА ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ ЧАО «ММК ИМ.ИЛЬИЧА» В УСЛОВИЯХ ВДУВАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА	168
<i>Ягольник М.В., Свириденко Ж.В., Захарченко В.Н.</i> МЕХАНОХИМИЯ В ПОДГОТОВКЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ	176
<i>Журавлев Ф.М., Лялюк В.П., Чупринов Е.В., Кассим Д.А., Ляхова И.А.</i> ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ НОВЫХ ОКУСКОВАННЫХ ОФЛЮСОВАННЫХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ С ЛУЧШИМ ПОЛНЫМ КОМПЛЕКСОМ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК, ОТВЕЧАЮЩИХ СОВРЕМЕННЫМ ТРЕБОВАНИЯМ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ	184

<i>Чернятевич А.Г., Молчанов Л.С., Юшкевич П.О.</i> ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ ПРОДУВКИ КОНВЕРТЕРНОЙ ВАННЫ КИСЛОРОДОМ И НЕЙТРАЛЬНЫМ ГАЗОМ С ПРИМЕНЕНИЕМ МНОГОЯРУСНЫХ ФУРМ	193
<i>Быстров А.Е., Грес Л.П., Воробьёва Л.А.</i> ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛООБМЕНА И ГАЗОДИНАМИКИ В БЛОЧНОЙ НАСАДКЕ С ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ ПРОХОДАМИ ДОМЕННЫХ ВОЗДУХОНАГРЕВАТЕЛЕЙ	199
<i>Беспалов О.Л., Соколов К.Д., Приходько С.В., Замковой О.В., Шевченко Д.А., Мельник С.А., Новиков Н.Н., Овчарук Д.С., Солоха В.В.</i> СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОНИКЕЛЯ	204
<i>Иванов И.И.</i> ОЦЕНКА УРОВНЯ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА ВЫБРОСАМИ КОКСОВОГО ЦЕХА	212
<i>Пилипенко С.В., Григоренко В.У., Головченко О.П.</i> РОЗВИТОК МЕТОДУ РОЗРАХУНКУ ВЕЛИЧИНИ РОЗВАЛКИ РІВЧАКА КАЛІБРІВ СТАНІВ ХПТ	218
<i>Бочка В.В., Ніколенко А.Д., Шафорост О.І., Сова А.В., Двоєглазова А.В.</i> ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ РЕЖИМУ ЗАВАНТАЖЕННЯ ШИХТИ В ДОМЕННУ ПІЧ АПАРАТОМ З ОТВОРОМ У ВЕЛИКОМУ КОНУСІ	225
<i>Бочка В.В., Сова А.В., Двоєглазова А.В., Шмат К.В., Суліменко С.С.</i> ПОВЕДІНКА АГЛОМЕРАТУ ПРИ МЕХАНІЧНИХ НАВАНТАЖЕННЯХ	233
<i>Бочка В.В., Двоєглазова А.В., Сова А.В., Ягольник М.В., Данько Н.В.</i> ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ КОМПЛЕКСНОГО ФЛЮСУ НА ПОКАЗНИКИ АГЛОМЕРАЦІЙНОГО ПРОЦЕСУ	238
<i>Гупало Е.В., Ерёмин А.О.</i> ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ КОЛЬЦЕВОЙ ПЕЧИ ПУТЕМ ОБОГАЩЕНИЯ ВОЗДУХА ГОРЕНИЯ КИСЛОРОДОМ	244
<i>Гришин А.М., Щеглова И.С.</i> ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ГАЗОВО-УГЛЕТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ Cr_2O_3 В ТВЕРДЫХ ФАЗАХ С УЧАСТИЕМ МЕТАНА	250
<i>Гришин А.М., Горделюк А.М.</i> ВЛИЯНИЕ СОСТАВА ГАЗОВОЙ ФАЗЫ НА РАЗВИТИЕ КОМПЛЕКСНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ Cr_2O_3	256
<i>Гришин А.М.</i> О РОЛИ КАРБИДНОЙ ФАЗЫ В ПРОЦЕССЕ УГЛЕРОДОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ХРОМА В СЛОЖНЫХ СИСТЕМАХ	263
<i>Щеглова И.С., Васильева И.В., Колодяжная Л.Ю.</i> СТАБИЛИЗАЦИОННАЯ ОБРАБОТКА ОБОРОТНОЙ ТЕХНИЧЕСКОЙ ВОДЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ	271

<i>Кравченко В.П.</i> СПОСОБ ГЕНЕРАЦИИ ГОРЯЧИХ ВОССТАНОВЛЕННЫХ ГАЗОВ ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ	278
<i>Мищенко В.Г., Булах А.И., Мартыненко В.В.</i> МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКИХ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ТЯЖЕЛОНАГРУЖЕННЫХ ЗУБЧАТЫХ КОЛЕС	283
<i>Ткаченко І.Д.</i> БАЗОВІ МОДЕЛІ РЕНТООРІЄНТОВАНОЇ СТРАТЕГІЇ ПОВЕДІНКИ В ГАЛУЗІ НАДРОКОРИСТУВАННЯ УКРАЇНИ ТА СВІТУ	289
<i>Худяков А.Ю., Бойко М.Н., Ващенко С.В., Баюл К.В., Полякова Н.В.</i> ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ УЛУЧШЕНИЯ ПОДГОТОВКИ АГЛОМЕРАЦИОННОЙ ШИХТЫ К СПЕКАНИЮ	293
<i>Мироненко Н.А., Лысенко Т.И.</i> ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ КАК КЛЮЧ К ПОВЫШЕНИЮ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ МЕТАЛЛУРГИИ ПРИДНЕПРОВЬЯ НАЧАЛА ХХІ ВЕКА	300
<i>Иванов И. И.</i> МОДЕЛЬ ФОРМИРОВАНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ КОМПЕТЕНТНОСТИ СТУДЕНТОВ-МЕТАЛЛУРГОВ	305
<i>Король Р.М., Безпалова Н.О., Мироненко М.А.</i> ОСОБЛИВОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ МЕТОДІВ АНАЛІЗУ ПОТОЧНОЇ СИТУАЦІЇ ПРИ СТРАТЕГІЧНОМУ ПЛАНУВАННІ ДІЯЛЬНОСТІ ПІДПРИЄМСТВА	311
<i>Лебедева В.К., Ковальчук Г.К.</i> ОЦІНКА ПЕРСОНАЛУ МЕТАЛУРГІЙНИХ ПІДПРИЄМСТВ: РЕГІОНАЛЬНИЙ КОНТЕКСТ	315
<i>Жаданос А.В., Чайка Д.О., Деревянко И.В.</i> ДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В АГРЕГАТЕ КОВШ-ПЕЧЬ ДЛЯ СОЗДАНИЯ АСУ	320
<i>Полецук В.М., Бровкин В.Л., Витер Т.О.</i> ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЕРЕПАДА ТЕМПЕРАТУР ПО ДЛИНЕ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ СОРТОВОЙ МНЛЗ	326
<i>Шпортько Г.Ю.</i> КЛАСТЕРНИЙ ПІДХІД – «КЛЮЧ» ДО КОНКУРЕНТОСПРОМОЖНОСТІ РЕГІОНУ	330

ДО 100-РІЧЧЯ ГЕОРГІЯ ГРИГОРОВИЧА ЄФІМЕНКА, ВИДАТНОГО ВЧЕНОГО-МЕТАЛУРГА, ПЕДАГОГА І РЕФОРМАТОРА ВИЩОЇ ШКОЛИ УКРАЇНИ



В 2017 році виповнюється 100 років від дня народження видатного вченого, педагога, організатора української освіти Г.Г. Єфіменка.

Єфіменко Георгій Григорович народився 30 січня 1917 року в місті Катеринославі (нині Дніпро). Після закінчення семирічної школи у 1931 році він вступив в школу фабрично-заводського навчання металургійного заводу ім. Петровського, яку закінчив у 1933 році. Далі він працював електриком на цьому заводі і одночасно навчався на курсах рабфаку. У 1935 році він вступив до Дніпропетровського металургійного інституту, який закінчив у 1940 році за спеціальністю «Металургія чавуну» і одержав направлення на роботу на

Криворізький металургійний завод, але суворий передвоєнний час вніс свої корективи в його плани.

За два тижні після захисту дипломного проекту він вже був в Західній Україні солдатом навчальної батареї 23-го артилерійського полку. У лютому 1941 року його відрядили на Військово-політичні курси Київського особливого військового округу в м. Радомишлі, а вже на третій день війни – у Київ, де він одержав призначення на посаду заступника командира батареї з політичної роботи зенітно-артилерійського полку, який оберігав Київ.

У лютому 1943 року він був направлений помічником начальника політвідділу у 8-му зенітно-артилерійську дивізію. Приймав участь у бойових операціях на Курській дузі, при форсуванні Дніпра, при визволенні Києва і України, форсуванні Вісли, звідки почалась знаменита Вісло-Одеська операція з виходом на Одер у лютому-березні 1945 року, а у квітні - наступ на Берлін та його штурм.

В кінці 1946 року Г.Г. Єфіменко був демобілізований в званні майора у відповідності з постановою про звільнення в запас спеціалістів народного господарства, перш за все таких як металурги.

Після демобілізації працював інженером-дослідником на кафедрі металургії чавуну Дніпропетровського металургійного інституту, навчався в аспірантурі. Після захисту кандидатської дисертації в 1950 році був рекомендований на посаду директора Дніпродзержинського металургійного інституту. Але у 1951 році Г.Г.Єфіменка направляють до роботи в апарат ЦК КПУ, де він до 1955 року працює на посаді завідувача сектору науки і культури.

У 1955 році в Україні створюється Міністерство вищої освіти, і Г.Г.Єфіменко призначається першим заступником Міністра.

На 1955-1959 роки припадає перший період реформаторської діяльності Г.Г.Єфіменка у Міністерстві вищої освіти УРСР, до якого потім приєднали і середню спеціальну освіту. Це були часи швидкого розвитку вищих і середніх навчальних закладів, викликані прискореним економічним розвитком СРСР та підвищеною потребою у фахівцях. Тоді з ініціативи та за активної участі Г.Г.Єфіменка, були організовані Алчевський гірничо-металургійний інститут, філії крупних інститутів в Кадіївці, Запоріжжі, Рубіжному, Сімферополі, Нікополі, Кривому Розі, Вінниці та інших містах України. Згодом ці філії перетворилися на вищі навчальні заклади високого рівня.

У 1959 році Георгій Григорович повертається до Дніпропетровська, де працює доцентом кафедри металургії чавуну і науковим керівником створеної ним Проблемної лабораторії підготовки металургійної сировини, яка під його керівництвом стала провідним у той час за означеною тематикою науковим центром не тільки в СРСР, а й в усьому світі.

Г.Г.Єфіменко активно займається науковою роботою, приділяючи найбільшу увагу проблемним і перспективним напрямкам розвитку металургії. Він виконує піонерські розробки, пов'язані з автоматизацією управління доменним процесом та з вдосконаленням методів підготовки металургійної сировини до доменної плавки. У 1971 році він захистив у МІСІС докторську дисертацію, у 1972 році отримав вчене звання професора і в 1973 році був обраний членом-кореспондентом Академії Наук УРСР.

Науково-дослідні роботи Г.Г.Єфіменка забезпечили створення промислових систем автоматичного регулювання доменного процесу на металургійному комбінаті «Криворіжсталь».

Широкий фронт досліджень, які виконувались у Проблемній лабораторії підготовки металургійної сировини, призвели до значного поглиблення та розширення фізико-хімічних основ спікання залізородних матеріалів. Г.Г.Єфіменко зі співробітниками лабораторії розробив теорію спікання агломератів і окатишів за участю рідкої фази, закономірності кристалізації рідкої фази, показав велике значення поверхневих властивостей рідкої фази і магнезитових добавок на якість продукції. У 1966-1970 роках були розроблені пропозиції по збільшенню міцності агломерату і окатишів, які були впроваджені на Криворізьких гірничо-збагачувальних комбінатах та закладені в проекти реконструкції агломераційних фабрик СРСР. Зокрема відбулася капітальна реконструкція аглофабрики Маріупольського металургійного комбінату ім.Ілліча з реалізацією технології роздільної подачі твердого палива в комкуче шихту.

Новаторський хист яскраво проявився і у педагогічній діяльності Г.Г.Єфіменка. Набувши викладацької майстерності під час роботи з 1951 року по 1959 рік за сумісництвом на кафедрі металургії чавуну та теорії металургійних процесів Київського політехнічного інституту, Г.Г.Єфіменко на посаді доцента кафедри металургії чавуну Дніпропетровського металургійного

інституту розпочав перш за все розробляти і впроваджувати у викладацьку практику методи швидкого поточного контролю знань студентів за допомогою карток з тестами. Регулярний контроль засвоєння студентами навчального матеріалу активізував їх самостійну роботу і значно покращив результати навчання. Цей досвід був підхоплений всіма викладачами кафедри, а потім був широко впроваджений і в усьому інституті.

Г.Г.Єфіменко активно розвивав і пропагував: методи чіткого планування занять з використанням технологічних карт; елементи проблемного навчання студентів з вирішенням ними навчальних завдань; залучення студентів до виконання реальних лабораторних і аналітичних досліджень під керівництвом чисельних штатних науковців кафедри і проблемної лабораторії. Всі ці методичні нароби були впроваджені у навчальний процес Дніпропетровського металургійного інституту під час роботи Г.Г.Єфіменка ректором з 1970 року по 1973 рік.

Під час навчальної роботи в Дніпропетровському металургійному інституті Г.Г.Єфіменко створив авторський колектив, який виконав кропітку роботу з написання фундаментального підручника «Металургія чавуну». За друге видання цього підручника його автори у 1983 році отримали Державну премію УРСР з питань науки і техніки.

Найбільш визначним був вклад Г.Г.Єфіменка в удосконалення системи вищої освіти. Розпочавши реформування методичної і навчальної роботи на посаді ректора Дніпропетровського металургійного інституту, він повною мірою реалізував свої новаторські ідеї реорганізації вищої освіти на посаді Міністра вищої та середньої спеціальної освіти України (1973-1984 роки).

За цей період Г.Г. Єфіменко багато зробив для розвитку вищої школи України, для підвищення рівня підготовки висококваліфікованих фахівців та їх ефективного використання, для затвердження ставлення суспільства до освіти як до фундаменту свого майбутнього.

Час роботи Г.Г.Єфіменка на посаді міністра вищої і середньої спеціальної освіти УРСР був періодом інтенсивного розвитку українських ВНЗ. Були створені сучасні навчально-наукові комплекси Київського Національного університету ім. Т.Г. Шевченка, Національного технічного університету «КПІ» ім. І. Сікорського, Національного університету «Львівська політехніка», Національного технічного університету «Харківський політехнічний інститут», Національної металургійної академії України, Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» тощо.

Для Г.Г.Єфіменка як управлінця завжди характерним було активне застосування новаторських аналітичних підходів, пов'язаних із глибоким аналізом процесів, впровадженням сучасних технологій управління. Він на основі науково-методичних досліджень надавав особливого значення розвитку цих методів і підходів на всіх щаблях розвитку освіти і держави в цілому.

Так, у травні 1974 року міністерством були розроблені єдині вимоги з наукової організації, планування і періодичного контролю самостійної роботи студентів, які вступили в дію в усіх ВНЗ з початку 1974/1975 навчального року.

Це створило необхідні передумови для проведення семестрового контролю самостійної роботи студентів, який був введений в усіх ВНЗ з 1 вересня 1974 року. При цьому передбачались єдині терміни підведення підсумків поточного контролю у вигляді атестації кожного студента по всіх дисциплінах.

Поточний контроль самостійної роботи і атестація дозволили студентам і викладачам більш раціонально планувати свій час, визначати завдання першочергового значення і врешті безпосередньо сприяло підвищенню якості знань. Для автоматизованого аналізу цих і інших процесів був створений головний інформаційно-обчислювальний центр міністерства.

Велике значення Г.Г. Єфіменко надавав впровадженню науково-дослідної роботи студентів у навчальний процес, перетворенню наукових досліджень у форму навчання.

Після широкого громадського обговорення і ретельної підготовки науково-методичної документації з початку 1975/76 навчального року у ВНЗ України була впроваджена система організації науково-дослідної роботи студентів у навчальному процесі, яка включала в себе введення в навчальні плани всіх ВНЗ курсу «Основи наукових досліджень», підготовку і видання відповідної навчально-методичної документації, навчальних посібників, підручників. Програми цієї навчальної дисципліни склалися профільними (випусковими) кафедрами з урахуванням специфіки їх роботи. Слід зазначити, що і зараз цей курс існує в багатьох вищих навчальних закладах.

У навчальних планах також передбачалась мінімально необхідна кількість годин (від 140 до 200) для проведення науково-дослідної роботи студентів у навчальний час при вивченні загальнонаукових предметів, базових і профільних дисциплін, при виконанні лабораторних, курсових і дипломних робіт, спецпрактикумів, у реальному проектуванні, в період початкових і виробничих практик, дослідницьких практик то темі дипломної роботи тощо. Було запроваджене також обов'язкове проведення студентських наукових семінарів на профільних (випускових) кафедрах для підведення підсумків науково-дослідної роботи студентів.

Покинувши адміністративну роботу в 1984 році, Г.Г.Єфіменко ще чверть століття плідно працював науковим співробітником Київського політехнічного інституту і одночасно продовжував активну роботу в якості наукового керівника Проблемної лабораторії підготовки металургійної сировини Національної металургійної академії України.

Г.Г.Єфіменко був ініціатором створення в 1985 році і науковим керівником науково-дослідної лабораторії нових методів підготовки металургійної сировини на інженерно-фізичному факультеті Національного технічного університету України «КПІ» ім. І. Сікорського при кафедрі «Фізико-хімічні основи технології металів», яка в 1988 році стала загально-

факультетською НДЛ нових процесів та технологій в металургії. Як науковий керівник лабораторії він створив основні напрямки діяльності НДЛ:

- теоретичні і лабораторні дослідження нових перспективних методів підготовки залізорудної сировини для чорної металургії;
- узагальнення і аналіз світової практики стосовно розробки і реалізації нових металургійних процесів;
- розробка методів оцінки металургійної сировини;
- дослідження економічних аспектів розвитку чорної металургії України в пострадянський період та розробка наукових основ і стратегії високоефективної технологічної структури чорної металургії України.

Г.Г. Єфіменко вніс вагомий внесок у розробку теоретичних основ та технології виробництва високоефективних видів металургійної шихти. Під його керівництвом підготовлена плеяда яскравих вчених – два доктори та більш ніж 30 кандидатів наук. Це представники його наукової школи з напрямку підготовки шихтових матеріалів для металургійних технологій. Він автор більше 200 наук праць, у тому числі 60 винаходів. За безпосередньою участю Георгія Григоровича були підготовлені та вийшли з друку підручники для вищих навчальних закладів «Металургія чавуну», «Сталь на рубежі століть», монографії «Автоматичне управління доменним процесом», «Сталь і альтернативні матеріали», «Аналіз розвитку і техніко-економічні проблеми прогресу виробництва сталі у світі».

В своїй діяльності Г.Г. Єфіменко надзвичайно великої уваги надавав роботі з людьми, вихованню нового покоління керівників. Досить зазначити, що під його безпосереднім керівництвом починали свою роботу такі видатні сучасні ректори академіки НАНУ як ректор Київського Національного університету ім. Т.Г. Шевченка Л.В. Губерський, ректор Національного технічного університету «КПІ» ім. І. Сікорського М.З. Згуровський, ректор Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» Г.Г. Півняк і багато інших.

В діяльності члена-кореспондента НАН України, професора, доктора технічних наук Георгія Григоровича Єфіменка, який пройшов горнило Великої Вітчизняної війни і всі щаблі науково-педагогічної роботи, гармонійно поєднувались вимогливість з повагою і довірою до підлеглих і колег, висока культура спілкування.

Аналіз сучасного розвитку вищої освіти в Україні дає можливість стверджувати, що ідеї, які сповідував Г.Г. Єфіменко, актуальні і впроваджуються у сьогоденні.

Редакційна рада

НОВІ ЗНАННЯ - КЛЮЧ ДО МАЙБУТНЬОГО на спогад про Єфіменка Георгія Григоровича.

Мій дід- Єфіменко Георгій Григорович був видатним вченим в галузі металургії, підготовки (збагачення) залізорудної сировини для металургійного виробництва, видатним діячем вищої школи України. Все життя він прагнув займатися наукою, не зважаючи на високі пости в керівництві різних установ, керівні посади в партії. Чому наука? Тому, що всі думки його були спрямовані в майбутнє, побудову кращого майбутнього, високотехнологічного майбутнього, високопродуктивного майбутнього, суспільно ефективного майбутнього.

Пройшовши крізь Війну аж до Берліна і далі до Балтійського моря (він показував мені військову мапу, на який було написано олівцем "Набрали води в морі"), бачивши всі жахи і недоліки війни, Георгій Григорович проніс жагу до знань, до процесу отримання нових знань. Коли після війни, будучи офіцером червоної армії, "на доволістві", він повертався до України в рідний Дніпропетровськ, йому казали: "Куди ти повертаєшся? там ГОЛОД!". І так дійсно було. Але він все одно повернувся, без трофейних машин, скарбів, але з величезним переконанням розвивати вітчизняну науку.

В ті часи партія вирішувала - хто і де буде працювати, і так сталося, що за Георгія Григоровича вирішили, де йому працювати. Після тої бесіди в райкомі, коли проти його волі, і бажання займатися наукою, його направили працювати в Київ "по партійній лінії", Георгій Григорович вийшовши на вулицю, на деякий час втратив зір, в очах потемніло, від емоційного стресу. Та, всеж, при першій можливості, Георгій Григорович повернувся робити науку, дослідження в металургійний інститут (ДМетИ). Захистив кандидатську, докторську, створив колектив і цілий напрямок у науці металургії - наукові основи збагачення залізорудних матеріалів. Випустив учнів, які теж стали видатними вченими.

Далі знову покликали Георгія Григорович працювати в Київ. Коли при переїзді на нову (комунальну) квартиру приїхала машина з речами, во дворі зібрались сусіди - подивитись - цікавились, які ж багатства привезе з собою партійний діяч? З машини ж вивантажили гору книжок, мідний таз, і дитячий велосіпедик. На тій комунальній квартирі, біля площі Л.Толстого, Георгій Григорович і Ірена Владиславівна з дітьми прожила досить довгий час разом з співмешканцями Корнійчук Анатолієм Васильовичем і Людмилою Дмитрієвною, які стали їхніми друзями на все життя.

Все життя Георгій Григорович прагнув нових знань, впроваджував нові і найпрогресивніші методи отримання знань для студентів, наукові дослідження для отримання нових перспективних процесів в металургії, збагачення сировини, не просто задля нових знань, а за для отримання технологічної переваги, конкурентоспроможності вітчизняної металургії в світовій економіці.

Застосовуючи найновіші, на той час, методи технологічного прогнозування, Георгій Григорович зробив глибокий аналіз світового ринку металів (сталі), на основі якого аргументовано і беззаперечно довів, що сталь залишається основним конструкційним матеріалом в основних галузях виробництва, світової економіки: машинобудуванні, будівництві. Написав монографію "Сталь на рубежі століть". Результати, набутки тих досліджень досі актуальні.

Крім того Георгій Григорович є автором багатьох наукових праць, особисто і в співавторстві, по металургії доменного виробництва, збагаченню залізрудних матеріалів, член-кореспондент Академії наук України.

Все життя Георгій Григорович зберігав молодість духа, рухомість, займався рухомими видами спорту- велосипед, лижи, плавання. Він "заряджав" всіх, і ,в тому числі, і мене, цією дивовижною цілеспрямованістю в майбутнє. Мав чудове почуття гумору, розказував мені, своєму онукові,) веселі смішні анекдоти.

Шляхом набуття нових знань, розвитку технологій, спрямованим в майбутнє, йшов все життя Єфіменко Георгій Григорович і заповідав йти нащадкам, для побудови кращого майбутнього, високотехнологічного майбутнього, високопродуктивного майбутнього, суспільно ефективного майбутнього.

Ефименко Г.Г.¹, Игнатов Н.В.², Ковалев Д.А.²

1 – Национальный технический университет Украины
(Киевский политехнический институт);

2 – Государственная металлургическая академия Украины

СОСТОЯНИЕ, ПРОБЛЕМЫ, ПЕРСПЕКТИВЫ ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ПРОИЗВОДСТВА ОКУСКОВАННОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ*

**переиздание обобщающего доклада, вошедшего в сборник трудов V международного конгресса доменщиков «Производство чугуна на рубеже столетий», 1999 г. (стилистика и орфография оригинала сохранены)*

Принято считать, что началом быстрых структурных изменений мировой промышленной системы явился нефтяной кризис 1973-1974 гг., вызвавший бурное развитие ресурсосберегающих технологий и целых отраслей. Так, например, в США за последующие после кризиса пятнадцать лет энерго- и материалоемкость национального дохода сократилась в 1,5 раза, а абсолютное потребление энергии и выплавка стали практически стабилизировались. Параллельно шло быстрое развитие наукоемких, но не материалоемких отраслей промышленности. В структуре валового национального продукта (ВНП) сокращалась доля добывающих отраслей, возрастал вес машиностроения, химической и электронной промышленности, приборостроения, торговли и особенно быстро расширялась сфера услуг. Это общая ситуация.

В рамках настоящего обзора основное внимание уделено оценке изменения места и значения черной металлургии и ее базы - железорудной промышленности в экономике развитых стран, анализу тенденций аналогичных изменений в промышленности и экономическом пространстве Украины. Обобщения, проведенные в докладе, охватывают период с 1981 по 1997 г. и послужили основанием предложенного прогноза некоторых вероятных изменений до 2010 г. в железорудной промышленности, фундаментальных направлениях исследований процессов окускования, разработки рациональных технологий получения окускованного железорудного сырья.

По данным ЕЭК при ООН, доля черной металлургии в валовом внутреннем продукте (ВВП) и ВНП и доля занятых в ней развитых стран снижается, а в развивающихся - возрастает. Страны плановой экономики занимали промежуточное положение [1]. Если в 60-е годы рост видимого потребления стали (ВПС) примерно соответствовал росту общеэкономических показателей, то в 70-е годы положение изменилось. В ЕЭС и США потребление стали даже сокращалось при ежегодном росте ВВП и объема промышленного производства (ПРОМ) на 2,9-3,6%. В Японии при росте промышленного производства на 6,8% и ВВП на 4,9% ВПС повысилось всего на 2,7%. В странах существовавшего тогда СЭВ эти различия были несколько меньшими. В развивающихся странах, где указанных структурных изменений практически не

происходило, темп роста ВПС опережал развитие промышленного производства.

Другим обстоятельством указанных изменений является снижение доли черной металлургии в национальном ВВП и доли работающих в ней из числа всех занятых. И, наконец, наиболее показательным является снижение доли черной металлургии в общем объеме капитальных вложений в промышленность в индустриально развитых странах (ПРС). Анализ указанных процессов показывает, что коренная перестройка технологической структуры ПРС с середины 70-х - начала 80-х годов привела к потере черной металлургией того приоритета, который она имела в период развития этих стран. До разрушения СССР и СЭВ эти процессы у нас только начинались, но с развитием системного и длительного общего кризиса экономики стали быстро развиваться. В отношении черной металлургии это касается, главным образом, России и Украины.

Таким образом, следствием отмеченных структурных изменений в промышленности явилось сокращение или стабилизация объемов производства стали в ПРС, обвальное на 50-60% сокращение их в странах СНГ и участницах СЭВ и, в то же самое время, быстрый рост объемов в Китае и некоторых развивающихся странах. Отмеченная ситуация явилась заключительной фазой беспрецедентного периода развития мировой черной металлургии, когда в период 1955-1975 гг. наблюдался практически 6%-й ежегодный рост производства стали на протяжении более двадцати лет. В результате в 1979 г. мировая выплавка стали достигла 750,0 млн. т., что в три раза превысило объем производства 20 летней давности.

Однако, по целому ряду причин, в 1975 г. произошло резкое снижение объема выплавки стали, и хотя к 1979 г. он был восстановлен, его дальнейшее развитие фактически прекратилось. В значительной степени это объясняется наложением на указанные общеэкономические закономерности разрушения экономики социалистических стран Европы. В России производство металлопродукции сократилось на 50%, в Украине - на 50-60%.

К началу 80-х годов в мире был достигнут и максимальный уровень добычи железной руды - около 900 млн. т/г. Однако последующий, наиболее тяжелый за все послевоенное время, экономический кризис в ПРС сопровождался резким спадом в черной металлургии и снижением производства руды до 770 млн. т/г. Преодоление кризиса способствовало увеличению производства руды, и к 90-му году оно уже достигло почти 1000 млн. т/г. Таким образом, можно считать, что объем производства руды за 15 лет возрос от 900 до 1000 млн. т/г и темп роста составил 0,7%. Это дает основание утверждать, что достигнутый объем производства товарной железной руды, вероятно, будет постепенно повышаться и к 2010 г. достигнет уровня порядка 1115,0 млн. т/г. Сделанный прогноз не распространяется на Россию и на Украину.

Процессы, обусловившие приведенные изменения в мировой добыче товарной железной руды, были вызваны целым комплексом экономических, научно-технических и экологических причин, главными из которых являются:

- разведка, начало и развитие разработки новых уникальных по запасам и качеству руд железорудных месторождений в развивающихся Бразилии, Австралии, Индии;

- стремление ПРС сократить вредное воздействие горнорудных предприятий на окружающую среду в собственной стране и вынести их за ее пределы, а также сохранить собственные минеральные ресурсы;

- быстрое развитие морского транспорта сыпучих грузов, что делает возможным многократное увеличение объема перевозок при резком снижении их стоимости и цены импортной руды высокого качества по сравнению с дорогой рудой местного производства низкого качества.

Анализируя мировые запасы железных руд немецкие специалисты показывают, что в Южной Америке, Австралии и Индии сосредоточено около 40% всех железных руд планеты (табл. 1, 2) [2].

Таблица 1. Главные производители железных руд 1960 и 1994 г.г.

Страны	Добыча железных руд, млн. т	
	1960 г.	1994 г.
Бразилия	9	153
Австралия	4	131
Китай	30	102
Россия	47	78
Украина	59	69
США	90	58
Индия	16	58
Канада	19	36
ЮАР	3	27
Венесуэла	19	22
Швеция	22	19
Мавритания	0	10
Другие страны	181	110
ИТОГО	499	874

Таблица 2. Мировые запасы железных руд на 1994г.

Регион или страна	Запасы железных руд	
	млрд. т	%
Северная Америка	28	17
Южная Америка	33	20
Австралия	16	10
Азия	14	8
Африка	6	4
Европа	5	3
Россия	40	25
Украина	21	13
ИТОГО	163	100

По их мнению, есть все основания считать эти регионы главными сырьевыми базами черной металлургии мира на обозримый период. Вместе с

тем необходимо отметить мировое значение запасов руд в России, которое по оценкам немецких специалистов составляет около 25% мировых. Запасы железорудных месторождений Украины также значительны и сопоставимы с запасами Австралии и Индии, но только по массе руд, а не по количеству железа. Последнее существенно снижает значение железорудных месторождений и России и Украины.

Таким образом, главной причиной быстрого развития добычи в новых железорудных районах является полное превосходство руд по содержанию железа (58-62%) практически вдвое большее, чем в рудах месторождений США и Канады (26-35%), имеющих сопоставимые подтвержденные запасы. Старыми районами, которые могут выдержать конкуренцию, можно считать только месторождения Швеции и Венесуэлы, в рудах которых содержится 60 и 63% железа соответственно. Понятно, что даже самое глубокое обогащение руд старых месторождений не уравнивает их с бразильской, австралийской или лучшими индийскими. Реализуется указанное превосходство, прежде всего, в резком повышении технико-экономических показателей доменной плавки, обеспечивая низкий удельный расход кокса и малый выход шлака.

В последнее время значительное развитие получают технологии получения губчатого железа и прямого получения стали из руды. Фактические данные показывают, что они достигли такого уровня, который требует их учета при определении производства руды. В подтверждение сказанному необходимо отметить, что за последние 15 лет производство стали возросло на 6%, чугуна - на 4%, железа прямого получения - на 401% [2, 4-6].

Таким образом, современное состояние мировой железорудной промышленности характеризуется: производством товарной железной руды на уровне 1000,0 млн. т/г и в ближайшие 15-20 лет существенно не изменится, но вероятно постепенное повышение его к 2010 г. до 1070,0-1100,0 млн. т. Металлургия ведущих индустриальных стран стала базироваться на богатых рудах открытых и быстро развивающихся новых мощных месторождений Бразилии, Австралии и Индии при сокращении добычи на старых. Сегодня заводы Западной Европы, Японии и, в меньшей степени, США практически полностью работают на импортных рудах. Эти изменения не затронули черную металлургию бывшего СССР и современных стран СНГ, где традиционно сохраняется использование руд собственных месторождений. Быстрое развитие добычи богатых руд новых месторождений сделало высокое содержание железа главным показателем их конкурентоспособности на мировом рынке. Создалась обстановка, при которой бедные руды не находят сбыта при как угодно низкой цене, и их добыча не имеет перспектив. Ее сохранение возможно только при разработке новых, высокоэффективных методов обогащения или технологий производства принципиально новых видов синтетического железорудного сырья.

В сложившейся ситуации возникает вопрос о будущем железорудной промышленности Украины, которая до недавнего времени была фактически главной рудной базой черной металлургии Восточной Европы. В ходе послевоенного восстановления, последующего в 60-80-е годы обновления и

реконструкции в Украине была создана современная по тем временам черная металлургия. В начале 90-х годов она ежегодно производила на собственной рудной и угольной базе около 55 млн. т стали и 47 млн. т проката, что составляло около половины производства металлопродукции в Японии, 60% в США и 130% в Германии.

В настоящее время достигнутый на рубеже 90-х годов уровень производства металлопродукции в Украине сократился на 55-60%, что привело к остановке крупнейших и капиталоемких производственных мощностей. Естественно возникает вопрос о необходимости использования этих мощностей для развития экспорта, что в создавшихся условиях может дать быстрый эффект. Рассматривая в этом аспекте железорудную промышленность Украины, необходимо учитывать состояние мировой железорудной промышленности, направления ее развития, изменения экспорта и импорта железной руды, возможности повышения ее металлургической ценности. Кроме того, следует учитывать необходимость коренной реконструкции наших предприятий, которая определяется как общеэкономическими народнохозяйственными задачами, так и отраслевыми научно-техническими проблемами.

При решении вопросов первой группы следует учесть не только явно наметившиеся тенденции в развитии мировой железорудной промышленности, но и изменения наших отношений со странами Восточной Европы. Проведенный анализ показывает, что эти страны будут постепенно переходить на снабжение рудой, поставляемой в Западную Европу, при резком сокращении объема выплавки стали.

Решение вопросов второй группы требует не только определения на основе мирового опыта главных направлений научно-технического прогресса в отрасли и возможности их реализации, но и развития собственных исследований. Особого внимания требуют работы, направленные на развитие и совершенствование техники и технологии обогащения руд главных месторождений Украины, добычи природнобогатых руд Кривбасса и Белозерского месторождения, разработку принципиально новых процессов и технологий получения окискованных железорудных материалов для коксодоменной и бескоксовой металлургии. Механобрчерметом, Криворожским техническим университетом (КТУ) разработаны усовершенствованные схемы магнитного обогащения с доводкой флотацией, обеспечивающие получение концентратов с содержанием 68-70% железа. Большинство из перечисленных направлений нашли отражение в “Концепции развития горно-металлургического комплекса Украины на 2000-2010 годы”, одобренной в 1995г. постановлением Кабинета Министров Украины.

Анализируя состояние железорудной промышленности Украины, необходимо остановиться на некоторых моментах, рассмотрение которых поможет понять возникшие проблемы и оценить возможные перспективы. Максимальное производство товарной железной руды в Украине было зафиксировано в 1982 г. на уровне 125 0 млн т [7] В последующие годы объемы производства руды снизились, но оставшись довольно высокими вплоть до

1990 г. На рубеже 90-х годов подобное состояние было характерно для всей железорудной промышленности СССР. Являясь самым крупным производителем стали, мы добывали и самое большое количество - около 250 млн. т товарной руды. Такой объем добычи считался достижением, но определялся еще и тем, что на нашей руде работала металлургия стран Восточной Европы. Сейчас совершенно понятно, что это был серьезный недостаток экономической структуры промышленно развитой страны. Подтверждение тому - следующие данные: ежегодно из недр извлекалось около 2,1 млрд. т горной массы, добывалось 540 млн. т сырой руды, которая перерабатывалась в 250 млн. т товарной, что составляло около 27-30% мировой добычи [8]. Для сравнения в те годы наибольший объем производства товарной руды на уровне 150 млн. т наблюдался только в Бразилии и Китае.

С учетом мировых тенденций того периода и конкретной ситуации, складывающейся в стране, при определении объемов добычи на ближайший период было предложено обратить внимание на два фактора: стабилизация экономики, переход к рыночной системе и структурная перестройка приведут к снижению объемов выплавки металла так же, как это было в промышленно развитых странах; наше положение как рудной базы Восточной Европы прекратится. Последнее приведет к отказу в ближайшее время этих стран от наших поставок как минимум по двум причинам: низкое качество наших руд и концентратов, что исключает возможность конкурировать с поставляемыми в Европу богатыми бразильскими рудами и окатышами; сокращение объемов выплавки стали в этих странах.

Вопрос о конкурентоспособности украинских железорудных материалов на Европейском рынке, ввиду его важности, требует специального рассмотрения. В отличие от нисходящей динамики объемов добычи руды в Украине, начиная с 1985 г. содержание железа в ней неуклонно повышалось, и в 1991 г. товарная руда содержала около 63% железа по сравнению с 60,55 в 1985 г [7]. Содержание железа в товарной продукции ЦГОК и НКГОК было еще выше - 66,22 и 66,03 соответственно. Однако для серьезной конкуренции на мировом рынке этого недостаточно. Кардинально исправить положение не позволяет отсутствие у горняков достаточно отработанных технологий резкого повышения качества железорудного сырья и соответствующей требованиям времени реконструкции фабрик окускования. На этом фоне более чем странным выглядело в начале 90-х годов и выглядит сегодня многократное сокращение ассигнований на научно-исследовательские и проектно-конструкторские разработки, а также практическое отсутствие средств на реализацию уже накопленного потенциала коллективами исследователей и разработчиков.

Для доказательства того, что наши материалы не могут конкурировать с рудами, поступающими в Западную Европу, достаточно сравнить их качество с материалами, используемыми в Германии (табл. 3, 4) [9-11]. Как видно различие в качестве, а следовательно и металлургической ценности, огромное. Если содержание железа в агломерационных рудах, поставляемых в Роттердам, составляет 64-70%, то в наших - 52-56%. При этом различие по содержанию

кремнезема просто подавляющее - 1-5% против 12-14%. Богатство концентратов отличается меньше, однако их доля в агломерационных шихтах фабрик Германии менее 20%. Появление бразильских и австралийских руд создало парадоксальное положение - руды богаче концентратов. Бразильская руда Караджас, содержащая 70% железа и менее 1% кремнезема, сразу же была введена в агломерационную шихту и сейчас доля ее в шихте более 30%.

Такие богатые руды позволяют получить и агломераты высокого качества (табл. 4). Если в среднем немецкий агломерат содержит 58% железа, 5,3% кремнезема при основности 1,8, то украинский - только 53,5% и 8,8% соответственно при основности 1,25. Сравнение качества агломерата по отдельным фирмам и объединениям только уточняет эту картину. В общем, наши агломераты содержат на 5% меньше железа и вдвое (10% против 5%) больше кремнезема при пониженной основности. Следствием такого положения является повышенный расход подготовленного железорудного сырья на производство чугуна - в свое время в СССР и в Украине сегодня.

По сравнению с промышленно развитыми странами наша металлургия в настоящее время по этому показателю находится на более низком уровне, чем США, Япония, ФРГ в 1975 г., когда удельные расходы железорудного сырья в этих странах составляли 1609, 1618 и 1619 кг/т чугуна соответственно. В СССР в 1989 г. этот показатель был на уровне 1746 кг/т, в Украине составлял 1804 кг/т и к 1994 г. повысился до 1856 кг/т с колебаниями по заводам от 1756 до 1956 кг/т [12]. Повышенный удельный расход железорудного сырья в доменном производстве объясняется как минимум двумя причинами: пониженным содержанием железа в шихтовых материалах и низкой механической прочностью подготовленного железорудного сырья. Последнее сопровождается повышением удельного расхода кокса и на рубеже 90-х годов ежегодный перерасход кокса в доменных печах СССР составлял около 1,3 млн. т, что оборачивалось значительным (216,6 млн. руб.) экономическим и экологическим ущербом. Сегодня и на перспективу до 2000 г. внутреннее потребление Украины на доменный передел оценивается в 50 млн. т железорудного сырья ежегодно, экспортный потенциал предполагается в объеме 27 млн. т руды в год.

В условиях Украины при практически полном отсутствии высококачественных руд главной решающей задачей, определяющей будущее нашей металлургии, является обогащение руд и кварцитов. Необходимо значительное финансирование разработок принципиально новых и совершенствования используемых методов обогащения, срочное создание новых опытно-промышленных установок. Эти работы нужно поручить наиболее талантливым и квалифицированным исследователям и конструкторам. Другого пути создания современной базы металлургии Украины не видно.

Для решения этой главной задачи целесообразно использовать все организационные формы, вплоть до привлечения иностранных капиталов и технологий.

Таблица 3. Сравнение качества агломерационных шихтовых материалов

Шихтовые материалы ФРГ			Шихтовые материалы СССР		
	Fe,%	SiO ₂ , %	Fe,%	SiO ₂ , %	
Агломерационные руды:					Агломерационные руды:
Кируна	70,0	1,0	51,9	13,5	Среднее по Минмету СССР
Караджас	68,0	1,0	52,0	13,8	Концерн “Металлургпром”
Нимба	65,0	4,5	52,7	12,0	КМА руда
Фабрика	64,0	3,5	56,7	13,0	ГПО Южметаллургпром
Хаммерсли	65,0	4,2	51,5	14,6	ГПО Южруда
Итабира	64,5	5,0			
Железорудные концентраты:					Железорудные концентраты:
Маунт Райт	66,0	4,5	63,5	6,7	Среднее по Минмету СССР
Бонг Рандж	65,0	7,0	66,1	7,6	Концерн “Металлургпром”
			64,3	9,0	ГПО Южметаллургпром
			65,7	8,0	ГПО Южруда

Таблица 4. Сравнение качества доменных шихтовых материалов

Шихтовые материалы ФРГ				Шихтовые материалы СССР			
	Fe,%	SiO ₂ , %	CaO/SiO ₂	Fe,%	SiO ₂ ,%	CaO/SiO ₂	
Агломераты:							Агломераты:
Средний по ФРГ	58,0	5,3	1,8				Среднее по Минмету СССР
АО Хеш				53,5	8,8	1,25	Концерн «Металлургпром»
Шталь	57,0	5,5	1,7				ГПО Южметаллургпром
АО Крупп				54,0	8,1	1,28	ГПО Южметаллургпром
Шталь	58,0	5,0	1,9	48,0-54,0	8,6-10,3	1,20-1,63	ГПО Южруда
АО Тиссен							
Шталь	59,0	5,0	1,8	53,7	9,0	1,29	
Окатыши:							Окатыши:
Бразилия,							Среднее по Минмету СССР
Итабраска	65,25	2,7	1,17				Концерн Рудпром
Швеция	66,7	2,0		61,58	7,09	0,45	ГПО Южруда
				62,41	5,56	0,61	
				59,99	9,44	0,33	

Естественно, целесообразно сохранение экспортных возможностей железорудной промышленности Украины и особенно за счет производства высококачественного концентрата и окатышей на его основе. В этом случае для Украины создается выгодный Европейский рынок, и прежде всего, за счет возможности использования водного транспорта. Потребность Европейского рынка в руде в 2000 году оценивается в 174 млн. т. Украина, благодаря

выгодному географическому положению относительно стран Средиземноморского бассейна, при наличии водного пути Днепр - Черное море - Дунай, имеет преимущества в затратах на перевозку руды в Европу.

С другой стороны, расширение международной торговли, по крайней мере, позволит изучить возможность использования высококачественных импортных руд на заводах Украины. Так, совершенно реальным является возможность импорта самых богатых бразильских, индийских или австралийских руд. Международный капитал рассматривает такое решение не только как реальное, но и как очень выгодное. Для доказательства можно сослаться на предложение, сделанное в свое время послом Бразилии в СССР С. Баррос Нетто “построить где-нибудь на Черноморском побережье СССР огромные причалы для выгрузки бразильской железной руды и ее последующей поставки в Восточную и Центральную Европу” [13].

Проблемы производства окучкованных железорудных материалов и совершенствования технологий окучкования железорудного сырья вытекают из изложенного выше общего состояния железорудной промышленности Украины и горно- металлургического комплекса в целом. Общий резкий спад производства в черной металлургии обусловил значительное, практически в равной мере, снижение производства агломерата и окатышей. Так, если в 1990 г. в Украине производилось 60,9 млн. т агломерата, то к 1994 г. его производство сократилось вдвое - до 30,4 млн. т [12]. Минимальное производство агломерата в анализируемый период было зафиксировано в 1996 г. на уровне 25,6 млн. т. Производство окатышей в период 1990-1994 гг. также сократилось практически вдвое - от 27,9 до 12,4 млн. т, достигнув минимума в 1996 г. [12].

Некоторое оживление железорудной промышленности Украины наступило в 1997г.: производство агломерата возросло по сравнению с 1996г. на 17,5% и достигло 29,6 млн. т в большей мере за счет заводских аглофабрик; производство окатышей в 1 полугодии 1997 г. составило 7,5 млн. т и увеличилось по сравнению с аналогичным периодом 1996 г. на 8,6%. В тот же период 1997 г. по сравнению с 1996 г. металлургические предприятия Украины потребили на 21% больше украинского железорудного сырья (16,03 млн. т), в т.ч. на 18% больше руды, на 28% больше концентрата, на 22% увеличилось внутреннее потребление агломерата, на 12% выросло потребление окатышей [14].

При анализе общего состояния технологий окучкования железорудных материалов установлено, что за последние 10-15 лет существенного улучшения их технико-экономических показателей не произошло. Удельная производительность агломерационных машин осталась в среднем на уровне 1,3-1,5, а обжиговых - 0,8-0,9 т/м²·час. Содержание мелочи класса 0-5 мм в скиповом агломерате практически не изменилось, оставаясь в среднем на уровне 16,5% с колебаниями от 10,4 до 24,8% [11]. В то же самое время в промышленно развитых странах, за счет широкого применения операций дробления и трех-четырёхкратного грохочения с рассевом по фракциям, содержание мелочи доведено до 3-5%. Ориентировочные расчеты в начале 90-х

годов показывали, что при снижении мелочи в агломерате украинских аглофабрик до 4% годовая экономия кокса могла составить более 2,1 млн. т.

Такое положение является логическим следствием длительного пути развития этих технологий, а заложенные в них возможности в рамках существовавших и существующих без реконструкции технологических схем и их аппаратного обеспечения, практически исчерпаны. Многие агломерационные фабрики эксплуатируются по 30-50 лет, являются физически изношенными и требуют капитальной реконструкции, применяемые на них технологические процессы и оборудование морально устарели. Достаточно сказать, что при переходе на производство офлюсованного агломерата и, тем более, на спекание рудно-концентратных шихт технологические линии и применяемое оборудование практически не изменилось. Ситуация последних лет еще больше обострилась. Централизованные капитальные вложения в 1992-1996 гг. постоянно сокращаются и в конце анализируемого периода составляли не более 1% от общего объема инвестиций в развитие горно-металлургического комплекса [15]. Вместе с тем, обращает на себя внимание техническое предложение Укргипромеца и ЮГОК по модернизации аглоцеха № 2 с заменой существующих 5 агломашин двумя площадью спекания 192 м каждая.

Проведенный анализ дает основания считать, что в области подготовки окускованного железорудного сырья уже давно назрела необходимость разработки принципиально новых технологий, основанных на последних достижениях фундаментальных наук, изучении физико-химических процессов спекания и восстановления рудно-флюсовых материалов, накопленном технологическом опыте и опыте совершенствования обжиговых и агломерационных машин, требованиях новых металлургических технологий. Оценка возможных направлений совершенствования окускования в комплексе с развивающимся направлением на бескоксовую металлургию показывает, что стратегически наиболее логичным является соединение процессов окускования рудных материалов с их металлизацией для доменного или сталеплавильного производств. Несмотря на всю сложность таких процессов и технологий именно они обеспечат прорыв на новый уровень развития металлургии. Другим принципиально новым направлением является совмещение агломерации и производства окатышей в один гибридный процесс, основанный на соединении их преимуществ. Наряду с этим важное значение для решения проблем, возникших в последнее время в производстве окускованного железорудного сырья, имеет скорейшая реализация научных разработок, завершенных учеными Украины в области окускования железорудных материалов и доведенных в большинстве случаев до промышленной реализации.

Материалы научных конференций, посвященных теории и технологии доменного передела и процессов окускования, проведенные, начиная с 1980 г., в ГМетАУ на базе кафедры металлургии чугуна и Проблемной лаборатории подготовки металлургического сырья, а также в ИЧМ, Механообрчермет, ДонНИИЧМ, Гипросталь, ИГ НАН Украины, ДонГТУ, ДГТУ, ДГМИ, ПГТУ, КТУ, НТУ Украины (КПИ), показывают, что сформулированные направления совершенствования процессов окускования нашли отражения в работах как

отечественных, так и зарубежных исследователей. Соединение процесса агломерации и производства окатышей в один совмещенный «гибрид-процесс» является в настоящее время наиболее реальным и практически осуществимым в ближайшее время. Работами, проведенными еще 15-20 лет назад, было показано, что при подготовке рудно-концентратных шихт с использованием микрогранулирования и ряда других технологических операций расход твердого топлива и связанные с ним вредные выбросы при агломерации можно уменьшить в 2-3 раза. Однако эти разработки не привлекли внимания производителей и работников министерства. Подобную технологию недавно успешно реализовала японская фирма «Ниппон - Кокан» на заводе в Фукуяме с производительностью агломашины 6,0 млн. т «окомкованного» агломерата в год [16]. Получаемые блоки миниокатышей обладают высокими металлургическими свойствами, производительность агломашины возросла в 1,3-1,7 раза. Сделан вывод, что данная технология является более эффективной по сравнению с традиционными методами окускования, как с точки зрения показателей работы оборудования, так и качества продукта.

Дальнейшее развитие это направление получило в работах института Механобрчермет, где с целью улучшения металлургических свойств железорудного сырья разработаны технологии получения окускованного сырья в виде локальных спеков и «рудосинта». Промышленное опробование технологии на Костомукшском ГОКе подтвердило основные технологические решения и показало, что полученные локальные спекы сочетают в себе положительные свойства агломерата и окатышей. Технология позволяет получать полностью офлюсованные локальные спекы из концентратов с содержанием кремнезема от 4 до 12%, что представляет несомненный интерес для условий Украины [17].

Работая над созданием гибридных процессов получения окускованных железорудных материалов, учеными ГМетАУ разработана технология получения частично-восстановленных окатышей с остаточным углеродом. Процесс сочетает в себе элементы производства окатышей и агломерацию [17]. Полученные таким образом окатыши содержат в своем составе до 10-30% FeO и 0,3-1,0% остаточного углерода. Разработанная технология достаточно универсальна и может быть реализована в условиях любой фабрики окомкования, а после незначительной реконструкции зажигательного устройства - и на любой агломерационной фабрике. К концу 1990 г. по новой технологии в промышленных условиях получено около 50,0 тыс. т железорудного углеродсодержащего сырья. Доменные плавки нового вида сырья в условиях заводов Константиновского и им. Петровского показали возможность повышения производительности доменной печи в среднем на 11,1% и снижение удельного расхода кокса на 7%.

Начиная с 1991 г., совместными работами ГМетАУ и КПИ развернулись фундаментальные исследования, направленные на создание физико-химических и технологических основ принципиально нового гибридного процесса получения окускованных железорудных материалов. Исследования велись одновременно в двух направлениях: первое - гибридные технологии

окускования, сочетающие в себе в различной степени элементы процесса агломерации, производства окатышей и металлизации, второе - совмещение агломерации и производства окатышей в одном процессе. Технологию второго направления можно в зависимости от требований потребителя приближать либо к агломерату, либо к окатышам. В основе технологий и одного, и другого направлений - результаты фундаментальных исследований физико-химического конструирования реакционных объемов, направленного переноса вещества и энергии в реакционных объемах в балансе источников и стоков тепла. Разработанные гибридные процессы окускования обобщили в себе практически весь комплекс ведущих технологий, созданных в ГМетАУ в 70-е - 90-е годы. Прежде всего, это технологии агломерации и обжига окатышей с применением в шихте ферритных смесей, технология агломерации с применением наката топлива на предварительно окомкованную шихту - управляемым пространственным расположением топлива в объеме окомкованной шихты, высокоэффективные комплексные флюсующие и вяжущие добавки в виде рудо-флюсо-топливных композиций заданного состава. Реализация гибридного процесса в лабораторных условиях показала возможность спекания со скоростями традиционного агломерационного процесса при уменьшении разрежения вплоть до 100 мм. вод. ст., что позволяет отказаться от эксгаустеров, получать спеченный продукт заданного на стадии подготовки шихты к спеканию гранулометрического состава, снизить практически в 2 раза расход твердого топлива, исключить выбросы CO [19].

Упомянутые выше технологии, созданные в ГМетАУ и положенные в основу гибридного процесса, требуют особого внимания, поскольку и сегодня не потеряли своей актуальности и практической ценности. Фундаментальные в своей основе, они прошли полный цикл исследований, реализованы промышленно на ряде агломерационных фабрик и фабрик окомкования, заложены в целый ряд проектов реконструкции цехов производства окускованного железорудного сырья. Так, технология агломерации с применением в шихте ферритных смесей в дальнейшем была осуществлена в условиях фабрики окомкования КЦГОК при получении офлюсованных окатышей при совместном измельчении известняка и возврата обожженных окатышей. Высокая эффективность технологии подтвердилась как в собственно производстве окатышей, так и в доменном переделе.

Технология агломерации с накатыванием топлива на предварительно окомкованную шихту в своей основе имеет фундаментальную идею целенаправленного использования твердого топлива при агломерации как восстановителя и как источника тепла. В ходе разработки и совершенствования эта технология впервые в практике агломерации была реализована на аглофабрике Днепровского металлургического комбината. В дальнейшем она была осуществлена на НЛМЗ и ЗАПСИБ ГМетАУ в тесном сотрудничестве с ПГТУ. Наиболее масштабная реализация технологии осуществлена в 80-х годах на аглофабрике комбината им. Ильича [18]. Здесь она представляла уже целый технологический комплекс, включающий, кроме отдельной подачи твердого топлива в шихту, и гравитационное разделение его и предварительную

классификацию в потоке перед дроблением. Общая эффективность технологии оценивалась в 10 руб./руб затрат, включая снижение расхода твердого топлива, уменьшение вредных выбросов и практически 40%-ное сокращение парка дробилок твердого топлива. К началу 90-х годов были сделаны проектные разработки на реализацию технологии практически на всех аглофабриках Украины и многих - в России. Однако известное сокращение финансирования и научных разработок и подотрасли отодвинули реализацию этого технологического комплекса на неопределенное время. Высокая эффективность разработанной технологии не осталась незамеченной за рубежом. Начиная с 1975 г., накатывание топлива на предварительно окомкованную шихту становится технологической нормой на аглофабриках Японии, а в дальнейшем - и Германии.

Разработке высокоэффективных флюсующих и вяжущих композиций, включая карбонатную известь, и технологий окускования с их использованием посвящен целый цикл работ. Основная их цель - повышение содержания железа в окатышах за счет вывода бентонита при сохранении и увеличении прочностных характеристик последних, а также за счет улучшения качества бентонитовых глин путем их активизации. Опыт работы КЦГОК показал, что высококачественный бентонит может быть получен путем активации глин попутной добычи марганцевых и железных руд в Украине [18]. Высокая эффективность применения нового флюсующего вяжущего при полном выводе бентонита подтверждена и в 1994 г. в промышленных испытаниях технологии производства безбентонитовых окатышей основностью 0,6-0,8 в условиях ПГОК.

Возвращаясь к проблеме качества агломерата, необходимо отметить обстоятельные разработки, сделанные в ИЧМ. Пути совершенствования свойств окускованных материалов рассмотрены, исходя из поведения их в высокотемпературных зонах доменной печи, но, прежде всего - в зоне размягчения - плавления, являющейся критической для всего доменного процесса, определяющей стабильность и ровность хода, производительность и расход топлива на выплавку чугуна. Проведенные исследования и анализ полученных результатов показал, что первым основным направлением повышения качества агломерата является снижение до оптимальной величины его окисленности, что повышает восстановимость агломерата и сокращает содержание FeO в первичном шлаке. С этой целью разработана технология производства «гетерогенного» и низкозакаисного агломерата, реализованная в условиях Днепровского комбината.

Исходя из мировых тенденций развития производства окускованных железорудных материалов, актуальными и неотложными являются работы по изучению и использованию новых показателей их качества, ранжированию этих показателей для каждых конкретных условий применения. Безусловный интерес представляют работы по созданию технологий получения окускованных железорудных материалов с прогнозируемыми и заданными свойствами. В этом аспекте весьма интересны результаты фундаментальных исследований ПЛПМС, в которых впервые сформулированы принципиально

новые представления о структуре окускованного железорудного сырья, получаемого термосинтезом оксидных систем в агрегатах различного типа [20]. Выполненные исследования и накопленные данные послужили основанием разработанной впервые номенклатуры марочного сортамента агломерата с гарантированными показателями качества, создания типовых технологических схем производства и диалоговой системы управления качеством агломерата, реализованной с применением вычислительной техники. ИЧМ совместно с ДМК им. Дзержинского на базе вычислительной техники создали информационно-аналитическую систему АРМ “Агломератчик”, позволяющую получать оперативную информацию о текущем производстве агломерата и прогнозировать его качественные и количественные показатели.

Несомненный интерес представляют разработки ДонГТУ, ДГТУ, ИГ НАН Украины, ДонНИИЧМ, ГМетАУ, ДГМИ, ЮГОК, Механобрчермета, направленные на решение проблемы энергосбережения и экологической достаточности в процессах окускования и при подготовке материалов агломерационного передела по крупности. Сохраняет актуальность подготовка марганецсодержащего сырья в Украине для производства доменного ферромарганца (ДонНИИЧМ, ДонГТУ).

Рассматривая окускование рудных материалов с точки зрения всего комплекса металлургических процессов, следует признать, что получение металлизированного металлургического сырья следует рассматривать как естественное продолжение производства агломерата и окатышей для коксодоменной и бескоксовой металлургии. В этой связи большое теоретическое и практическое значение имеют результаты фундаментальных исследований закономерностей формирования структуры железоуглеродсодержащих материалов в процессе металлизации с участием жидкой фазы, выполненные в анализируемый период в ГМетАУ [18,19].

Проведенные исследования позволили выявить основные пути получения металлизированных материалов с заданной структурой и свойствами, получить новые фундаментальные представления о физико-химических закономерностях процессов окислительного обжига окатышей на конвейерной машине для шахтных печей ППЖ, металлизации рудоугольных окатышей на конвейерной машине для доменного производства и порошковой металлургии, металлизации окисленных окатышей и науглероживания в шахтных печах. На основании результатов фундаментальных исследований, разработаны технологии получения методом восстановления железного порошка из рядовых железорудных концентратов и техногенных отходов вместо суперконцентратов, частично металлизированных окатышей на конвейерной машине в условиях окислительного обжига (степень металлизации 35-40%, содержание остаточного углерода 1,5-2,0%), окисленных окатышей повышенной восстановимости на конвейерной машине в условиях ОЭМК, высокометаллизированных углеродсодержащих окатышей в шахтной печи ОЭМК в условиях высокотемпературной технологии. Промышленная реализация результатов проведенных исследований в условиях НПО “Тулачермет” и комбината ОЭМК показала высокую эффективность разработок: при получении

железного порошка на 40% снизился удельный расход природного газа и в 2 раза уменьшились затраты на передел металлizedованного продукта. В условиях ОЭМК на 6,0 м³/т металлizedованных окатышей снизился расход природного газа и на 1,5-2,0% повысилась производительность шахтной печи.

В заключение необходимо еще раз подчеркнуть, что в создавшейся обстановке Украине необходимо уйти от положения рудной базы Восточной Европы с одновременным сохранением экспортных возможностей и реконструировать всю железорудную промышленность, исходя из наметившихся и оправдавших себя технико-экономических мировых тенденций и требований черной металлургии и экономики в целом. Главным критерием при такой реконструкции должно быть повышение качества, т.е. металлургической ценности железорудных материалов. Другого пути создания современной базы металлургии Украины не видно. Анализ приведенного далеко неполного перечня разработок в области производства окучкованных железорудных материалов показывает большое значение накопленного научного и практического опыта. Четко прослеживается соответствие тематики, содержания и существа разработок и созданных технологий тенденциям развития мировой железорудной промышленности. Многие разработки опередили свое время и их реализация - дело будущего.

Библиографический список

1. Значение черной металлургии для экономической деятельности стран - членов Европейской экономической комиссии (ЕЭК). Европейская экономическая комиссия ООН. Серия металлургическая. — Нью-Йорк, 1989.
2. Резенер К., Зибель К.Н.А. Структурные изменения в европейской горнорудной промышленности и на рынках руд, ввозимых из-за океана. - Черные металлы, июнь. - 1996. - С. 14-20.
3. Вагнер Б.Б., Пискаровский Н.П. Геолого-экономическая оценка минерально-сырьевой базы черной металлургии развитых капиталистических и развивающихся стран. Обзорная информация ЦИИНФ ЧМ, сер.: Горнорудное производство, вып.1. - 1991.
4. Steel statistical 1991 IISI. Comitee on Statistic, Brussel, 1991.
5. The Tex Report, Friday, Februar 7, 1997.
6. Iron Ore Statistics, 1996, Supplement.
7. Железная руда Украины // Свое дело, 3 апреля 1992.
8. Антоненко Л.К. Технический уровень и проблемы развития горнорудной промышленности черной металлургии СССР // Горный журнал. - 1988. - №1.
9. Букаль М., Керстинг К. И др. Новые тенденции в развитии агломерационного производства. «Stahl und Eisen», 1990, т. 110. - №2.
10. Петерс К.Х., Люнген Г.Б. Состояние доменного производства в ФРГ. «Stahl und Eisen», 1990, т.110. - №2.
11. Панин Н.М., Галинский В.С. Обобщение опыта работы фабрик окучкования железорудного сырья Минмета СССР за 1989г., Обзорная информация ЦНИИ ЧМ, сер.: «Подготовка сырьевых материалов к

металлургическому переделу и производству чугуна», вып.1. - 1991.

12. Совелов Н.И., Федченко В.Н., Брагин Ю.С. и др. Состояние доменного производства 1989- 94гг. Аналитический обзор (годовой доклад). Ассоциация доменщиков, - Москва-Тула, 1995.

13. Рукопожатие гигантов. // Правда, 17 сентября 1990.

14. Украинские горнорудные предприятия увеличат производство // Металл бюллетень. Украина, - 1997. - №2.

15. Куличенко В.А. Metallургия - основа экономики Украины // Металл бюллетень. Украина, - 1997. - №1.

16. Сакамото Н., Кумасака А. Разработка гибридного процесса окомкования и спекания для производства доменной шихты. // NKK Technical Review. -1989. - №57. - с. 65.

17. «Пути развития науки и техники при подготовке руд черных металлов к металлургическому переделу», Всесоюзная научно-техническая конференция (тезисы докладов), Кривой Рог, МЕХАНОБРЧЕРМЕТ. - 1991.

18. «Проблемы теории и технологии подготовки железорудного сырья для доменного процесса и бескоксовой металлургии». Всесоюзная научно-техническая конференция (тезисы докладов) Днепропетровск, ДМетИ, 1990.

19. «Теория и технология аглодоменного производства». Труды международной научно-технической конференции Днепропетровск, ГМетАУ, 1995.

20. Ханжина И.В. Совершенствование структуры спеченных железорудных материалов, разработка и внедрение технологии производства агломерата повышенного качества: Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук - Днепропетровск, 1992.

УДК 622

Кузьменко О. М., доктор технічних наук, професор

Пілов П. І., доктор технічних наук, професор

Державний ВНЗ «Національний гірничий університет»

ПІДГОТОВКА КАДРІВ З ВИЩОЇ ОСВІТИ ДЛЯ ГІРНИЧОДОБУВНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ З ОДНІЄЇ СПЕЦІАЛЬНОСТІ

Стан питання

Підготовка фахівців вищої освіти відображує стан економічного та соціального розвитку країни, загальну світову тенденцію світового сприйняття в освітньому та науковому просторі міжнародного спілкування на підвалинах гуманітарного надбання та інформаційного забезпечення. Вища освіта потребує проведення системного аналізу світового досвіду стосовно різних аспектів підготовки фахівців різного освітнього рівня. Прийняття Закону України «Про вищу освіту» надало нового імпульсу в розвитку ступеневої підготовки фахівців за освітніми рівнями, наблизило її до зрозумілого світовою спільнотою сприйняття але й поставило багато питань стосовно формування фахівців широкого загалу на підвалинах галузей знань. Спеціальність формується на основі компетентнісного підходу з поділом за освітніми рівнями та складністю виконання професійних завдань, що визначено Національною рамкою кваліфікацій [1]. Скорочення кількості спеціальностей, що забезпечували кадрами вищої кваліфікації існуючі галузі промисловості економіки України та окремі відомства, створили атмосферу непорозуміння як у науковців і педагогів, так і в роботодавців (Рис. 1).

Протиріччя

На перехідному етапі до нового сприйняття наскрізної ролі спеціальностей за Переліком 2015 за всіма освітніми рівнями існує Перелік 2010 спеціальностей підготовки спеціалістів на базі напрямів підготовки бакалаврів. За перебігом часу сьогоденні спеціалісти за спеціальностями, як такі, у майбутньому будуть вважатися спеціалізацією [2]. Їх освітньо-професійні програми розглядаються як уточнення до узагальненої освітньо-професійної програми спеціальностей. Але в цьому є протиріччя, так як спеціаліст чи магістр набував компетенції із спеціальності протягом одного року (60 кредитів ЄКТС) маючи, у багатьох випадках, спеціалізації за способом чи видом економічної діяльності, то за нових обставин спеціальні компетенції мають поділятися за складністю вирішення професійних завдань для кожного освітнього рівня, а на їх опанування відводиться значно більше часу. Але його розподіл між спеціалізаціями, а їх кількість у спеціальності не обмежується законодавчо, може бути різним, виходячи з тих критеріїв, на підставах яких спеціалізація утворюється.

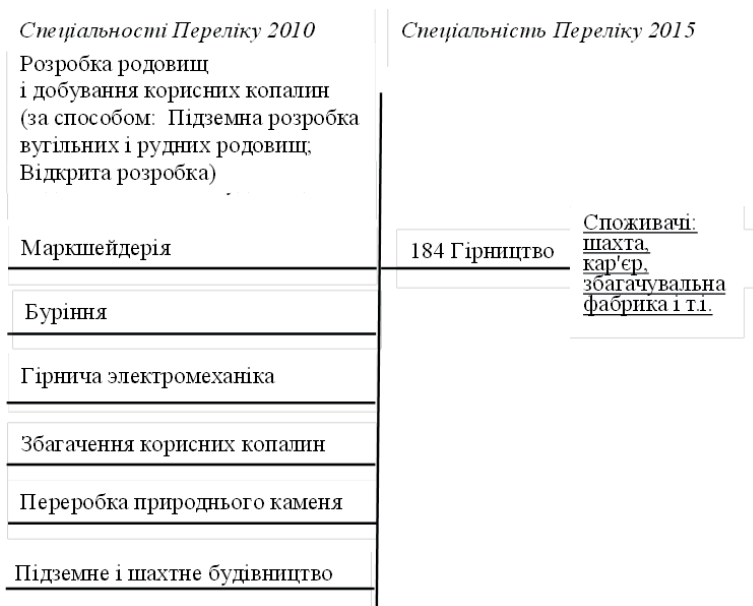


Рисунок 1 – Схема поєднання спеціальностей гірничого спрямування

Мета публікації

Метою роботи є розробка моделі формування спеціалізації спеціальності на основі професійних компетентцій освітньо-професійної програми бакалавра з врахуванням вільного вибору студентом навчальних дисциплін і їх орієнтування на майбутню спеціалізацію, як необхідну професійну складову, визначену умовами сприйняття роботодавцями та регламентованими вимогами відповідної галузі промисловості України.

Пропозиції щодо подолання проблеми

Фактично освітньо-професійні програми раніше запроваджених напрямів підготовки бакалаврів з їх професійною спрямованістю на спеціальність є підґрунтям, що створює інтегровані, загальні та професійні компетентності спеціальності.

Таким чином, якість підготовки бакалаврів за спеціальністю зростає і переходить на новий рівень вирішення інтегрованої компетенції, залишаючи можливість глибокого пізнання особливостей через спеціалізації та складність умов виконання професійної роботи.

Як зазначено в нормативному документі [1] «... перший освітній рівень спеціальності закладає основи концептуальних знань, набутих у процесі навчання та професійної діяльності, включаючи певні знання сучасних досягнень знань та умінь, а також критичне осмислення основних теорій, принципів, методів і понять у навчанні та професійній діяльності. Визначається

об'єкт и предмет діяльності у відповідній галузі промисловості та складність професійних завдань, відповідальність за професійний розвиток окремих осіб та/або груп осіб та здатність до подальшого навчання з високим рівнем автономності». Ці та інші складові інтегральної компетенції складають основу на визначають освітню (академічну) кваліфікацію. У запропонованій моделі освітньо-професійної програми бакалавра вони можуть складати 50 - 75 % від загального обсягу програми (Рис. 2). При узагальненому об'єкті діяльності галузі він може досягти 75%, а при наявності ще і впливових критеріїв, таких як умови чи засоби праці, а також отримання різних ефектів при прояві фізичних явищ чи обставин, не менше 50%. Навчальні дисципліни, що забезпечують складові інтегральної компетенції можна назвати нормативним обсягом освітньо-професійної програми, яка підлягає обов'язковому засвоєнню здобувачем вищої освіти.

Вільний вибір студентом навчальних дисциплін повинен відбуватися за логічною системою отримання необхідних компетенцій, що вимагають регульовані професії, роботодавець, а також можливість розширення знань для інтерпретації інформації, вибору методів, інструментальних засобів та застосування інноваційних підходів [1].

На жаль, виші не можуть випускникам присвоювати професійну кваліфікацію із-за відсутності стандартів з більшості професій. Таким чином, формування професійних компетенцій є підґрунтям для складання завдань після атестаційного моніторингу рівня сформованості дисциплінарних компетентностей. Останні можуть використовуватися кваліфікаційними комісіями для присвоєння відповідної кваліфікації спеціальності після отримання досвіду роботи на підприємстві. На сьогодні така інституція є відсутньою. Таким чином, ситуація залишається незрозумілою, де може працювати випускник і які документи надають йому таке право.

У навчальному плані бакалавра основним є визначення необхідної кількості залікових кредитів, що відводиться на опанування навчальними дисциплінами спеціалізації.

Загальний обсяг кредитів для опанування дисциплінами спеціалізації не може перевершувати більше 60 кредитів ЄКТС, так як освітньо-професійна програма спеціаліста Переліку 2010 є такою за обсягом і ця спеціальність стає спеціалізацією в спеціальностях Переліку 2015. Але не треба забувати, що в спеціальностях Переліку 2010 було ще й місце для вільного вибору студента та спеціалізації, які задовольняли потребу галузей промисловості в кадрах з вищою освітою.

Виходячи з логічної побудови освітньо-професійної програми підготовки бакалаврів навчальний план було б доцільно створювати за логічною схемою викладання дисциплін, поєднуючи їх в окремі блоки, звертаючи особливу увагу на їх рівнозначність за кількістю кредитів. Таким чином, студент буде орієнтований на спеціалізацію і може доповнювати блок загальноосвітніх чи іншого спрямування необхідних додаткових знань, знаходячись у рамках необхідної кількості кредитів для опанування освітньо-професійної програми бакалавра.

Нормативна складова - 50-75% Загальноосвітні дисципліни Професійні дисципліни	120 - 180 кредитів ЄКТС
За вибором студента - 50-25%	120 - 60 кредитів ЄКТС
Спеціалізація професійна 1	≤ 60 - кредитів ЄКТС
Спеціалізація професійна 2	≤ 60 - кредитів ЄКТС
Спеціалізація професійна 1 + n	≤ 60 - кредитів ЄКТС
Військова підготовка	≤ 60 - кредитів ЄКТС
За вибором студента - 5-25%	12 - 60 кредитів ЄКТС
Загальноосвітня 1	12 кредитів ЄКТС
Мовна 2	12 кредитів ЄКТС
Фундаментальна 3	12 кредитів ЄКТС
Правова 4	12 кредитів ЄКТС
Морально - етичного спрямування 5	12 кредитів ЄКТС

Рисунок 2 - Модель освітньо-професійної програми бакалавра

Висновки

1. Наявність спеціалізації у регульованій спеціальності Переліку 2015 є нагальною необхідністю для забезпечення фахівцями з вищою освітою галузі промисловості України.
2. Обсяг освітньо-професійної програми спеціалізації не повинен перевершувати за обсягом кредитів нормативну складову навчальних дисциплін спеціальності Переліку 2010.
3. Навчальний план необхідно складати за логічною схемою викладання навчальних професійних дисциплін спеціалізації та загальноосвітніх дисциплін, поєднуючи їх у окремі блоки, однакові за кількістю кредитів.

Бібліографічний список

1. Національна рамка кваліфікацій. Додаток до постанови Кабінету Міністрів України від 23 листопада 2011 р. № 1341.
2. Закон України «Про вищу освіту» від 01.07.2014 // Відомості Верховної Ради. – 2014. – № 37, 38.

О МИРОВОЗЗРЕНЧЕСКИХ ОСНОВАНИЯХ ФУНДАМЕНТАЛЬНОГО ЭКОНОМИЧЕСКОГО ОБРАЗОВАНИЯ В УНИВЕРСИТЕТЕ

В условиях ортодоксального, «дикого» рынка объектом экономического империализма стала не только экономика и политика, но и духовность, социальность, культура, народное просвещение. Посеянные таким рынком зерна деградации дают вполне ожидаемые всходы – дикая маркетизация общества и примитивизация человека, его де-очеловечивание. В этих условиях именно Универс-и-тет призван стать оплотом возрождения универс-умного образования и воспитания.

Тет-а-тет – встреча с глазу на глаз двух личностей, двух ансамблей общественных отношений (К. Маркс). Универс-и-тет – со-бытие не менее значимое. Это – встреча личности с Универс-ом и теми, кто заслужил честь воплощать его в себе и для других.

Универс – это «всего лишь» корень, фундамент, исток смыслов. Конечно, каждое здание имеет фундамент и с него начинается. Но он отнюдь не произволен и в значительной степени задан, определен этажами, пролетами, стенами, арками и другими надфундаментными конструкциями в их видимой архитектонике. Подобным образом, Универс – это такой исток, который не только определяет, но и определяется смыслами. Эти смыслы – не менее значимы, но более подвижны, текучи, непредсказуемы, а потому придают ему всякий раз неповторимый колорит.

Смыслы Универс-а многогранны, а их знаками являются приставки, суффиксы, предлоги, – все грани великой речи, в которой живет народный дух. Здесь нас интересует мировоззренческая универс-альность и универс-умность. Универс-альность – прежде всего все-общее – общее всего для всего и вся. Скажем, общие законы движения Мира. Разве они не должны стать достоянием тех, кто *а тет* с Универс-ом? Риторический вопрос. Подобным образом, и общие законы, постулаты экономики должны стать достоянием *личностей*. Нам говорят: «Экономикс универсален, ибо дает знания об общих законах и постулатах экономики». Но так ли это? Рынок – не экономика, экономика – не хозяйство. Подобная «универсальность» сродни усеченной частичности, пределу примитивного редукционизма, ибо *личности*, которая *а тет* с Универс-ом, подается в привлекательной сервировке ГМО-продукт примитивного, полу-инстинктивного, роботизированного недо-человека – *hoto oeconomicus*-а, которого объявляют либо *сверх-человеком*, либо *пост-человеком* в зависимости от контекста проплаченных крупным капиталом нарративов.

Может ли позволить себе Универс-и-тет столь поразительный и *человеко-убийственный* разрыв между личностью, человеком, который *а тет* с ним, и с *недо-человеком*, *hoto oeconomicus*-ом, который «универсален» в

самом неразвитом и примитивном виде, то есть частичен, усечен, обрезан неоклассическим «лезвием Оккама» по *анти-человеческим* лекалам? Противопоставление и навязывание *человеку* его усеченного клона – сродни интеллектуальному преступлению.

Умность Универс-и-тета – в его универс-*умности*, в том, чтобы ввести *личность*, которая *а тет* с ним, в царство всеобщих общности, особенности и уникальности законов, закономерностей, трендов, тенденций, мириад непредсказуемостей и случайностей. Уникальный человек-индивидуальность как *наноуниверсум* в единстве природной, духовной, социальной, экономической и политической ипостасей, должен стать равным в диалоге с *мега-, макро-, мезо-, и микроуниверсумом*. В этом ансамбле экономика дорастает до хозяйства и становится хозяйством, экономическим универсумом. Глобальная экономика обретает мегауниверсумные начала, вбирающие макро-, мезо-, микро- и наноуниверсумные качества. Подобным образом, национальная экономика становится макроуниверсумной, равно активно взаимодействующей с экономикой мегауниверсумной и экономиками мезо-, микро- и наноуниверсумными. Каждый из уровней и слоев Универс-ума пронизывает экономику и воспринимает ее послылы. Иное – подобно удалению здоровых и жизненно важных органов человека.

Таким образом понимаемая универс-*умность* экономического образования должна стать универс-альной для Универс-и-тета. *Универс-умная универс-альность и универс-альная универс-умность суть мировоззренческие императивы и основания современного экономического образования в Университете.*

УДК 377: 37.02; 371

Власова Надія Дмитрівна - викладач комісії металургійних і хіміко – біологічних дисциплін Криворізького технікуму Національної металургійної академії України;

Гриценко Ольга Вікторівна - викладач комісії металургійних і хіміко – біологічних дисциплін Криворізького технікуму Національної металургійної академії України.

ЗАСТОСУВАННЯ ІННОВАЦІЙНИХ МЕТОДИК НАВЧАННЯ З МЕТОЮ ОПТИМІЗАЦІЇ НАВЧАЛЬНОГО ПРОЦЕСУ, ПРИ ВИЧЕННІ СПЕЦІАЛЬНИХ ДИСЦИПЛІН

В сучасному освітньому процесі знайшли своє постійне застосування активні методи навчання.

Інтерактивне («Inter» – взаємний, «act» – діяти) означає взаємодіяти, знаходиться у режимі бесіди, діалогу з ким-небудь. Інтерактивні та активні методи мають багато спільного. На відміну від активних методів, інтерактивні орієнтовані на більш широку взаємодію студентів не тільки з викладачем, але й один з одним і на домінування активності студентів у процесі навчання.

В даний час поняття "інтерактивні методи навчання" наповнюється новим змістом, пріоритетна роль у ньому відводиться взаємодії та навчально-педагогічному співробітництву між учасниками освітнього процесу; розвитку навичок спілкування особистості; розвитку і здійсненню соціального досвіду людей. Таким чином, інтерактивний метод можна розглядати як саму сучасну форму активних методів.

До інтерактивних методів можуть бути віднесені наступні: дискусія, евристична бесіда, «мозковий штурм», рольові і ділові ігри, тренінги, кейс-метод, метод проєктів, групова робота з ілюстративним матеріалом, обговорення відеофільмів і т.п.

Одна з головних задач для нинішнього викладача – зробити процес навчання цікавим, динамічним і сучасним. І в цьому педагогам прийшли на допомогу інтерактивні технології.

Викладачі комісії металургійних дисциплін постійно шукають шляхи вдосконалення навчального процесу з урахуванням специфіки роботи. З цією метою створюються навчальні посібники, методичні рекомендації для студентів з самостійної роботи, удосконалюється методика проведення занять.

Серед численних ефективних засобів активізації пізнавальної діяльності та формування позитивної мотивації до навчання у студентів можна виділити інтегровані бінарні заняття з використанням інтерактивних методів, мета яких полягає в пробудженні інтересу до предмету вивчення, які є каталізатором всієї освітньої діяльності в цілому.

Інтегровані заняття передбачають обов'язковий розвиток творчої активності студентів, розвивають потенціал, до осмислення і знаходження причинно-наслідкових зв'язків, до розвитку особистості. Структура інтегрованих занять - чіткість, компактність, стислість, логічна

взаємообумовленість навчального матеріалу на кожному етапі заняття, велика інформативна ємність матеріалу.

Переваги багатопредметного інтегрованого заняття перед традиційним монопредметним очевидні. На такому занятті можна створити більш сприятливі умови для розвитку самих різних інтелектуальних умінь студентів, через нього можливо вийти на формування більш широкого синергетичного мислення, навчити застосуванню теоретичних знань у практичних ситуаціях, в конкретних життєвих, професійних і наукових ситуаціях.

Бінарні заняття – одна з форм реалізації міжпредметних зв'язків та інтеграції дисциплін. Заняття по темі ведуть два або кілька викладачів спеціальних дисциплін.

Бінарні заняття у ВНЗ I – II рівня акредитації вимагають дуже великої підготовки як викладачів, так і студентів. Це творчість двох викладачів, яка переростає у творчий процес у студентів. Чому? Тому, що вивчення якоїсь проблеми на стику двох наук - це завжди цікаво, такий вид діяльності викликає високу мотивацію. А чи не це головне – захопити студентів, спровокувати творчий пошук? Такі заняття дозволяють інтегрувати знання з різних областей для вирішення однієї проблеми, що дає можливість застосувати отримані знання на практиці.

Мета бінарного заняття – створити умови мотивованого практичного застосування знань, навичок і умінь, дати студентам можливість побачити результати своєї праці і отримати від цього радість і задоволення.

Заняття ділиться на доповнюючи одна одну частини, при цьому необхідно уникати дублювання. Висувається проблема дослідження, група ділиться на творчі групи за інтересами, які займаються пошуком інформації, фактів і аргументів, необхідних для проведення дослідження та оформлення результатів, використовуючи для цього «мозковий штурм», «ділову гру», тренінг і т. д.

Бінарні заняття проводяться на етапі творчого застосування вивченого матеріалу на таких заняттях вирішуються цікаві, практично значимі і доступні студентам проблеми на основі міжпредметної взаємодії. Результати дослідження представляються у вигляді презентацій, таблиць, роботи з лабораторним устаткуванням, відеофільмів, які мають практичну цінність, які надалі можна використовувати в якості дидактичного матеріалу.

Бінарні заняття створюють умови для практичного застосування знань, систематизують знання, розвивають навички самоосвіти, так як підготовку до заняття студенти здійснюють самостійно, вони займаються пошуком інформації, фактів, аргументів, необхідних для проведення досліджень, оформлення результатів. Все це розвиває їх аналітичні здібності, винахідливість, активізує розумову діяльність.

Розглянемо деякі форми і технології інтерактивного навчання, які використовуються на бінарних заняттях:

➤ Диспут передбачає колективне обговорення якої-небудь проблеми з метою встановлення шляхів її достовірного рішення. Проводиться у формі діалогічного спілкування його учасників. Він передбачає високу розумову

активність, розвиває вміння вести полеміку, обговорювати проблему, захищати свої погляди і переконання, лаконічно і ясно викладати думки.

➤ Навчальна дискусія — один з методів проблемного навчання. Вона використовується при аналізі проблемних ситуацій, коли необхідно дати просту і однозначну відповідь на запитання, при цьому передбачаються альтернативні відповіді. З метою залучення в дискусію всіх присутніх доцільно використовувати методіку кооперативного навчання (навчального співробітництва). Дана методика ґрунтується на взаємному навчанні при спільній роботі студентів у малих групах. Основна ідея навчального співробітництва проста: студенти об'єднують свої інтелектуальні зусилля і енергію для того, щоб виконувати загальне завдання або досягти загальної мети (наприклад, знайти варіанти вирішення проблеми).

Технологія роботи групи при навчальному співробітництві може бути наступною:

- постановка проблеми;
- формування малих груп (мікрогруп по 5-7 осіб), розподіл ролей в них, пояснення викладача про очікуваній участі в дискусії;
- обговорення проблеми в мікрогрупах;
- подання результатів обговорення перед усією навчальною групою;
- продовження обговорення і підведення підсумків.

➤ "Мозковий штурм" ставить своєю метою збирання якомога більшої кількості ідей, звільнення студентів від інерції мислення, активізацію творчого мислення, подолання звичного ходу думок при вирішенні поставленої проблеми. "Мозковий штурм" дозволяє істотно збільшити ефективність генерування нових ідей у навчальній групі.

Основні принципи і правила цього методу: абсолютна заборона критики запропонованих учасниками ідей, а також заохочення всіляких реплік і навіть жартів.

➤ Дидактична (ділова) гра виступає важливим педагогічним засобом активізації процесу навчання у професійній школі. В процесі дидактичної гри студент повинен виконати дії, аналогічні тим, які можуть мати місце в його професійній діяльності. У результаті відбувається накопичення, актуалізація і трансформація знань в уміння і навички, накопичення досвіду особистості і її розвиток. Технологія дидактичної гри складається з трьох етапів.

Залучення в дидактичну гру, ігрове освоєння професійної діяльності на її моделі також сприяє системному, цілісному освоєнню професії.

➤ Стажування з виконанням посадової ролі — активний метод навчання, при якому "моделлю" виступає сфера професійної діяльності, сама дійсність, а імітація зачіпає в основному виконання ролі (посади). Головна умова стажування — виконання під контролем викладача певних дій у реальних виробничих умовах.

➤ Імітаційний тренінг припускає відпрацьовування певних професійних навичок і умінь по роботі з різними технічними засобами і пристроями. Імітується ситуація, обстановка професійної діяльності, а в якості "моделі" виступає сам технічний засіб (тренажери, прилади тощо).

➤ Ігрове проектування є практичним заняттям, в ході якого розробляються інженерні, конструкторські, технологічні, соціальні та інші види проектів в ігрових умовах, що максимально відтворюють реальність. Цей метод відрізняється високим ступенем поєднання індивідуальної і спільної роботи студентів. Створення загального для групи проекту вимагає, з одного боку, від кожного знання технології процесу проектування, а з іншого — вміння вступати в спілкування і підтримувати міжособистісні відносини з метою вирішення професійних питань.

Отже, вивчення та аналіз інновацій свідчать про те, що в середніх спеціальних навчальних закладах з'являються нові організаційні форми навчання, які можна назвати міждисциплінарними. На такого роду заняттях виконується одне або кілька міжпредметних завдань, в ході яких студентам доводиться застосовувати знання та вміння, набуті в процесі вивчення різних спеціальних дисциплін.

При використанні інтерактивних методів роль викладача різко змінюється, перестає бути центральною, він лише регулює процес і займається його загальною організацією, заздалегідь готує необхідні завдання і формулює питання або теми для обговорення в групах, дає консультації, контролює час і порядок виконання наміченого плану. Використання інтерактивних форм і методів навчання в процесі навчання в технікумі дозволять придбати:

➤ конкретному студенту:

- досвід активного освоєння змісту майбутньої професійної діяльності у взаємозв'язку з практикою;

- розвиток особистісної рефлексії як майбутнього професіонала у своїй професії;

- освоєння нового досвіду професійної взаємодії з практиками в цій області;

➤ навчальній групі:

- розвиток навичок спілкування та взаємодії в малій групі;

- формування ціннісно – орієнтаційної єдності групи;

- заохочення до гнучкої зміни соціальних ролей в залежності від ситуації;

- прийняття моральних норм і правил спільної діяльності;

- розвиток навичок аналізу і самоаналізу в процесі групової рефлексії;

- розвиток здатності вирішувати конфлікти, здатності до компромісів;

➤ системі викладач - група

- нестандартне ставлення до організації освітнього процесу;

- формування мотиваційної готовності до між особистої взаємодії не тільки в навчальних, але і в професійних ситуаціях.

Бібліографічний список

1. Андреев В.И. Педагогика: Учебный курс для творческого саморазвития / В.И. Андреев. – Казань, 2000 – С. 440-441.

2. Педагогика №4, 2004: Периодическое издание / В.С Лазарев, Б.П Мартиросян. – Педагогическая инноватика: объект, предмет и основные понятия – С. 12-14.

3. Подласый И.П. Педагогика: Новый курс / И.П. Подласый. – Москва, 2000. – книга 1. – С. 210-212.

4. Профессиональное образование №4 2004: Периодическое издание / Н.И. Костюк – Новые принципы организации начального профессионального образования – С.30.

5. Профессиональное образование №1 2006: Периодическое издание / В.Г. Казаков – Новое время – новые технологии профессиональной подготовки – С.12.

6. Семушина Л.Г., Ярошенко Н.Г. Содержание и технологии обучения в средних специальных учебных заведениях: Учебное пособие для преподавателей учреждений среднего профессионального образования. - М.: Мастерство, 2001. – 272 с. Использованы стр.258-261.

7. Электронный педагогический словарь, <http://dictionary.fio.ru/>

СПЕЦИФІКА ОСВІТНІХ ТЕХНОЛОГІЙ У ПІДГОТОВЦІ ФАХІВЦІВ З МЕТАЛУРГІЇ

Аналіз існуючих освітніх технологій дозволив виявити перелік технологій, використання яких доцільно при підготовці спеціалістів з металургії. Технологія розвиваючого навчання передбачає навчання на високому рівні складності, що максимально мобілізує інтелектуальний потенціал студента. Доцільність використання цієї освітньої технології обумовлена не тільки складністю фундаментальних наукових засад металургійного виробництва, але й необхідністю розуміння студентами своїх інтелектуальних можливостей, впевненості у позитивних результатах їх використання, фактично впевненості у своїх силах в процесі навчання.

Технологія проблемного навчання передбачає самостійну пошукову діяльність студентів по вирішенню навчальних проблем [8]. Доцільність застосування цієї технології пов'язана з високою ризиковістю металургійного виробництва, що вимагає певного досвіду щодо самостійного розрізнення проблемних ситуацій.

У підготовці спеціалістів з металургії доцільно враховувати світову тенденцію до індивідуалізації вищої освіти, яка знаходить своє вираження у технології програмованого навчання, що передбачає самостійне індивідуальне навчання з використанням спеціальної навчальної програми і технічних засобів навчання, зокрема тренажерів для операторів доменних та сталеплавильних печей, а також прокатних станів.

Розвиток технічних засобів навчання отримав втілення у технології комп'ютерного навчання, що передбачає використання автоматизованих навчально-контролюючих систем з широким спектром функцій і відкритим доступом до зовнішніх баз даних. Саме ця технологія в значній мірі дозволяє майбутньому спеціалісту отримати компетенцію безперервного оновлення знань щодо металургійного виробництва.

Важко переоцінити важливість для підготовки спеціалістів з металургії технології проектного навчання. Ця технологія передбачає організацію навчальної діяльності по вирішенню практичних задач, узятих із виробничої сфери. Залучення студентів до розробки реальних виробничих проектів хоча б на рівні елементарних виконавчих функцій дозволить їм у майбутньому швидше адаптуватися до виробничого середовища у якості молодих спеціалістів.

Набуває актуальності технологія колективної взаємодії, яка передбачає організований діалог, колективний спосіб навчання, обмін інформацією за правилами рольових ігор із зміною ролей для кожного. Ця технологія дозволяє розширити компетенції студентів технічних спеціальностей до розуміння функціонування підприємства або компанії як виробничо-економічної

структури, діючої у ринковому середовищі. Навички «командної» роботи, колективної мотивації є важливим фактором забезпечення конкурентоспроможності молодого спеціаліста на ринку праці.

Не слід ігнорувати значний навчальний потенціал технології повного засвоєння, яка має забезпечити однаковий для всіх студентів фіксований рівень оволодіння знаннями, застосовуючи при цьому перемінні для кожного час, методи, форми, умови навчання. Визначальними для цієї технології є еталонні результати, які мають бути досягнутими усіма студентами. На перший погляд, здається неможливим і недоцільним досягнення студентами однакового рівня знань. Більш звичним є диференціація знань та їх оцінок. Однак для досягнення певного, безумовного для всіх мінімального рівня спеціальної підготовки металургів ця технологія є вельми ефективною.

Певною модифікацією технології повного засвоєння є технологія адаптивного навчання, що передбачає врахування індивідуальних особливостей студентів шляхом комбінування пояснення нового навчального матеріалу для всіх студентів і індивідуальної роботи викладача з окремими студентами під час самостійної роботи студентів в аудиторії. Зворотний зв'язок в процесі навчання з кожним студентом, можливість отримання ним необхідних пояснень до контрольних заходів сприятиме значному підвищенню якості підготовки спеціалістів з металургії.

Доцільно скористатися досвідом Німеччини у підготовці спеціалістів шляхом технології дуального навчання. Для підготовки спеціалістів з металургії в Україні ця навчальна технологія могла б стати провідною. Технологія дуального навчання забезпечує протягом усього терміну навчального процесу у ВНЗ поєднання теоретичної підготовки у ВНЗ з відповідною практичною діяльністю на підприємстві, що складає з ВНЗ єдиний організаційно-правовий комплекс. Для впровадження даної технології необхідно здійснити певні організаційно-правові заходи, але потенціал її ефективності дуже великий.

Технологія інтегрованого навчання заснована на формуванні інтегративної освітньої структури «коледж – університет» з дворівневою системою професійної підготовки, при якій на першому рівні надається середня спеціальна освіта з отриманням однієї-двох робочих професій (перший рік навчання) та викладанням базових предметів відповідного ВНЗ (другий рік навчання). На другому рівні надається вища освіта в скорочений строк (3 роки). Доцільність застосування даної технології обумовлена, з одного боку, певним дефіцитом працівників робочих професій в металургії, а з другого боку, тенденцією флексибілізації ринку праці, за якою працівнику необхідно мати декілька спеціальностей (професій), які він може міняти в процесі своєї діяльності у залежності від потреб компанії та кон'юнктури ринку праці. Така система вже виправдала себе на багатьох підприємствах Японії.

Особливості металургійної галузі вимагають відповідних підходів до підготовки спеціалістів з металургії у вищій школі. У зв'язку з цим потребують спеціального аналізу відомі та інноваційні освітні технології для вибору найбільш ефективних та їх адаптації до навчального процесу. Теоретико-

методичний аналіз показав, що у підготовці спеціалістів з металургії доцільно використовувати, перш за все, технології розвиваючого навчання, проблемного навчання, програмованого навчання, комп'ютерного навчання, проектного навчання, а також технології колективної взаємодії, повного засвоєння, адаптивного навчання, дуального навчання та інтегрованого навчання.

Подальші дослідження даної проблематики можуть бути пов'язаними з експериментами щодо отримання експертних оцінок освітніх технологій з боку студентів та викладачів вищих навчальних закладів металургійного профілю. Такі оцінки мають бути узагальнені для визначення рейтингу освітніх технологій і застосування найбільш пріоритетних у підготовці спеціалістів з металургії.

Бібліографічний список

1. Польшакова Н. В. Информационные аспекты педагогических технологий / Н. В. Польшакова, А. С. Коломейченко // Инновации в управлении и образовании: технико-технологические и методические аспекты: Материалы II Международной научно-практической конференции, Тула, 20 сентября 2009 г. – Тула: Филиал ГОУВПО «Орловская региональная академия государственной службы» в г. Туле, 2009. – С. 168-173.
2. Курлянд З. Н. Педагогіка вищої школи: [навч. посіб.] / З. Н. Курлянд, Р. І. Хмилюк, А. В. Семенова. – К.: Знання, 2007. – 495 с.
3. Гончарова О. М. Вдосконалення організаційних форм навчання студентів з використанням інформаційно-комунікаційних технологій / О. М. Гончарова // Нові технології навчання. – Вип. 52. – С. 21-24.
4. Величко Т. Г. Застосування модульно-блочної технології з рейтинговою системою оцінки / Т. Г. Величко // Новітні технології навчання. – 2003. №2. – С. 119-125.
5. Рура Л. В. Використання новітніх навчальних технологій підготовки молодшого спеціаліста у Миколаївському державному вищому училищі культури / Л. В. Рура // Новітні технології навчання. – 2003. – №2. – С. 175-179.
6. Петрук В. Динаміка розвитку дистанційної освіти в межах її соціально-філософського значення [Текст] / В. Петрук // Українознавство. – 2012. – №1. – С. 182-185.
7. Шарата Н. Імплементція Болонського процесу в Україні [Текст] / Н. Шарата, О. Кунашенко, Д. Лук'яненко // Економіст. – 2012. – №2. – С. 67-68.
8. Демчишина Н. М. Проблемність як засіб удосконалення технологій навчання / Н. М. Демчишина // Новітні технології навчання. – 2003. – №6. – С. 201-205.

ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ КОНВЕРТЕРНОГО ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ В МИРЕ И В УКРАИНЕ

В работах члена-корреспондента НАН Украины Г.Г. Ефименко, намечавших перспективы развития отечественного металлургического комплекса (МК), основным стержнем его модернизации называлось массовое малозатратное и экологически чистое производство высококачественного металла. Базу для этого создают низкое содержание фосфора в рудах Криворожского бассейна и мощное Никопольско – Запорожское месторождение марганцевых руд, которое обеспечивает стране возможность выплавки легированных сталей. В совершенствовании МК одновременно заложены предпосылки для экспорторасширяющего, импортозамещающего и постиндустриального экономического роста и, тем самым, создаются возможности реализации альтернативных сценариев развития Украины и вариантов ее интеграции в глобальное экономическое пространство. Речь идет о формировании как ценового, так и качественного потенциала высокой конкурентоспособности национального товаропроизводства на региональных и мировых рынках.

Прошло более 60 лет с начала промышленного использования кислородно-конвертерного процесса производства стали. По оценкам специалистов, он стал достаточно зрелым процессом, период его бурного развития перешел в стадию относительно спокойного совершенствования отдельных важных элементов технологии и оборудования. В его становлении и развитии значительна роль украинских ученых и производственников, и это определило достойное место конвертерного производства стали в МК Украины и мира.

Мировая и отечественная практика конвертерного производства имеет в своем распоряжении широкий арсенал технологий, обусловленных, во-первых, разнообразием передельных чугунов по составу и их доле в металлошихте, во-вторых, множеством режимов конвертерной плавки и, в третьих, широким сортаментом выплавляемых сталей, включая высококачественные стали ответственного и особо ответственного назначения. В последнее десятилетие за рубежом и в Украине развитие конвертерных процессов реализуется в таких направлениях: усовершенствование конструкции агрегатов и технологических вариантов продувки; разработка технологии производства сталей с ультранизким содержанием вредных и балластных примесей («чистых» и «ультрачистых» сталей); повышение производительности агрегатов с одновременным решением экологических задач; снижение расходных коэффициентов материалов и энергии на единицу продукции. Тем не менее

накопленный потенциал по ряду причин в отечественных цехах пока используется далеко не полностью.

Несмотря на текущий экономический кризис, МК остается ведущим «драйвером» национальной экономики, играет ключевую роль в наполнении платежного баланса, обеспечивает жизнедеятельность многих регионов и городов страны. Однако реалии свидетельствуют, что металлургическая отрасль в целом переживает не лучшие времена: значительно снизились объемы производства и реализации продукции, в том числе экспортируемой, учащаются проявления скрытой безработицы, некоторые предприятия фактически прекратили свое существование или находятся на грани остановки. Имеет место крайне тревожный сигнал – хроническое недоинвестирование отечественной металлургии и мизерная инновационная часть ее капиталовложений [1-3].

Негативные последствия и «спутники» инвестиционного голода и инновационной пассивности хорошо известны. Это ускорение морального и физического старения материально-технической базы, снижение эффективности использования экономических ресурсов, уменьшение производительности труда, рост материало- и энергоемкости производства, повышение технологических и экологических рисков, ухудшения качественных структурных характеристик, деформация поведения экономических субъектов, в частности, потеря ими навыков и склонностей к инновационному инвестированию [3].

Однако в стране активно обсуждаются вопросы эффективной государственной поддержки инновационного развития отечественной металлургии [3-6 и др.]. В органах власти изучается поставленный в работах [3,6] вопрос о необходимости взять под государственный контроль новейшие процессы перераспределения горно-металлургических активов с учетом внешне- и внутривнутриполитической ситуации, сложившейся в Украине. Рассматриваются возможности стимулирования внутреннего спроса на металлопродукцию и варианты использования бюджетно-налоговых инструментов для интенсификации инновационно-инвестиционных процессов в МК. Есть все основания надеяться, что подобные рычаги возрождения МК будут реализованы в ближайшем будущем.

Настоящее обобщение обосновывает резервы совершенствования конвертерного производства и может быть полезным при определении направления инвестиционной и инновационной деятельности. Авторы построили его, опираясь на результаты внедрения или завершенных промышленных испытаний технологий в динамично развивающихся конвертерных цехах мира в последнее десятилетие [5-32], выводы из направленности инвестиций в сталеплавильном производстве и собственных исследований.

В общем плане модернизация конвертерного производства обеспечивает достижение традиционных целей: повышение качества продукции, снижение издержек производства, увеличение производительности, улучшение охраны окружающей среды, уменьшение градиента температур чередующихся

нагревов и охлаждений материалов на разных стадиях передела. Эта модернизация в мировой практике и на некоторых отечественных заводах реализуется следующими путями.

Неотъемлемыми составными элементами современной технологии являются [9]: выпечная обработка чугуна; сочетание верхней кислородной с донной продувкой инертными газами (80% конвертеров мира) с целью улучшения хода и результатов продувки, обработки плавки перед выпуском; отсечка шлака, чаще всего газодинамическая для уменьшения попадания шлака из конвертера в ковш во время выпуска; автоматизация процесса с использованием вспомогательной фурмы-зонда, а также анализа отходящих газов для точного определения момента повалки конвертера и выпуска плавки без додувки и в ряде случаев без ожидания анализа («прямой выпуск»); система предотвращения выбросов для увеличения выхода годного, совершенствования управления технологическими процессами и обеспечения безопасности персонала; использование специальных моделей, позволяющих прогнозировать различные сценарии работы цеха с позиции минимизации затрат ресурсов и времени на производство и выполнение технологических операций; дифференцированная периклазоуглеродистая футеровка основных агрегатов; вторичная металлургия в ковшах-печах, вакууматорах, промежуточных ковшах; непрерывная разливка стали.

Введенные в строй в последнее время единичные новые конвертерные цехи (Япония, Украина, Китай) располагают всем перечисленным арсеналом технологий, но тем не менее постоянно дооснащаются, как и реконструируемые, наукоемкими нововведениями (или, минимально, это планируется). Некоторые авторы называют нововведения с заметной долей рекламы «революционными» [7], очевидно, учитывая не только их актуальность, но и достигаемый экономический эффект. Рассмотрим этот вопрос последовательно по стадиям конвертерного передела.

В контексте обобщения мирового опыта по выпечной десульфурации чугуна на данный момент можем отметить, что широкое распространение получили три технологии: инъекция гранулированного магния, коинжекция смесей оксида кальция и магния и «KR»-процесс. Сущность инъекционных методов обработки заключается во введении в токе газа-носителя активных реагентов в расплав. При этом частицы реагента, взаимодействуя с расплавом, удаляют серу. Сущность обработки по технологии «KR» заключается в механическом перемешивании кусковой извести мелкой фракции с расплавом [7,11]. При этом под действием импеллера куски извести вовлекаются в объем расплава, увеличивая поверхность контакта. Выше рассмотренные технологии позволяют стабильно снижать содержание серы в чугуне вплоть до 0,003 %. При этом технологии инъекционной обработки отличаются более высокими показателями производительности процесса, а «KR»-процесс большей стабильностью. Наряду с существующими преимуществами нужно отметить и ряд недостатков: для процессов инъекции – значительное выплескообразование и высокая стоимость реагентов; для технологии «KR» – значительные тепловые потери, необходимость использования сложного механического оборудования.

Исходя из практически равнозначной распространенности всех 3 технологий десульфурации чугуна, можно сделать вывод об их практически равнозначной технологической эффективности, а реализация определенной из них в условиях конкретного предприятия определяется конъюнктурой цен на конкретные материалы-десульфураторы.

Дальнейшее развитие получает процесс дефосфорации чугуна в сравнении с описанными [9]. Ранее дефосфорацию чугуна проводили высокоосновным шлаком, сформированным вводом флюсов CaO-CaF_2 . Но термодинамический анализ и новые исследования [7] показали, что при обычных температурах чугуна очень низкие концентрации фосфора можно получить при выполнении только одного из следующих двух условий: низкая активность кислорода в шлаке и его высокая основность или, наоборот, высокая активность кислорода при низкой основности. Становится более распространенной обработка низкоосновным шлаком, содержащим высокое количество FeO . Последнее исключает добавки флюорита, что способствует решению экологических вопросов и удешевляет обработку. Дефосфорацию чугуна проводят или в резервном конвертере, или двухшлаковым процессом в работающем, скачивая шлак после дефосфорации и оставляя конечный (после обезуглероживания) в конвертере в качестве флюса для последующей плавки. Управляют содержанием FeO при дефосфорации оптимизированным соотношением интенсивностей верхней продувки кислородом и донного перемешивания. Обнаруженные преимущества: перед дефосфорацией не обязательна десиликонизация; доля скрапа в шихте не уменьшается, так как теплота окисления кремния используется в конвертере; легкая и эффективная рециркуляция конечного шлака. Недостаток: концентрация марганца в стали перед раскислением снижается.

На заводах Китая [10] в составе дефосфоратора чугуна также замещают оксиды железа и кальция конечным конвертерным шлаком в количестве 20%.

Поскольку десиликонизация чугуна определяется интенсивностью массообменных процессов между оксидами железа и чугуна [9], ее эффективность успешно повышают на литейном дворе доменного цеха, используя наклонный желоб, оборудованный воронкообразным устройством, которым обеспечиваются высокие скорости циркуляции [12].

Оснащение сталеплавильных лабораторий и цехов новым программным обеспечением позволило с помощью математического и физического моделирования расширить разнообразие конвертерных дутьевых устройств [13-20], главным образом, для повышения производительности и снижения потерь металла при продувке [6, 11, 13-16].

В двух новых конвертерных цехах Японии реализуется интенсивность продувки кислородом $5 \text{ м}^3/\text{т} \cdot \text{мин}$, ее длительность всего 9 мин. Применяют фурмы с двумя типами сопел: три сопла с большими диаметром и углом наклона к вертикали (15°) и три сопла - с равномерным размещением между первыми и на том же диаметре торца наконечника – с маленькими диаметром и углом к вертикали 10° . Размещение устраняет наложение друг на друга реакционных зон, сформированных каждым соплом, и формирование пыли

подавляется. Сопла большого диаметра обеспечивают интенсивные рафинирование и перемешивание ванны, а маленькие уменьшают всплески.

Чтобы не уменьшать интенсивность продувки на первой части кампании по футеровке (до 1000-й плавки при общей ее стойкости ~ 4000), пока удельный объем конвертера низок и вероятность выбросов из агрегата высока, используют фурму с пятью соплами (вместо 6) большого диаметра для «жесткой» продувки, а в дальнейшем продувку ведут 6-сопловой фурмой, также увеличив диаметры ее сопел на 12-20 % и в итоге сократив длительность цикла плавки с 32,5 до 31,0 мин [11]. Подобный эффект получен ранее на отечественных заводах [17], затем – на австрийских [18].

Длительные промышленные испытания на 160-т конвертерах верхнего кислородного дутья двухрядных фурм, включающих 4 рафинировочных сопла Лаваля и 8 дополнительных цилиндрических небольшого диаметра, доказали возможность интенсификации растворения извести, формирования жидкого основного шлака, как первичного, так и вторичного, после скачивания первого, а также резкого уменьшения настылеобразования на фурме [19]. Степень дефосфорации стала большей на 4%, увеличилась степень дожига CO до CO_2 , что позволило повысить долю скрапа в шихте до 30% от емкости конвертера, стойкость наконечников возросла в 1,6 раза в сравнении со стойкостью базового 5-ти соплового.

Ожидается повышение производительности конвертеров и улучшение ряда других технологических показателей от использования кислородных фурм со смещенными осями сопел Лаваля относительно их центра [15], сопел специального профиля, создающего пульсирующую продувку [20].

Результаты успешного опробования названной авторами [21] «бесшлаковой» фурмы, в которой внешняя стальная заменена на определенной для каждого конвертера длине медной трубой для уменьшения или даже устранения формирования настыли на поверхности фурмы, следующие: значительно увеличился период между очистками налипшей стали; длительность работы наконечника возросла примерно в 3 раза; производственные простои на очистку от настыли сократились более чем на 95 %; для достижения технологических целей фурма надежно функционирует на высоте, меньшей номинальной на 44 %.

Большую ясность получили вопросы размещения в днище конвертера донных фурм при комбинированной продувке кислородом сверху и нейтральным газом снизу. Известные работы [13, 18 и др.] однозначны в рекомендациях устанавливать их симметрично на одной окружности вместо принятых ранее эллиптической или зигзагообразной конфигураций, при диаметре фурм ≤ 5 мм. Это обеспечивает интенсификацию перемешивания ванны даже при меньшем расходе нейтрального газа и снижает износ днищ.

На обширном экспериментальном материале получена дополнительная информация о широко распространенной в Японии и испытанной в Китае технологии прямого легирования металла марганцевой рудой в кислородном конвертере [22]. Она обеспечивает степень извлечения марганца из руды на

уровне 60-80 % при бесшлаковом процессе, но не экономична при продувке обычного перепельного чугуна даже при пониженном содержании в нем серы.

Мы уже подчеркивали [9], что расширяется штатное применение технологий по переработке повышенных расходов скрапа в конвертерах при, соответственно, сниженных затратах чугуна. Их суть мало отличается от разработанных в свое время отечественных технологий [23], сама же замена чугуна ломом снижает энергоемкость стали и трудозатраты на ее производство, повышает количество выплавленной стали без наращивания объемов выплавки чугуна. Разработки дополнены конструкциями экономных миксеров с индукционными подогревающими чугуна устройствами [7], причем нагрев осуществляют в ночное время – ночью тарифы на электричество значительно ниже.

Системы автоматического управления конвертерным процессом на разных заводах заметно отличаются: от полностью автоматизированных до управления отдельными операциями (шихтовкой, расходом кислорода, вводом флюсов и т.д.). Наиболее прогрессивные реализуют «прямой выпуск» стали в момент получения заданного химического состава и температуры, определенного достаточно точными расчетами. Система с погружением сенсорного датчика в конвертерную ванну включает статическую модель расчета шихты, динамическую модель контроля химического состава и температуры металлической ванны в процессе продувки по анализу отходящих газов и прямыми измерениями с помощью сенсорных датчиков, а также модель «прямого выпуска» с определением момента окончания продувки. Модель рассчитывает содержание углерода, марганца и фосфора, сравнивает с результатами прямого измерения датчиками и выполняет корректировку. Специальная модель определяет содержание азота, серы и цветных металлов (Cr, Ni, Mo, Cu). По результатам определений производится «прямой выпуск».

На многих заводах мира в общую систему автоматизации процесса включена автономная система регулирования шлакообразования и предотвращения выбросов по типу системы НМетАУ [24]. Система включает виброметр на кислородной фурме, регистрирующий вибрацию фурмы, отражающую изменение уровня кинетической энергии газа в процессе вспенивания шлака; модель металлургических реакций, которая служит для определения физических свойств шлака и оценки его склонности к вспениванию на основе информации о процессе продувки. На основе обработки информации по этим трем компонентам комплексно оценивают вероятность выбросов. Если она превышает некоторое пороговое значение, система автоматически выбирает параметр управления и реализует его (высота подъема фурмы, расход кислорода на верхнюю продувку, расход газа на донную продувку, масса загружаемых материалов).

Особое место занимает автоматизация процессов непрерывной разливки стали. При этом, кроме традиционных элементов автоматизации, в последнее время активно используются контроль появления шлака в стакане сталеразливочного ковша; автоматический пуск машины; контроль и управление уровнем металла в кристаллизаторе; контроль теплового состояния

кристаллизатора и предупреждение возможных прорывов; автоматическая настройка конусности кристаллизатора и опорных секций зоны вторичного охлаждения (ЗВО); динамическое управление режимами вторичного охлаждения; контроль конца жидкой фазы и управление обжимными клетями устройства «мягкого обжатия»; контроль процесса разливки, отлитой заготовки, мерной длины, порезки и маркировки.

В настоящее время все системы автоматизации в той или иной степени объединяются в общую систему управления качеством непрерывнолитых заготовок. Цель одна – получение бездефектной продукции.

Надо подчеркнуть, что операционные компьютеры конвертерных цехов вместе с моделями управления обновляются не реже 1 раза в 4 года. Постоянно возрастает точность вычислений в результате расширения возможностей программ и учета новой информации о потерях и запасах теплоты в ходе износа огнеупорной футеровки, изменениях длительности этапов плавки, результатах предыдущих продувок в конвертере, что позволяет уменьшать удельные расходы шихтовых и вспомогательных материалов [16].

В последнее десятилетие в мире и Украине принципиально изменена футеровка конвертеров и более чем на порядок повышена ее стойкость. Главным образом, благодаря использованию периклазоуглеродистых огнеупоров, разбрызгиванию конечного шлака на футеровку и разным видам торкретирования достигнуты рекордные показатели - 25 тыс. плавов (США), 35 (КНР), 8 (Россия), до 5 тыс. плавов (Украина). Работа на отечественных заводах в этом направлении продолжается, дальнейшее повышение стойкости происходит за счет рационального подбора шлакообразующих материалов, модификаторов шлака; огнеупоров с различными свойствами для отдельных зон с обеспечением равномерного износа всей футеровки, торкрет-порошков и масс для горячих ремонтов; внедрения клеевых композиций, применения касетированных и моноблочных леток.

Из последних новинок следует выделить установку между рядами кирпичей в конической и цапфенной зонах конвертера 1,5-мм алюминиевых прокладок, охлаждение с помощью форсунок воздушно-водяным туманом кожуха конвертера для автоматического регулирования температуры любой его зоны в пределах 250-350 °С, создание периклазоуглеродистых огнеупоров, усиленных нержавеющей стальными нитями, а также применение при производстве огнеупоров безопасных для живой природы связующих веществ.

Существенную роль в повышении стойкости футеровки играют лазерные системы измерения профиля и стенок местного износа огнеупоров, обеспечивающие автоматическое сканирование и выдачу данных об их состоянии для оперативного вмешательства разбрызгиванием шлака или торкретированием.

В повышении стойкости сталеразливочных ковшей с 90-100 до 200 плавов наиболее заметен прогресс, начиная с 2006 г. [25]. Он связан с постепенной заменой алюмопериклазоуглеродистых огнеупоров стен периклазоуглеродистыми с увеличенным содержанием углерода до 8 %, ранее набивное пластинчатый глиноземом днище стали выкладывать

алюмопериклазоуглеродистым кирпичом с утолщением в «бойном» месте (куда попадает струя стали при сливе из конвертера), например, в 330-т ковше до 400 мм. При одном за кампанию промежуточном ремонте ковша для обновления пористой пробки и заливки вокруг нее жаропрочного бетона осуществляют также наливку его на частично изношенное «бойное» место. Тогда же выполняют необходимый ремонт шлакового пояса ковша применением торкрет-массы.

Высокая стойкость огнеупорной футеровки предполагает, для исключения остановок, вывод на соответствующий уровень всех вспомогательных систем и оборудования конвертера: механического привода, системы фурм, улавливания и очистки конвертерного газа, оборудования для транспортировки стали и шлака. В частности, в США проявлен интерес к внедрению систем с отводом конвертерного газа без дожигания и водяным охлаждением камина под повышенным давлением, уже много лет применяемых в Японии и Европе; добавлено лишь защитное покрытие рабочей поверхности труб камина и модернизирована конструкция последнего.

Мы подчеркивали, что роль вторичной («ковшевой») металлургии в настоящее время высока, как никогда ранее. Ключевая роль отводится выделениям на наноуровне неметаллических избыточных фаз и/или упрочняющих структурных составляющих, формирование которых должно происходить на определенных стадиях обработки стали. В будущем повышение эффективности оценки чистоты металлопродукции будет достигнуто за счет текущего контроля качества на всех стадиях производства стали и корреляции этих данных с конечными испытаниями.

Агрегаты для вторичной металлургии типа ковш-печь с вакуумированием наиболее многопрофильны, в них можно проводить практически всю обработку стали, особенно если предусмотрена возможность скачивания шлака из ковша. Они пригодны для производства всех выпускаемых в настоящее время сталей и легко размещаются в действующих конвертерных цехах. Совершенствование агрегатов направлено, главным образом, на создание условий, способствующих ускорению и углублению хода процессов рафинирования.

Это, в первую очередь, мероприятия, способствующие интенсификации перемешивания металла в ковше. Они необходимы для всех видов выпечной обработки. В ковше-печи и агрегатах циркуляционного вакуумирования они осуществляются за счет совершенствования оборудования для ввода инертного газа, оптимизации расположения продувочных устройств, периода и интенсивности (режима) ввода газа; для агрегатов порционного и циркуляционного вакуумирования – совершенствованием конструкции камеры и патрубков, в агрегатах типа ковш-печь также начинают применять электромагнитное перемешивание, часто в сочетании с продувкой аргоном.

В соответствии с мировыми стандартами на сталь различного назначения установлены различные нормы по содержанию серы как одной из наиболее опасных примесей. Ее содержание, определяет в первую очередь, механические и прочностные свойства конечной продукции. При этом, чем ниже содержание основных примесей в стали, тем более сильное влияние оказывает содержание

серы (наиболее сильное влияние сера оказывает на механико-прочностные свойства IF-сталей (Interstitial Free Steels) и электротехнических). Соотношение содержаний углерода и серы приведены в таблице 1 [26].

Таблица 1.

Нормирование содержания углерода и серы по группам марок сталей

№ п./п.	Группа марок сталей	Пределы содержания, %	
		C	S
1	IF	0,0025 – 0,004	0,007 – 0,01
2	Сталь для производства полос в литейно-прокатных агрегатах	0,015 – 0,085	0,003 – 0,015
3	Электротехническая нетекстурированная сталь	0,003 – 0,0045	0,003 – 0,004
4	Толстолистовая сталь	0,06 – 0,08	0,00045 – 0,001
5	Подшипниковая сталь	0,80 – 1,00	0,005 – 0,01

Учитывая, что в процессе выплавки стали в кислородных конвертерах достигается степень десульфурации расплава максимально на уровне 22 %, для многих марок сталей предусматривают многостадийное удаление серы. Кроме того, данная особенность проявляется вследствие различного нормированного содержания серы и других попутных элементов в различных марках стали. Таким образом, выплавка рядовых конструкционных марок сталей (содержание серы не более 0,035 %) осуществляется в кислородных конвертерах без задействования дополнительного технологического оборудования. При производстве марок стали группы IF и для производства полос в непрерывных литейно-прокатных агрегатах предусматривается предварительное обессеривание чугуна и проведение десульфурации в кислородном конвертере. Это связано, в первую очередь, с пониженным содержанием углерода в IF сталях и невозможностью проведения дополнительной десульфурации на ковше-печи за счет SiCa, поскольку в сталях с высоким остаточным содержанием кислорода ввод Si-Ca приводит к образованию значительного количества неметаллических включений, распределенных по объему расплава. Особенностью производства сталей для электротехнического назначения, толстолистовой и подшипниковой является совмещение методов внепечной десульфурации чугуна, проведение обессеривания стали в конвертере при выплавке и проведение внепечного рафинирования на установке «ковш-печь».

Исходя из мировой практики проведения внепечной десульфурации стали на установках «ковш-печь», определили, что наиболее эффективным данный метод является при обработке стали, раскисленной алюминием. Данная тенденция связана в первую очередь с использованием в качестве десульфуратора порошковой проволоки, содержащей SiCa. При этом образуются комплексные алюмосиликатные неметаллические включения, склонные к коагуляции в условиях металлического расплава. Процесс десульфурации на установке «ковш-печь» отличается высокой стабильностью и

позволяет получать стали со стабильно низким содержанием серы вплоть до 0,003 %. Подчеркнем, что производство качественного сортового и листового проката требует применения всех трех вышеуказанных технологий десульфурации.

Следует учесть, что на многих зарубежных заводах, учитывая постоянное усложнение сортамента выплавляемых сталей и необходимость достижения чрезвычайно высокого уровня комплекса требований к их качеству и свойствам, считают необходимым иметь в конвертерных цехах набор разных средств и методов внепечного рафинирования – так называемых гибких технологий - для обеспечения решения практически любой задачи.

Крайне важным направлением является создание новых марок сталей, имеющих максимально высокие технологические и эксплуатационные свойства применительно к конкретным изделиям. Следует ожидать, что в ближайшее время будут интенсивно развиваться направления производства высокопрочных сталей, а также сталей с суммарным содержанием вредных примесей S, P, O, N, H ниже 100 ppm.

Вакууматоры типа ДН широко используются в вакуумной обработке стали. Однако скорость обезуглероживания в них значительно меньше, чем в вакууматорах RH-типа. Компанией «Nippon Steel» изобретен и пущен в работу вакууматор нового типа, сочетающий в себе простоту и небольшие затраты на огнеупоры (обработка происходит в обычном сталеразливочном ковше) с преимуществами быстрого циркуляционного вакуумирования [7]. Устройство состоит из одной отсасывающей газы трубы большого диаметра, неглубоко погруженной в сталь, и донной продувки стали аргоном через противоположно расположенную фурму. Восходящий циркуляционный поток большого объема создает на поверхности стали внутри трубы металло-газовую эмульсию, подвергающуюся воздействию вакуумной атмосферы. Процесс также успешно применяется для рафинирования нержавеющей стали.

Также новым является обезуглероживание стали до ультранизких концентраций, удаление водорода и в ряде случаев азота в циркуляционных вакууматорах с подачей кислорода через водоохлаждаемую фурму в вакуумную камеру при так называемом «КТВ-процессе» (Kawasaki Top Blowing). Если принять во внимание уже исследованные возможности дальнейшего повышения эффективности внепечной обработки с использованием способа «КТВ», в том числе вдуванием флюсов через фурму, то можно считать, что способ «КТВ» станет основой для сосредоточения всех функций внепечного рафинирования сталей. В последнее время число таких комплексных агрегатов растет быстрыми темпами. Нам необходимо также учитывать, что в развитых странах с применением различных методов внепечного рафинирования выпускается 80 % сталей (для изделий ответственного назначения).

Реконструкция цехов всегда сопровождается установкой новых конвертерных агрегатов повышенной садки на тех же постаменты при максимальном использовании существующих фундаментов и с максимально возможным реакционным объемом конвертера. Учет преобладающих

ограничений места расположения привел к созданию принципиально новой малогабаритной системы подвески конвертера. Повышение с 5,4 до 6,0 млн. т в год производительности цеха с тремя конвертерами измененной садки от 160 до 180 т одновременно требует его дооборудования новыми системами легирования стали для качественно-улучшенных методов ввода материалов в ковш; системой отсечки шлака с быстро сменяемым рабочим органом; сталеразливочными ковшами повышенной садки; модернизации совков для металлолома, сталевозов и поворотных стендов на машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ); замены АСУТП, отдельных элементов газоотводящего тракта [27].

Экологические проблемы также решаются нарастающими темпами. Ежегодно заводы дооснащаются пыле- и шламоперерабатывающими печами, внедряются процессы извлечения никеля из пыли и шлама [7]. Используя рентгеновский флуоресцентный анализатор, разделяют пыль и шлак с разными содержаниями цинка. Содержание цинка в пыли резко снижается по истечении 40 % продолжительности продувки. 30-40 % массы всей пыли, то есть пыль первой половины, рециркулируют для извлечения цинка. Остаток (60-70 % пыли) обрабатывают для получения брикетов, которые загружают обратно в конвертер или используют при агломерации железной руды.

Определенное количество конвертерного шлака, в том числе после выдержки в паре под постоянным давлением используют в качестве добавки к минеральным удобрениям. Модифицирование шлака (при ускоренном охлаждении) позволяет использовать его в качестве заменителя портландцемента. Изучается возможность применения сухой грануляции шлака для получения продукта с повышенной потребительской стоимостью, при этом предельно уменьшаются загрязняющие выбросы. В стадии проработки находится вариант приема шлака для грануляции не из шлаковой чаши или шлаковоза, а непосредственно из конвертера, что имеет ряд преимуществ.

Фундаментальные исследования и обширный промышленный материал позволили ведущим научным, проектным и производственным специалистам очертить актуальную комплексную технологию непрерывной разливки стали [28-32]. Ее концепция такова.

Уровень выхода годного металла, достигнутый на действующих МНЛЗ обычной конструкции, в настоящее время приближается к своему практически предельному значению. Дальнейшие усовершенствования возможны за счет повышения производительности, что обеспечивается увеличением массовой скорости разливки, сокращением числа прорывов металла, а также повышением качества металла при применении управления процессом с использованием вычислительных устройств.

Ключевыми факторами, определяющими производительность МНЛЗ, являются коэффициент использования МНЛЗ, а также массовая скорость разливки, определяемая произведением сечения на литейную скорость. Непрерывная разливка методом «плавка на плавку» обеспечивается, в первую очередь, надлежащей конструкцией МНЛЗ и вспомогательного оборудования,

например, устройством для смены погружных стаканов, автоматическим изменением ширины кристаллизатора и т.д.

В настоящее время, учитывая достигнутый уровень технологии, следует подчеркнуть, что продолжительность серийной разливки ограничивается не конструкцией МНЛЗ, а марочным сортаментом или наличием разливаемой стали.

Частоту прорывов металла, являющихся основным риском при непрерывной разливке, можно существенно уменьшить за счет применения систем предсказания прорывов, которые основываются на данных измерения температур термопарами на различной высоте кристаллизатора. Такие системы часто используют на слябовых МНЛЗ, а на блюмовых и сортовых заготовках применяют значительно реже.

Важное значение в технологии имеет промежуточный ковш, который рассматривается не только как емкость для распределения жидкой стали по ручьям, но и как рафинировочный агрегат. В настоящее время разработана методика моделирования внутренней полости ковша, размещения в ней различного рода перегородок, фильтров, гасителей, которые в значительной степени способствуют оптимальной организации потоков жидкой стали, перемещению неметаллических включений и их ассимиляции покровным шлаком. Большое значение с точки зрения качественных показателей имеет увеличение емкости промежуточных ковшей (до 50-60 т). С технологической точки зрения также интерес представляют подогрев, рафинирование и возможное долегиrowание жидкой стали в промежуточном ковше, защита стали от вторичного окисления.

Наиболее существенную роль в технологическом процессе разливки выполняет кристаллизатор. Являясь первичным звеном кристаллизации заготовки, он во многом определяет ее качество, а именно поверхность, первичную структуру, геометрию. В последние годы вместо массивных горячекатаных плит со сверленными каналами для охлаждающей воды для слябовых и блюмовых МНЛЗ применяют тонкостенные кристаллизаторы из холоднодеформированных медных сплавов с фрезерованными каналами.

При реконструкции старых и строительстве новых МНЛЗ используют и такие традиционные технические решения, как регулирование конусности и ширины кристаллизатора в процессе разливки. Учитывая то, что узкие стенки слябового кристаллизатора изнашиваются быстрее широких, разработана система быстрой замены узких стенок непосредственно на рабочей площадке МНЛЗ.

Механизм качания кристаллизатора рессорного типа с гидравлическим приводом для слябовой МНЛЗ, в отличие от применяемых рычажных электромеханических, обеспечивает высокую точность траектории и соответствие заданному режиму, реализуя при этом различные законы качания, в том числе синусоидальный, трапецеидальный, пилообразный, что позволяет уменьшить амплитуду качания кристаллизатора до 3-5 мм, а частоту до 300-400 качаний в мин. Эксплуатация нового механизма позволяет значительно уменьшить размеры следов качания на поверхности сляба, полностью

ликвидировать поверхностный дефект сляба «трещина по следам качания», исключает перекосы кристаллизатора и отклонение его от технологической оси МНЛЗ.

Значительный арсенал новых решений и усовершенствований относится к ЗВО. При этом в обязательном порядке должен быть выдержан температурно-скоростной режим разливки. С целью обеспечения определенного уровня температуры поверхности и сердцевины заготовки разработаны и эксплуатируются широкодиапазонные водовоздушные форсунки для охлаждения непрерывнолитой заготовки водовоздушным туманом, оригинальные конструкции смесительных узлов и коллекторов ЗВО при разливке слябов и крупных блюмов.

Опорная зона МНЛЗ претерпевает усовершенствование в каждом конкретном случае отдельно. Общими критериями являются: жесткость конструкции, обеспечивающая точность оси в пределах $\pm 0,5$ мм; ограничение деформации роликов на слябовых МНЛЗ за счет применения роликов с промежуточными опорами, а выпучивания слябов – за счет уменьшения диаметра роликов и, таким образом, расстояния между ними; увеличение длины бочки роликов на блюмовых МНЛЗ и вынос подшипниковых узлов из горячей зоны, что обуславливает повышение стойкости подшипников, работоспособности ролика и снижение дефекта блюма «ликвационные полосы».

Однако, наиболее существенным достижением является создание конструкции и технологии мягкого обжатия заготовок с неполностью затвердевшей сердцевиной. Четко установлено, что наибольший эффект обжатия достигается при количестве твердой фазы в твердожидком состоянии в пределах 0,2-0,8. Разработан алгоритм управления процессом обжатия сляба с незатвердевшей сердцевиной, используемый в системе АСУТП мягкого обжатия. При работе МНЛЗ с применением мягкого обжатия рабочая скорость вытягивания сляба увеличена с 0,50-0,55 м/мин до 0,65-0,70 м/мин. При входе конца жидкой фазы в тянущеобжимные клетки по разработанному алгоритму увеличивается давление в гидроцилиндрах прижатия валков. В результате этого уплотняется сердцевина, выдавливаются ликваты и дробятся дендриты, улучшается структура осевой зоны сляба.

Традиционно решаются вопросы изготовления и применения шлакообразующих смесей (ШОС) для промежуточных ковшей и кристаллизаторов, как правило, собственными силами предприятий с использованием местных компонентов составляющих ШОС. Разработана концепция выбора оптимальных составов гранулированных ШОС.

Важным этапом в развитии технологии непрерывной разливки является применение автоматизированных систем контроля качества, т.е. систем для получения «бездефектных непрерывнолитых заготовок», что важно при применении энергосберегающей технологии «горячего посада», а особенно получении металлопродукции на литейно-прокатных модулях (ЛПМ).

Особо следует отметить перспективность низкотемпературной технологии непрерывной разливки стали, которая лишена основных недостатков существующей технологии и предусматривает:

- поддержание температуры в объеме расплава с точностью $\pm 5^\circ\text{C}$ и хорошую жидкотекучесть при минимальном перегреве над линией ликвидус;
- минимальную продолжительность прохождения расплава от сталеразливочного ковша до кристаллизатора через закрытые огнеупорные трубы;
- высокопроизводительный процесс непрерывной разливки стали методом «плавка на плавку» в кристаллизаторы, сохраняющие контакт с оболочкой слитка;
- применение технологии производства непрерывнолитых заготовок, обеспечивающей возможность их горячего посада перед прокаткой.

Все это относится к традиционным МНЛЗ, и в этом контексте несколько слов следует сказать о комбинированных МНЛЗ, которые в значительной степени способствуют увеличению производительности и расширению возможностей МНЛЗ при сохранении их компактности. Комбинированные МНЛЗ (сляб-блум) позволяют не только сокращать капитальные затраты, но и сокращать потребности в площадях и обслуживающем персонале.

Вариантов конструктивного решения комбинированных МНЛЗ может быть множество, однако цель преследуется одна – организация производства широкого размерного сортамента с минимальными капитальными и эксплуатационными затратами.

Традиционно процесс получения качественных листов, лент и сортового проката связывали с высокими степенями обжатия металла по толщине. Однако успехи, достигнутые при внепечной обработке чугуна и стали, обеспечивающие получение чистого по сере и фосфору металла с хорошо усредненными составом и температурой в объеме сталеразливочного ковша, а также реализация систем и способов регулирования температуры и уровня жидкого металла в промежуточных ковшах и кристаллизаторах, в сочетании со средствами защиты разливаемой стали от вторичного окисления, привели к исключению стадий инспекции качества поверхности и абразивной зачистки литых заготовок и переходу на подачу в нагревательные устройства прокатных станов горячих заготовок или к процессу их прямой прокатки. Разливку и прокатку объединяют в единые литейно-прокатные модули (ЛПМ) [29-32].

К настоящему времени ведущими зарубежными фирмами предложены и совершенствуются различные концепции и разработано достаточно много компоновок ЛПМ. На мини-заводах применение ЛПМ позволяет обеспечить снижение капитальных и текущих затрат, энерго- и материальных ресурсов, затрат на обслуживание оборудования и его эксплуатацию, резко ускорить время выполнения заказов потребителей.

Например, удачной признана в мире разработка фирмы SMS-«Schloemann-Siemag» (Германия) для отливки тонких (40-50 мм) слэбов с 30% обжатием в конце зоны затвердевания на МНЛЗ и последующей совмещенной

прокаткой на четырехклетевом чистовом тандем-стане. Наличие обжимной клетки в линии МНЛЗ позволило значительно сократить металлургическую длину установки до 5 м вместо 40. Использование метода легких обжатий непрерывнолитых слябов по толщине в зоне завершения процесса затвердевания жидкой сердцевины снижает степень развития осевой сегрегации.

Создание МНЛЗ с подвижным кристаллизатором ленточного и роликового типа, приведших к реализации отливки заготовок толщиной 10 мм с удовлетворительным состоянием поверхности, привело к полному отказу от стадии горячей прокатки и созданию схем холодной прокатки тонких непрерывнолитых заготовок. Причем непрерывная разливка стали и сплавов в заготовки тонких сечений, близких к сечению готовой продукции, позволяет получать металл с однородной и тонкой структурой, не уступающий холоднокатаному.

Анализ наиболее интересных и перспективных ЛПМ, как построенных и находящихся в эксплуатации, так и на стадии разработки показывает, что однозначного заключения о применимости в будущем агрегатов только одного типа быть не может. В настоящее время выработаны определенные критерии по оценке эффективности размещения или дооборудования металлургических предприятий различной мощности в зависимости от наличия сырья, топлива, расстояний до потребителя, наличия трудовых ресурсов и др. Сумма этих критериев определяет перспективу как супергигантов металлургии, так и мини-заводов. В будущем свое место найдут как традиционная технология непрерывной разливки и последующей прокатки, так и технология литья заготовок, близких по размерам к готовой продукции.

Между тем расширение парка двухвалковых МНЛЗ представляется сложной комплексной задачей, решение которой требует специальных конструкционных материалов, а также развития теоретических положений в части обеспечения затвердевания стали в условиях разливки со скоростями 50-100 м/мин при повышенных требованиях к качеству поверхности непрерывно литой заготовки (листа).

Заключение

Учет устойчивых прогрессивных изменений в мировых и отечественных технологиях при совершенствовании конвертерного производства для снижения ресурсо- и энергозатрат, повышения качества стальных изделий и обеспечения соответствия их ожидаемому возрастающему спросу машино-, приборостроения, строительной индустрии, электротехники, авиастроения гарантируют успешное развитие металлургии и всей экономики страны.

Библиографический список

1. Наукова та інноваційна діяльність в Україні у 2014 р. Статистичний збірник. – К.: Державна служба статистики України, 2015. – 255 с.
2. Сайт державного комітету статистики України [Електронний ресурс]. – Режим доступа: <http://ukrstat.gov.ua>.

3. Білоцерківець В.В. Проблеми і перспективи інноваційного розвитку металургійної промисловості України/ В.В. Білоцерківець, О.О. Завгородня, Ю.С. Пройдак, В.М. Тарасевич та ін. // Економіка України. – 2016. - №3. – С. 3-16.
4. Сухоруков А. Щодо напрямків реформування металургійної галузі України: Аналіт. зап. / А.Сухоруков, О. Собкевич, С. Воробійов [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.niss.gov.ua/articles/435>
5. Минаев А.А. Концептуальные пути решения основных проблем металлургического комплекса Украины/ А.А. Минаев, В.В. Кисиль // Научные труды ДонНТУ. Металлургия. – 2011. - №13(194) – С. 4-11.
6. Белоцерковец В.В., Завгородняя Е.А., Тарасевич В.Н. Металлургический комплекс Украины: проблемы и инновационные императивы развития в контексте вызовов глобальной конкуренции / В.В. Белоцерковец, Е.А. Завгородняя, В.Н. Тарасевич // Металл и литье Украины. – 2016 (принято к печати). – С. 1-10.
7. Shin-ya Kitamura. Development of the Japanese steel refining technology in these 15 years // Proceedings 6th European Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme №. JS-3 (12 pages).
8. Шахпазов Е.Х., Зайцев А.И., Родионова И.Г. Ключевые направления развития металлургической технологии по обеспечению растущих требований к уровню, стабильности свойств и эксплуатационной надежности массовых высококачественных сталей // В кн. «Труды XI Конгресса сталеплавильщиков». - М.: Черметинформация, 2011. – С. 37-51.
9. Бойченко Б.М., Низяев К.Г., Стоянов А.Н. Новые технологии конвертерных процессов // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2010. - № 7. – С. 9-13.
10. Zhaoping Chen, Ximming Xia, Yingtie Xu. LD slag recycle in hot metal dephosphorization pretreatment process // Proceedings 6th European Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 1-02 (12 pages).
11. Takanari Endo, Takao Nakagiri, Tatsuo Kanai a.o. Increase of BOF Productivity at Kashima's № 2 Steelmaking Plant // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 2-14 (10 pages).
12. Yu-ichi Uchida, Seiji Nabeshima, Yasuo Kishimoto a.o. Effective Desiliconization Method with Strong Mixing of Agent in Swirling Flow of Hot Metal // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 1-03 (10 pages).
13. Haysler Apolinario Amoroso Lima, Bruno de Assis Mourao and Roberto Parreiras Tavares. Physical Modeling of BOF COMBINATIONED blow // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 1-14 (8 pages).
14. Breno Totti Maia, Leandro Miranda Nashimento, Jose Eduardo Mautone Barros, Marcelo de Souza Lima Guerra, Roberto Parreiras Tavares. Mathematical simulation of blow through supersonic nozzles // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 1-13 (12 pages).

15. Breno Totti Maia, Jairo Atila Alvarenga, Rafael Fernandes Reis, Roberto Parreiras Tavares. Effects of the use of twisted nozzles on jet-bath interaction and on mixing time in a BOF TOP blow converter // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 1-12 (16 pages).
16. Yu Miyamoto, Takashi Fujita. Reduction of specific consumption of auxiliary materials by improvement of calculation models for BOF blowing // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 1-10 (12 pages).
17. Бойченко Б.М., Низяев К.Г., Стоянов А.Н., Чайка Д.В., Кекух А.В., Писаренко В.Г., Бельгер О.И. Изучение влияния изменения в различные периоды кампании конвертера параметров наконечника кислородной фурмы на показатели процесса // Новини науки Придніпров'я. – 2008. - № 1-2. - С. 49-50.
18. Wolfgang Höfer, Ewald Auberger, Reinhard Apfelterer, Reinhard Exenberger, Klaus Ebner. Converter vessel exchange at Voestalpine Stahl GmbH in Linz // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 2-01 (8 pages).
19. Чернятевич А.Г., Сигарев Е.Н., Чернятевич И.В. Новые разработки конструкций кислородных фурм и способов продувки ванны 160-т конвертеров ОАО "АрселорМиттал Кривой Рог"/ А.Г.Чернятевич, Е.Н.Сигарев, И.В.Чернятевич // Теорія і практика металургії – 2010. – №1-2. – С.31-38.
20. Явойский А.В., Хисамутдинов Н.Е., Белов В.В., Бекетов И.В., Исупов Ю.Д., Пузырев Ю.А. Универсальная фурма для кислородных конвертеров // Сталь. – 2011. - № 8. - С. 24-28.
21. Ismar A. Sardinha. Slagless lance recent results at BOF steel plants have shown a better flexibility in oxygen blowing // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 2-08 (12 pages).
22. Zhaoping Chen, Wei Xiong, Xiaofang Jiang, Guangqiang Li, Yingtie Xu. Kinetic model of manganese ore direct alloying at BOF // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 1-08 (10 pages).
23. Баптизманский В.И., Бойченко Б.М. Металлолом в шихте кислородных конвертеров. – М.: Металлургия, 1982. – 136 с.
24. Величко А.Г., Баптизманский В.И., Бойченко Б.М., Антонен В.Д. Вибрационный контроль динамики обезуглероживания на конвертерах различной садки и способов подачи дутья // Металл и литье Украины. – 1995. - № 9. – С. 6-9.
25. A. Smith. Improvement in steel ladle performance at the Tata Steel Europe BOS plant in Port Talbot // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 2-13 (10 pages).
26. Стратегия десульфурации в кислородно-конвертерном производстве стали / Металлургическое производство и технология металлургических процессов. - №1. – 2013. – С. 28 – 38.
27. Gerald Wimmer, Helmut Lechner, Peter Wimmer, Jens Kluge, Wolfgang Hoefer. A new converter vessel suspension and its first application at Voestalpine Stahl

- Linz, Austria // Proceedings 6th Oxygen Steelmaking Conference. – Stockholm. – 2011. – Programme № 2-16 (13 pages).
28. Паршин В.М., Воронов В.Ф., Куклев А.В., Ларин А.В., Айзин Ю.М. Базовые решения в развитии технологии и оборудования непрерывной разливки стали в России // В кн. «Труды десятого Конгресса сталеплавильщиков». – М.: Черметинформация, 2009. – С. 645-651.
29. Перевалов Н.Н., Филимонов М.А. Современные тенденции развития непрерывной разливки, связанные с приближением сечения литых заготовок к сечению готового проката // БНТИ Черная металлургия. – 1996. – № 3. – С. 18-42; № 4. – С. 19-28.
30. Салганик В.М., И.Г. Гун, Карандаев А.С., Радионов А.А. Тонкослябовые литейно-прокатные агрегаты для производства стальных полос. – М.: Издательство МГТУ, 2003. – 506 с.
31. Коновалов Ю.В., Дубина О.В., Кекух А.В., Маншилин А.Г. Сортовые литейно-прокатные модули // Металл и литье Украины. – 2004. – № 8–10. – С. 19-27.
32. Смирнов А.Н., Куберский С.В. Непрерывная разливка сортовой заготовки / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, А.П. Подкорытов [и др.] // Донецк: Цифровая типография, 2012. – 417 с.

ФЕРРОСПЛАВЫ И СТАЛЬ: ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ МИРОВОЙ ФЕРРОСПЛАВНОЙ ИНДУСТРИИ

Вместо вступления

Эта статья подготовлена нами для сборника, посвященного светлой памяти выдающегося ученого-металлурга, педагога и государственного деятеля Георгия Григорьевича Ефименко, 100-летие со дня рождения которого отмечается в январе 2017 года.

Авторам статьи довелось лично знать этого замечательного человека: М.И. Гасик длительно плодотворно сотрудничал с Георгием Григорьевичем еще с конца 50-х годов в НМетАУ (тогда – ДметИ) и МВССО Украины, а на инженерных дипломах В.С. Куцина и С.Г. Грищенко, закончивших ДМетИ в 1972 году, стоит ректорская подпись Г.Г. Ефименко. Вплоть до последних лет мы поддерживали тесные связи с Патриархом отечественной металлургии, продолжавшего работать руководителем Проблемной металлургической лаборатории НТУУ «КПИ».

Возраст, неизбежные проблемы со здоровьем Георгия Григорьевича никак не повлияли на его ум, память, знания, способность глубоко анализировать и творчески осмысливать происходящее в мире и в нашей стране и, конечно, прежде всего – в украинской металлургии, чему была посвящена вся его жизнь. Оставаясь, как говорится, до мозга костей «государственником», он глубоко переживал спад производства в ГМК в начале 90-х годов, винил в этом порой поспешную и бездумную приватизацию в отрасли, высказывал упреки в адрес руководителей страны, несправедливо недооценивающих роль нашей отрасли в экономики державы. Уже в условиях независимой Украины, получив доступ к обширной информации о состоянии мировой металлургии, Г.Г. Ефименко сумел верно оценить основные тенденции и перспективные направления развития отрасли, показать в своих последних монографиях открывающиеся возможности для коренной модернизации, технического перевооружения предприятий ГМК Украины, как составной части металлургии мира. Он искренне радовался успехам отрасли, вновь набравшей обороты в последующее десятилетие (1998-2008 годы), но предупреждал о негативных последствиях ориентации только на внешние рынки металлопродукции с их неустойчивой конъюнктурой и опасностью политических рисков. В полной мере эти предвидения оправдались в последующие годы, когда разразившийся экономический кризис заставил вновь искать решения и застарелых, и новых проблем.

Отдавая дань этому замечательному человеку в юбилейные дни его столетия, авторы убеждены, что лучшим памятником Георгию Григорьевичу Ефименко будет обновленная и эффективно работающая металлургия, которой он щедро, без остатка, отдал свою жизнь.

Анализ производства и рынка ферросплавов

Материалы для написания этой статьи почерпнуты нами, прежде всего, из трудов Международного конгресса ферросплавщиков ИНФАКОН-14, состоявшегося в г. Киеве в июне 2015 года, а также ряда международных ферросплавных конференций последних лет /1 – 5/.

Основываясь на вышеуказанных источниках информации, можно сделать следующие заключения:

Во-первых, перспективы развития мировой ферросплавной индустрии определяются прежде всего соответствующими трендами в «большой» металлургии, особенно в производстве качественных (специальных) сталей, потребляющем основное количество производимых ферросплавов.

Во-вторых, успехи или отставание производителей ферросплавов как в отдельных компаниях, так и в разных регионах тесно связаны с энергетическим фактором (в связи с высокой энергозатратностью ферросплавных переделов).

Наконец, **в-третьих**, в последние годы во всех регионах мира на конкурентоспособность ферросплавного и горнорудного (сырьевого) производств существенное влияние оказывают состояние логистической системы (особенно степень развития портовой и железнодорожной инфраструктур) и уровень расходов на оплату труда, оборудование и вспомогательные материалы.

Рассмотрим далее подробнее воздействие указанных факторов.

Если говорить о взаимосвязи ферросплавной и сталеплавильной промышленности, то следует иметь в виду не только очевидную связь объемов выплавки ферросплавов с соответствующим показателем производства стали. Тенденции увеличения выплавки стали электрометаллургическим способом на т.н. «мини – заводах», равно как и опережающий рост производства специальных высоколегированных сталей и сплавов, неизбежно влекут за собой рост потребности в ферросплавах, а значит – и объемов их производства / 6 /. Появление в последние годы нового класса сталей - комплексно легированных и микрелегированных, не только специальных, но и низколегированных сталей группы HSLA, где наряду с традиционными элементами – Mn, Si и Cr - включены также до 0,5% Ni, 0,5% Mo, 0,3% Nb, 0,3% V и 0,05% B, требует также соответствующего расширения сортамента производимых ферросплавов.

В 2015 году фактическое мировое производство стали по данным WSA составило 1,599 млрд. тонн, уменьшившись по отношению к историческому максимуму 2014 г. (1,637 млрд. тонн) на 2,6% (**рис.1**).

По большинству прогнозов, сделанных в начале прошлого года, ожидалось, что в 2015 году выплавка стали возрастет незначительно - до 1,662 млрд., но к 2020 году мировое производство стали увеличится до 1,814 млрд. тонн, а к 2030 г. ожидается производство стали в мире на уровне 2, 29 млрд. тонн (**рис.2**).

К сожалению, фактические показатели по итогам прошлого 2015 года оказались несколько хуже прогнозных, и осторожные эксперты сейчас говорят о прогнозе роста объема производства стали в мире уже на 2016 год на 1,4%.

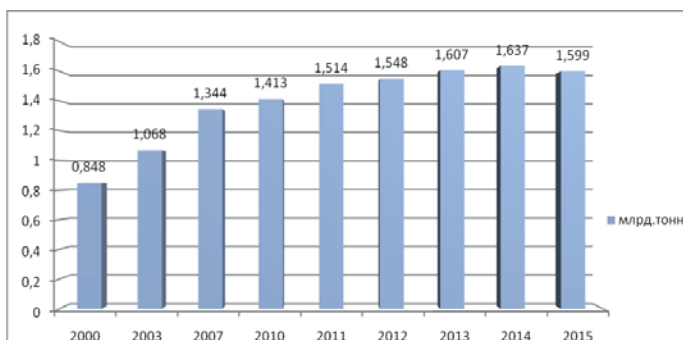


Рис.1. Динамика мирового производства стали в 2000-2015 годах.

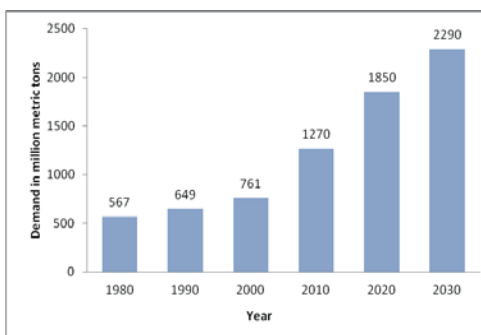


Рис.2. Прогноз мирового производства стали на 2020-2030 годы.

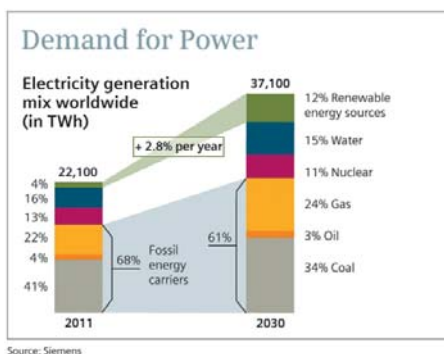


Рис.3. Прогноз роста производства электроэнергии в мире к 2030 г.

Очевидна связь прогнозов по производству стали с аналогичными прогнозами в других секторах экономики, в частности, по **производству и потреблению электроэнергии**. На **рис.3** приведены в качестве примера

данные фирмы Сименс по прогнозу производства электроэнергии по различным типам электростанций.

Как видно из этих данных, ожидаемый ж рост производства электроэнергии почти совпадает с ожидаемым ростом производства стали и прогнозируется, что к 2030 году выработка электроэнергии возрастет более, чем в 1,5 раза.

Для обеспечения вышеуказанных объемов выплавки стали в 2013 г. в мире было произведено 62,3 млн. тонн различных ферросплавов, по сравнению с 58,5 млн. тонн в 2012 г. Рост объемов производства ферросплавов за последние пять лет составил 8,1%. Эти цифры, очевидно, включают в себя также производство металлического кремния, различных раскислителей (алюминиевые сплавы) и карбида кремния.

На 1 тонну стали в среднем сейчас расходуется около 20 кг различных ферросплавов, из этого количества на феррохром приходится порядка 20%, ферросилиций – 18%, силикомарганец – 22%, ферромарганец высокоуглеродистый – 12%, рафинированные марганцевые сплавы и металлический марганец – 5%, ферроникель – 4%, все прочие суммарно – 19%. Но при этом, выплавка 170 млн. тонн специальных сталей (20% от мирового производства) потребовала 35% всех потребленных ферросплавов, тогда как для выплавки 1440 млн. тонн рядовых марок сталей (соответственно 80% от мирового производства) потребовалось 65% всех потребленных ферросплавов.

Значительное количество произведенных ферросплавов – это *сплавы хрома* и, прежде всего, *высокоуглеродистый феррохром*. Мировые производственные мощности по его выплавке рассчитаны на выпуск 13,7 млн. тонн феррохрома (данные за 2013 г.) и распределены следующим образом: 5,1 млн. тонн может производить Африка, 6,8 млн. тонн – Азия, включая Китай, 1,8 млн. тонн – Казахстан и Российская Федерация. При использовании этих мощностей на уровне 76 %, выплавка хромистых ферросплавов всех марок составила в 2013 г. 10,4 млн. тонн. В частности, на долю Китая пришлось 39,4 % мирового производства феррохрома, ЮАР – 30 %, Казахстана – 11 %, Индии – 9 %. ЮАР с 2012 г. утратила позицию мирового лидера по производству феррохрома: если в 2004 г. там было выпущено более половины мирового производства феррохрома, то в 2013 г. – только 28–32 %. Однако доля ЮАР в мировом выпуске хромитового сырья остается по-прежнему высокой (47 %).

Лидерство в мировом производстве и потреблении феррохрома перехватил Китай: в 2013 г. там произведено 4,5 млн. тонн этого сплава (в основном из импортной руды) при потребности китайской металлургии примерно в 7,6 млн. тонн феррохрома. В том же году импорт хромитовой руды в Китай составил около 10 млн. тонн, из которых 60 % – это руда из ЮАР. Кроме того, Китай импортировал в 2013 г. около 2,2 млн. тонн феррохрома, из которых 66 % – это поставки из ЮАР.

Данные Международной ассоциации по хрому / 7 / показывают, что если в 2013 г. объем производства хромистых ферросплавов в мире составил 11,1 млн. тонн (в том числе 10,2 млн. тонн высокоуглеродистого феррохрома,

0,6 млн. тонн низко- и среднеуглеродистого феррохрома и 0,3 млн. тонн силикохрома), то в 2014 г. эти показатели были соответственно 12,2 млн. тонн, 11,1 млн. тонн, 0,7 млн. тонн и 0,4 млн. тонн. Т.е. объем производства возрос на 1,1 млн. тонн (+9,9%) – главным образом, за счет углеродистого феррохрома.

Отмечено, что в последние годы конкуренцию ЮАР в поставках хромитовой руды и ферросплавов создает на мировом рынке Казахстан, поставляющий более качественную руду, – отношение в ней модуля хрома (Cr/Fe) составляет 3,2, в то время как в руде из ЮАР оно равно 1,3. В связи с переходом на отработку в ЮАР месторождения сравнительно бедных хромитовых руд UG2 (41 % Cr_2O_3) качество южноафриканского феррохрома ухудшилось: если в 2000 г. в сплаве было 65 % Cr, то в 2013 г. – не более 60 %

Марганцевые сплавы занимают ведущее место в общем объеме производства ферросплавов, и анализ ситуации с их производством (по данным Международного института марганца / 8 /) представляет особый интерес для ферросплавной промышленности Украины.

В мире в 2013 г. было произведено 19,7 млн. тонн марганцевых ферросплавов (снижение по сравнению с 2012 г. на 7%), в т.ч. 13,5 млн. тонн силикомарганца, 4,4 млн. тонн высокоуглеродистого ферромарганца и 1,8 млн. тонн рафинированных марганцевых сплавов. В 2014 г. объем выплавки марганцевых ферросплавов в целом остался практически на прежнем уровне – 19,2 млн. тонн, но при этом производство силикомарганца снизилось до 12,8 млн. тонн, высокоуглеродистого ферромарганца возросло до 4,5 млн. тонн, а рафинированных марганцевых сплавов повысилось до 1,9 млн. тонн.

Интересно отметить, что, несмотря на снижение объемов производства, в 2014 г. в мире продолжали вводиться новые мощности по выплавке силикомарганца: если эти мощности в 2013 г. составляли 30,3 млн. тонн (уровень использования 44,5%), то по итогам 2014 г. этих мощностей уже было достаточно для выплавки 32,6 млн. тонн силикомарганца (уровень использования – 39,3%), т.е. прирост мощностей составил 2,3 млн. тонн. По высокоуглеродистому ферромарганцу мощности в 2013 и 2014 г. составляли соответственно 7,1 и 6,8 млн. тонн, а уровень использования – 62,0 и 66,1%. По рафинированным марганцевым сплавам – мощности 2,4 и 2,5 млн. тонн при уровне использования 75 и 76%. Наличие избыточных мощностей, как известно, является тем фактором, который предопределяет конкуренцию между продуцентами и вызывает снижение цен на продукцию, что и имело в место на мировом ферросплавном рынке в прошедшие годы.

В региональном аспекте значительных изменений в 2014 г. по сравнению с предыдущим годом не произошло: мировым лидером по производству марганцевых ферросплавов (как, к слову, и других видов ферросплавной продукции) остается Китай, на долю которого приходится 67% мировой выплавки силикомарганца, 53% - рафинированных марганцевых сплавов и 48% - высокоуглеродистого ферромарганца. Китай является также бесспорным мировым лидером по производству электролитического металлического марганца – 97% мирового уровня.

Вторым крупнейшим мировым производителем марганцевых ферросплавов является ЮАР, однако ферросплавные предприятия в этой стране жестко лимитированы высокой стоимостью перерабатываемой марганцевой руды и высокими тарифами на потребляемую электроэнергию / 9 /. Как утверждают южноафриканские ферросплавщики, если в основу расчетов себестоимости производства ферромарганца в ЮАР положить рыночную цену руды, то данный показатель составит 1000 долл. США (при поставках на условиях FOB). Южноафриканские производители ферросплавов выживают за счет внутрихолдинговых цен на марганцевую руду и ослабления национальной валюты – ранда.

Относительно производства *кремнистых ферросплавов* воспользуемся данными работы / 10 /, где показано, что в счете на 100% кремния, производство кремнистых ферросплавов, включая металлический кремний, составило в 2014 г. – 5,697 млн. тонн, в 2015 г. – 5,694 млн. тонн; по прогнозу в 2016 г. не исключен небольшой рост производства – до 5,787 млн. тонн (+1,5%). Более 65% мирового производства кремнистых ферросплавов приходится опять-таки на Китай, учитывая огромные «аппетиты» китайской металлургической промышленности. Известно, что выплавка кремния в последние годы возрастает примерно на 10-11% в год, при этом значительное количество произведенного металлического кремния подвергается дальнейшему переделу на поликремний и монокремний – материалы солнечной энергетики; быстро растет также использование кремния для производства сплавов с алюминием, применяемых в автомобилестроении.

Расширение сортамента ферросплавного производства применительно к обеспечению потребности сталеплавильной отрасли связано, прежде всего, с выплавкой ферросплавов *малотоннажной группы – сплавов никеля, титана, ниобия, молибдена, ванадия и феррованадия, ферровольфрама* и др.

В ближайшие несколько лет ожидается рост потребления *ниобия* для выплавки высокопрочных сталей строительного сортамента, автомобилестроения, нержавеющей сталей (совместное легирование с титаном и хромом), высокопрочных труб и сталей для изготовления специального оборудования. Отдельные авторы в этой связи называют ниобиевые стали, относящиеся к группе HSLA (от английской аббревиатуры High Strength Low Alloy Steel – высокопрочные низколегированные стали) даже «*новой эрой*» в производстве легированных сталей / 6 /. Мировое производство и потребление *феррониобия* в 2013 г. составило около 80 тыс. тонн. В 2014 г. предполагалось увеличение выплавки феррониобия до 83 тыс. тонн и в ближайшие пять лет рост может составить 4,9% ежегодно. Рынок феррониобия в настоящее время практически монополизирован Бразильскими компаниями (более 90% мирового производства).

На мировом рынке (данные 2013 г.) реализуется около 80 тыс. тонн вольфрамсодержащей продукции, из которых на долю собственно *ферровольфрама* приходится около 20%, т.е. порядка 16 тыс. тонн. Крупнейшими производителями и экспортерами ферровольфрама являются

такие страны, как Китай (экспорт в 2013 г. - 2,8 тыс. тонн), Вьетнам (2,2 тыс. тонн), Швеция (0,5 тыс. тонн).

Потребность в **никеле** удовлетворяется главным образом за счет электролитического никеля, производимого на предприятиях цветной металлургии. В то же время, по мере развития новых технологий в сталеплавильном производстве (комбинация в различных вариантах дуговых сталеплавильных печей и кислородных конвертеров), на рынке легирующих материалов появился новый никельсодержащий продукт, получивший название **NPI** (от английской аббревиатуры Nickel Pig Iron – никелевый чушковый чугун). Применение NPI является особенно эффективным при выплавке нержавеющей стали AOD- процессом.

Мировое производство и потребление ванадия в виде **феррованадия** составляет 86 тыс. тонн (данные 2013 г.). Отмечается непрерывный рост объема производства этого сплава: прогнозируется, что к 2020 г. этот показатель возрастет до 140 тыс. тонн. Основные производители феррованадия (по странам и регионам): Китай – 49,7% мирового производства, ЮАР – 13,9%, Россия – 7,8%, Европа – 6,7%. Северная Америка – 4,5.

На объемы производства как массовых, так и малотоннажных ферросплавов оказывает существенное влияние **энергетический фактор**. При производстве ферросплавов в ЮАР, например, это имеет решающее значение в связи с существующими здесь (как и в Украине) высокими тарифами на электроэнергию для ферросплавных компаний. К тому же ЮАР испытывает серьезные трудности с обеспечением промышленных предприятий электроэнергией. В настоящее время ЮАР в плане обеспечения электроэнергией вернулась в 2008 год, когда приходилось периодически отключать промышленные предприятия, в т.ч. ферросплавные заводы, как крупных потребителей электроэнергии, от энергоснабжения.

Отмечалось, что в таких условиях производство ферросплавов в ЮАР становится коммерчески невыгодным, и страна фактически превращается в сырьевой придаток Китая, не выдерживая конкуренции с ним. По этой же причине строительство новых ферросплавных мощностей в ЮАР сейчас экономически нецелесообразно, что подтверждают следующие цифры: в период с 2007 по 2012 г. рост стоимости электроэнергии для ферросплавных потребителей в ЮАР составил 64 %, а в Китае – только 18 %. Именно этот фактор более всего повлиял на снижение уровня использования производственных мощностей в ферросплавном производстве ЮАР с 90 % в 2004 г. до 63 % в 2012 г. (для сравнения: в прошлом году мировой показатель составил около 75 %).

Важнейшим направлением повышения эффективности производства ферросплавов является **энергосбережение**, в т.ч. путем использования технологии **когенерации**. В зависимости от вида печей и производимых сплавов, срок окупаемости капитальных затрат на когенерацию составляет от четырех до шести лет. Таким оборудованием по проекту китайской компании Sinosteel Equipment & Engineering Co в различных странах уже оснащены пять

печей, выплавляющих высокоуглеродистый феррохром: три печи мощностью по 37 МВА и две печи – по 45 МВА.

Большая роль в экономике ферросплавного производства принадлежит *логистике*. Так, для ЮАР возможность развития добычи ферросплавного сырья, особенно на вновь вводимых в эксплуатацию месторождениях, сдерживается неразвитой инфраструктурой в малообжитых пустынных регионах, то есть отсутствием сети транспортных коммуникаций и недостаточной для наращивания экспорта пропускной способностью морских портов. Поэтому в странах-производителях ферросплавов, наряду с энергетической программой, необходимы специальные правительственные программы, направленные на решение логистической и инфраструктурных проблем.

Динамика производства основных видов ферросплавов (силикомарганец, ферромарганец, ферросилиций, ферроникель) заводами в Украине в 2007 – 2015 годах показана на **рис.4**.

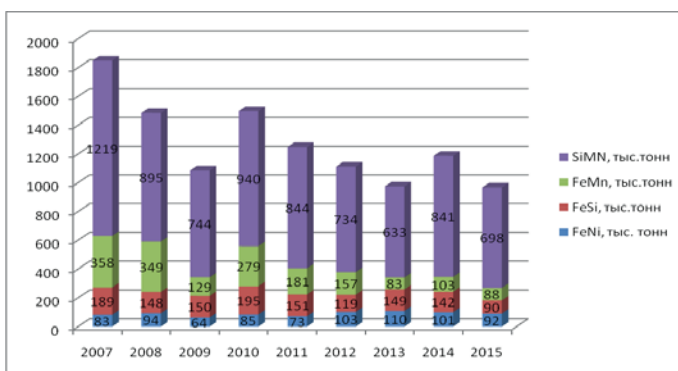


Рис. 4. Динамика производства ферросплавов в Украине в 2007-2015 годах

Как показано на рис.4, в 2015 г. производство ферросплавов в Украине снизилось по сравнению с предыдущим годом на 18% и составило по 4-м предприятиям (Никопольский, Запорожский, Стахановский заводы ферросплавов и Побужский ферроникелевый комбинат) - 978 тыс. тонн; на рис. не показано производство рафинированных марганцевых ферросплавов, составившее в 2015 г. 10,1 тыс. тонн.

Напомним, что, как и вся металлургическая промышленность Украины, в результате кризиса ферросплавная отрасль весьма значительно сократила объемы производства в 2008-2009 годах, после чего в 2010 г. объем производства ферросплавов почти достиг докризисного уровня. Однако, начиная с 2011 г., показатели выпуска ферросплавов предприятиями Украины вновь значительно уменьшились, тогда как в мире в эти годы ежегодно наблюдался примерно 3% рост объема производства ферросплавов (пропорционально росту мирового производства стали).

В 2014 г., впервые с докризисных времен, Никопольский и Запорожский заводы ферросплавов нарастили объемы производства. Побужский ФНК из-за вышеотмеченных возникших трудностей в обеспечении никелевой рудой вынужден был на 8% сократить выплавку ферроникеля. Расположенный на востоке Украины, Стахановский завод ферросплавов в 2014 г. сократил производство на 41% - до 91 тыс. тонн по сравнению с 153 тыс. тонн в 2013 г., и со второй половины 2014 г. полностью остановлен. Но вышеотмеченные проблемы с внутренним и внешним рынками сбыта ферросплавной продукции, а также полная остановка СЗФ вновь повлекли за собой спад в производстве ферросплавов в прошлом 2015 году.

Насколько это отвечает мировым тенденциям – можно судить из вышеприведенного анализа по ситуации в мировой ферросплавной промышленности, например – по силикомарганцу. Так, НЗФ в прошлом году произведено 601 тыс. тонн этого сплава (5% мирового производства) при производственной мощности 1 млн. тонн, т.е. уровень использования производственной мощности – 60%. Примерно такой же уровень использования производственных мощностей по силикомарганцу на ЗФЗ, где в 2015 г. выплавлено 127 тыс. тонн этого сплава. В мире же, как показано выше, уровень использования производственных мощностей по силикомарганцу существенно ниже – порядка 40%.

Следует отметить, что в отличие от докризисного периода (2003-2007 г.г.), возрастание объемов производства в ферросплавной отрасли, как и в ГКМ Украины в целом, в посткризисный период не сопровождается улучшением финансово-экономических показателей работы предприятий. Причиной этого является то, что цены на ферросплавную, продукцию, как и продукцию металлургов, не достигли докризисного уровня, тогда как себестоимость продукции в силу многократно возросших расходов на сырье, электроэнергию и логистику уже превысила докризисные значения.

Для ферросплавной промышленности, потребляющей значительное количество электроэнергии, особое значение имеет уровень тарифов на электроэнергию. Так, в 2010 году, тарифы на электроэнергию в Украине выросли на 30,9% (повышались четыре раза), в 2011 году – на 21,4% (повышались восемь раз), в 2012 году – на 10,8 % (повышались четыре раза), с 1 января 2013 года электроэнергия для промпотребителей подорожала на 1%, а с 1 марта – на 3,8%; до конца 2013 г. рост тарифов составил еще 9,3%.; тарифы продолжали расти и в 2014-2015 годах. Конечно, высокие цены и тарифы на электроэнергию негативно влияют на конкурентоспособность украинских ферросплавов на внешних и внутреннем рынке.

Кроме ПФНК, около 3 тыс. тонн ферроникеля получено в 2015 году суммарно различными предприятиями путем переплава никельсодержащих отходов. Всего в Украине в прошлом году в пересчете на чистый никель выплавлено около 15 тыс. тонн ферроникеля различных марок – как «бедного», так и «богатого».

В 2015 г. украинскими предприятиями произведено около 1,6 тыс. тонн «богатого» ферротитана с содержанием 70% титана – путем переплавки

различных видов титансодержащих отходов. Продолжается выпуск ферромолибдена на вновь введенных недавно мощностях электрометаллургического завода «Днепроспецсталь» в г. Запорожье.

Практически все предприятия ферросплавной отрасли Украины ведут системную политику технического перевооружения и модернизации, целью которой является обеспечение достаточной конкурентоспособности продукции и расширение ее сортамента путем повышения энергоэффективности, внедрения новейших экологически чистых технологий, переработки и утилизации ранее накопленных отходов производства.

Реализуется, например, такое важное с точки зрения снижения расхода электроэнергии направление, как перевод электропечных агрегатов на постоянный ток или, как получил распространение на Запорожском заводе ферросплавов термин, «ультранизкую частоту».

Произведена реконструкция большинства ферросплавных электропечей с установкой на них современного оборудования для газоочистки и пылеулавливания; большая часть уловленной колошниковой пыли и шламов возвращается на окускование (агломерация, окатывание или брикетирование) для повторного переплава.

Реализованы различные способы окускования мелких фракций ферросплавов, образующихся при их дроблении и сортировки – путем брикетирования или переплава в специализированных электропечах (дуговых или индукционных).

Выводы

Проанализирована ситуация в мировой и украинской ферросплавной промышленности за 2013-2015 г., определяемая соответствующим трендом в мировой сталеплавильной индустрии.

Это предопределило, в частности, некоторое снижение объемов производства марганцевых ферросплавов в мире (–2,5%), в частности силикомарганца; в то же время в мире продолжался ввод новых плавильных мощностей для выплавки этого наиболее массового сплава. Наблюдается рост потребления и производства хромистых (+9%) и кремнистых ферросплавов (+1,5%), а также малотоннажных ферросплавов. Это связано с динамично развивающимся рынком для этой ферросплавной продукции – в ближайшие несколько лет ожидается рост потребления указанных легирующих компонентов для выплавки высокопрочных сталей строительного сортамента, автомобилестроения, нержавеющей сталей (совместное легирование с титаном и хромом), высокопрочных труб и сталей для изготовления специального оборудования.

В ферросплавной промышленности Украины 2014 г. был относительно благоприятным, несмотря на остановку со второго полугодия 2014 г. Стахановского завода ферросплавов. Но в 2015 г. такие негативные факторы, как неблагоприятная ценовая конъюнктура практически на все виды металлопродукции, с сокращением потребности в ферросплавах и снижению

уровня цен на них, привели к снижению объемов производства ферросплавов в Украине на 18% по отношению к предыдущему году.

Негативно повлиял на ситуацию в отрасли продолжающийся рост цен и тарифов на услуги природных монополистов – энергетиков и транспортников ввиду возросшей роли энергетического и логистического факторов в структуре себестоимости украинских ферросплавов.

Для обеспечения достаточной конкурентоспособности украинских ферросплавов необходимо, прежде всего, решить вопросы энергообеспечения ферросплавных предприятий и повышения энергоэффективности ферросплавных переделов, уделить достаточное внимание вопросам логистики.

Библиографический список

1. Грищенко С.Г., Куцин В.С., Гасик М.И. Энергоэффективность и экологичность – будущее мировой ферросплавной промышленности (по материалам Международного ферросплавного конгресса ИНФАКОН-14). // Сталь. 2015. № 9. С.18-24.
2. 7-th South African Ferro-alloys Conference. Johannesburg, South Africa.2014. // Presentations «Metal Bulletin».
3. International Ferro-alloys Conference «FASA-Congress». Barcelona, Spain. 2014. // Presentations «Metal Pages».
4. 30-th International Ferro-alloys Conference. Barcelona, Spain. 2014. // Presentations «Metal Bulletin».
5. Gryshchenko S.G., Kutsyn V.S. Kravchenko P.A. a.o. Ferro-alloy Industry of Ukraine: Modern State, Development Directions and Perspectives. // Proceedings of INFACON XIV. The fourteenth international ferroalloys congress. Energy efficiency and environment friendliness are the future of the global ferroalloy industry. May 31-June 4. Kiev. Ukraine, v.1,v.p.1-6.
6. Medovar L.B., Grischenko S.G., Stovpchenko G.P. a.o. On Probable Ways of Steelmaking and Ferroalloy Industry Development. // Proceedings of INFACON XIV. The fourteenth international ferroalloys congress. Energy efficiency and environment friendliness are the future of the global ferroalloy industry. May 31-June 4. Kiev. Ukraine, v. 2, v.p. 779-786.
7. International Chromium Development Association (ICDA). Statistical Bulletin. 2014.
8. Annual Market Research Report of International Manganese Institute. 2014.
9. Грищенко С.Г., Селезнева Ю.В. Энергоэффективность – основное условие развития мировой ферросплавной промышленности. // Экология и промышленность. 2014. № 4. С. 26-30.
10. Metal Bulletin Research. Global Ferrosilicon Supply-Demand Balance. 2015.

РАЗРАБОТКА И ВНЕДРЕНИЕ В КРУПНОТОННАЖНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ РЕСУРСОВ И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ

В общей структуре производимых в мире ферросплавов (комплексных раскислителей и легирующих для сталеплавильной промышленности) марганцевые ферросплавы по объёму производства и удельному расходу при выплавке стали в конвертерах и электропечах занимают лидирующее положение и потребность сталеплавильной промышленности в них системно повышается. Основной продукцией Никопольского завода ферросплавов является высокоуглеродистый и среднеуглеродистый ферромарганец и ферросиликомарганец. При производстве 603,4 тыс. т в 2015 году мы поставили на рынок 3,4 процента мирового объёма марганцевых ферросплавов и являемся самым крупным производителем этой продукции. Выпускаем также электродную массу и марганцевый агломерат, щебень, граншлак и шлаковое литьё из шлака ферросиликомарганца. На заводе разработана и внедрена система менеджмента качества в соответствии с требованиями международных стандартов ISO 9001-2000, и система менеджмента окружающей среды в соответствии с ISO 14001-2004.

Сегодня наш завод полностью удовлетворяет потребности украинских металлургов в марганцевых ферросплавах и 76% продукции отправляется на экспорт.

Установленная мощность потребителей электроэнергии ПАО НЗФ составляет 1366 МВА, что соответствует 10% выработки Днепровской электроэнергетической системы или 2,5% потребляемой электрической энергии всей Украины.

На протяжении 50-летнего периода работы завода велись и продолжают вестись многоплановые научно-технологические работы по повышению качества, эффективности и конкурентоспособности производимых крупнотоннажных марганцевых ферросплавов. Несмотря на достигнутые высокие показатели работы завода имеется ряд проблемных научно-технологических и экологических задач, которые успешно решаются при проведении системных теоретических, экспериментальных исследований и опытно-промышленных работ с широким внедрением их результатов в производство.

Среди приоритетных направлений повышения эффективности производства крупнотоннажных марганцевых ферросплавов перспективными и значимыми являются снижение удельных расходов исходных шихтовых материалов, повышение коэффициента полезного сквозного извлечения марганца в товарные марганцевые ферросплавы, снижение потребления природного газа и коксика при агломерации марганцеворудного сырья, удельного расхода электрической энергии при выплавке ферросиликомарганца

и высокоуглеродистого ферромарганца и решение сложных экологических проблемных задач по охране окружающей среды. Обобщение и анализ теоретических данных, разработка и исследование новых технологий производства марганцевого агломерата и выплавки с его использованием крупнотоннажных марганцевых ферросплавов с решением задач ресурс- и энергосбережения является актуальной научно-технической проблемой, решение которой в последние десятилетия позволили существенно повысить эффективность производства марганцевых ферросплавов на ПАО НЗФ.

Для решения поставленных задач первоочередно проделан критический анализ современного состояния отечественной марганцеворудной базы Марганецкого и Орджоникидзевого горно-обогатительных комбинатов и электропечных мощностей ПАО НЗФ. Выполнено научное обоснование современных технологических схем и процессов в тесной взаимосвязи с металлургическим качеством марганцевых руд и концентратов, в том числе импортных. Существенное внимание уделено анализу обеспеченности ферросплавного производства электроэнергией, восстановителями, газообразными и твердыми энергоносителями.

Мировые запасы марганцевых руд на начало XXI века оценивались в 17,6-18,0 млн. т, в том числе, по регионам (%): Африка (ЮАР, Габон, Гана) – 80,6; Украина – 12,6; Южная Америка (Бразилия, Мексика) – 2,9; Австралия – 2,4; прочие – 1,5.

Как известно по существующей классификации марганцевые руды подразделяются на окисные, окисленные, карбонатные и окисно-карбонатные. В зависимости от вида руд выбирается наиболее эффективная схема их обогащения, подготовки к плавке и технология выплавки ферросплавов

Естественное, по мере отработки месторождений, изменение качества добываемых руд требует систематического пересмотра нормативных документов, определяющих технические требования к качеству марганцевых концентратов. Важнейшими показателями качества являются содержание марганца и удельное содержание в них фосфора $\eta_p = (\%P)/(\%Mn)$, определяющее возможность производства марганцевых ферросплавов с регламентируемым содержанием фосфора. Выполненный анализ (рис. 1) показывает, что в никопольских марганцевых рудах фосфорный модуль $\eta_p = 0,004 \dots 0,008$ (линии 1-2, заштрихованные области), что позволяет отнести их к низкокачественным и получать с их использованием высокофосфористый ферросиликомарганец марки МнС17Р06 и высокоуглеродистый ферромарганец – ФМн78Р07. Это обстоятельство вынуждает к поиску высококачественных марганцевых руд, характеризующихся, наряду с высоким содержанием марганца, низким фосфорным модулем. Импортные марганцевые руды (линии 3-8) имеют относительно низкие значения η_p : 0,0017...0,00195 (Австралия); 0,0008 (ЮАР); 0,0018 (Бразилия); 0,00196 (Габон). Это позволяет получать низкофосфористые марки ферросиликомарганца МнС17Р30, МнС17Р20, МнС17Р15 без подшихтовки низкофосфористого марганцевого сырья. Использование импортных руд в смеси с никопольскими концентратами, а также подшихтовка передельного марганцевого шлака, получаемого при

выплавке ФМн78 бесфлюсовым процессом в одну технологическую стадию, позволяют выплавлять низкофосфористые марганцевые сплавы.

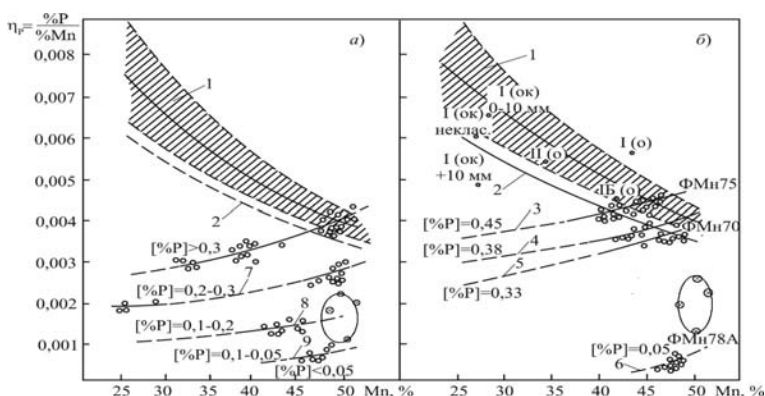


Рис.1. Взаимосвязь фосфорного модуля η_p с содержанием марганца в марганцевых концентратах и критические значения η_p , обеспечивающие получение ферросиликомарганца (а) и высокоуглеродистого ферромарганца (б) с заданным содержанием фосфора

Таким образом, расширение рудной базы в направлении использования высокомарганцевых низкофосфористых импортных руд положительно отразилось на технико-экономических показателях производства марганцевых ферросплавов, повышении их качества и конкурентоспособности. Кроме того, это позволило перейти от неэффективной флюсовой технологии высокоуглеродистого ферромарганца к бесфлюсовой и получать при этом два продукта в одну стадию: товарный ферромарганец ФМн78 и передельный низкофосфористый марганцевый шлак ШМП-78 при сквозном извлечении марганца до 97-98%.

Структура себестоимости марганцевых сплавов такова, что 40-42% затрат приходится на марганцевое сырье, 8-10% – на восстановитель, 24-26% – на электроэнергию, 24-26% – прочие расходы по переделу. Несмотря на невысокую долю восстановителя в структуре себестоимости проблема замены коксика антрацитом актуальна. Определяющую роль играет не только стоимость, но и дефицит металлургического кокса ферросплавного класса крупности, поэтому обоснование замены сортированного коксика антрацитом при учете всех факторов и на всех стадиях производства (прежде всего в агломерации, и, собственно, в составе шихты на плавку) приводит к существенному повышению технико-экономических показателей процесса выплавки марганцевых ферросплавов.

Производство марганцевых ферросплавов характеризуется высокой энергоемкостью. В этой связи обеспеченность электроэнергией и ее стоимость является важнейшим фактором управления эффективностью производства марганцевых ферросплавов. Из детального анализа стоимости электроэнергии

для основных мировых производителей ферросплавов в сравнении с Украиной, в совокупности с данными производства марганцевых ферросплавов и динамикой среднемесячного потребления электроэнергии ПАО НЗФ, следовала необходимость разработки и внедрения рациональных электрических режимов работы электропечей, обеспечивающих максимальную производительность при минимальной плате за электроэнергию в условиях её зонной тарификации.

Для решения приведенных выше задач проводились теоретические обобщения, исследования и внедрения на всех стадиях технологического процесса подготовки сырья, производства агломерата и ферросплавов, технологических и электрических режимов работы печей, переработки шлаков, технологий крупнотоннажного производства с вовлечением вторичных сырьевых материалов и энергоносителей. Проанализированы требования стандарта ПАО НЗФ к качеству марганцевого агломерата по назначению для выплавки ферросиликомарганца, высокоуглеродистого ферромарганца и передельного высокомарганцевого низкофосфористого шлака. Рассмотрены в физико-химическом и технологическом аспектах основные стадии сквозной технологической схемы подготовки исходных сырьевых материалов, энергоносителей (коксыка, антрацита) и аглосмесей для спекания марганцевого агломерата. Проанализированы научно-методологические подходы к оптимизации аглосмесей, особенности режимов смешения, увлажнения и окомкования аглошихты для производства марганцевого агломерата. Приведен анализ влияния гранулометрического состава аглосмесей на газопроницаемость слоя при спекании агломерата.

Анализ теоретических положений технологии агломерационных процессов основан на классических работах Г.Г.Ефименко, А.А.Сигова, В.А.Шурхала, В.И.Коротича, Е.Ф.Вегмана и др. Особое внимание уделено теплотехническому анализу процесса зажигания агломерационной шихты. По проектной и действовавшей на ПАО НЗФ технологии для зажигания шихты при спекании агломерата использовался природный газ. На основании анализа особенностей теплотехнических процессов зажигания аглошихты и научно-методологических подходов и результатов собственных исследований, научно обоснована возможность замены при зажигании марганцевой аглошихты природного газа феррогазом – колошниковым газом от ферросплавных электропечей, выплавляющих марганцевые ферросплавы. Колошниковый газ имеет состав (% об.): 82-87 CO, 2-3 CO₂, 4-6 H₂, 1-2 CH₄, 0,5-0,7 N₂ и 0,8-1,2 O₂, калорийность его 9200 кДж/моль (состав природного газа 92-94% CH₄, 2-4% C₂H₂ и его калорийность 36800 кДж/моль). Для обеспечения процесса зажигания 400-450 мм слоя аглошихты насыпной плотностью 1750-1800 кг/м³ удельный расход феррогаза составляет 1800-2500 м³/ч. На основе теоретических расчетов разработана и внедрена технология зажигания шихты феррогазом при производстве марганцевых агломератов на агломашине АКМ-5-105. По результатам внедрения разработанной технологии зажигания аглошихт феррогазом в аглоцехе ПАО НЗФ существенно снижено использование природного газа.

По действовавшей ранее технологии производства марганцевого агломерата в качестве топлива использовался коксик фракций менее 5 мм. Выполнен комплекс исследований с целью замены части дорогого и дефицитного коксика мелких фракций антрацитом. Установлено, что при удельном расходе антрацита 11,6-18,9 кг/т марганцевого агломерата качество его соответствует стандарту предприятия. Разработанная технология реализована в промышленном масштабе в аглоцехе ПАО НЗФ при производстве марганцевого агломерата.

Учитывая положительное влияние MgO в печных шлаках на показатели плавки ферросиликомарганца, научно обоснована возможность использования в качестве MgO-содержащего компонента аглошихты магнезиального силикатного шлака выплавки богатого ферроникеля на Побужском ферроникелевом комбинате. Исследованы термодинамические равновесия фаз реальных составов марганцевых агломератов, полученных по действующей и опытной технологиям с учетом девяти оксидов MnO, SiO₂, CaO, MgO, Al₂O₃, FeO, TiO₂, K₂O и Na₂O в интервале температур 900-1300°C. Методом компьютерного моделирования (программный модуль «Equilib» программы «FactSAGE 6.0», баз данных FToxid, FACT и FACT53) выявлены термодинамически предпочтительные (стабильные) фазы: жидкая фаза, включая расплав, который может содержать оксиды 25 элементов и до 10% мас. серы; монооксид – твердый раствор оксидов Me²⁺O; оливин – твердые растворы силикатов Me₂SiO₄; перовскит (твердый раствор фаз со структурой типа Ca₂Ti₂O₆); родонит – твердые растворы силикатов MeSiO₃.

Построена поверхность ликвидус (в интервале 1000-1500°C) 4-х компонентной системы MnO-SiO₂-MgO-5%CaO наиболее близкой по химическому составу к обычным марганцевым агломератам, содержащим 2-4% MgO. Опытный агломерат имеет содержание MgO 8-9%. Результаты компьютерного моделирования обобщены и представлены на рис.2.

Показано, что в опытном магнезиальном агломерате (АМНВ-2М) марганец имеет тенденцию концентрироваться преимущественно в монооксидной фазе, что повышает его восстанавливаемость, а в базовом агломерате (АМНВ-2) – в оливиновой фазе.

Опытный агломерат имеет более высокую температуру ликвидус_L(°C) = 47(%MgO)/(%CaO) + 27(%CaO)/(%Al₂O₃) – 10,7%MnO + 1952, что имеет важное значение для обоснования температурного режима выплавки ферросиликомарганца.

Разработана технология производства марганцевого магнезиального агломерата АМНВ-2М с использованием в аглошихте магнезиально-силикатного шлака выплавки ферроникеля. Получена промышленная партия такого агломерата и использована для выплавки ферросиликомарганца в электропечи РПЗ-63. Механическая прочность опытного агломерата составляет 77,1%, что соответствует прочности базового по требованиям стандарта ПАО НЗФ.

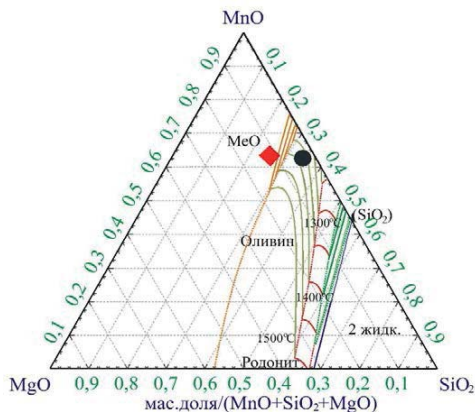


Рис. 2. Проекция поверхности ликвидус системы $\text{MnO-SiO}_2\text{-MgO-5\%CaO}$. Черная точка – эквивалентный состав обычного агломерата АМНВ-2, красный ромб – эквивалентный состав опытного агломерата АМНВ-2М. Цвет линий означает фазу, граничащую с жидкостью

Методом электронной микроскопии исследована структура агломерата АМНВ-2М, рентгеноспектральным микроанализом определены химические составы мономинеральных образований. Показано, что марганец концентрируется преимущественно в «монооксиде» $(\text{Mg,Mn})\text{O}$, в котором активность марганца существенно выше, чем в его силикатах, что повышает восстановимость агломерата. Тем самым экспериментально подтверждены выводы разработанной физико-химической модели.

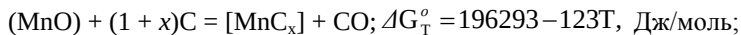
По разработанной технологии в условиях аглоцеха ПАО НЗФ получена промышленная партия (2500 т) марганцевого магнезильного агломерата АМНВ-2М с применением шлака выплавки ферроникеля (28-32% MgO ; 48-52% SiO_2).

По содержанию марганца и SiO_2 опытный и базовый агломераты фактически не отличаются. Вместе с тем, при практически равной основности $\%(\text{CaO}+\text{MgO})/\%(\text{SiO}_2)$ существенны различия составов агломератов по отношению $\%\text{MgO}/\%\text{CaO}$, которые составляют для опытного агломерата 1,75-2,07 против 0,26-0,31 для базового, что повышает металлургическую ценность опытного агломерата.

Обобщены и проанализированы материалы теоретических и экспериментальных исследований промышленного внедрения ресурсо- и энергосберегающих технологий выплавки ферросиликомарганца в высокомошных электропечах с использованием марганцевого агломерата, полученного по разработанному инновационным технологиям.

Выполнен анализ действующего стандарта ДСТУ 3548-97 на ферросиликомарганец с содержанием кремния от 10% до 35% масс. Исходя из данных химических составов различных марок ферросиликомарганца, обобщены данные о фазовых равновесиях в системах Mn-Si , Mn-C , Mn-Si-C .

Приведены уточненные данные по термодинамическим свойствам силицидных, карбидных и силикокарбидных фаз, эквивалентных по составу микроструктурным фазам в промышленном ферросиликомарганце. Выявлены условия физико-химических особенностей реакций восстановления марганца и кремния из их оксидов и определены теоретические температуры начала реакций:



которые составляют 1597 К (1324°C) и 1942 К (1669°C), соответственно.

Рассмотрены особенности процессов восстановления марганца и кремния из марганцево-силикатной системы MnO-SiO_2 с учетом влияния химического состава расплава на активность оксидов.

Проведены сравнительные термокинетические исследования восстановимости марганцевых агломератов базового и опытного агломерата содержащего 8 % MgO .

В опытных плавках показано, что коэффициент распределения марганца между металлом и шлаком возрастает с увеличением содержания MgO в шлаке (рис. 3.)

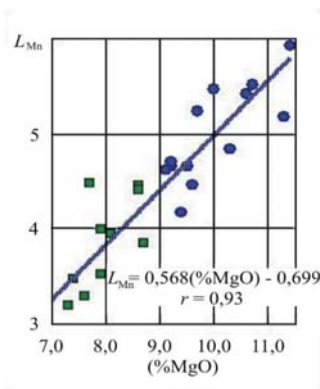


Рис. 3. Коэффициент распределения марганца $L_{\text{Mn}} = [\% \text{Mn}]/(\% \text{Mn})$ в зависимости от содержания ($\% \text{MgO}$) в шлаке

Повышение содержания MgO в печном шлаке приводит к росту активности a_{MnO} в результате образования сложных магниевых силикатов $(\text{Mn}, \text{Mg})_2\text{Si}_2\text{O}_6$. Оксид магния, таким образом, «вытесняет» MnO из силикатов, повышая активность MnO , что приводит к росту степени его извлечения в металл. Удельные расходы шихтовых материалов и электроэнергии при выплавке ферросиликомарганца MnC17P60 по действующей и опытной технологиям сопоставлены в табл. 1.

Таблица 1 Сравнительные данные основных показателей выплавки ферросиликомарганца с использованием марганцевых агломератов АМНВ-2 и АМНВ-2М

Наименование показателей	Действующая технология с агломератом АМНВ-2	Опытная технология с агломератом АМНВ-2М	Изменение расхода материалов и эл.энергии
Мп-сырье, кг/баз*.т	1621	1582	– 39
Извлечение Мп, %	84,3	86,5	+ 2,2
Кварцит, кг/баз.т	349	310	– 39
Извлечение кремния, %	40	39	– 1,0
Коксик, кг/баз.т	409	397	– 12
Электроэнергия, кВт·ч/баз.т	4067	4003	– 64

*Базовая тонна ферросиликомарганца $\Sigma ([\%Mn] + [\%Si]) = 82\%$

Разработанная технология обеспечивает снижение удельных расходов шихтовых материалов и электроэнергии, что характеризует ее как ресурсо- и энергосберегающую.

Анализ теоретических подходов к исследованию распределения электрической мощности между рудно-шлаковым расплавом и дуговым разрядом в электропечах, выплавляющих марганцевые ферросплавы, показал, что для электрической цепи ванны ферросплавной печи, содержащей дуговой разряд, при заданном положении электрода в ванне всякое изменение сопротивления расплава R_p сопровождается изменением сопротивления дуги R_d в обратном направлении, т.е. при изменении параметров отдельных участков электрической цепи ванны дуговой разряд должен изменяться в том направлении, в котором суммарное сопротивление $R_p + R_d$ будет наименьшим, а ток – максимальным.

Теоретические и экспериментальные исследования распределения электрической мощности между рудно-шлаковым расплавом и дуговым разрядом в электропечах РПЗ-63, РПГ-63, РКГ-75, выплавляющих ферросиликомарганец и высокоуглеродистый ферромарганец, показали, что относительная мощность дуги печей, РПЗ-63 и РПГ-63, выплавляющих ферросиликомарганец, изменяется в пределах 3,5-5% ... 8,5-10% от мощности потребляемой от сети.

Работа электропечи РКГ-75 на том же сплаве характеризуется меньшей относительной мощностью электрических дуг – 0,5...5% P_c . Относительная мощность электрических дуг печи РКЗ-63, выплавляющей высокоуглеродистый ферромарганец составляет 3...5,5% P_c . При выплавке ферросиликомарганца на устойчивых магниезальных шлаках с использованием в шихту

марганцевогомагнезимального агломерата повышение содержания MgO в печных шлаках до 7,9-12% сопровождается ростом его удельного электрического сопротивления.

Наилучшие технико-экономические показатели достигаются при следующих параметрах электрического режима: выплавка ферросиликомарганца в печах РПЗ-63, РПГ-63 при силе тока $I_3 = 90$ кА и сопротивлении ванны $R_3 = 0,85-1,15$ мОм; в печах РКГ-75 при силе тока $I_3 = 130$ кА и сопротивлении ванны 0,8-0,95 мОм. Выплавка высокоуглеродистого ферромарганца в печах РПЗ-63, РПГ-63 при силе тока $I_3 = 86$ кА и сопротивлении ванны 0,7-0,9 мОм.

Выполнен анализ современного состояния технологии и рациональных параметров переработки отвальных шлаков текущего производства ферросиликомарганца и шлаков шлакоотвала ПАО НЗФ. Высокоуглеродистый ферромарганец выплавляется по разработанной безотходной бесфлюсовой технологии с получением высокомарганцевого передельного шлака, используемого при выплавке ферросиликомарганца с низким содержанием фосфора. Выплавка ферросиликомарганца характеризуется большой кратностью печного шлака (1,2-1,4), с которым уносится 3-5% восстановленного марганца. Шлак ферросиликомарганца по химическому составу относится к многокомпонентной системе $SiO_2-MnO-CaO-MgO-Al_2O_3-MnS$. Содержание SiO_2 в шлаке – 48-51%, это характеризует его как близкий к насыщенному по кремнезему. Твердый шлак обладает высокой механической прочностью и антикоррозионными свойствами; используется в виде щебня в дорожно-строительной индустрии и смежных производствах.

Проанализированы схемы переработки шлака, приведены характеристики дробильно-сортировочных комплексов ДСК-1 и ДСК-2 проектной производительности по щебню и песку 300 тыс.т в год каждый. При расसेве дробленого шлака выделяют фракции: 10-20 мм, 20-40 мм и 40-70 мм. Наличие в щебне кусков сплава и металлизированного шлака снижает его качество как строительного материала и сопровождается безвозвратными потерями ферросиликомарганца, поэтому мы пошли по пути сепарации щебня, извлекая из него металлоконцентрат. Разработаны требования к способу и оборудованию для сортировки шлака ферросиликомарганца. В работе подтверждена эффективность применения установки кусковой сортировки МКС/Т1, разработанной ООО НПП «Гамаюн». Показано, что экономически целесообразно использовать металлоконцентрат (смесь шлака и металлической фазы) с содержанием 32% Mn и выше.

Процесс сортировки щебня основан на использовании электронной сенсорики и современных программных продуктов для обработки информационных потоков. Эффективность сортировки обусловлена точностью измерения массы металлической части в каждом куске щебня. Эта задача решается измерительной системой, использующей метод комбинированных масс. В настоящее время ежесуточная выработка СШМ тремя такими модулями составляет составляет до 20 т со средним содержанием 35% Mn.

Приведен анализ требований к качеству марганцевых ферросплавов на международных и внутренних рынках. Показано, что наряду с ужесточением требований по химическому составу, возрастают требования и к гранулометрическому составу. При фракционировании ферросиликомарганца выделяют фракции 20-40 мм, 40-80 мм и др. Фракция -10мм характеризуется как некондиционная и подлежит переработке в товарную продукцию, используя технологию отдельного переплава в реконструированной печи РКЗ-16,5. Осуществляется это с целью повышения сквозного извлечения марганца и снижения материальных и энергетических затрат.

Среди приоритетных направлений повышения эффективности производства крупнотоннажных марганцевых ферросплавов очень важным является решение сложных экологических проблемных вопросов охраны окружающей среды. Для решения поставленных задач на основе математического моделирования проведен анализ процессов формирования и распространения пылегазовых выбросов при производстве марганцевого агломерата и выплавке $MnSi17$ и $FMn78$ в условиях ПАО НЗФ, а также оценка естественной радиоактивности исходных материалов производства марганцевых ферросплавов и продуктов их металлургической переработки. Проведена разработка и внедрение инновационной технологии сухой очистки аспирационных пылегазовых образований для минимизации антропогенного воздействия на окружающую среду.

Анализ нормативных экологических документов Украины показал, что приоритетными направлениями снижения экологической нагрузки на окружающую среду является решение проблем использования феррогаза, снижение эмиссии CO_2 . В результате выполненных исследований впервые разработана математическая модель оценки эмиссии CO_2 при агломерации марганцеворудного сырья, выплавке ферросиликомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца. Использование феррогаза в технологических процессах привело к снижению суммарной эмиссии CO_2 и, вместе с тем, значительная часть феррогаза (550 млн. m^3) при работе завода на оптимальных мощностях сжигается на свечах. В связи с этим, научно обосновано строительство когенерационной станции электрической мощностью 60 МВт.

С целью дальнейшего снижения выделения пыли в атмосферу, образующейся при производстве марганцевых ферросплавов, с использованием полученных в работе исходных данных УкрГНТЦ «Энергосталь» (г. Харьков) разработаны проекты газоочисток, построены и введены в эксплуатацию газоаспирационные станции ГАС-5, В-21,22 с рукавным фильтрами. Эффективность введенных в эксплуатацию установок подтверждена выполненными исследованиями отходящих газовых выбросов от технологического оборудования.

Выводы

Для решения приоритетных направлений повышения эффективности производства крупнотоннажных марганцевых ферросплавов проанализировано

состояние рудно-сырьевой базы марганца, углеродистых восстановителей, обеспеченность производства марганцевых ферросплавов электроэнергией. Определены приоритетные задачи совершенствования технологических схем и процессов, намечены пути их решения. Обосновано использование феррогаза и антрацита в технологии агломерации. Осуществлены исследования и термодинамическое моделирование фазовой структуры магнезиального марганцевого агломерата, выполнено термодинамическое моделирование углеродовосстановительных процессов в системе «ферросиликомарганец – печной шлак – газовая фаза» применительно к выплавке МнС17 с использованием в шихте марганцевого магнезиального агломерата. Установлено, что рост концентрации MgO в печном шлаке повышает извлечение марганца в сплав. Научно обоснован и внедрен в промышленных масштабах алгоритм управления электрическим режимом работы высокоомощных (63...75 МВ·А) электропечей по электрическому сопротивлению ванны R_b . Научно обоснованы рациональные электрические режимы в условиях зонной тарификации электроэнергии, обеспечивающие наибольшую производительность при наименьших, при тех же условиях, затрат на электроэнергию. Выполнен анализ современного состояния технологии извлечения металла из отвальных шлаков ферросиликомарганца. Внедрены в производство три модуля кусковой сортировки отвальных шлаков ферросиликомарганца, основанных на электронной сенсорике и современных программных продуктах, с получением шлакометаллической смеси со средним содержанием марганца 35%. Выполнено математическое моделирование распространения пылегазовых выбросов от стационарных источников для различных метеоусловий. С использованием полученных исходных данных разработаны проекты газоочисток и введены в эксплуатацию газоаспирационные станции.

Библиографический список

1. Куцин В.С. Электрические и технологические режимы выплавки крупнотоннажных марганцевых ферросплавов в высокоомощных электропечах: монография / В.С. Куцин, О.И. Поляков, М.И. Гасик. - Днепропетровск: ЧМП “Экономика”, 2011. – 316 с.
2. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов: коллективная монография [под редакцией к.т.н. Куцина В.С. и д.т.н. Гасика М.И.] / В.С. Куцин, Б.Ф. Величко, М.И. Гасик, В.А. Гладких, А.Н. Овчарук, Ю.С. Пройдак, О.И. Поляков. – Днепропетровск: Национальная металлургическая академия Украины, 2011. – 508 с.
3. Никопольские ферросплавы: коллективная монография [под редакцией к.т.н. Куцина В.С.] / М.И. Гасик, В.С. Куцин, Е.В. Лапин, В.И. Ольшанский, И.И. Люборец, И.Г. Кучер, А.Н. Овчарук, О.Г. Ганцеровский, А.Г. Лобовко, В.С. Гончаров, В.П. Боев, В.И. Журбенко, Г.Д. Страдомский. – Днепропетровск: ГНПП “Системные технологии”, 2004. – 272 с.
4. Куцин В.С. Производство марганцевого магнезиального агломерата с использованием обогащенной никопольской марганцевой руды и отвального

магнезиально-силикатного шлака выплавки ферроникеля / В.С. Куцин, М. И. Гасик // Сталь. - 2012. - №1. - С. 22-28.

5. Куцин В.С. Разработка сквозной технологической схемы и процессов получения марганцевого магнезиального агломерата и выплавки ферросиликомарганца / В.С. Куцин, М. И. Гасик // Metallургическая и горнорудная промышленность. - 2011. - № 6. - С. 12-16.

6. Куцин В.С. Ресурсосберегающая технология утилизации некондиционной мелочи марганцевых ферросплавов / В.С. Куцин, В.И. Ольшанский // Сталь. - 2011. - № 6. - С. 41-43.

7. Куцин В.С. Анализ процессов образования и распространения пылегазовых выбросов при агломерации марганцевых концентратов и выплавке ферросплавов на основе математического моделирования и экспериментальных данных / В.С. Куцин, А.В. Жаданос, М.И. Гасик // Metallургическая и горнорудная промышленность. - 2011. - № 4. - С. 22-26.

8. Гасик М.М. Математический анализ экспериментальных данных электропроводности шлаковых расплавов системы $MnO-SiO_2-CaO$ производства марганцевых ферросплавов / М.М. Гасик, В.С. Куцин, М.И. Гасик // Metallургическая и горнорудная промышленность. - 2011. - № 2. - С. 32-37.

9. Определение рациональных параметров выплавки ферросиликомарганца на основе электрических характеристик процесса / В.С. Куцин, В.А. Гладких, С.Н.Кузьменко, А.В. Николаенко, В.И. Журбенко, В.Ф. Лысенко, А.Н. Овчарук // Сталь. - 2010. - №1. - С. 55-57.

10. Утилизация пылевидных отходов фракционирования ферросплавов на ОАО “Никопольский завод ферросплавов” / В.С. Куцин, Е.В. Лапин, В.А. Неведомский, В.И. Ольшанский // Екологія та промисловість. - 2008. - № 1. - С. 67-69.

11. Взаимосвязь между технологическими и электрическими параметрами при выплавке ферросиликомарганца в руднотермической электропечи / В.С. Куцин, С.Н. Кузьменко, В.И. Журбенко, В.А. Гладких, А.В. Николаенко // Metallургическая и горнорудная промышленность. - 2007. - № 6. - С. 26-31.

12. Куцин В.С. Комплексные решения по повышению эффективности работы завода / В.С. Куцин // Metallургическая и горнорудная промышленность. - 2000. - № 2. - С. 17-19.

СОПОСТАВИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ТЕНДЕНЦИЙ И РЕЗУЛЬТАТОВ ТРАНСФОРМИРОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ В УКРАИНЕ, РОССИИ И СТРАНАХ ВОСТОЧНОЙ ЕВРОПЫ

Введение

В опубликованной в 2010 году работе Г.Г.Ефименко и др. [1] были сформулированы неотложные задачи развития черной металлургии, как главной базовой отрасли экономики Украины. Оставаясь актуальными и сегодня, выводы данной работы требуют уточнения с учетом сегодняшних реалий и тенденций развития черной металлургии в Украине и в других странах, где осуществлялось аналогичное реформирование данной отрасли.

Цель работы и методы исследования.

Целью работы является анализ особенностей и результатов развития черной металлургии в Украине, России и некоторых странах Восточной Европы. Важность такого анализа обусловлена необходимостью обеспечения конкурентоспособности и устойчивого развития данной отрасли в нашей стране. В качестве основного источника информации использованы статистические данные World Steel Association [2].

Особенности реформирования черной металлургии.

Производство стали в Украине, России и отдельных странах Восточной Европы в период 1988-2015 годов показано на рис.1. Достигнув максимума на уровне почти 60 млн т в год в середине 80-х годов, после распада СССР производство стали в Украине упало в 1995 году до 22,3 млн т, восстановившись на уровне около 43 млн т накануне мирового кризиса 2008-09 годов. К 2013 году выплавка стабилизировалась на уровне около 33 млн т, однако в 2014-2015 годах производство стали снижалось в связи с военными действиями на Востоке, достигнув 22,9 млн т в год. Тем не менее, Украина пока остается в десятке крупнейших мировых производителей стали. Тенденции изменения производства в России и в Украине в целом идентичны, за исключением последних двух лет.

Черная металлургия была одним из инструментов интеграции стран Восточной Европы в орбиту влияния СССР под эгидой Совета экономической взаимопомощи (СЭВ) благодаря обмену дешевым сырьем и полупродукта из СССР на конечную продукцию из Восточной Европы. После распада СССР и ликвидации СЭВ, в Украине и в России производители стали стремились поддерживать производство на максимально возможном уровне, однако в рассматриваемых странах Восточной Европы производство, после падения в период до 1993 года, остается относительно стабильным за исключением кризисного периода.

В Украине и России развитие черной металлургии формировалось главным образом под влиянием корпоративных стратегий, не всегда совпадающих с национальными социально-экономическими задачами, при недостатке целостного видения развития отрасли. Вместо научно-обоснованной

стратегии модернизации государство неоднократно предоставляло поддержку в различной форме - зачастую в ущерб другим социально-экономическим сферам. Отдельные стратегические документы [3,4] были декларативными, не предлагая инструментов для достижения цели. В Украине отраслевой эксперимент 1999-2003 годов [5] позволял аккумулировать средства для модернизации в условиях специального режима налогообложения, хотя результаты и методы данного эксперимента вызывают противоречивые оценки.

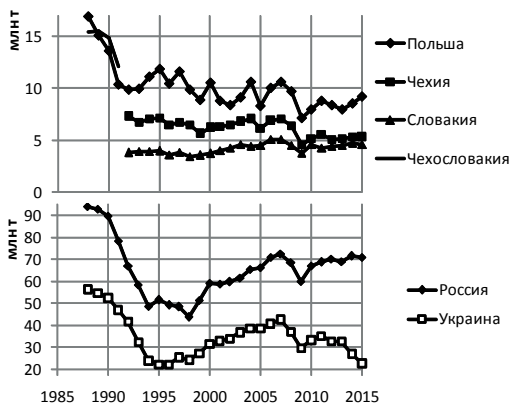


Рис. 1. Производство стали в странах Восточной Европы, Украине и России

Инфраструктура промышленности в Украине и России основана на использовании собственных ресурсов и существенно отличается от стран Восточной Европы: удельный вес производства сырьевых материалов (окускование железорудного сырья, производство кокса, ферросплавов, чугуна и стальной заготовки) значительно больше по сравнению с производством конечного продукта. С этим связано доминирование крупных вертикально-интегрированных холдингов, охватывающих весь цикл производства. Будучи менее чувствительны к колебаниям цен на сырье, они лучше пережили кризис, занимая все большую долю в отрасли.

В России до сих пор ни одна зарубежная компания не проникла на рынок полного цикла производства стали, вместе с тем, до 2008 года российские холдинги в поисках доступа к высокотехнологичным рынкам активно приобретали зарубежные активы, зачастую с использованием кредитов. Однако, в 2012 году Мечел инициировал продажу зарубежной собственности с целью покрытия долгов, превышавших к 2013 году 9 млрд долл США [6]. В аналогичной ситуации оказался и Евраз с долгом более 6 млрд долл США в 2014 году [7]. Начиная с 2013 года, возможности международной торговли сократились в результате ситуации на мировых рынках. Внутренняя потребность в стали также уменьшилась вследствие падения цен на нефть. Правительство России было вынуждено пересмотреть стратегию развития металлургической отрасли, утвержденную в 2009 году, поскольку основные

показатели не были достигнуты, и в мае 2014 была утверждена новая стратегия на 2014-2020 годы и до 2030 года [8]. После агрессии в Украину в 2014 году, санкции, наложенные США, ЕС, Японией, Канадой, Швейцарией, Австралией и другими странами – главным образом в финансовой сфере – ограничивают возможности рефинансирования долгов и кредитования новых проектов [6]. Использование мощностей в 2015 году сократилось до 72,5% [9].

Для решения проблем черной металлургии Россия, в частности использует Евразийский экономический союз (ЕАЭС), включающий Армению, Беларусь, Казахстан и Кыргызстан. Недавний отчет Евразийской экономической комиссии о состоянии металлургии [10] делает приоритетом «развитие производственной кооперации». Разрабатываемые международные механизмы «рационализации производства» призваны повысить использование мощностей и сократить импорт металла в ЕАЭС из «третьих» стран, доля которого сегодня составляет 40%. Государственная поддержка предприятий вновь приобретает системный характер: все основные металлургические предприятия включены в перечень «системных организаций имеющих доступ к государственной помощи». Таким образом, ЕАЭС, в значительной степени воспроизводя советские подходы, стремится создать менее подверженный глобальным кризисам самодостаточный рынок, интегрируя страны-участники в сферу российского влияния.

Украина в 2014 году, вопреки политическому и экономическому давлению со стороны России, избежала участия в ЕАЭС, что сделало этот проект значительно менее амбициозным. Участие в ЕАЭС для Украины означало бы потерю независимости в торговой политике (включая возможность договоров о свободной торговле с другими странами, а также с ЕС), замедление модернизации в результате роста тарифов на инвестиционный импорт из третьих стран, необходимость повторных переговоров и компенсаций в рамках ВТО в связи с ростом ввозных тарифов и т.п. С 1 января 2016 года Украина участвует в Зоне глубокой и всеохватывающей свободной торговли с ЕС (далее – DCFTA, Deep and comprehensive free trade area). Участие в DCFTA, также не лишено проблем, в связи с необходимостью соответствия металлургической отрасли европейским нормативам. Однако, как отмечает Делегация Еврокомиссии в Украине, в DCFTA тарифы для 95% тарифных линий будут установлены на нулевом уровне, а тарифы по остальным линиям будут сокращены. Это является особенно важным для украинского металлургического сектора, экспорт которого в ЕС может возрасти [11]. На момент подготовки данной статьи еще рано судить о последствиях (особенно – долговременных) участия Украины в DCFTA.

В результате политического кризиса и военных действий в Украине около 20% производственных мощностей оказались вне правительственного контроля. В том числе: 3 из 9 предприятий с полным циклом, 5 из 12 коксохимических предприятий. Поставка отечественных коксующихся углей в 2015 году по сравнению с 2014 годом сократилась на 61%, а за 10 месяцев 2016 года доля импорта в шихтах для коксования составила 66% [12].

В странах Восточной Европы реструктуризация черной металлургии

происходила в условиях политического давления, связанного со вступлением в ЕС. Это включало сокращение производственных мощностей, проверку жизнеспособности предприятий, решение социальных, технологических и экологических проблем в контексте соответствия нормам ЕС в отношении государственной помощи, законодательства по защите окружающей среды и безопасности труда [13,14]. Необходимо отметить, что в конце 1980-х годов европейская черная металлургия только вышла из кризиса, причем контроль Европейского сообщества угля и стали в отношении объемов производства, цен и производственных мощностей был отменен лишь в 1988 году [14]. Значительный объем производства и низкие цены в Восточной Европе представляли собой значительный риск для металлургии ЕС15. В связи с этим приватизация и сокращение производственных мощностей в черной металлургии были выдвинуты в качестве условия вступления этих стран в ЕС. В 1993 году ЕС были подписаны дополнительные протоколы к Договорам о присоединении к ЕС для Польши и Чехии, регламентирующий соответствие Европейскому кодексу о государственной помощи: государственная помощь в любой форме могла предоставляться только при условии сокращения производственных мощностей [15]. Приватизационная политика предполагала привлечение прямых иностранных инвестиций и партнеров, способных привнести новые технологии [16]. Тем не менее, привлечь ведущие европейские компании к приватизации не удалось. Главным инвестором стал ArcelorMittal, приобретший основные производственные мощности в Румынии в 2001-2003 годах, а также в Польше (Катовице в 2005 году) и Чехии (Острава в 2007 году). В Словакии крупнейшее предприятие в Кошице еще в 2000 году было приобретено US Steel.

Компании из бывшего СССР активно приобретали предприятия в Восточной Европе, открывая себе доступ на европейский рынок: украинский ИСД владеет польской Huta Częstochowa с 2003 года, и венгерской DUNAFERR с 2004 года. Российские Мечел и Северсталь также владели предприятиями в Румынии и Чехии, но в последнее время в значительной степени вывели свои активы.

Несмотря на достаточно противоречивые результаты реструктуризации черной металлургии в Восточной Европе, в конечном счете, как будет показано ниже, она имела своим результатом модернизацию предприятий, которые в противном случае не смогли бы конкурировать на европейском и мировом рынках [15].

Экспорт и внутренние потребление

Пути развития международной торговли сталью в странах бывшего СССР и Восточной Европы весьма различны. Сохраняя значительные производственные мощности Россия и Украина использовали возможности мировой торговли, став ведущими экспортерами стали. В отличие от этого все страны Восточной Европы (за исключением Словакии) превратились в нетто-импортеры.

Структура экспорта также заметно отличается (рис.2). Доля слитков и полупродукта в российском экспорте превышает 50%, а в украинском – 45%,

причем в обеих странах есть тенденция к ее росту. Для Чехии и Словакии этот показатель в последние годы колеблется в пределах 2-8%, а для Польши он снизился за последние 10 лет вдвое - и составляет около 15%.

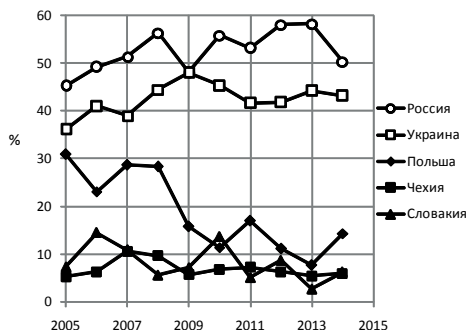


Рис.2. Доля слитков и заготовки в экспорте стальной продукции

В России и Украине экспорт полностью базируется на собственном производстве жидкой стали, в то время как в странах Восточной Европы развита переработка импортируемого полупродукта с целью производства продукции с высокой добавленной стоимостью.

В работе [13], наряду с различием подходов к реструктуризации, отмечается, что в Восточной Европе преобразования в машиностроении были успешнее, чем в металлургии, в то время, как в странах бывшего СССР машиностроение трансформировалось значительно хуже. По данным Ефименко Г.Г. и др. [13], в Украине доля черной металлургии в промышленной части ВВП выросла с 11% в 1990 году до 27,4% в 2000, а доля машиностроения в ней сократилась с 30,5% до 13,4%. В Восточной Европе глубокие преобразования в машиностроении стимулировались зарубежными инвестициями. Как показано на рис.3, не прямой экспорт (т.е. экспорт изделий из стали), даже в абсолютных цифрах, значительно превышает данный показатель для Украины и России, причем Польша вышла на 8-е место в мире по этому показателю в 2015 году. С учетом размеров экономики успех стран Восточной Европы еще более очевиден. Увеличивая долю в экономике металлоемких отраслей (машиностроение, бытовая техника, электроника и др.), эти страны создали более устойчивую модель экономики, способную лучше адаптироваться к кризисам и нуждам потребителя.

Модель с технологически гибкой, экологически более чистой, компактной металлургической отраслью, в которой передел в изделия с высокой добавленной стоимостью преобладает над энергоемким и экологически ущербным производством полупродукта, обеспечивает более высокий уровень внутреннего потребления стали. Кажущееся потребление стали (производство готового проката минус экспорт, плюс импорт) на душу населения показано на рис.4. Во всех странах Восточной Европы потребление стали растет практически непрерывно, превышая уровень 1993 года более чем

вдвое, в то время как в России в 2015 году этот показатель был на 10%, а в Украине - на 80 % ниже, чем в 1993 году. Стагнация потребления стали в России и продолжающееся его сокращение в Украине все сильнее увеличивают зависимость отрасли от ситуации на мировых рынках.

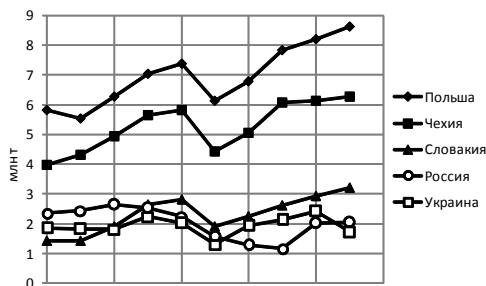


Рис.3. Непрямой экспорт стали

По данным [17] в Украине потребность в замене металлоемкого оборудования в промышленности и коммунальном секторе составляет около 330 млн т, что превышает десятилетний объем производства при полном использовании имеющихся мощностей. В случае мирного разрешения конфликта и восстановления инфраструктуры на Востоке Украины эта цифра существенно возрастет. В России отложенная потребность в стали составляет около 170 млн т [18]. Эти цифры свидетельствуют о большом потенциале роста внутреннего потребления.

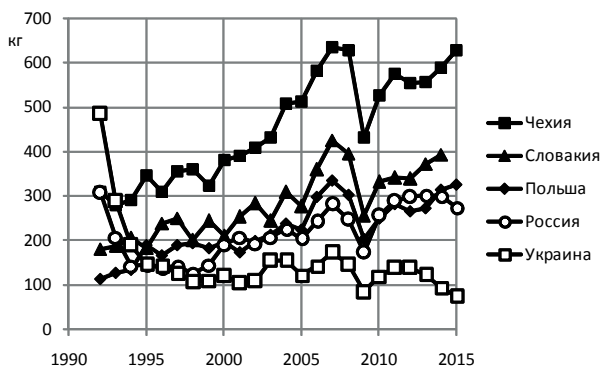


Рис.4. Кажущееся потребление стали на душу населения

Модернизация отрасли

Стоимость энергии и уровень экологических требований являются основными мотивирующими факторами модернизации [13]. В Восточной Европе уже в начальный период реструктуризации и сокращения

производственных мощностей основной акцент был сделан на ликвидации устаревшего оборудования. Применение Европейской системы торговли выбросами (EU Emission Trade System, ETS) создает мотивацию для технологической модернизации, хотя дальнейшее ужесточение требований по сокращению выбросов CO₂ уже рассматривается как препятствие к конкурентоспособности на мировом рынке [19]. Польская ассоциация производителей стали недавно направила в Еврокомиссию требования по защите международной конкурентоспособности черной металлургии при внедрении новой Директивы ETS [20].

В странах бывшего СССР экологическое законодательство остается основанным на многочисленных, десятилетиями не меняющихся нормативах с незначительными штрафами за их нарушение [21]: с января 2016 в Украине налог на выбросы CO₂ составляет всего 0,33 гривны за тонну [22], что не может стимулировать модернизацию. Преимущества лежащего в основе ETS регуляторного подхода cap-and-trade (ограничение и торговля) как экономически эффективного инструмента для модернизации, по сравнению с традиционно применяемыми в странах бывшего СССР штрафными санкциями, детально рассмотрены, например, в работе [23].

В отличие от Украины и стран Восточной Европы, Россия имеет в избытке дешевые энергоносители: внутренняя цена 1000 м³ природного газа в период 2008-2012 годов составляла 84-115 долл США, а в ЕС - 348-560 долл США. Хотя дешевизна энергии и не мотивирует модернизацию, она генерирует прибыль: в период 2005-2012 годов российские металлурги инвестировали ежегодно в среднем около 8 млрд долл США (около US\$ 80-90 долл США на тонну стали). При этом производство стали в мартеновских печах сократилось с 22% практически до нуля (рис.5), загрязнение атмосферы сократилось на 12%, а затраты энергии приблизились к лучшим мировым стандартам [18]. Доля непрерывнолитой стали возросла с 54% в 2005 году до 82% в 2014 году (рис.6). Тем не менее, как отмечается в работе [23] темпы модернизации были примерно вдвое ниже, чем при плановой экономике.

Украина значительно меньше инвестировала в модернизацию: максимум инвестиций отмечен в 2007 на уровне 47 долл США на тонну стали при среднем уровне 25 долл США. В связи с недостаточностью инвестиций энергозатраты в черной металлургии в Украине остаются одними из наиболее высоких в мире: по данным Международного энергетического агентства потенциал сокращения энергозатрат в украинской черной металлургии путем внедрения современных технологий превышает 7 ГДж на тонну стали, тогда как для России он составляет 4 ГДж [24]. Доля мартеновской стали (20,5%) и разливки в изложницы (45,9%) остаются чрезвычайно высокими.

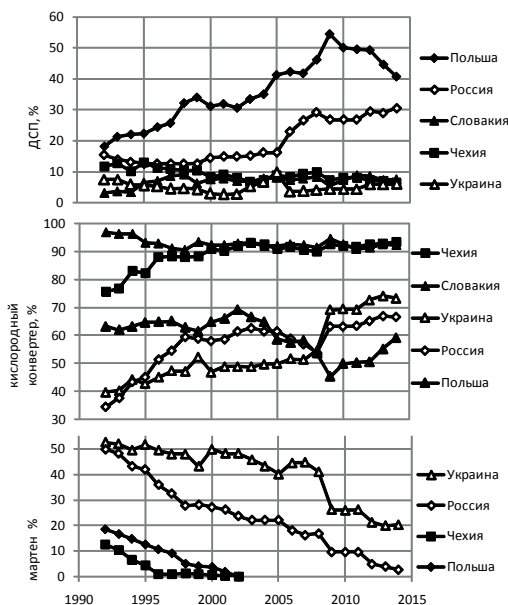


Рис. 5. Доля различных технологий в выплавке стали

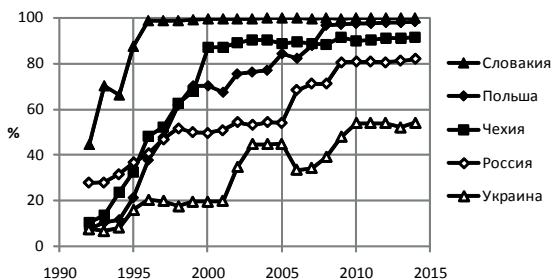


Рис.6. Доля стали, разливаемой на установках непрерывного литья заготовки

В Восточной Европе мартеновское производство было ликвидировано в процессе сокращения производственных мощностей на этапе реструктуризации (рис.5), а доля непрерывной разливки росла намного быстрее и достигла более высокого уровня (рис. 6), чем в России и Украине.

Выводы

1. Различие движущих социально-экономических факторов в странах Восточной Европы, в Украине привело к существенным различиям в путях реструктуризации черной металлургии и достигнутых результатах.
2. В Восточной Европе сокращение производственных мощностей и модернизация в направлении соответствия европейским стандартам

энергоэффективности, экологической безопасности и охраны труда являлись условием вступления в ЕС. В Украине и России металлургические компании стремились сохранять максимально возможный объем производства, преследуя в основном краткосрочные цели независимо от национальных стратегических приоритетов.

3. В период 1998-2007 годов в России и в Украине металлурги успешно использовали возможности, связанные с ростом глобального спроса на сталь, а металлургические компании, в значительной мере консолидированные в вертикально-интегрированные холдинги, разработали стратегии модернизации, более успешно реализованные в России. В Восточной Европе процессы реструктуризации привели к созданию компактной, но конкурентоспособной отрасли.
4. Унаследованная от СЭВ специализация стран Восточной Европы в производстве конечного продукта и стран бывшего СССР в производстве заготовки углубилась: доля продукции с высокой добавленной стоимостью растет в Восточной Европе и сокращается в Украине и России.
5. В странах Восточной Европы реструктуризация отрасли, успешная модернизация машиностроения и высокий уровень внутреннего спроса привели к созданию более устойчивой и гибкой социально-экономической модели, в которой производство конечного продукта с высокой добавленной стоимостью преобладает над энергоемким экологически ущербным производством полупродукта.
6. Политический кризис 2014 года и российская агрессия в Украину привели к существенному расхождению векторов дальнейшего развития: Россия стремится создать самодостаточный рынок, рекомбинируя постсоветские межгосударственные отношения в рамках ЕАЭС, в то время как Украина использует возможности и преодолевает проблемы, связанные с участием в Зоне свободной торговли с ЕС.

Библиографический список

1. О неотложных задачах развития черной металлургии как главной базовой отрасли экономики Украины. Сообщение 1/ Г. Г. Ефименко и др.// Металл и литье Украины. - 2010. - №3. - С.3-8.
2. Steel Statistical Yearbook. <https://www.worldsteel.org/statistics/statistics-archive/yearbook-archive.html>
3. СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ РОССИИ НА ПЕРИОД ДО 2020 ГОДА. Приказ Минпромторга РФ от 18.03.2009 № 150
4. ПОСТАНОВА ВЕРХОВНОЇ РАДИ УКРАЇНИ Про Концепцію розвитку гірничо-металургійного комплексу України до 2010 року. Відомості Верховної Ради України (ВВР), 1995, N 39, ст.295
5. Talkin J. Downstream Beneficiation Case Study: Ukraine. Columbia Center on Sustainable Investment. Policy paper. March 2016, p. 1-14
6. Обзор черной металлургии России 1998-2014 гг. и прогноз до 2030. Инфомайн: М. 2014, 25с.

7. Evraz: Investor presentation. January 2015
http://www.evraz.com/upload/iblock/9a3/EVRAZ_FY_2015_Financial_Results.pdf
8. Приказ Минпромторга РФ от 5.05.2014 г. № 839 "Об утверждении Стратегии развития черной металлургии России на 2014-2020 годы и на перспективу до 2030 года"
9. Ревинская Л.Ю. Российская черная металлургия: состояние и перспективы развития// Инфраструктурные отрасли экономики: проблемы и перспективы развития, 2015, № 11, с. 51-57
10. Информация о результатах анализа состояния и развития отрасли черной металлургии государств – членов Евразийского экономического союза. ЕВРАЗИЙСКАЯ ЭКОНОМИЧЕСКАЯ КОМИССИЯ, Департамент промышленной политики. М. 2015, 45 с.
11. DCFTA 2016. EU-Ukraine Deep and Comprehensive Free Trade Area. Delegation of the European Union to Ukraine
http://eeas.europa.eu/delegations/ukraine/eu_ukraine/trade_relation/free_trade_agreement/index_en.htm.
12. Итоги работы предприятий ГМК за октябрь и 10 месяцев 2016 года. Укрметалургпром. <http://ukrmetprom.org/ua/analitichni-dani/>
13. Hanzl D., Havlik P. Metals Sector in CEECs and Russia: A comparative analysis in the European context// East-West Journal of Economics and Business. 2004 (7) p. 81-99.
14. Tomlinson P. Steel Industry Responses to Overcapacity. Presented at OECD Steel Committee. June 5, 2014.
<https://www.oecd.org/sti/ind/Item%2020.Overcapacity%20-%20Tomlinson.pdf>
15. Trappmann V. Foreign investment in eastern and southern Europe after 2008. Still a lever of growth? In: Steel in the European Union in the wake of the global economic crisis. Foreign investment in eastern and southern Europe. ETUI. Brussels, 2015, p. 355-375
16. Deutsche Bank Research. The steel industry: Enlargement creates opportunities for EU mills. EU Monitor. January 2004, p 11-18.
17. Украинская металлургия: современные вызовы и перспективы развития/ А.И. Амоша, В.И. Большаков, А.А. Минаев и др. Донецк: НАН Украины, Ин-т экономики пром-сти, 2013, 114 с.
18. Ivanova M. Russia: Steel Market Developments. Presented at OECD STEEL COMMITTEE. Developments in world steelmaking capacity. Paris, July 2013.
19. Skuza Z., Prusak R, Kolmasiak C. Characteristic of iron & steel industry in terms of membership in the European Union. Metalurgija, 52, p. 413-416
20. Polish Steel Industry 2016. Polish Steel Association.
http://www.hiph.com.pl/ANALIZY_RAPORTY/pliki/PPS2016_www.pdf
21. Troschke M, Wittmann F. 2014. Inside Oligarchs versus Outside India: Technical (non)progress and environmental effects in Post-Soviet Steel. Institute for East and Southeast European Studies: Policy issues. 2014 (1) p. 1-6.

22. ПОДАТКОВИЙ КОДЕКС УКРАЇНИ. Із змінами і доповненнями, внесеними Законами України. РОЗДІЛ VIII. ЕКОЛОГІЧНИЙ ПОДАТОК // Відомості Верховної Ради України, 2011, № 13-14, № 15-16, № 17, ст.112

23. Огаренко Ю. Порівняльний аналіз податку на викиди CO₂ та системи торгівлі викидами: висновки для України. Національний екологічний центр України, Київ, 2011, 42 с.

23. Новиков Н.И., Новикова Г.В. Особенности развития черной металлургии России// Проблемы теории и практики управления. Известия ИГЭА. 2011. № 4 (78). С.95-100

24. Energy Technology Perspectives 2014: Harnessing Electricity's Potential. IEA, 2014, 382 p.

ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ УПРАВЛЕНИЯ ДОМЕННЫМ ПРОЦЕССОМ

Автоматизированное управление доменным процессом, начиная с 60-х годов прошлого столетия, считали одним из главных направлений технического прогресса в металлургии. Вначале компьютерные системы были весьма дороги. Впоследствии ситуация изменилась кардинально. Компьютерные системы стали обычными и широко используемыми, но их главной функцией на большинстве доменных печей остаётся преимущественно контроль технологических параметров плавки и работы оборудования печи. В связи с этим актуальной остается оценка приоритетов наращивания функций таких систем [1]. Мы имеем основание для подобных оценок в связи с нашим более чем пятидесятилетним опытом разработки всего комплекса систем автоматизации для доменных печей. И одним из инициаторов и авторов этих разработок был Георгий Григорьевич Ефименко.

В истории техники наши отечественные доменщики оказались пионерами в создании систем автоматического управления технологическими процессами. Еще до появления ЭВМ в 1939 году А.Н. Похвиснев предложил метод расчета "скоростного" теплового баланса для оперативного управления нагревом доменной печи. В середине 50-х годов, когда еще не производились серийно даже аналоговые управляющие машины, В.А. Сорокин с помощью специально изготовленной для этого во Львовском политехническом институте аналоговой ЭВМ предпринял попытку замкнутого автоматического управления процессом плавки на одной из доменных печей "Азовстали".

С начала 60-х годов в СССР, а несколько позже - и во всем мире был настоящий бум работ по автоматизации управления тепловым режимом доменной плавки. Этой проблемой занимались едва ли не все исследовательские коллективы, связанные с черной металлургией. Но практические результаты решения даже предельно простой в постановке задачи автоматической стабилизации нагрева чугуна были весьма скромными. Главную причину этого видели чаще всего в погрешностях газоанализаторов, но на самом деле она заключалась в очень высоком уровне неконтролируемых возмущений, связанных со значительными и плохо контролируемыми изменениями состава и свойств загружаемых в печь шихтовых материалов.

Более 30 лет назад был впервые разработан в НМетАУ и внедрен на ДП-9 комбината "Криворожсталь" алгоритм теплового регулирования, ориентированный на работу в условиях высокого уровня помех. В созданной тогда автоматизированной системе управления тепловым режимом доменной

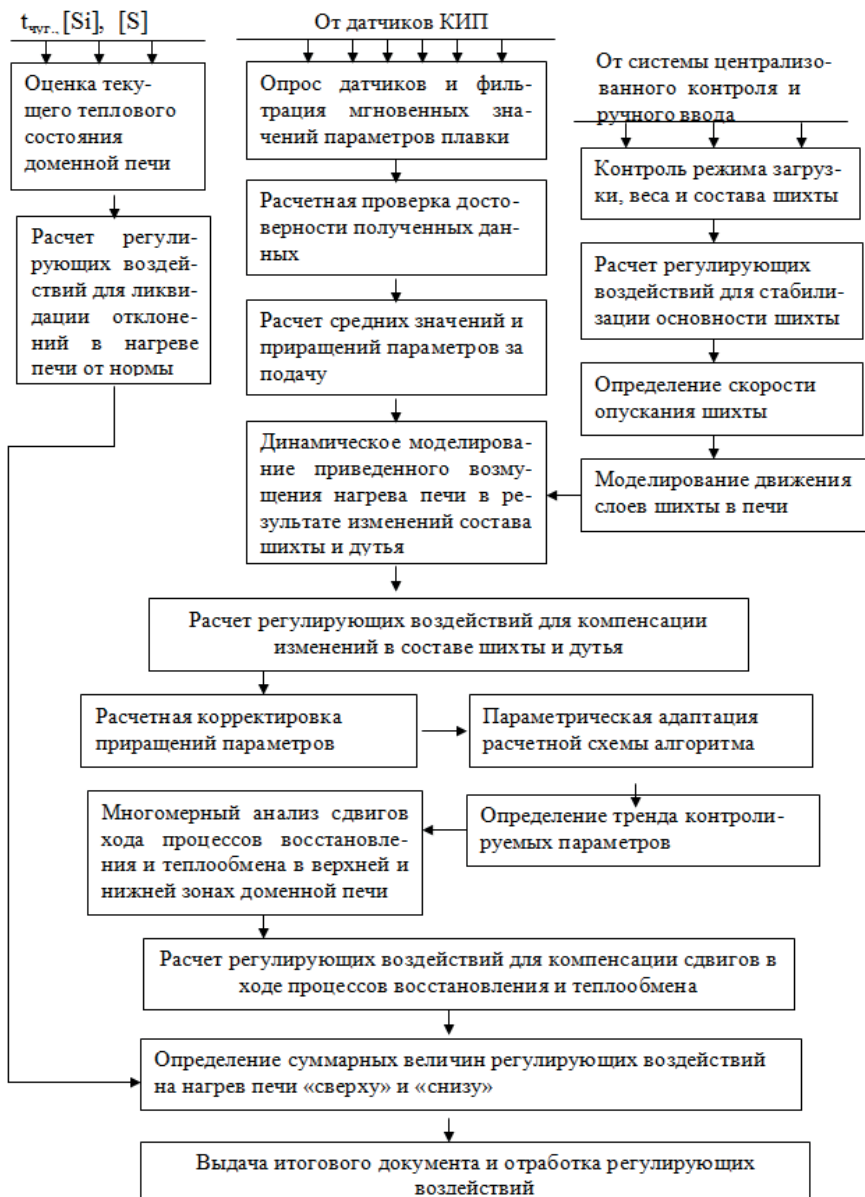


Рис.1- Блок-схема алгоритма управления тепловым режимом доменной плавки



Рис. 2 - Блок-схема алгоритма управления ходом доменной печи

плавки осуществлялся анализ контроля доменного процесса по ряду относительно независимых каналов на основе использования научного и производственного опыта технологов – доменщиков и вероятностных оценок всей без ограничений доступной информации о работе доменной печи, и при этом обеспечивалась не только параметрическая, но частично и структурная адаптация алгоритма. Это был первый образец тех систем, которые впоследствии стали называть интеллектуальными. В этот же период в НМетАУ был разработан и реализован на ДП-9 аналогичный алгоритм управления газодинамическим режимом доменной плавки, который обеспечивал не только расшифровку технологических ситуаций и стабилизацию хода печи, но также и оптимизацию распределения шихты на колошнике, расхода и состава дутья в соответствии с одним из возможных критериев оптимизации и ограничениями по заданию технолога. Блок-схемы этих систем представлены на рисунках 1 и 2.

В настоящее время среди существующих на доменных печах мира интегрированных компьютерных систем контроля и управления лишь некоторые включают в свой состав системы высшего уровня для оперативного управления технологическим режимом плавки. Эти системы называют по-разному: интеллектуальными, экспертными, нейронными, - но идеологическая основа каждой из них может не соответствовать строго названию. Чаще других разрабатываются системы с использованием одной из готовых программных оболочек универсальной экспертной системы, пригодной для любого процесса и наполняемой большим числом простых правил, взятых из технологических инструкций и сформулированных опытными экспертами.

Очень редко эти сложные системы оперативного управления доменным процессом тиражируются, так как для их эффективной эксплуатации они должны быть адаптированы к условиям работы конкретной печи. В основном такие системы работают в режиме советчика оператора доменной печи.

Учитывая приоритеты в создании на доменных печах Украины компьютерных систем управления доменным процессом, прежде всего, необходимо повышать информационный уровень систем централизованного контроля, дополнив непосредственно контролируемые параметры расчётными комплексными показателями и так скомпоновав экраны, чтобы они позволяли технологу осуществлять детальный и глубокий анализ отдельных сторон работы доменной печи.

Необходимо создавать также информационные подсистемы на базе каждого нового используемого на печи средства контроля. Разносторонняя компьютерная обработка новой информации позволяет значительно повысить эффективность использования дорогостоящих средств контроля. Например, на доменной печи №9 комбината «Криворожсталь» осуществлённая нами компьютерная обработка данных о непрерывном измерении температуры чугуна во время выпусков через четыре лётки позволила оценивать по характеру изменения температуры чугуна в процессе выпуска предстоящие на ближайших выпусках изменения нагрева чугуна и различия в работе отдельных секторов печи. Дополнительная обработка информации тепловизора

«Спиротерм» о динамике изменения температур отдельных участков поверхности засыпи дала возможность прогнозировать расстройство хода печи.

Всё большее распространение получают новые бесконусные загрузочные устройства. Их потенциальная эффективность может быть реализована только лишь при наличии автоматических систем управления загрузкой печи. Примером может служить система автоматического управления «ЗАГРУЗКА», созданная нами более 30 лет назад на доменной печи №9.

Система «ЗАГРУЗКА» обеспечивает работу лоткового устройства фирмы Поль Вюрт и превосходит аналогичные известные системы как по функциональным возможностям, так и по точности управления.

Система имеет блочную структуру и общую для всех подсистем информационную базу.

Блок-схема системы показана на рисунке 3.

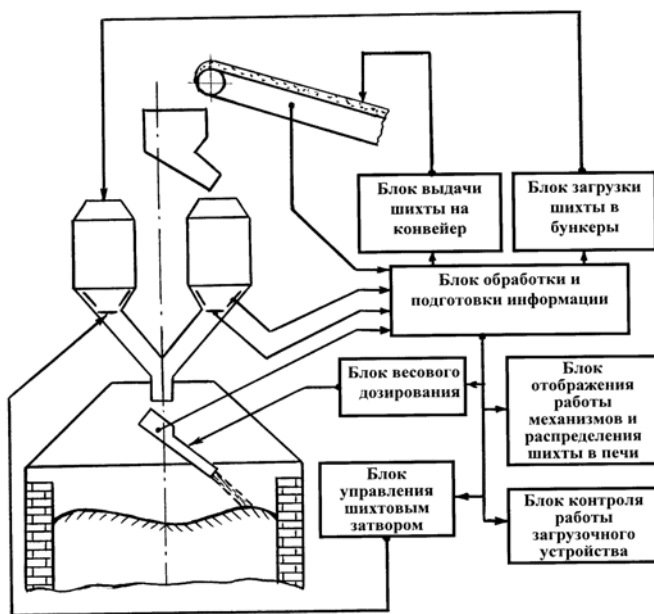


Рис.3–Блок-схема системы автоматического управления загрузкой доменной печи

Каждый блок представляет собой самостоятельную автоматическую систему, которая может работать автономно. Пользователь может включить или выключить любой из блоков, за исключением *информационного блока*, который обеспечивает общую информационную базу для всех подсистем.

Информационное пространство не включает в себя данных ручного ввода. Взаимодействие пользователя с информационной базой сводится к

периодическому контролю за работой системы и вводу специальных признаков, которые изменяют режим работы системы.

Блок выдачи шихты на конвейер служит для синхронизации процессов выгрузки материалов в печь и подачи их в промежуточные бункеры безконусного загрузочного устройства. Он представляет собой автоматическую систему, которая следит за заполнением промежуточных бункеров шихтой, наличием материалов на конвейере, уровнем засыпи, скоростью опускания шихты в печи. Подсистема моделирует также движение порций шихты по наклонному конвейеру. Выходным сигналом блока является команда, разрешающая выдачу на конвейер очередной порции шихты.

Блок управления загрузкой порции в бункеры выдаёт управляющий сигнал, разрешающий загрузку порции в данный бункер в течение интервала времени, равного длительности выдачи этой порции на конвейер. При старой системе управления, если по какой-то причине происходил разрыв порции, то первая часть порции загружалась в один бункер, а остальная - в другой. В этом случае пятисотметровый конвейер обычно аварийно останавливался.

Блок управления работой шихтового затвора служит для обеспечения определённого времени высыпания материала в печь. Время высыпания рассчитывается и поддерживается таким, чтобы на каждом положении наклона лоток совершал обычно целое число оборотов. Подсистема позволяет также при необходимости выбирать и поддерживать такое время выгрузки, при котором создавалась бы желаемая неравномерность в распределении материалов, усиливающая или ослабляющая газовый поток в выбранном секторе печи.

Блок весового дозирования шихты – это тоже автоматическая подсистема, работающая в реальном масштабе времени. Она обеспечивает выполнение следующих основных функций: приём заданий технологического персонала на распределение материалов по позициям наклона лотка; определение массы шихты, которую следует загрузить на каждую позицию, исходя из числа позиций и задания оператора; выдачу управляющего сигнала на переход лотка в очередное положение; прогноз скорости выгрузки и определение величины упреждения при выдаче управляющего сигнала и, наконец, автоматическую корректировку коэффициентов.

Блок контроля работы безконусного устройства запоминает, хранит и при необходимости протоколирует информацию о заданных и фактических параметрах загрузки, режиме работы отдельных узлов и механизмов засыпного аппарата. Он формирует, выдаёт на дисплей и при необходимости печатает рапорт фактического режима загрузки за любой цикл на протяжении нескольких предыдущих дней или месяцев работы.

Блок отображения работы механизмов и распределения шихты в печи позволяет наглядно в динамике следить за выгрузкой, укладкой и распределением материалов на колошнике. Подсистема использует действительные (реальные) значения параметров загрузки, которые могут существенно отличаться от заданных значений, что случается на практике.

Прежде всего, подсистема даёт наглядную картину заполнения и опорожнения бункеров, перемещения распределительного лотка, формирования и изменения траектории падения материалов, укладки слоёв и формирования структуры столба шихты на колошнике, что оценивается с помощью нашей оригинальной математической модели.

Главная технологическая задача подсистемы заключается в постоянной количественной оценке радиального распределения рудных нагрузок на кокс и основности шихты в пределах текущего скользящего цикла загрузки. Технолог на доменной печи (или может быть – потенциальная система управления) имеет возможность оперативно подкорректировать программу загрузки 1-2 порций шихты и тем самым обеспечить стабилизацию распределения материалов на колошнике, если оно нарушено вследствие, например, временного понижения уровня засыпи или сбоя в работе загрузочного устройства.

Промышленная эксплуатация компьютерной системы управления загрузкой на ДП-9 комбината «Криворожсталь» продемонстрировала высокую эффективность таких систем для доменных печей с безконусными загрузочными устройствами.

Следующими по соотношению эффективности и стоимости являются диалоговые системы, позволяющие оптимизировать базовые режим работы доменной печи. Примером может быть созданная нами диалоговая система «ПЕРСОНАЛЬНЫЙ КОМПЬЮТЕР ДОМЕНЩИКА», которая является по существу компьютеризированным рабочим местом технолога-доменщика.

Использование такой диалоговой системы – это наиболее простой и эффективный способ быстрого расширения использования ЭВМ, расчётных методик и математических моделей в доменном производстве.

Главным назначением системы является автоматизированный поиск оптимальных для конкретных условий плавки базовых режимов работы доменной печи и выполнение основных технологических расчётов.

Система реализуется на базе любого персонального компьютера, не требует наличия устройств связи с объектом (доменной печью). Все данные, необходимые для моделирования и расчётов, вводятся пользователем по запросу системы.

Использование системы позволяет технологу-доменщику путём проведения модельных и технологических расчётов эффективно приближать текущие режимы плавки к оптимальным для данных условий и этим реализовывать наиболее значительный резерв улучшения технико-экономических показателей работы доменных печей за счёт технологических мероприятий.

Функции основных подсистем:

Подсистема «*Шихта*» осуществляет расчётный поиск такого состава рудной части шихты, который с учётом показателей качества и цены каждого потенциально наличного материала, а также влияния качества шихты на расход кокса обеспечивает минимальную себестоимость выплавляемого чугуна и при этом удовлетворяет всем накладываемым пользователем ограничениям.

Подсистема «**Загрузка**» обеспечивает математическое моделирование загрузки шихтовых материалов в доменную печь при использовании различных модификаций конусных и безконусных загрузочных устройств, расчёт расположения слоёв шихты, значений рудных нагрузок на кокс и основности шихты по радиусу колошника.

Подсистема «**Шлак**» позволяет производить с помощью математической модели оценку основных свойств шлака заданного состава (температур начала плавления и кристаллизации, вязкости при разных температурах, коэффициентов поверхностного натяжения и распределения серы между шлаком и чугуном), а также осуществляет автоматизированный выбор состава шихты из имеющихся материалов для достижения заданной основности и оптимизации свойств шлака.

Подсистема «**Дутьё**» реализует расчёт по заданным параметрам дутья комплексных технологических параметров дутьевого режима доменной плавки (теоретической температуры горения топлива, мощности струи дутья или потока газа в горне, объёма образующегося за минуту фурменного газа), а также производит расчётный выбор значений параметров дутья, обеспечивающих поддержание группы комплексных параметров на заданном оптимальном уровне.

Подсистема «**Расчёт**» позволяет производить расчёты: задувочных шихт; текущих показателей работы доменной печи; приведенных к одинаковым условиям производительности печи и удельного расхода кокса.

Подсистема «**Тренажёр**» обеспечивает имитацию в ускоренном масштабе времени технологического режима плавки любой доменной печи, работающей в конкретных условиях, и позволяет вырабатывать у технологов единообразные правильные подходы к оперативному управлению тепловым и газодинамическим режимами доменной плавки.

Данная система может функционировать не только на доменных печах, оборудованных системами компьютерного контроля и управления. Её можно эффективно использовать также для исследовательских целей, обучения студентов и повышения квалификации специалистов.

Практическое использование, начиная с 2012 года, на доменных печах «ПАО МК «Азовсталь» подсистем «**Загрузка**» и «**Дутьё**» позволило оптимизировать режим плавки и улучшить показатели работы печей [3].

Библиографический список

1. Тараканов А.К., Ивашенко В.П. Проблемы автоматизации управления доменным процессом // Сталь.–2010.–№4.– С. 21-23.
2. Тараканов А.К., Бочка В.В., Гринштейн Н.Ш. Управление загрузкой доменной печи с использованием многоцелевой автоматической системы // Сталь.-1999.-№8.-С.9-13.
3. Тонких Д.А., Тараканов А.К., Костомаров А.С. Совершенствование режимов загрузки шихты и дутья на доменных печах ПАО «МК «Азовсталь» //Металлург.-2013.-№9.– С.25-28.

ІННОВАЦІЙНІ ПІДХОДИ У ПІДВИЩЕННІ КОНКУРЕНТОСПРОМОЖНОСТІ ВІТЧИЗНЯНИХ ПІДПРИЄМСТВ З ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ

На сучасному етапі розвитку світової металургії актуальність залізовуглецевих сплавів (сталей та чавунів) для промисловості залишається дуже високою. Вони виступають основним конструкційним матеріалом для виробництва більшості продукції машинобудування. У зв'язку з переорієнтацією вітчизняної промисловості на європейські ринки збуту дуже актуальним стає завдання підвищення якості металургійної продукції. Важливим аспектом сучасного металургійного виробництва сталі в країнах з розвинутою економікою є впровадження ресурсо- та енергозберігаючих технологій, що дозволяє зменшити негативний антропогенний вплив на довкілля та підвищити енергонезалежність при одночасному зниженні собівартості кінцевої продукції. Таким чином, необхідно відзначити, що вітчизняні підприємства металургійного комплексу потребують кардинальної модернізації усього технологічного устаткування, а найбільше ця тенденція проявляється на стадії виробництва сталі та відливок з неї. Відповідно до досвіду поширеної в країнах з розвиненим металургійним виробництвом, технологія виробництва якісних сталей передбачає проведення комплексних заходів з підготовки металургійної сировини, виплавлення необхідної марки сталі у плавильному агрегаті, застосування заходів з позапічної обробки сталі (вакуумацію та обробку на установках «квіш-піч»), розливки сталі на машинах безперервного литва (МБЛЗ) з отриманням заготовок з високою структурною та хімічною однорідністю [1].

Однією з самостійних операцій сучасного виробництва сталі є позапічне рафінування чавуну від сірки і, у випадку виробництва сталей для північного виконання, від кремнію та фосфору. Серед усіх шкідливих для металопродукції домішок найбільш складно видаляється сірка. Викликано це тим, що процес десульфурзації у плавильному агрегаті не протікає у повному обсязі через відсутність термодинамічних умов (значний вміст оксидів заліза у пічному шлаці та кисню в металі, порівняно високі температури металевого розплаву тощо). На даний момент розроблена значна кількість технологій позапічної десульфурзації чавуну, проте найбільш дієвими з них є ті, що базуються на використанні активних реагентів (серед яких найбільше поширення отримав металевий магній [2]). Найбільш раціональними способами його введення у рідкий чавун є інжекція гранульованого магнію у потоці природного газу або азоту чи аргону [3]. Проте зазначені вище технології відрізняються високою енерговитратністю та ресурсоемністю, тому колективом кафедри розроблені технології десульфурзації чавуну за рахунок обробки розплаву магнієм

відновленням з оксиду за рахунок теплоти електричної дуги [4] та зарахунок тепла паралельних екзотермічних реакцій [5].

Відповідно до технології що передбачає використання тепла електричної дуги в об'єм рідкого чавуну занурюється витратний блок, що складається зі відновлювального стрижня (виконаного із суміші оксиду магнію та оксиду кальцію і відновлювача) обладнаного, принаймні, двома електродами, підключеними до джерела струму, ізолювано встановленими усередині стрижня. При подаванні електричного струму на електроди між ними виникає електрична дуга, яка розігріває тіло блоку й призводить до відновлення магнію з оксиду безпосередньо у розплаві. Дана технологія дозволяє досягти ступеня десульфурзації на рівні кращих технологій з позапічної десульфурзації чавуну (інжекція диспергованого магнію та коінжекція суміші магнію та вапна).

Процес позаагрегатної десульфурзації рідкого чавуна за рахунок введення екзотермічної суміші, що забезпечує відновлення магнію з оксиду безпосередньо у об'єм рідкого металевго розплаву, протікає за рахунок нагрівання оксиду магнію в присутності відновника під дією теплоти паралельних екзотермічних хімічних реакцій. У промисловому виконанні дана технологія реалізується за рахунок введення брикетів з екзотермічної суміші, що містить оксиди заліза, магнію та кальцію і металевий алюміній у кількості 1,5 – 2,0 кг/ т рідкого чавуна. При застосуванні даної технології досягається ступінь десульфурзації 50 – 70 %, що підтверджує можливість застосування розробленого матеріалу на промислових підприємствах з малим обсягом виробництва.

На стадії виплавки сталі найбільше поширення у світі отримав киснево-конвертерний спосіб виробництва сталі. Проте в умовах різкого дефіциту якісних шихтових матеріалів для стабільного ведення процесу виплавки сталі значне розповсюдження отримали фурмені пристрої прогресивної конструкції – двоконтурні та двоохрусні. Так працівниками кафедри металургії сталі розроблена конструкція кінцьовика кисневої фурми, що оснащений 3 соплами Лавалю та 6 циліндричними соплами [6]. Використання продувочного пристрою запропонованої конструкції дозволяє збалансувати тепловий баланс конвертерної плавки за рахунок збільшення частки монооксиду вуглецю, що допалюється до діоксиду вуглецю. При цьому випробування у промислових умовах дворядного кінцьовика кисневої фурми дозволив досягти економії рідкого чавуну на рівні 5 кг/т чавуну.

Відповідно до світової практики отримання відливок зі сталі найбільш поширеною технологічною схемою є безперервна розливка сталі. Для остаточного усунення хімічної та структурної неоднорідності безперервно литої заготовки розроблені технології з обробки рідкої сталі в предкристалізаційний період. До основних завдань цього методу можна віднести створення термодинамічних і теплофізичних умов, що сприяють формуванню металу з високою хімічною та структурною однорідністю. Найчастіше подібний вплив здійснюється в проковшці, кристалізаторі або зоні вторинного охолодження машин безперервного лиття заготовок. З часу освоєння процесу безперервного розливання сталі розроблено широкий спектр

методів і технологій впливу. Існуючі технології обробки рідкої сталі в предкрісталізаційний період можна класифікувати наступним чином: 1) інтенсифікація і зміна характеру циркуляції потоків в рідкій фазі; 2) руйнування фронту кристалізації концентрованими джерелами енергії; 3) інтенсифікація теплообміну рідкої фази з зовнішнім середовищем через тверду кірку; 4) введення в сталь інокуляторів. Основними завданнями інтенсифікації та зміни характеру циркуляції потоків в рідкій фазі є гомогенізація сталевого розплаву, усереднення його температури, підвищення ефективності асиміляції неметалевих включень шлаковою фазою. Додатково може відбуватися подрібнення структури металу за рахунок об'ємної кристалізації, ініційованої осколками дендритів, які сколюються потоками розплаву з поверхні фронту кристалізації. До даного типу технологій відносяться пульсаційна обробка розплаву та електромагнітна. Руйнування фронту кристалізації концентрованими джерелами енергії спрямовано, головним чином, на руйнування гілок зростаючих дендритів шляхом накладення на заготовку, що кристалізується, коливань різної частоти й амплітуди. Так, обробка сталі ультразвуком призводить до зменшення розмірів зерен, протидіє виникненню стовпчастих кристалів. Застосування вібраційної обробки дозволяє досягти подрібнення зерен, забезпечує рівномірний розподіл неметалевих включень та істотно зменшує пористість. Процес електрогідроімпульсного впливу на розплав характеризується високими енергетичними показниками (до 150 кДж в імпульсі), істотно зменшує осьову пористість і дозволяє знизити довжину рідкої фази на 11% при відносно невеликих енергетичних витрат, що забезпечує можливість обробки великої маси металу.

Можливості інтенсифікації теплообміну рідкої фази з зовнішнім середовищем через тверду корку обмежуються теплофізичними властивостями та міцністю останньої. Зважаючи на це, дослідники обмежили чисельність технологій даного виду всього лише двома. Перша з них, що заснована на ефекті Пельтьє, дозволяє дещо прискорити процес тверднення заготовки. Другим методом інтенсифікації теплообміну є збільшення витрати охолоджувача, яке здійснюється шляхом зрошення поверхні сляба великою кількістю води в перших секціях зони вторинного охолодження з метою зменшення температури поверхні до 700 ° С і нижче та витримці її в цьому діапазоні. Цей метод дозволяє здійснювати безперервне розливання низьковуглецевих та інших проблемних марок сталей, а також підвищує продуктивність МБЛЗ при розливанні рядових марок сталі.

Введення в сталь інокуляторів або, пізніше, модифікування має на меті зміну структури заготовки та модифікування неметалевих включень, що дозволяє істотно підвищити механічні властивості литого металу. За характером впливу на металевий розплав інокулятори класифікують на 4 групи: фрігатори (охолоджувачі), модифікатори (домішки, подрібнюють і модифікують структуру), лігатори (взаємодіють з компонентами розплаву, утворюючи нові форми) і армуючі інокулятори.

На сьогоднішній день існує широке розмаїття способів введення інокуляторів в рідку сталь в предкрісталізаційний період. Найбільш

ефективним є введення дисперсних інокуляторів в рідку сталь через порожнистий стопор проковша в струмені газу-носія [7]. Технологія з введення інокуляторів має комплексну дію на процес безперервного розливання, забезпечую модифікування структури, об'ємну кристалізацію та гальмування струменя металу на виході з погрузного стакану.

Таким чином визначено, що для підвищення конкурентоспроможності вітчизняних підприємств з виробництва сталі необхідно впроваджувати технічні рішення що до модернізації процесів позапічної обробки чавуну та сталі, виплавки сталі й її розливання на МБЛЗ. Модернізація виробництва, в першу чергу, бути орієнтована на впровадження технологій з енерго- та ресурсозаощадження, підвищення якості продукції і продуктивності всього виробництва.

Бібліографічний список

1. Чернега Д.Ф., Богушевський В.С., Готвянський Ю.Я. Основи металургійного виробництва металів і сплавів: підруч. – К.: Вища школа, 2006. – 503с.
2. Выбор рациональной технологии внепечной десульфурации чугуна в условиях современного металлургического производства / Шевченко А.Ф., Двоскин Б.В., Быков Л.В. и др. // Металлургическая и горнорудная промышленность. - 1999. - № 5. - С. 23 – 27.
3. Рациональная технология десульфурации чугуна гранулированным магнием в большегрузных заливочных ковшах / А.Ф. Шевченко, Б.В. Двоскин, А.С. Вергун и др. // Бюллетень Института "Черметинформация". – 2001. – №1. – С. 12 – 14.
4. Нізяєв К.Г., Бойченко Б.М., Стоянов О.М., Молчанов Л.С. Патент на винахід: "Блок для рафінування і модифікування чавуну та сталі" № 103334 опубл. 10.10.2013, Бюл. №19.
5. Молчанов Л.С., Нізяєв К.Г., Бойченко Б.М., Стоянов О.М., Синегін Є.В. Патент на корисну модель: "Екзотермічна суміш для обробки чавуну" № 86130 опубл. 10.12.2013, Бюл. №23.
6. Анализ сталеплавильного производства ПАО "ЕВРАЗ ДМЗ им. Петровского" / Низяев К.Г., Стоянов А.Н., Молчанов Л.С., Синегин Е.В. // Тепло– и массообменные процессы в металлургических системах: материалы IX Международной научно-технической конференции, Мариуполь, 9 - 10 сентября 2015 г. – Мариуполь: ГВУЗ «ПГТУ», 2015. – С. 51 – 55.
7. Синегін Є.В., Бойченко Б.М., Герасименко В.Г., Молчанов Л.С. Патент на корисну модель: "Спосіб безперервного розливання металів та сплавів" № 90837 опубл. 10.06.2014. Бюл. № 11.

СИСТЕМНЫЙ АНАЛИЗ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ - ОСНОВА СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ

Эволюционное развитие технологии доменной плавки на начальном этапе проходило стихийно. К началу XIX века достижения науки позволили, а практические нужды промышленности востребовали направить усилия инженеров и ученых на целенаправленное познание процессов и развитие теории доменной плавки (ДП), как основы технического прогресса [1]. Последующий период широкой реализации этого процесса показал необходимость его обобщения, которое на данном этапе выполняется в Институте черной металлургии в виде системы последовательно проводимых международных симпозиумов с участием ведущих специалистов и широким обсуждением проблем [2, 3]. Материалы обобщены настоящей работой, включающей также проблемы системности анализа, принципов функционирования, моделирования и прогноза. Указанный комплекс излагаемых ниже проблем получения новых знаний обозначен нами как «философия доменной плавки».

Традиционно сложившийся подход к анализу доменной плавки основан на детальном изучении отдельных его явлений (тепло- и массообмена.. и др.) с последующим использованием выявленных закономерностей для определения возможных и желаемых тенденций в развитии процессов и управления ими. Такой подход является плодотворным, однако не вполне достаточным для полного познания процесса с целью их совершенствования. Это обусловлено тем, что доменная плавка в целом является не простой совокупностью отдельных явлений, а сложной функцией их связей, природа которых сложнее самих явлений и включает свойства, не присущие отдельным явлениям. Указанные особенности процессов доменной плавки позволяют характеризовать ее как **большую систему** в современном понимании, включающем новые понятия, в том числе [4]: **Интегративные качества** - качества, присущие системе в целом, но не свойственные ее элементам в отдельности. При этом **свойства системы, хотя и зависят от свойств ее элементов, но полностью не определяются ими**. В силу изложенного при изучении металлургических технологий и их развития необходимо использование идеологии **системного подхода**, как методологической основы изучения больших систем.

Проблемы собственно процесса познания доменной плавки до сих пор не ставились как самостоятельные и возникли лишь при накоплении эмпирического материала и определенной степени его осмысления. На этой стадии возникла необходимость осмысления самого процесса познания для придания ему большей динамичности. Основой осмысления процесса познания может быть анализ его эволюции (по Г.В.Ф. Гегелю), позволяющий выявить

некоторые общие принципы функционирования системы. Применительно к ДП первый из них сформулировал М.А.Павлов [5], обобщая положение, высказанное ранее Р. Окерманом относительно процесса теплоусвоения. В нашей более широкой интерпретации с обоснованием ко всем другим процессам оно выражается как **принцип затухания [1]: Максимальный эффект от применения каждого мероприятия по совершенствованию доменной плавки достигается при условиях, противоположных тем, к которым ведет данное мероприятие. Он дополняется принципом сочетания: Наиболее эффективны сочетания таких мероприятий, которые воздействуют на основные процессы в печи в противоположных направлениях.**

Рассмотренные два принципа охватывают доменную плавку как простую совокупность явлений, но не учитывают ее единства как большой системы, в которой связи между элементами не менее весомы, чем сами элементы, а система включает свойства, не присущие отдельным ее элементам. По мере совершенствования такой системы ряд комплексных параметров приближаются к предельному состоянию независимо от влияющих факторов. В доменной плавке, в частности, уменьшается время пребывания материалов в печи, снижается количество газов на единицу материалов, возрастает интенсивность фильтрации расплава через коксовую насадку, что способствует снижению устойчивости хода процессов и усложняет управление ими. Формально это выражается в уменьшении энтропии системы. **Системный подход к доменной плавке позволяет сформулировать принцип предельных состояний:**

По мере совершенствования технологии доменной плавки и приближения её к некоторому предельному режиму эффективность всей совокупности мероприятий по её дальнейшему улучшению снижается.

Кроме указанного, доменная плавка обладает рядом свойств, которые обозначены ниже как **СИСТЕМНЫЕ СВОЙСТВА:**

Любой разбаланс энергии, возникающий на входе или промежуточных этапах плавки, растягивается во времени и не выводит конечное состояние из заданных пределов (свойство адаптивности).

В силу неравномерности распределения среды и ее свойств в объеме агрегата каждый режим содержит компоненты, не соответствующие его средним параметрам и деформирующие с течением времени средние параметры и показатели плавки путем накопления новых свойств, стимулирующих спонтанный сдвиг состояния процессов в другую область и требующих корректировки режима для достижения заданных показателей (свойство спонтанных сдвигов).

Каждый шаг познания (П1, П2, П3...) является предпосылкой развития (Р1, Р2, Р3...), а очередной шаг развития – стимулом дальнейшего познания (П2, П3,...). В результате образуется многосвязная динамичная система (свойство многосвязности).

Таким образом, на современном этапе изучения доменной плавки мы переходим от познания отдельных процессов к познанию её системных свойств. Это позволит не только глубже осознать закономерности системы «доменная

плавка», но создать предпосылки для прогнозирования дальнейшего развития технологии. На этом пути важное значение обретает

ИЗЫСКАНИЕ МЕТОДОВ ПОЗНАНИЯ ПРОЦЕССОВ ДП.

К середине 19-го века изучение процессов ДП обрело самостоятельное значение. В последующие полтора столетия на основе использования достижений фундаментальных наук и многочисленных экспериментальных исследований в лабораториях и на доменных печах создавалась система знаний, пригодных для практического использования, значимость которой получила яркую характеристику Л. Больцмана: **«Ничего нет практичнее хорошей теории»**. К концу XX века накоплено большое количество знаний, часть которых повторяет друг друга, а другие противоречат результатам аналогичных исследований. Сложившееся положение обусловлено тем, то накопление знаний опередило их систематизацию на современном уровне, а именно – создание работоспособной **математической модели** процессов доменной плавки, на основе которой возможно обобщение и прогнозирование. Плодотворность применения математических методов в различных сферах научного познания отмечалась многими выдающимися учеными: Леонардо да Винчи, И. Кант, М. Борн, Дж.фон Нейман, А. Эйнштейн, Н. Винер и др.

При этом корректное использование математических методов осложнено необходимостью глубокого понимания предметной сущности изучаемых явлений, а также тонкостей математического аппарата и особенностей системного анализа процессов. Наиболее ярко это отражено в высказываниях А. Эйнштейна и Н. Винера. Использование тонкого и эффективного инструмента познания процессов – математического моделирования требует прежде всего **глубокого осмысления сущности изучаемых явлений и их формализации с применением удачно выбранного математического аппарата**. При этом совмещение формализованных процедур с неформальными приемами всегда вызывает осложнение задачи. Однако приоритетность подхода с позиций содержательной интерпретации результатов диктует необходимость изыскания нетрадиционных решений в части моделирования и нахождения численных результатов во имя сохранения предметности результатов.

В доменной плавке адекватность моделей реальным процессам зависит от изученности процессов. Полученные на моделях результаты иллюстрируют возможности широкого использования моделей для анализа реальных технологий **и разработки новых технологических решений. Однако до недавнего времени такого масштабного анализа ни для одной модели не проведено. Причины этого** обусловлены не только трудностями переосмысления всей технологии как цельной системы, но также и тем, что требуется специфическое построение моделей для удобства оперирования ими в ходе аналитических исследований.

Поставив перед собой задачу преодоления указанных трудностей, разработчики ИЧМ начали с создания собственной модели для выполнения аналитических исследований процессов ДП, которое было обусловлено, помимо прочего, необходимостью её соответствия требованиям системности параметрического анализа показателей и процессов, в том числе адекватности одновременного отражения по возможности всех процессов и показателей по

всем параметрам. Только при использовании такой модели возможно выявление ряда закономерностей, традиционно выпадающих из внимания исследователей и остающихся за пределами анализа. Указанные закономерности после проверки на реальных объектах могут служить основанием для углубления выводов и разработки новых технологических решений.

Разработанная в ИЧМ НАН Украины математическая модель отличается тем, что на основе структурной увязки многозонных по высоте и радиусу доменной печи и общих балансов масс и теплоты увеличены прогнозные возможности модели, в том числе по установлению новых количественных связей процессов и выявлению влияния неравномерности распределения материалов по радиусу печи на показатели плавки. Наряду с количественным уточнением связей исходных параметров и конечных результатов (расход кокса, производительность), раскрываются внутренние связи процессов в объеме печи (в том числе некоторые новые), влияющие на характер режимов плавки и конечные результаты. Наряду с балансовыми факторами экономии кокса, определяющими основную величину сокращения теплопотребления, расчетами учитывается и оценивается существенное влияние на расход кокса характера тепломассообмена, фазовых превращений, газомеханики и распределения материалов и газов в печи, связанных прямыми и обратными связями с расходом кокса. Новый подход открыл дополнительные возможности анализа процессов и формирования мер по повышению эффективности плавки, включающие **выявление лимитирующей зоны по высоте и поперечному сечению печи.**

ПРОГНОЗ ПОКАЗАТЕЛЕЙ И ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ ПРОЦЕССОВ

С помощью разработанной модели на базе показателей работы ДП № 9 ОАО «АМКР» в один из характерных периодов выполнили комплексное аналитическое исследование процессов доменной плавки, включающее многовариантные расчеты показателей процессов при варьировании в широком диапазоне реальных значений параметров шихты, дутья и распределения материалов на колошнике.

Последнее иллюстрируется на рис. 1 величинами относительных рудных нагрузок (RH – относительно средней) по радиусу колошника. Показано 3 типа распределения RH : **ККр** – конусное крутое; **ЛПл** – лотковое пологое; **ЛРн** – лотковое равномерное.

Выполненное исследование влияния входных параметров плавки на формирование температурно-концентрационных и фазовых полей ДП показало существенные количественные отличия для разных параметров: наиболее сильным, наряду с распределением материалов, оказалось влияние предварительной металлизации шихты, расхода природного (коксового) газа, кислорода и температуры дутья; другие параметры влияют слабее. В ходе исследований выявлены некоторые **новые закономерности** протекания процессов плавки: 1) разнообразие схем теплообмена по высоте радиальных зон, вплоть до вырождения верхней ступени теплообмена или трансформации

температурного поля ДП в направлении схемы, присущей вагранке; 2) минимальное по радиусу развитие прямого восстановления железа у периферии; 3) переток газов в радиальном направлении на разных горизонтах; 4) сложная система прямых и обратных связей параметров зоны размягчения и плавления (ЗРП) с комплексом входных, промежуточных и выходных параметров; 5) то же для теплосъема со стен печи.

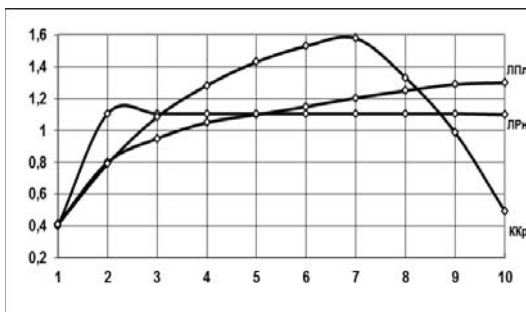


Рис. 1. Относительная РН на колошнике (по вертикали) в радиальных кольцевых зонах 1-10 (по горизонтали) для трех типов РРН: ККр, ЛПл, ЛРН.

Выполненный с учетом этих закономерностей **анализ режимов ДП** показал:

Неравномерное распределение материалов и газов в 12-ти вертикальных температурных зонах (ВТЗ) по высоте и 10-ти радиальных кольцевых зонах (РКЗ) по радиусу доменной печи определяет соответствующую **неравномерность хода процессов и полиморфность температурно-концентрационных, фазовых и газодинамических полей** печного объема. При этом для РКЗ с высокой фактической рудной нагрузкой (ФРН) характерно **вырождение верхней ступени теплообмена и повышенное развитие прямого восстановления**, приводящие к дефициту теплоты в высокотемпературных ВТЗ, и соответствующее возрастание общей потребности теплоты и расхода кокса. Перераспределение РН по радиусу ослабляет этот процесс и способствует общему улучшению теплопередачи с уменьшением средней температуры на колошнике. Идеальным является переход к равномерному в РКЗ-2-9 распределению рудных нагрузок – РРН с установлением рациональных РН в РКЗ-1 (центр) и РКЗ-10 (периферия). Формирование газопотоков и температурно - концентрационных полей происходит под влиянием процессов в зоне размягчения и плавления (ЗРП): поток газа «обтекает» ЗРП через «отдушины».

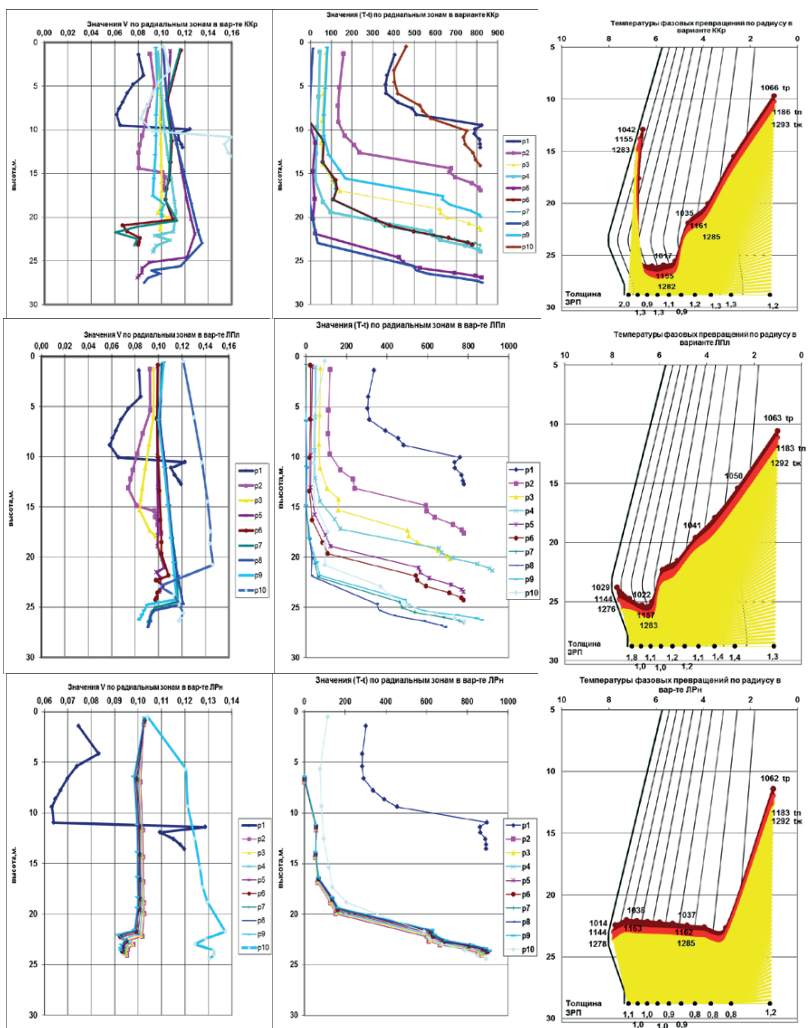


Рисунок 2. Количество газа в РКЗ-1-10 (V- доли относительно общего – графики слева), разности температур газа и шихты (T-t) - по центру, параметров зоны размягчения и плавления (ЗРП - справа) для трех вариантов распределения рудной нагрузки на колошнике: ККр (первый ряд графиков), ЛПл (второй ряд), ЛРн (третий ряд). Также параметры ЗРП по радиусу на разной высоте (расстояние по вертикали от верха, м.) для трех вариантов распределения относительных РН (по вертикали) в РКЗ-1-10 (по горизонтали от оси, м.). t_r , $t_{пл}$, $t_{ож}$ - температуры размягчения (коричн.), плавления (красн.) и ожижения (желтый) соответственно.

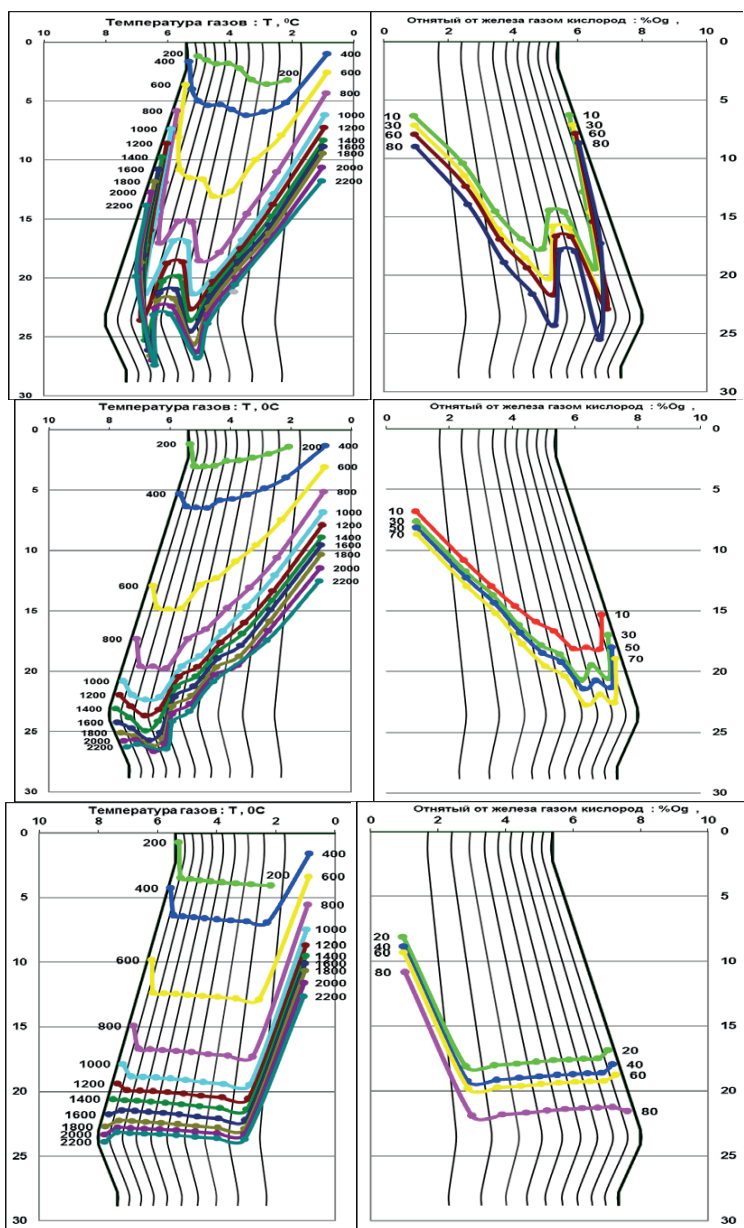


Рисунок 3. Изотермы газа и изолинии количества отнятого газом от шихты кислорода в рабочем пространстве доменной печи. По горизонтали – расстояние от оси, м. По вертикали – расстояние от «технологического нуля» загрузки.

Противоток шихты и газа представляет собой единую взаимосвязанную систему движения шихты и газа в совокупности с продуктами их взаимодействия, фазовых превращений и энергообмена. При этом движение газа происходит не только по вертикали. Наиболее сложные траектории имеют осевой и периферийный потоки, особенно в области «обтекания» ЗРП (рис. 2). В РКЗ-10 (периферия) это наблюдается на уровне 20-25 м., в РКЗ-1 (ось) – 7-10 м. Выше зоны обтекания происходит отток газа от периферии и оси в промежуточные РКЗ-2-9 с сокращением количества газа в РКЗ-1 в 1,5-2 раза (до $0,06 \text{ м}^3/\text{м}^3$) и изменением состава, в том числе за счет отнятия кислорода от шихты и транспортировки в вертикальном и горизонтальном направлениях.

Изолинии разности температур ($T-t$) в сочетании с изотермами газа T_g (рис. 3) иллюстрируют температурное поле ДП в увязке с указанными факторами, а перегиб кривых при минимальном значении ($T-t$) обозначает положение границы зон теплообмена для каждой из 10 РКЗ (от 5 до 20 м.). Концентрационное поле формируется под влиянием количества отнятого от шихты кислорода и по форме зеркально отражает температурное поле (рис. 3).

Максимальное **развитие прямого восстановления** часто имеет место в РКЗ-1 (центральная) и составляет 30-50% при средней для печи 20-40%; **минимальное достигается в РКЗ-10 (периферийная) и составляет 3-15%.** При переходе к равномерному распределению РН происходит выравнивание значений степени прямого восстановления в РКЗ-2-9 и чаще всего некоторое уменьшение степени прямого восстановления в РКЗ-1 и РКЗ-10.

Органически присущее конусным загрузочным устройствам (КЗУ) параболическое распределение рудной нагрузки характерно повышенными значениями РН в 2 – 3-х промежуточных РКЗ и существенно отличается от распределения РН при загрузке бесконусными (лотковыми) устройствами (БЗУ), обеспечивающими более равномерное распределение РН. Это позволило на основе изложенного подхода впервые **оценить расчетным путем (с помощью модели) ожидаемое сокращение расхода кокса при использовании БЗУ вместо КЗУ.**

Радикальные изменения процессов происходят при увеличении степени предварительной металлизации шихты: сокращается теплотребление на прямое восстановление железа и соответственно уменьшается отношение теплостойкости шихты и газа, а также интенсивность теплопередачи в нижней зоне (рис. 4). Вследствие этого увеличивается потребная для нагрева продуктов плавки высота нижней ступени теплообмена и соответственно сокращается высота верхней при увеличении минимальной по высоте разности температур шихты и газа. В результате изотермы газа перемещаются вверх, увеличивая потери через колошник, а зона размягчения и плавления располагается выше базового положения и утолщается (рис. 4).

Под действием указанных явлений основной балансовый фактор экономии кокса от использования предварительно металлизированной шихты не может быть реализован достаточно полно при степени металлизации более 20%, т.к. процессы тепломассообмена, фазовых превращений и газомеханики

развиваются в направлении, ограничивающем эффективность реализации этой технологии (рис. 4).

Важнейшей характеристикой классической доменной плавки является двухступенчатая схема теплообмена по высоте, обусловленная наличием в средней части столба зоны сильного внутреннего теплопотребления, которая отделяет верхнюю зону интенсивного теплообмена с отношением теплоемкостей потоков шихты и газа $m_B = (W_{ш}/W_r) < 1$ от нижней зоны интенсивного теплообмена с отношением теплоемкостей потоков шихты и газа $m_H = (W_{ш}/W_r) > 1$. Основным фактором внутреннего теплопотребления шихты является развитие прямого восстановления железа. Чем оно больше, тем интенсивнее теплообмен в нижней зоне. Однако по мере увеличения степени предварительной металлизации шихты объем развития прямого восстановления сокращается, и интенсивность теплообмена уменьшается. Происходит постепенная трансформация присущей доменной плавке схемы теплообмена в направлении схемы, присущей вагранке.

Специфической особенностью этой технологии является ослабление влияния распределения материалов на колошнике на показатели плавки, а также резкое сокращение эффективности (часто нецелесообразность) вдувания восстановительных газов, обусловленная сокращением объема прямого восстановления.

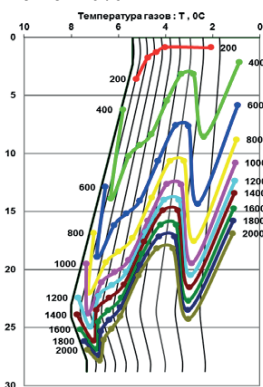
Аналогичные процессы происходят при увеличении расхода ПГ: сокращается теплопотребление на прямое восстановление железа и соответственно уменьшается отношение теплоемкостей шихты и газа, а также интенсивность теплопередачи в нижней зоне при увеличении её в верхней зоне (рис. 5). Вследствие этого при увеличении расхода ПГ до $100 \text{ м}^3/\text{т чуг. эквивалент}$ замены кокса составляет $0,8\text{--}0,9 \text{ кг/м}^3$, а при дальнейшем увеличении расхода ПГ и сокращении степени прямого восстановления до $\gamma_d < 20\%$ происходит резкое увеличение температуры колошникового газа, приводящее к сокращению ЭЗ в 1,5–4 раза.

Общее направление деформации температурного поля газового потока при увеличении расхода ПГ аналогично его деформации при использовании предварительно металлизированной шихты, где происходит постепенная трансформация присущей доменной плавке схемы теплообмена в направлении схемы, присущей вагранке (см. выше).

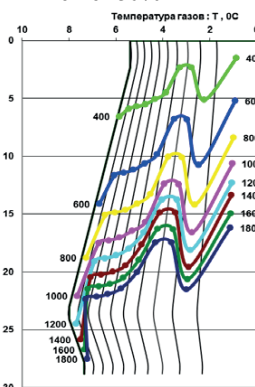
На основе выполненного параметрического анализа сформированы условия комплексного использования лучших параметров плавки и выполнено аналитическое исследование показателей и процессов доменной плавки с позиций максимального сокращения расхода кокса.

Сокращение расхода кокса достигалось за счет его замещения ПУТ (250 кг/т) и коксовым газом ($100 \text{ м}^3/\text{т}$) с увеличением T_d до 1300°C и концентрации в нем кислорода 25% при содержании железа в полностью офлюсованной шихте до 60% и необходимом улучшении металлургических свойств кокса и сырья, а также оптимизации распределения материалов на колошнике.

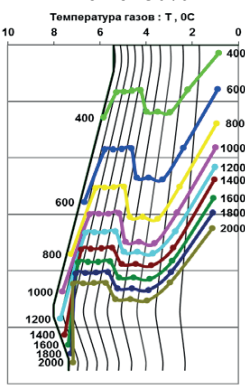
Fe мет 10% ФРН



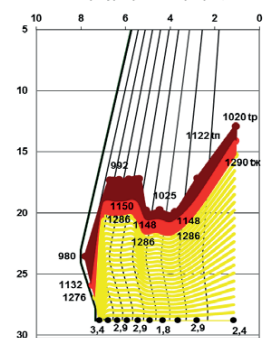
Fe мет 30% ФРН



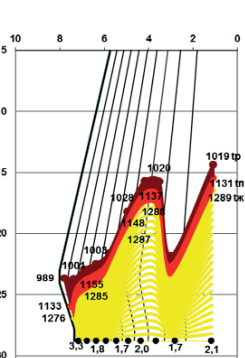
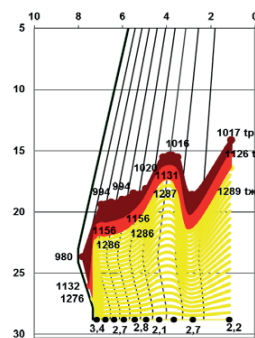
Fe мет 30% РРН



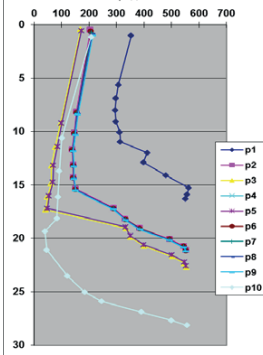
Температуры фазовых превращений



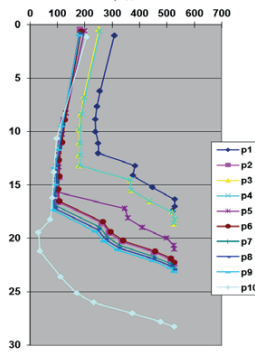
Температуры фазовых превращений



Значения по радиальным зонам



Значения по радиальным зонам



Значения по радиальным зонам

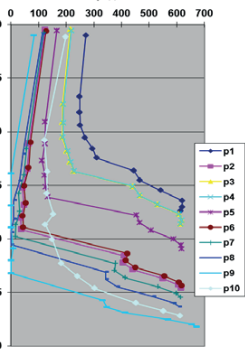
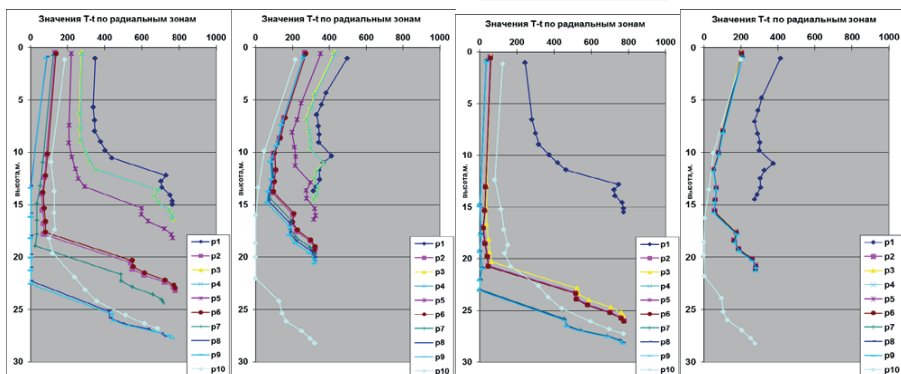


Рисунок 4. Изотермы газа (верхние графики),ЗРП (средние графики) и разность температур газа и шихты T-t (нижние графики) в объеме ДП-9 «АМКР» (РКЗ p1-p10) при разной степени предварительной металлизации шихты. По вертикали: расстояние от верха печи, м. По горизонтали: расстояние от центра печи, м (верхние и средние графики); разность температур газа и шихты T-t (нижние графики).



118

Расчетами установлена возможность сокращения расхода кокса в указанном режиме до 190÷200 кг/т чугуна. Высокоэффективная технология вдувания ПУТ не может быть единственной. С учетом реализации рационального распределения рудных нагрузок на колошнике в этом режиме наблюдается тенденция к вырождению верхней ступени теплообмена в РКЗ-2-10, которая поддается торможению добавкой коксового газа. При этом достигаются предельные величины степени использования энергии газов. ЗРП смещается вниз при сохранении периферийной части (РКЗ-10) в области заплечиков, а центральной (РКЗ-1) – в области середины-верха шахты.

в отрасли в связи с дефицитом высокосортных углей и динамичной конъюнктурой рынка. Её расширение должно сопровождаться разработкой дополняющих и альтернативных технологий, в частности сочетания с вдуванием коксового газа, продуктов газификации низкосортных углей широкого назначения и др., а также загрузкой специально подготовленного кускового антрацита. Фундаментальное решение проблемы сокращения расхода кокса до 180÷200 кг/т чугуна с использованием для его замещения низкосортных углей может быть получено на основе разработки новой технологии доменной плавки **с вдуванием горячих восстановительных газов – продуктов газификации углей, получаемых в специальных газификаторах – прифурменных (на доменной печи) и придоменных (в отдельных агрегатах).**

Выявление рассмотренных и других возможных закономерностей основано на представлении процессов доменной плавки в виде комплекса полиморфных температурно-концентрационных, фазовых и газодинамических полей в объеме ДП, дискретизированных на 120 локальных объемов, которые связаны между собой единой системой материально-теплого баланса с выявлением лимитирующего локального объема. Анализ процессов на такой основе позволяет избежать по меньшей мере системных ошибок, присущих известным подходам. Прогнозирование эффективности использования предварительно металлизированного сырья с помощью модели, в которой постулируется значение разности температур газа и шихты на границе двух зон теплообмена $<10^{\circ}$ для печи в целом, дает искаженные результаты, которые при анализе данного фактора видны более отчетливо, чем для других факторов.

Использование для анализа разработанной математической модели, построенной исходя из системности параметрического анализа, а также адекватности одновременного отражения по возможности всех процессов и показателей по всем параметрам, позволило не только количественно уточнить влияние исходных параметров на конечные результаты (расход кокса, производительность), а также раскрыть внутренние связи процессов в печи.

При этом выявлены и уточнены некоторые закономерности хода процессов, ряд которых качественно подтверждены ранее проведенными экспериментальными исследованиями. Выявленные закономерности трансформации температурно - концентрационных, фазовых и газодинамических полей в объеме ДП, а также поперечных перетоков газа по высоте столба шихты позволяют объяснить ряд сложных явлений и могут

рассматриваться как инструменты саморегулирования в большой системе «Доменная плавка», а установленная сложная система прямых и обратных связей параметров зоны размягчения и плавления, а также потеря теплоты через стены с комплексом входных, промежуточных и выходных параметров доменной плавки является важным компонентом системного анализа плавки.

Дальнейшее изучение этой системы рассмотренным методом с дополнением новыми экспериментальными исследованиями позволит выявить **новые закономерности хода процессов и дополнительные её системные свойства**, которые могут быть использованы для совершенствования технологии.

Это прежде всего достижение минимально-возможного уровня расхода кокса, который по нашим оценкам составляет 180÷200 кг/т чугуна. Снижение расхода кокса до этого уровня не может быть реализовано только традиционными методами. Одним из радикальных путей решения задачи является вдувание продуктов газификации угля на основе разработанных нами основ технологии и прифурменных газификаторов. Дальнейшая эволюция пойдет по пути бескоксовой плавки в шахтно-горновом агрегате на основе доменной печи. Параллельно должны получить развитие энергетическая и санитарно - экологическая функции доменных печей путем перестройки выведенных из эксплуатации по балансу металла агрегатов в режим газификации угля и утилизации отходов, а также выплавки ферросплавов. Указанная концепция развития металлургии отвечает эволюционному характеру прогресса в этой отрасли, охватывающей глубокие социально-экономические пласты общественного организма. На конечном этапе этой эволюции создается технология бескоксowego получения металла в шахтно-горновом агрегате на основе доменной печи [1]. Эта технология успешно противостоит в конкуренции альтернативным (жидкофазное восстановление ЖФВ, Коррекс и др.) и остается приоритетной на длительный период, оставляя место другим при определенных условиях: например, сооружение установки ЖФВ в доменном цехе в случае роста количества перерабатываемых отходов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основе анализа эволюции доменной плавки с выявлением её системных свойств и принципов функционирования установлена возможность достоверной оценки её состояния в различных условиях и прогнозирование показателей работы при изменении условий.

С целью реализации этой возможности в ИЧМ НАН Украины разработана математическая модель доменной плавки и выполнено численное исследование для широкого диапазона параметров ДП. Исследование позволило определить влияние различных факторов на процессы, установить рациональные режимы ДП для существующих условий и оценить перспективу перехода к малококсовой и бескоксовой ДП. В процессе исследования выявлены новые закономерности хода плавки: 1) разнообразие схем теплообмена по высоте радиальных зон, вплоть до вырождения верхней степени теплообмена; 2) минимальное по радиусу развитие прямого

восстановления железа у периферии; 3) переток газов в радиальном направлении на разных горизонтах; 4) сложная система прямых и обратных связей параметров зоны размягчения и плавления (ЗРП) с комплексом входных, промежуточных и выходных параметров; 5) то же для теплосъема со стен печи.

Библиографический список

- 1.Товаровский И.Г. Познание процессов и развитие технологии доменной плавки // Днепропетровск: изд-во «Журфонд».- 2015.- 912 с.
2. Познание процессов доменной плавки. – Коллективный научный труд международного симпозиума под редакцией В.И. Большакова и И.Г.Товаровского. – Днепропетровск.- издательство «Пороги».-2006.-440 с.
3. Познание процессов и развитие технологии доменной плавки. – Коллективный научный труд Второго международного симпозиума под редакцией И.Г. Товаровского. – Днепропетровск.- «Журфонд».-2016.-382 с.
4. Николаев В.И., Брук В.М. Системотехника: методы и приложения.- Л.: Машиностроение.-1985.-199 с.
5. Павлов М.А. Металлургия чугуна. Ч.2. Доменный процесс. – Издание шестое. – М.: Metallurgizdat, 1949. – 628 с.

УДК 669.162

Пинчук Д.В., Оторвин П.И., к.т.н., Романчук А.В.,

Лялюк В.П., д.т.н., Кассим Д.А., к.т.н.

ПАО “АрселорМиттал Кривой Рог”

Криворожский металлургический институт НМетАУ

ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ И ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ ОСВОЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВДУВАНИЯ ПУТ НА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ ОБЪЕМОМ 5000 М³

Первая попытка перевода доменной печи №9 объемом 5000 м³ комбината “Криворожсталь” на технологию вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) была предпринята в 1993-1994 годах, когда компания “Hoogovens” получила заказ на проектирование, поставку оборудования и ввод в эксплуатацию системы вдувания ПУТ. Был выполнен базовый инжиниринг и выполнена поставка основных компонентов оборудования (мельниц, генераторов горячего газа, вентиляторов, циклонов, рукавных фильтров и др.). Однако, проект был отложен. Закупленное оборудование было размещено на складе для осуществления программ в будущем. В 2007 году, уже на ПАО “АрселорМиттал Кривой Рог” (АМКР), было принято решение по внедрению технологии ПУТ на печи №9. В декабре 2007 года инженеры “Dastur” разработали новую концепцию проекта и в первой половине 2008 года центральное инжиниринговое управление АМКР подготовило технико-экономическое обоснование (ТЭО). Проведение тендера показало, что предложение компании “Paul Wurth” является наиболее приемлемым согласно техническим и коммерческим показателям. Однако и этот проект был остановлен из-за экономического кризиса 2008 г.

В 2012 году было принято решение о возобновлении проекта, основным исполнителем которого стала компания “Danieli Corus” (DC). Согласно ТЭО, имеющееся оборудование, которое было поставлено в 1993-1994 годах должно быть полностью использовано, а именно: две вертикальные трехвалковые мельницы (64 т/ч каждая), два циклона, шесть рукавных фильтров, вентиляторы и генератор горячего газа. Основным новым оборудованием, приобретаемым при реализации проекта, стали два бункера для сырого угля, система вдувания с тремя резервуарами и двумя дистрибьюторами, электрооборудование и системы автоматизации.

Уголь поставляется на бункерную эстакаду, состоящую из семи бункеров. С бункерной эстакады уголь транспортируется конвейером в закрытые силосы (четыре силоса емкостью по 2000 т).

В период 13.06.-30.07.2015 (48 суток) был проведен ремонт доменной печи №9, во время которого была выполнена полная замена холодильников заплечиков – два ряда, 108 шт. (рис. 1) и шоткретирование шахты печи (нанесено 900 т).



Рис. 1. Замена холодильников на доменной печи объемом 5000 м³

07.12.15 г. был выполнен первый помол угля, а 14.12.2015 г. – первое вдувание на 7 воздушных фурм. Количество инжекционных копьев постепенно увеличивалось с 7 до 14 и далее до 21. В этот период вдули в печь 728 т ПУТ. При этом технологическому персоналу доменной печи пришлось столкнуться с очень большим количеством не столько технологических, сколько технических проблем.

На начальном этапе, в процессе сушки и помола угля, наблюдались: нестабильная работа газогенератора в процессе запуска (не загоралась горелка); утечки пыли по фланцевым соединениям линии помола (трубопроводы, циклоны, рукавные фильтры); переполнение рукавных фильтров (конусная часть, шнековый конвейер, пылепровод, статические грохоты), а также накопление и тление пыли в фильтрах; постоянная вибрация вентилятора первичного газа первой линии, приведшая к обрыву лопатки; нестабильная работа гравиметрического питателя мельницы (скорость питателя не регулировалась).

Основные отклонения в процессе вдувания ПУТ состояли в нестабильной работе пневматических клапанов на питателях. Производилась работа по ревизии и очистке клапанов в ремонтном цехе АМКР. Изменялись параметры импульсных азотных линий для управления клапанами, вносились конструктивные изменения (по согласованию с ДС). После частичной поставки новых клапанов и их монтажа система цикличности стала работать стабильно. С 07.01.16 г. началось периодическое стабильное вдувание ПУТ. В дальнейшем основные трудности при вдувании ПУТ были обусловлены перебоями в обеспечении азотом.

В пуско-наладочном периоде освоения технологии вдувания ПУТ участились случаи горения и деформации фурменных приборов и холодильников. Постоянно происходило увеличение перепадов температур на холодильниках заплечиков в районе 1-й чугунной летки. Вначале подача ПУТ

осуществлялась через нечетные воздушные фурмы – 21 шт. На остальные воздушные фурмы осуществлялась подача природного газа (ПГ). В результате этого образовывались неравномерные по длине очаги горения по окружности доменной печи. Такая неравномерность, в условиях изменения интенсивности плавки, способствовала оплавлению и оползанию гарнисажа.

Специалисты компании “Danieli Corus” объяснили повышение температуры заплечиков расплавлением железосодержащего слоя у стен печи. Зона плохо восстановленных материалов заканчивается на заплечиках. При этом газ, прорываясь через эту зону, движется к холодильным плитам заплечиков, из-за чего растет тепловая нагрузка на холодильники этой зоны печи (рис. 2).

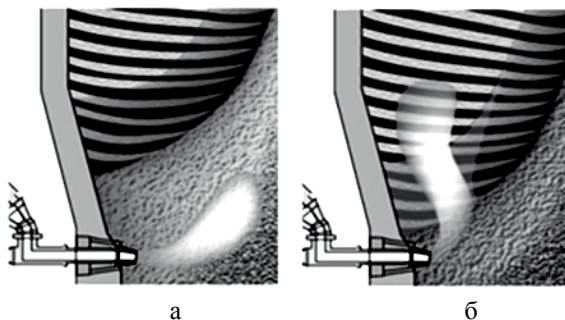


Рис. 2. Прорыв и движение газа к холодильной плите заплечиков
а – при вдувании ПГ, б – при вдувании ПУТ

22.03.16 г. в 11⁵⁵ печь №9 была остановлена по причине разгерметизации кожуха на стыке холодильников фурменной зоны и заплечиков в районе воздушной фурмы №40. Через образовавшийся прогар произошел выброс раскаленных шихтовых материалов на фурменную зону (рис. 3).

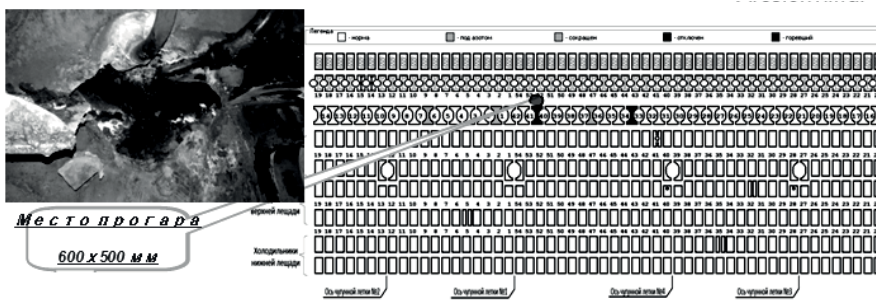


Рис. 3. Схема расположения холодильников и место прогара

В ходе эксплуатации системы подготовки ПУТ наблюдались значительные проблемы на линиях помола. Так, на линии помола №100 (на

01.04.16 г.), – время работы 1178 часов – оборвалась тяга управления задвижкой кауперного газа; не закрывались клапаны рукавных фильтров; отсутствовала возможность отсечки одного из указанных фильтров; не было стабильной работы байпасного клапана при закрытии; при запуске линии помола система не переходила на следующий шаг без закрытого клапана; периодически выбивал автомат на гравиметрическом питателе, что приводило к остановке всей линии помола. Ко многому оборудованию отсутствовал доступ для осмотра и определения причин неисправности. Проблемы на линии помола №200 (на 01.04.16 г.) – время работы 250 часов: не закрывался клапан рукавного фильтра; отсутствовала возможность отсечки указанного фильтра; не было стабильной работы байпасного клапана при закрытии; при запуске линии помола система также не переходила на следующий шаг без закрытого клапана; периодически выбивал автомат на гравиметрическом питателе, что приводило к остановке линии помола; имела место разгерметизация трубопровода подачи воздуха к горелке, а также разбалансировка тяги управления инкодером (регулятор соотношения газ-воздух) на горелке. Наблюдалась повышенная вибрация горелки и ее отключение в процессе работы. Тяги управления изготовили в цехе, т.к. они отсутствовали в комплекте поставки горелки. Это приводило к сбою настроек, выполненных ранее специалистами “Промгаз”. Фильтры сброса давления забивались угольной пылью из-за наличия влаги в фильтрах, что могло привести к разрыву крышек стационарных грохотов вследствие повышения давления в бункере пыли и ее утечки. Очистка фильтров производилась много раз, однако они продолжали забиваться.

В апреле 2016 года были выполнены замеры расхода ПУТ по фурмам. Результаты замера показали значительную неравномерность распределения ПУТ (рис. 4).

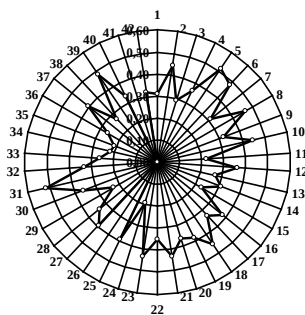


Рис. 4. Диаграмма изменения расхода ПУТ по фурмам
(цифры по радиусу диаграммы, т/час)

С началом использования технологии ПУТ, специалистами компании “Danieli Corus” и технологами АМКР был разработан электронный каталог, при помощи которого определяли влияние всех изменений технологических параметров работы печи, что в свою очередь позволило определять и использовать оптимальные варианты загрузки печи при различных расходах

ПУТ для обеспечения минимального расхода коксового эквивалента, полноты сгорания ПУТ и снижения тепловых нагрузок в районе заплечиков.

Загрузка печи (рис. 5, 6) изменена следующим образом – частично разгружалась периферия и подгружалась промежуточная и центральная зоны доменной печи. При загрузке печи сохранялась толщина слоя кокса 490 мм.

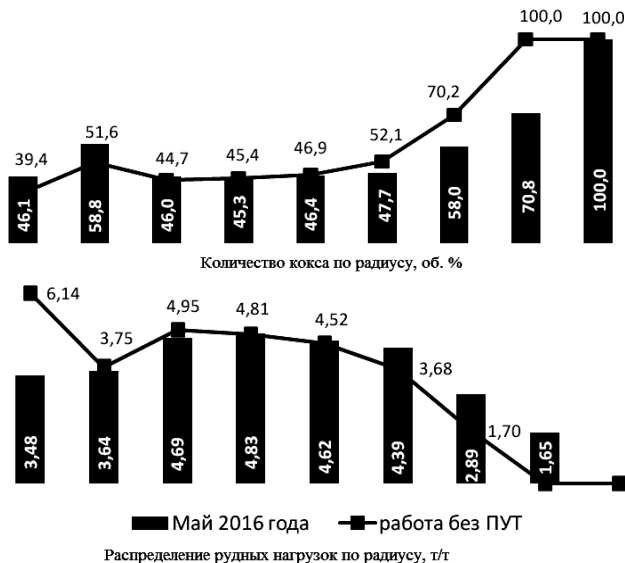


Рис. 5. Изменение количества кокса и рудных нагрузок по радиусу колошника печи

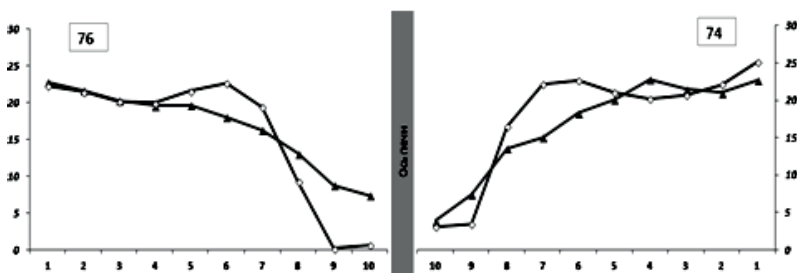


Рис. 6. Изменение содержания CO_2 в газе до ($\diamond$ - $\diamond$ - $\diamond$) и после вдувания ПУТ ($\blacktriangle$ - $\blacktriangle$ - $\blacktriangle$)

Изменение системы загрузки привело к снижению тепловых нагрузок на холодильниках в районе заплечиков печи (рис. 7).

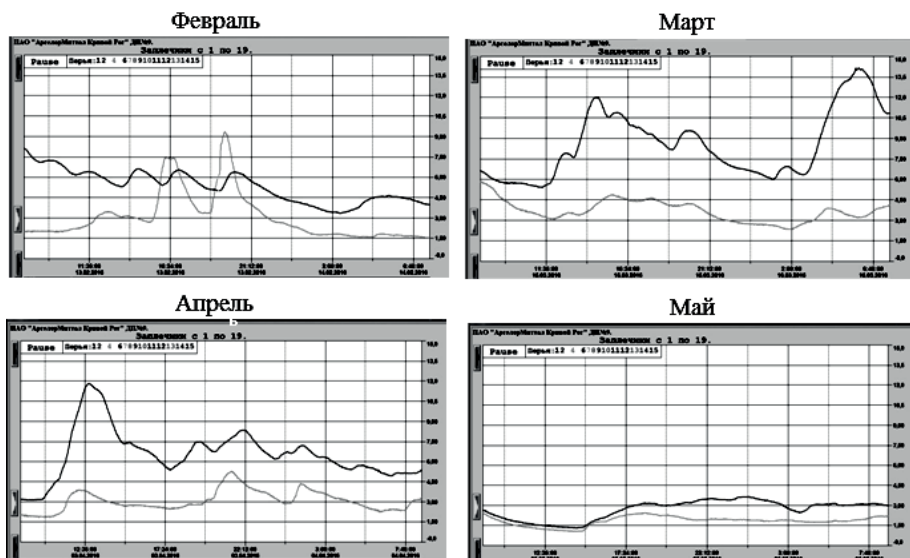


Рис. 7. Изменение тепловых нагрузок на холодильниках заплечиков

Для улучшения газодинамики на печи производилась установка фурм меньшего диаметра. Печь задули на всех фурмах диаметром 150 мм. По состоянию на 05.05.2016 г. установили 28 (или 67 %) воздушных фурм диаметром 140 мм. С августа 2016 года на печи установлены все фурмы диаметром 140 мм.

С учетом выше приведенной информации, период пуско-наладочных работ по вдуванию ПУТ на доменной печи №9 объемом 5000 м³ можно охарактеризовать следующим образом:

Отрицательные моменты.

1. Неудовлетворительная работа большей части оборудования, постоянная его доработка, наладка и замена, потребовала значительных как капитальных затрат, так и рабочего времени не только всего технологического персонала цеха, но и всего предприятия.

2. Увеличение тепловых нагрузок в районе заплечиков.

3. Горение воздушных фурм и холодильников.

4. Значительные перебои в обеспечении доменной печи азотом, требующие корректировки технологического режима (использование природного газа).

Положительные моменты.

1. Снижение потребления природного газа.

2. Снижение себестоимости чугуна.

3. Достижение стабильного расхода ПУТ до 100 кг/т (с 3-й декады апреля).

Таблица 1. Техничко-экономические показатели работы доменной печи объемом 5000 м³ в период освоения технологии ПУТ

Показатели	Периоды		
	Май 2016	Ноябрь 2016	2016 год
Длительность периода, сут.	31	30	365
Расход ПУТ, кг/т	92,0	101,1	73,7
Производительность, т/сут.	9052	7955	8348
Расход кокса (К), кг/т	408,2	418,2	444,8
Расход коксового ореха (КО), кг/т	10,1	3,6	3,2
Интен-сть горения (К+ПУТ+КО), кг/м ³ ·сут.	923,8	831,9	871
Дутье: расход, м ³ /мин	7633	6657	7415
давление, кПа (изб.)	334	273	306
температура, °С	1015	1053	985,7
Расход природного газа, м ³ /т	7,4	3,1	10,6
Содержание кислорода в дутье, %	24,5	24,0	23,6
Колошниковый газ: давление, кПа (изб.)	143	88	121
температура, °С	133	103	134
содержание %: CO	23,1	26,0	23,4
CO ₂	21,7	21,9	21,1
H ₂	3,9	2,6	3,76
Степень использования CO, д.ед	0,48	0,46	0,47
Анализ чугуна, %: Si	0,68	0,82	0,78
Mn	0,16	0,17	0,17
S	0,016	0,016	0,014
Уловленная колошниковая пыль, кг/т	8,0	4,6	6,65
Текущие простои, %	3,07	7,08	6,15
Тихий ход, %	0,26	0	0,18
Выход шлака, кг/т	429,5	426,9	428,7
Содержание Fe во всей шихте, %	56,32	56,2	56,0
Рудная нагрузка на кокс, кг/кг	4,23	3,97	3,84
Основность шлака, ед.	1,11	1,17	1,14
Качество кокса, %: влага	4,1	5,6	4,1
зола	10,4	10,2	10,2
сера	0,5	0,5	0,5
M ₂₅	88,6	88,1	88,3
M ₁₀	6,6	6,7	6,5
+80 мм	5,5	4,8	5,7
-25 мм	3,3	3,3	3,4
CSR	61,6	61,5	60,6
CRI	29,4	29,7	29,9

В таблице 1 приведены технико-экономические показатели работы доменной печи объемом 5000 м³ в периоды минимального расхода кокса (май 2016 г.), максимального расхода ПУТ (ноябрь 2016 г.) и за весь 2016 год.

Из таблицы видно, что вдувание ПУТ обеспечило более высокую производительность печи, снижение расхода природного газа и соответственно себестоимости чугуна. Дальнейшее освоение этой технологии на более высоких расходах ПУТ предусматривается осуществить в 2017 году.

УДК 669:162.1:622:788.3 (043)

Ковалев Д.А.¹ д.т.н., Ярошевский С.Л.⁴ д.т.н., Ванюкова Н.Д.¹ д.т.н.,
Крикунов Б.П.³, к.т.н., Ванюков А.А.¹ к.т.н., Ковригин С.А.², Ковалев А.Д.²,
Ковалев М.Д.²

1. Национальная металлургическая академия Украины.
2. ООО “Промброк”.
3. ПАО “Донецксталь – МЗ”.
4. ДНТУ.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ САМОВОССТАНАВЛИВАЮЩИХСЯ ОКАТЫШЕЙ ПОЛУЧЕННЫХ НА ПОРТЛАНД ЦЕМЕНТНОЙ СВЯЗКЕ.

Доменная печь является наиболее эффективным агрегатом для производства металла, в котором протекают необходимые химические реакции и теплообменные процессы. Однако даже в таком процессе, как доменный, остаются возможности для увеличения его эффективности с точки зрения термодинамики. Если скорость реакций восстановления будет увеличена, а начальная температура газификации углерода (реакция Будуара) будет снижена, то следует ожидать дальнейшего увеличения эффективности доменного процесса за счет снижения расхода кокса на восстановление.

Например, термическая и химическая резервные зоны доменной печи представляют собой не активные зоны. Обе резервные зоны возникают самопроизвольно, исходя из термодинамики и механизма процесса восстановления железосодержащих материалов и газификации кокса.

Из диаграммы равновесия системы Fe-C-O следует, что точка пересечения граничной линии Fe-FeO и кривой для реакции $C+CO_2$ находится около 700 °С. Эта температура рассматривается как нижнее значение температуры термически резервной зоны доменной печи, потому что реакция косвенного восстановления ($FeO+CO=CO_2+Fe$) и реакция Будуара ($C+CO_2$) взаимосвязанные в доменной печи, где кокс используется как восстановительный агент. Температура в термически резервной зоне приблизительно соответствует температуре начала реакции Будуара. Если начальная температура термически резервной зоны будет снижаться, то равновесная концентрация газа-восстановителя для реакции восстановления $FeO \rightarrow Fe$ будет смещаться к более высокой концентрации газа CO. Результатом этого будет повышение эффективности использования CO в верхней части доменной печи и приведет к снижению расхода углерода кокса на восстановление оксидов железа.

Доменная плавка с использованием железо-углеродсодержащих брикетов на холодной связке, изготовленных из отходов аглодоменного производства с добавлением прокатной окалины, металлоконцентрата и цемента осуществлена на доменной печи № 2 объемом 1033 м³ ОАО «Тулачермет» (Тула, Россия) при выплавке литейного чугуна [1]. При введении железо-углеродсодержащих

брикетов в количестве 70 кг/т_{чугуна} расход скипового кокса снизился на 14,4 кг/т_{чугуна} при увеличении производительности печи на 37 т/сутки.

Впервые, производство обожженных самовосстанавливающихся окатышей (СВО) было осуществлено на обжиговой машине ОК-1-18 на опытной фабрике окомкования ПАО «Центральный горно-обогатительный комбинат» (Кривой Рог, Украина) [2]. Произведенные окатыши были использованы для выплавки литейного чугуна на доменной печи № 1 Константиновского металлургического завода (Украина). СВО характеризовались следующими показателями качества: основность 0,26-0,32; Fe_{общ} 62,5-63,3 %; FeO – 28,8-31,3 %; Fe_{мет} – 2,3 %; содержание мелочи – 3,0 %; индекс на удар 73,1-80,04 %; на истирание – 10,8 %; содержание остаточного углерода – 1,1%. В шихту доменной печи загружали 20-25 % СВО вместо окатышей ПАО «Полтавский горно-обогатительный комбинат» (Комсомольск, Украина). Результаты доменной плавки сравнивали с доопытным и послеопытным периодами: расход кокса снизился на 6,99-3,68 % при повышении производительности печи на 11,1-8,7 %. В дальнейшем промышленная партия СВО была произведена на ПАО «Северный горно-обогатительный комбинат» (СевГОК) (Кривой Рог, Украина) на обжиговой машине ОК-278 (Лурги). Опытная партия окатышей в количестве 21870 тонн была проплавлена в доменных печах завода ПАО «Евраз - ДМЗ им. Петровского» [3]. Доля опытных окатышей в шихте составила от 47 до 57 %.

Преимущество окатышей с остаточным углеродом по сравнению с окисленными заключается в их более высокой степени восстановления и металлизации. Опытные окатыши содержали 10,16 % монооксида железа. В период использования опытных окатышей СевГОК степень прямого восстановления уменьшилась с 31 % до 30,6 %, что снизило расход углерода на прямое восстановление на 7 кг/т чугуна. Доменные печи № 2 и № 6 работали на СВО в течение 8 суток, что позволило достичь устойчивого режима доменной плавки. Изменение приведенного расхода кокса по печи № 2 составило 6 кг/т_{чугуна}, а по печи № 6 – 14 кг/т_{чугуна}.

В последнее время все в большей мере получают развитие технологии производства композитных материалов из железосодержащих материалов в смеси с углеродсодержащими. Это окатыши и брикеты на цементных связках гидратационного твердения, которые в той или иной мере используются в доменной плавке.

Использование композитных железорудных материалов показало увеличение скоростей реакций как восстановления и газификации углерода, так и снижение начальной температуры газификации.

В лабораторных условиях были произведены пробы железококса [4]. Железококс, содержащий 43 % Fe показал достаточную прочность для использования в доменной печи и снижение начальной температуры использования углерода по сравнению с обычным коксом на 150 °С благодаря развитию процесса газификации. Было установлено снижение расхода восстановительного агента (кокса) из-за снижения начальной температуры термически резервной зоны.

Предложен и исследован метод формованного кокса с высокой прочностью и реакционной способностью за счет ввода кальций содержащих катализаторов [5]. Кальций содержащий кокс был успешно произведен в коксовых печах в промышленных масштабах на металлургических заводах Kimitsu и Muroan. Использование Са-кокса на ДП №2 Muroan позволило снизить расход восстановительного агента на 10 кг/т_{чугуна}.

Исследована возможность повышения скорости восстановления путем подготовки идеальной смеси железная руда-углерод (в виде термопластик - смола)[6]. Размер частичек Fe_2O_3 – (10-70 наном в диаметре). Проба углерода была полностью газифицирована при температуре ниже 750 °С в атмосфере CO_2 в течение 10 минут.

Опытные доменные плавки с использованием безобжиговых окатышей, содержащих углерод проведены в Швеции на экспериментальной доменной печи. Использовали окатыши из смеси шламов доменного и сталеплавильного производства на цементной связке. При вводе в шихту 150, 300 и 350 кг/т_{чугуна} расход кокса снижался на 11; 21 и 30 кг/т_{чугуна} соответственно [7,8]. В Украине с 2005 года на ООО “Промброк” производится и систематически используется в доменных печах (1033м³) ПАО «Донецксталь – МЗ» и ПАТ “Евраз завод им. Петровского” СВО из шламов доменного и сталеплавильного производства на цементной связке с содержанием железа 39-41% и основностью 1,5-1,7. При расходе СВО 80-100 кг/т чугуна расход кокса снижался на 11-25 кг/т_{чугуна} [9]. Доменная плавка с использованием углеродсодержащих окатышей проведена на заводе Pohang (Южная Корея). Окатыши были получены из смеси железорудного концентрата и угля (17,6 %) на портландцементной связке. При использовании в шихте доменной печи ~ 150 кг/т_{чугуна} получена экономия кокса 11 кг/т_{чугуна} [10].

На металлургическом заводе Oita Works (Япония) произведена 21 тысяча тонн углеродсодержащих окатышей с содержанием углерода 20 % и проведена долговременная опытная плавка на ДП№2 ($V=5775 \text{ м}^3$) [11]. Как результат было подтверждено, что температура в точке равновесия процесса снижается, степень утилизации газа повышается, потребление кокса сокращается. Рассчитанный эффект составляет 0,36 кг/т_{чугуна} на 1 кгС/т_{чугуна} вносимого углерода опытным окатышем.

2. Результаты исследования

2.1 Исследование процессов восстановления СВО.

Актуальной задачей становится исследование металлургических свойств СВО, произведенного из смеси доменного и сталеплавильного шламов с добавкой цемента в качестве вяжущего вещества и имеющего шарообразную форму после окомкования в чашевом грануляторе, и оценка использования СВО в доменной плавке.

Проведены исследования по восстановлению СВО твердым восстановителем на установке, приведенной на рис. 1. Основным элементом установки является нагревательная электропечь 1 типа СУОЛ, в который помещали алундовый тигель 2 (высота – 40 мм; диаметр – 25 мм) с исследуемым материалом. Температуру в электропечи, измеряемую

термопарами 3 типа ПП-1 и фиксированную автоматическим потенциометром 4 типа КСП-2, поддерживали автоматическим регулятором 5. Изменение веса в течение всего эксперимента контролировали аналитическими весами 9 типа Т-5000.

Химический состав СВО приведен ниже, %:

Fe _{общ}	FeO	Fe ₂ O ₃	CaO	SiO ₂	MgO	SO ₂	P	C	п.п.п.
43,1	10,0	50,48	17,30	8,9	0,58	0,20	0,04	8,7	1,71

До проведения восстановления СВО высушивали в сушильном шкафу при температуре 105 ± 5 °С до постоянной массы. Восстановлению в тигле подвергали целые окатыши СВО, крупностью 10-15 мм, в количестве 4-5 штук, засыпанные коксиком, крупностью 3-7 мм – для создания восстановительной атмосферы. Вес коксика определяли из условия сохранения рудной нагрузки, равной 4. Восстановление СВО с выдержкой в течение 150 или 240 минут проводили при температурах 900, 1000 и 1100 °С.

Опыты проводили следующим образом. В рабочее пространство предварительно нагретой до 200-220 °С электропечи устанавливали в подвешенном состоянии алундовый тигель с исследуемым материалом. Температуру в рабочем пространстве электропечи доводили до заданных значений и выдерживали СВО в течение 150 или 240 минут. После окончания исследования тигель извлекали из электропечи и для предотвращения повторного окисления оксидов железа тигель засыпали коксиком. Из табл.1 следует, что степень восстановления и металлизации СВО при различном времени выдержки колеблется от 75 до 96,6 % и от 70,36 до 96,55 %.

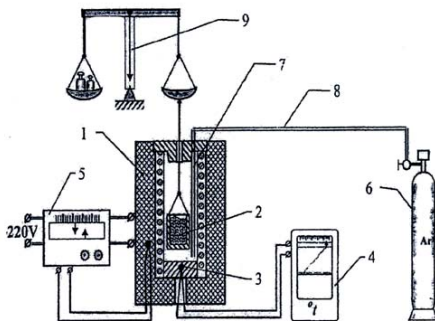


Рис. 1 – Схема установки для восстановления железорудных материалов

В таблице 2 оценено влияние на степень восстановления оксидов железа только углерода СВО. Как видно из табл. 2, при выдержки в течение 150 и 240 минут восстановление оксидов железа на 2/3 обеспечивалась углеродом, содержащимся в СВО, что соответствует показателю, приближающимся к максимально возможному значению (71,4 %).

Таблица 1. Результаты химического анализа восстановленных СВО и оценка фактической степени восстановления и металлизации

Температура °С	Содержание компонентов, %					Остаточное содержание кислорода в навеске, связанного с оксидами железа, после восстановления, г	Фактическая степень восстановления, %	Степень металлизации, $\text{Fe}_w/\text{Fe}_{\text{общ}} \cdot 100, \%$
	Fe _{общ}	FeO	Fe ₂ O ₃	Fe _{мет}	C _{ост}			
Время выдержки 150 мин								
1100	60,8	12,1	2,7	48,6	0,62	0,36	83,9	79,93
	63,6	3,6	6,7	55,1	0,65	0,33	87,5	86,63
1000	60,0	3,4	1,8	55,0	0,43	0,14	94,1	91,70
	58,5	4,5	3,5	51,6	1,27	0,25	90,9	88,21
900	60,4	19,1	3,2	42,5	0,49	0,60	75,0	70,36
	59,6	4,5	0,9	54,4	0,84	0,14	94,2	91,28
Время выдержки 240 мин								
1000	60,70	0,00	15,7	50,80	0,27	0,50	79,00	83,6
1000	60,90	0,00	2,30	50,80	0,31	0,07	96,6	96,55

В процессе восстановления гранулы не растрескивались и не разрушались. Минимальная прочность гранул наблюдается при температуре 700 °С (150-250 Н/окатыш). При повышении температуры восстановления: 900-1100 °С – прочность возрастает до 450-600 Н/окатыш за счет образования металлического каркаса (таблица 1).

2.2. Оценка эффективности применения СВО в доменной плавке.

Для оценки эффективности применения СВО в доменной плавке были выполнены расчеты по методике проф. А.Н. Рамма [12], при увеличении их расхода до 200 кг/т чугуна (табл. 3). Вероятность реализаций СВО в доменной плавке оценена с использованием показателей [13].

Из табл. 3 видно, что по мере ввода в шихту СВО значения определяющих параметров возрастают и приближаются к предельному уровню. Более того, при расходе СВО 200 кг/т чугуна критические значения достигнуты по выходу горнового газа и скорости газа в распаре.

Это значит, что введение СВО в доменную шихту сопровождается снижением уровня стабильности и оптимальности процесса. Поэтому в анализируемых технологических условиях повышение расхода СВО – свыше 120 кг/т чугуна, согласно принципу полной и комплексной компенсации, требует либо улучшения химического состава и физических свойств СВО, либо внедрения т.н. компенсирующих мероприятий, способствующих, прежде всего,

снижению выхода шлака на 1 т чугуна, прихода мелочи 5-0 мм с железорудной шихтой и др.

Выводы аналитических расчетов подтверждены опытно-промышленной эксплуатацией доменной печи № 1 ПрАО «Донецксталь», с 2010 г. стабильно работающей с применением СВО [9].

Таблица 2 Степень восстановления оксидов железа СВО за счет собственного углерода.

Температуры °С	Содержание кислорода в навеске, связанного с оксидами железа, г	Содержание углерода в СВО, г		Количество кислорода, удаленного углеродом СВО, г	Восстановление оксидов железа только за счет углерода СВО, %
		до опыта	после опыта		
Время выдержки 150 минут					
1100	2,23	1,195	0,064	1,508	67,5
1100	2,64	1,415	0,077	1,784	67,5
1000	2,41	1,289	0,047	1,656	68,8
1000	2,76	1,480	0,156	1,765	63,9
900	2,38	1,276	0,056	1,627	68,2
900	2,37	1,268	0,090	1,571	66,3
Время выдержки 240 минут					
1000	2,38	1,267	0,029	1,663	69,7
1000	2,35	1,260	0,033	1,636	69,5

3. Результаты доменной плавки с использованием высокоосновных СВО.

В настоящем разделе представлены результаты доменной плавки, проведенной на доменной печи $V=1033\text{м}^3$ металлургического завода ПАО «Донецксталь - МЗ» с использованием высокоосновных углеродсодержащих окатышей на цементной связке.

Производство высокоосновных углеродсодержащих окатышей на цементной связке осуществляется следующим образом. После смешивания на открытом складе шихта с добавлением извести и некоторого количества влаги перегружается в промежуточный склад, где вылеживается и где происходит гашение извести.

Таблица 3 Расчет эффективности применения самовосстанавливающихся окатышей на примере работы ДП №2 ПАО «Донецксталь-МЗ» (база – декабрь 2010)

Показатель	Расход СВО, кг/Т _{чугуна}					
	0	40	80	120	160	200
Производительность, %	100,0	99,95	99,89	99,84	99,82	99,77
Сумма кокса с коксового орешка, кг/Т _{чугуна}	439,0	434,9	430,8	426,6	422,4	418,2
Окатыши СевГОК, кг/ Т _{чугуна}	1571	1543	1515	1487	1458	1430
Известняк обычный, кг/ Т _{чугуна}	152	145	138	131	124	116
ПУТ, кг/Т _{чугуна}	162	162	162	162	162	162
Содержание кислорода в дутье, %	25	25	25	25	25	25
Выход сухого колошникового газа, м ³ / Т _{чугуна}	1879	1866	1860	1854	1847	1841
Степень использования СО, доли	0,434	0,433	0,431	0,430	0,429	0,427
Выход горновых газов, м ³ / Т _{чугуна}	1692	1686	1680	1674	1668	1663
Выход восстановительных газов, м ³ / Т _{чугуна}	758	755	753	751	748	746
Выход шлака, кг/ Т _{чугуна}	346	350	353	356	359	363
Содержание (MgO) в шлаке, %	7,0	6,9	6,8	6,7	6,6	6,4
Основность CaO/SiO ₂	1,17	1,17	1,17	1,17	1,17	1,17
Основность (CaO+ MgO) /SiO ₂	1,36	1,35	1,35	1,35	1,34	1,34
Содержание серы в чугуна, %	0,031	0,032	0,032	0,032	0,032	0,033
Расход условного топлива, кг/ Т _{чугуна}	606	602	598	594	590	585
Определяющие показатели						
Рудная нагрузка, т/Т _{кокса} (6,0)	3,77	3,84	3,90	3,97	4,04	4,10
Выход шлака кг/Т _{чугуна} (1000)	788	804	819	835	851	867
Выход горнового газа, м ³ /Т _{чугуна} (4000)	3854	3876	3900	3925	3950	3975
Приход мелочи (5-0 мм) с шихтой, кг/Т _{кокса} ,(400)	304	311	318	325	333	340
Скорость газа в распаре, м/с (20,0)	16,2	16,7	17,4	18,1	18,9	19,8

После этого шихта конвейером подается в двухвальный смеситель, который оборудован горелками для кондиционирования содержания влаги и далее - на два гранулятора диаметром 5,5м. После грануляции окатыши автотранспортом разгружаются на склад, где выдерживаются в течение недели и затем подвергаются грохочению с выделением фракции более 5 мм.

Технологические параметры опытного производства высокоосновных углеродсодержащих окатышей на цементной связке характеризовались следующими показателями: расход цемента – 11,1% (9,2-12,0 %); влага шихты исходная – 18,09 % (16,5-19,5); влага после смесителя – 16,25 % (15,0-17,9 %); расход извести – 12 %. Прочность сырых окатышей – 2,89 кг/ок, прочность после выдержки 1 сут. – 7,0кг/ок; прочность после выдержки 15 сут. – 86кг/ок; прочность в барабане: на удар (+5мм) – 97,9 %; на истирание (0,5мм) – 1,3 %. После выдержки при t °C – 500 °C (40 мин): прочность в барабане: на удар – 91,1 %, на истирание – 6,45 %. Среднее содержание железа общего в шихте для получения высокоосновных окатышей – 38,55 %; основность - $\text{CaO}:\text{SiO}_2=2,37$. Всего отгружено в июне 2013 г. 4636 т углеродсодержащих окатышей повышенной основности.

Высокоосновные углеродсодержащие окатыши на цементной связке заменяют в шихте доменной печи железорудное сырье (окатыши) и флюсы (сырой известняк), что особенно актуально для печей, работающих на 100 % обожженных окатышей. Кроме того, входящий в состав этого сырья углерод (~6 %) экономит кокс. В доменном цехе имеется длительный положительный опыт использования таких окатышей (с 2005 года).

В таблице 4 приведен химический состав по данным сырьевой лаборатории ЦКЛ. Как следует из данных таблицы 4, существует заметное различие между высокоосновными углеродсодержащими окатышами на цементной связке и окатышами СевГОКа по содержанию общего железа и основности, а также по содержанию углерода. Оба эти показателя позволяют вывести из доменной шихты часть сырого известняка и снизить расход кокса.

Таблица 4. Средние сравнительные характеристики окатышей СевГОКа и высокоосновных углеродсодержащих окатышей

Вид сырья	Fe _{общ.}	SiO ₂	CaO	MgO	C	Основность
Окатыши СевГОКа, рядовые, %	62,03	7,62	2,94	0,48	-	0,39
Высокоосновные углеродсодержащие окатыши на цементной связке, %	38,30	9,10	21,60	1,03	5,84	2,37
Отклонение +/-, %	-23,73	+1,48	+18,66	+0,55	+5,84	+1,98

С 21 июня 2013 года в шихте доменной печи №1 начали использовать высокоосновные углеродсодержащие окатыши на цементной связке с расходом 2,0 т в подачу (180-190 кг/Т_{чугуна}). С учетом накопленного опыта работы с высокоосновными углеродсодержащими окатышами на цементной связке, были осуществлены необходимые корректировки состава шихты: снижен расход известняка (с 1500 до 800-900 кг в подачу). Высокая основность опытных окатышей в сочетании с углеродом, входящим в их химический состав, оказали положительное воздействие на показатели работы доменной печи. Изменение шихтовых условий работы ДП№1 не вызвало существенных

негативных последствий в технологическом режиме доменной плавки. Сход шихты, нагрев продуктов плавки, основность шлака не имели существенных колебаний. Чугун выплавлялся заданного качества. Необходимо отметить, что при работе с расходом опытных окатышей 2,0 т в подачу, печь начала принимать несколько меньшее количество дутьевого воздуха («сбросила дутье»). На печи при нормальной ее работе поддерживались следующие технологические параметры: расход дутья 2000-2200 м³/мин; расход кислорода - 6500м³/час; расход ПУТ – 11-12 т/час; температура дутья – 900-930 °С; система загрузки – КООК; с уровень засыпи - 2,0м. С расходом опытных окатышей 2,0 т в подачу ДП№1 проработала вплоть до конца июня 2013 года. Всего за 10 суток использовали 3339 т опытных окатышей (168 кг/т_{чугуна}).

В таблице 5 представлены основные показатели работы ДП №1 в период использования в шихте опытных окатышей (с 21 июня по 30 июня).

В таблице 3 представлены данные о расходе основных материалов на ДП №1 в двух периодах (с 01 по 20 июня 2013 года без опытных) и (с 21 по 30 июня с использованием высокоосновных углеродсодержащих окатышей на цементной связке).

Таблица 5 – Показатели работы ДП №1 в период использования в шихте высокоосновных углеродсодержащих окатышей на цементной связке (с 21 июня по 30 июня)

Дата	Средне - суточн ое произв одство, т	Расход кокса сухого, кг/т чугуна	Расх од ПУТ , кг/т чугуна	Расхо д флюс ов, кг/т чугуна	Содержа ние Si в чугуне, %	Содержан ие S в чугуне, %	Основн ость шлака CaO/Si O ₂ доли ед.
21.06.13	2011	432	143	192	0,66	0,020	1,25
22.06.13	2005	437	141	180	0,67	0,028	1,24
23.06.13	2013	430	138	169	0,74	0,024	1,23
24.06.13	1929	425	142	169	0,96	0,022	1,21
25.06.13	1942	458	136	185	0,66	0,023	1,22
26.06.13	2201	390	120	165	0,66	0,027	1,23
27.06.13	1956	458	128	173	0,62	0,033	1,22
28.06.13	1924	455	119	166	0,76	0,038	1,21
29.06.13	1974	463	138	194	0,67	0,037	1,20
30.06.13	1969	474	123	218	0,68	0,035	1,22

Как следует из данных таблицы 3, использование высокоосновных углеродсодержащих окатышей на цементной связке положительно отразилось на расходах обожженных окатышей, флюсов, кокса. В этот период был достигнут самый низкий с начала года расход кокса - 441 кг/т_{чугуна}. Вместе с этим снизился расход окатышей на 158 кг/т_{чугуна} и известняка на 62 кг/т_{чугуна}.

Таблица 6 Расход основных материалов на ДП №1 в двух периодах - базовом (с 01 по 20 июня 2013 года без использования опытных) и опытным - (с 21 по 30 июня с использованием опытных окатышей)

Показатели	Единицы измерения	База с 01.06.13 по 20.06.13	опыт с 21.06.13 по 30.06.13	Отклонение +/-
Окатыши СевГОК	кг/т	1511	1353	-158
Опытные окатыши	кг/т	0	168	+168
Металлошихта (сумма)	кг/т	1629	1642	+13
Известняк обычный + доломитизированный	кг/т	242	180	-62
Кокс сухой	кг/т	466	442	-25

Вывод из шихты 10,0 кг известняка/т_{чугуна} снижает расход кокса на 0,4 %. Вывод из шихты 62 кг известняка дает экономию кокса – 11,5 кг/т_{чугуна}. Дополнительно 13,5 кг кокса/т_{чугуна} снижается за счет углерода, содержащегося в опытных окатышах, который инициирует процесс восстановления внутри гранул.

Только расположение углерода и оксидов железа, обеспечивающее тесный контакт между ними будет ускорять реакцию восстановления в грануле. Возможно, что повышение содержания СаО в шихте также будет оказывать каталитическое влияние на процесс восстановления. В процессе доменной плавки высокоосновные углеродсодержащие окатыши на цементной связке загружались в промежуточную зону доменной печи с низкой газопроницаемостью. Учитывая, что в опытных окатышах происходит прямое восстановление, то в восстановительный газ будет поступать дополнительное количество СО (45,78 м³ СО/т_{чугуна}), что будет способствовать восстановлению окружающих окатышей. Такой позитивный эффект обеспечивается высоким содержанием углерода в опытных окатышах.

4.Выводы.

1. Оценены металлургические свойства СВО. Проведенные опыты по восстановлению СВО при различных температурах (от 900 до 1100 °С) и времени выдержки (150 и 240 минут) показали, что оксиды железа на 2/3 восстановлены за счет углерода, содержащегося в СВО.

2. Применение в доменной плавке СВО в количестве 60-80 кг/т_{чугуна} обеспечивает снижение расхода кокса на 10-15 кг/т_{чугуна}, прирост производительности 9 т/смену (1,3 %). При этом сохраняются базовые значения расхода флюса и степень использования СО, на 2 % снижается степень прямого восстановления FeO.

3. На предприятии по подготовке металлургического сырья к доменной плавке ООО “Промброк” (г.Марганец, Украина) разработана новая технология производства “Высокоосновных углеродсодержащих окатышей на цементной связке”. Основность $\text{CaO/SiO}_2 = 2,37$. Содержание углерода – 5,84 %. Опытная

партия 3500 тонн поставлена на ПАО “Донецксталь - МЗ”, где с их использованием проведена доменная плавка.

4.Высокоосновные углеродсодержащие окатыши на цементной связке предлагаются как компонент доменной шихты, который обеспечивает снижение расхода кокса не только за счет уменьшения доли известняка, но и благодаря высокой скорости восстановления, которая является результатом тесного контакта между углеродом и оксидами железа. Их использование в доменной плавке показало положительный эффект по снижению расхода кокса: 11,5 кг/т_{чугуна} – за счет вывода известняка и 13,5 кг/т_{чугуна} за счет углерода, содержащегося в опытных окатышах повышенной основности.

5.На металлургическом заводе ПАО “Донецксталь - МЗ” проведена доменная плавка на ДП№1 (1033 м³) с использованием 168 кг/т_{чугуна} высокоосновных углеродсодержащих окатышей на цементной связке. Как результат было подтверждено. Что степень использования газа улучшается, потребление углерода сокращается. Рассчитанный эффект составляет 1,38 кг кокса/т_{чугуна} на 1 кгС/т_{чугуна} вносимого высокоосновными углеродсодержащими окатышами.

6. СВО по своим металлургическим свойствам могут быть частью железорудной шихты для выплавки чугуна в доменной печи.

Библиографический список

1. Производство и использование металлургических брикетов в ОАО «Тулачермет» / В. И. Котенев, Е. Ю. Барсукова, С. Г. Мурат и др. // Металлург, 2005 - №6 – С. 33-36.
2. Применение офлюсованных окатышей с остаточным углеродом. / Д. А. Ковалев, О. А. Гогенко, О.Л. Костелов и др. // Республ. межведомст. научно-техн. сб. «Проблемы металлургического производства». – М.: Металлургия – 1991 - №104 – С. 70-73.
3. Использование опытных железорудных офлюсованных окатышей с остаточным углеродом в доменной плавке / Д. А. Ковалев, Н. Д. Ванюкова, Ф. М. Журавлев и др. // Сталь – 1999 - №8 – С. 4-8.
4. Kenichi Higuchi, Seiji Nomura, Kazuya Kunimoto. Enhancement of Low-temperature Gasification and Reduction by Using Iron-ore in Laboratory Scale Tests//ISIJ International.v.51.№8.pp.1308-1315.
5. Seiji Nomura, Hizoyuki Ayukawa, Hisatsugu Kitaguchi. Improvement in Blast Furnace Reaction Efficiency through the use of Highly Reactive Calcium Rich Coke// International.2005 v.45.№3.pp.316-324.
6. Masato Kawanari, Atsushi Matsumoto, R. Ryuchi Ashida. Enhancement of Reduction Rate of Iron Ore by Utilizing Iron/Carbon Composite Consisting of Fine Iron Ore Particles and Highly Thermoplastic Carbon Material.//ISIJ International.v.51.№8.pp.1227-1233.
7. R. Robinson, L. Sundqvist. High Temperature Properties of Iron and Steelmaking By-Product cold bonded pellets. // Proceedings, 5th European Coke and Iron making Congress, Stockholm: Jernkontoret, 2005, s.Tu 3:2. 1-15.

8. Robinson R., Sundqvist L. Recycling of by-product pellets as burden in the blast furnace process: a lab and pilot scale investigation //Steel Research International. – 2004. – Vol. 75. – № 2. – P. 99-105.
9. Производство и использование самовосстанавливающихся окатышей в доменной печи, работающей с применением пылеугольного топлива / Д. А. Ковалев, Н. Д. Ванюкова, Крикунов Б.П. и др.: //Труды международной научно-теоретической конференции «Пылеугольное топливо – альтернатива природному газу при выплавке чугуна», г. Донецк, 18-21.12.2006 – Донецк: УНИТЕК, 2006 – с. 77-90.
10. San Han Son, Young Jae Kim.Trial operation of carbon composite iron ore pellet at foundry furnace.//METEC In Steel Conference 2011.Dusseldorf, 27 june-1 july 2011. pp.1-4.
11. Hirokazu Yokoyama, Kenichi Higuchi,Takashi Ito and Akiyoshi Oshio.Decrease in Carbon Consumption of a Commercial Blast Furnace by Using Composite Iron ore.//ISIJ International.2012 v.52.№11.pp.2000-2006.
12. Рамм А.А.Современный доменный процесс-М:Металлургия,1980-304с.
13. Ярошевский С. Л. Перспективы и эффективность доменной технологии определяются степенью замены кокса пылеугольным топливом / Доклад на конференции “ альтернатива природному газу при выплавке чугуна”, г. Донецк, 18-21 декабря 2006 г. Донецк, 2007. - 21 с.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНОГО ПРОЦЕССА МЕТАЛЛИЗАЦИИ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ В НЕПОДВИЖНОМ СЛОЕ

В начале 70 годов прошлого столетия в проблемной лаборатории подготовки металлургического сырья, под руководством Ефименко Г.Г., были изучены основные закономерности процесса восстановления железорудных материалов. Полученные результаты позволили разработать новый процесс металлизации, который прошел промышленную проверку на конвейерной машине НПО «Тулачермет».

Разработка высокопроизводительной технологии металлизации железорудного сырья в первую очередь связана с изучением кинетики восстановления железа из многокомпонентных окисных систем, с учётом структурных изменений, происходящих в материале и определением параметров процессов, обеспечивающих высокое качество получаемого продукта.

Основные закономерности процесса восстановления были изучены при проведении исследований на установках термогравиметрического анализа и на вновь созданной установке получения металлизированных образцов, которая позволяла последовательно получать образцы различных степеней восстановления при разовом нагреве. Образцы равномерно распределялись по окружности реактора на восьми подвесках. При достижении заданной температуры подвески пережигались и образцы падали в камеру охлаждения, где охлаждались до комнатной температуры.

Для термографического анализа железорудных материалов в процессе металлизации была разработана и создана установка дифференциально-термического анализа, позволяющая изучать процесс в широком диапазоне температур (до 1573 К). В те годы, аналогичные установки работали при температурах ниже 1373 К. Также использовали петрографический и химический анализы.

Объектом исследования служили магнетитовые неофлюсованные брикеты, различающиеся по типу и степени обогащения железорудного сырья, химический состав которого приведен в таблице 1.

Брикеты изготавливались прессованием в цилиндрической пресс-форме на гидравлическом прессе. Исходные объёмы брикетов выдерживались постоянными. Относительная ошибка измерений не превышала 0,5%. Кинетику восстановления железорудных материалов изучали в интервале температур 1173-1573 К. Брикеты восстанавливали в потоке водорода с расходом от 7,5 до $30 \cdot 10^{-4}$ г/с. Давление газовой фазы изменяли в пределах от 100 до 300 кПа.

Таблица 1.

Материал	Содержание компонентов, %					
	Fe _{общ}	FeO	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Лебединский концентрат	71,68	26,86	0,18	0,18	1,5	0,17
Концентрат СевГОКа (обогащенный)	70,12	29,01	0,20	0,15	3,57	0,16
Концентрат СевГОКа	65,44	21,68	0,15	0,10	8,36	0,20

Анализ результатов проведенных исследований показал, что при температурах 1173-1273К скорость процесса восстановления практически не лимитируется доставкой газа-восстановителя к реакционной поверхности, а весь ход процесса, исключая его окончание, зависит от скорости химического превращения. Об этом свидетельствовали незначительные изменения скорости процесса при четырехкратном увеличении расхода восстановителя и сильная зависимость от температуры.

Иной характер приобретал процесс при температурах выше 1373К. Так, при увеличении температуры до 1473 К средняя скорость процесса не только не возрастала, а наоборот, снижалась с 4,61 до 3,17% в минуту. При 1573К она была ещё ниже и составляла всего 2,12% в минуту. Высокие скорости восстановления наблюдались только в начальный период.

В интервале температур 1403-1413К происходило образование оливиновых расплавов, получало развитие жидкофазное спекание, приводящее к изменениям структуры восстанавливаемого образца. Оливиновый расплав оказывал двойное воздействие на процесс восстановления. С одной стороны, часть вюстита переходило в расплав, восстановление железа из которого затруднено, с другой стороны, растворение вюстита в оливиновом расплаве увеличивало количество последнего и, тем самым, интенсифицировало жидкофазное спекание системы. Образцы начинали терять форму, появлялись следы оплавления.

В изломе образцы имели зональную структуру. Поверхностная зона была представлена плотноспеченным металлическим железом. За ней следовала зона пористого железа. Далее – агломератовидная структура с крупными закрытыми порами. Центральная зона образца состояла из мономинеральных зерен вюстита.

При температурах 1573К весь брикет был представлен агломератовидной структурой. Большое количество расплава, образовавшегося к моменту восстановления брикетов на 30-40% блокировало доступ газа к поверхности твердых окислов и процесс практически полностью прекращался.

Таким образом, было установлено, что интенсификация процесса газового восстановления за счет увеличения температуры выше 1373K невозможна, так как происходит образование критических количеств расплава, приводящих к нарушению структуры восстанавливаемого материала и, как следствие, к нарушению хода процесса из-за диффузионных затруднений. Поэтому требовалось нахождение новых технологических решений позволяющих устранить указанные проблемы.

И такое решение было найдено. Предложен был способ, при котором тепло, необходимое для осуществления процесса восстановления, накапливали в ходе нагрева материал в окислительной атмосфере до температуры его размягчения, а в процессе восстановления снижали температуру материала по мере накопления в нем вюстита, который являлся одним из базовых компонентов для образования оксидного расплава.

Предложенный способ изучали при следующих режимах охлаждения материала. Первый – восстановление при снижении температуры материала со скоростью 5-10K/мин., второй – скорость охлаждения 20K/мин., третий – 30K/мин., четвертый – 50K/мин., пятый – 100K/мин. Расход газа восстановителя был постоянным и составлял $30 \cdot 10^{-4}$ г/с. Восстановление брикетов осуществляли в температурных интервалах 1573-1173K, 1473-1173K, 1373-1173K. Верхний предел температур лимитировался температурой плавления материала, нижний – резким снижением скорости восстановления.

Основные результаты исследований приведены на рисунках 1,2,3.

В условиях нагрева материала в окислительной атмосфере формирование структуры брикета происходило в твердой фазе. С увеличением температуры свыше 673K происходило интенсивное окисление магнетита до гематита. Образовавшийся гематит неофлюсованных брикетов не взаимодействует с кварцем, что исключало образование жидкой фазы до температуры начала его диссоциации (1623K), то есть до того момента, когда появляются следы магнетита. Содержание расплава в брикете, образовавшегося на базе остаточного магнетита, не превышало 1%. Жидкофазное спекание не получало развития, а изменение структуры образца определялось спеканием гематита.

В температурном интервале 1373-1173K изменение степени металлизации с изменением скорости охлаждения носило практически линейный характер, уменьшаясь с увеличением скорости охлаждения. Процесс протекал аналогично восстановлению материала в изотермических условиях, когда скорость процесса не лимитировалась доставкой газа-восстановителя к реакционной поверхности, а степень металлизации линейно зависит от времени восстановления. При скоростях охлаждения более 20K/мин. Время пребывания материала в области температур интенсивного восстановления не превышало 10 минут, что не позволяло достигать степеней металлизации более 80%.

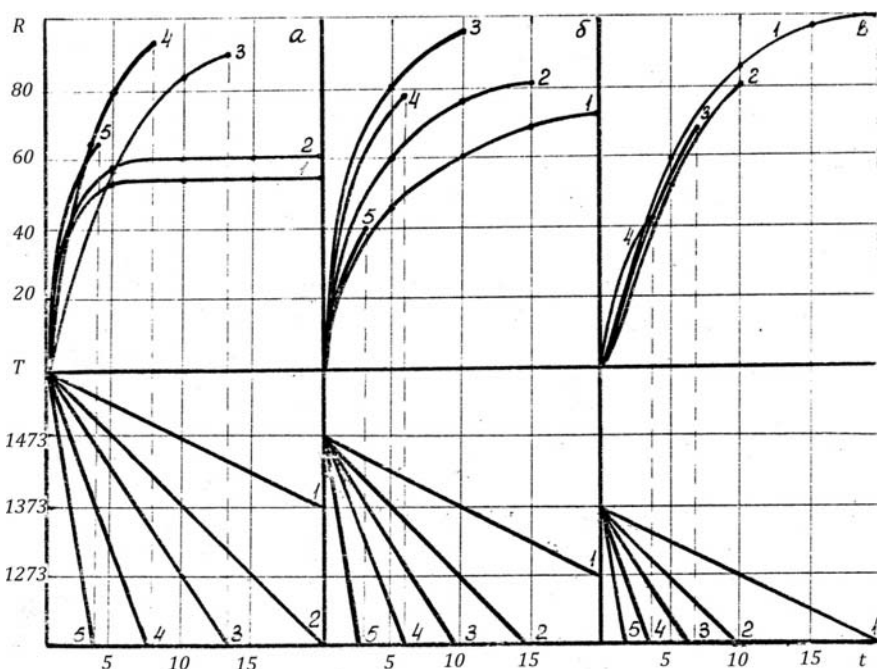


Рис. 1 – Влияние скорости охлаждения материала на кинетику его металлизации: R – степень металлизации, %; T – температура, К; t – время металлизации, мин.; *a, б, в* – максимальная температура восстановления 1573, 1473, 1373 К соответственно; 1, 2, 3, 4, 5 – скорости охлаждения материала при его восстановлении 10, 20, 30, 50, 100 К/мин соответственно.

В температурных интервалах 1473-1173К (Рис.2) и 1573-1173К (Рис.3) изменение их степени металлизации в зависимости от скорости охлаждения носило экстремальный характер и свидетельствовало о существовании оптимальных скоростей.

Для температурного интервала 1473-1173К (Рис.1-2) максимум степени металлизации достигался при охлаждении материала со скоростью 30К/мин. А для интервала 1573-1173К (Рис.1-3) максимум сдвигался в область более высоких скоростей (50К/мин.). При этом, абсолютные степени металлизации снижались от 96 до 92%. Снижение скорости охлаждения, ниже указанных значений приводило к увеличению времени пребывания материала в зоне высоких температур, образованию избыточных количеств расплава и, как следствие, ухудшению показателей процесса металлизации. Увеличение скорости охлаждения сверх оптимальных значений устраняло тормозящее воздействие диффузионных процессов, однако время пребывания материала в области температур интенсивного восстановления становилось недостаточным для достижения высоких степеней металлизации.

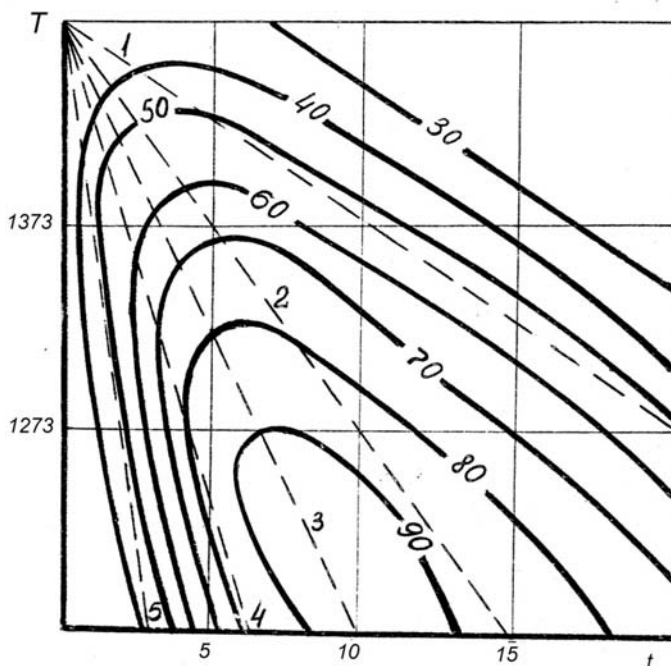


Рис.2 – Термокинетическая диаграмма восстановления железорудного материала в режиме охлаждения, предварительно нагретого до 1473 К в окислительной среде: T – температура образца, К; t – время, мин; 1, 2, 3, 4, 5 – скорость охлаждения материала при его восстановлении 10, 20, 30, 50, 100 К/мин; цифры у кривых – степень металлизации материала, %.

В интервале температур 1573-1173К максимальная скорость процесса наблюдалась при охлаждении восстанавливаемых брикетов со скоростью 100К/мин. и составляла 15-16% в минуту. Однако, время пребывания материала в области температур интенсивного восстановления составляло всего четыре минуты, что не позволяло достичь степени металлизации более 70%. При скорости охлаждения 50К/мин. время пребывания материала в области максимальных скоростей отнятия кислорода увеличилось вдвое, что позволило достигнуть степеней металлизации образцов более 90%. Средняя скорость восстановления составляла 12%. Скорость восстановления на завершающих стадиях процесса находилась на уровне 4% в минуту, что указывало на возможность достижения более глубоких степеней металлизации (выше 90%) при дополнительной выдержке материала в изотермических условиях (1273-1173К). Для ускорения процесса может быть применен повторный нагрев до 1573-1623К. При этом отсутствует угроза нарушения процесса, так как к этому времени образуется жесткий металлический каркас из свежее восстановленного железа.

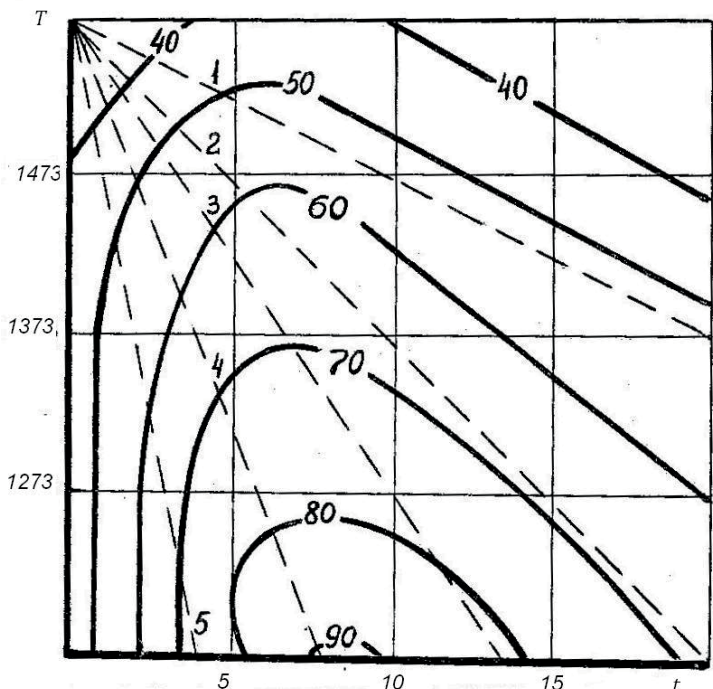


Рис.3 – Термокинетическая диаграмма восстановления железорудного материала в режиме охлаждения, предварительно нагретого до 1573 К в окислительной среде: T – температура образца, К; t – время, мин; 1, 2, 3, 4, 5 – скорость охлаждения материала при его восстановлении 10, 20, 30, 50, 100 К/мин; цифры у кривых – степень металлизации материала, %.

Более высокие скорости восстановления, в режиме охлаждения определяются не только лучшими диффузионными условиями протекания процесса, но и связаны с отличиями формирования структуры восстанавливаемого материала, а также механизмом восстановления.

Подводя итог, необходимо отметить, что режим охлаждения железорудных материалов оказывает значительное влияние на конечный результат процесса восстановления, так как определяет время пребывания материала при температурах, обеспечивающих максимальную скорость отнятия кислорода. Причем, каждому температурному уровню процесса соответствуют свои оптимальные скорости охлаждения. При температуре начала восстановления 1573К оптимальная скорость охлаждения составляла 50К/мин. Снижение температуры до 1473К приводит к снижению скорости охлаждения до 30К/мин. В области температур 1373К и ниже скорость охлаждения минимальная и составляла 5-10К в минуту.

Используя полученные данные в зависимости от физических свойств материала, состава и температуры, можно подобрать такие режимы охлаждения, которые обеспечат протекание процесса восстановления при максимально допустимых температурах с минимальным содержанием расплава, и тем самым, достигать более высоких показателей процесса. Так, в контрольной серии экспериментов в комбинированном режиме по мере изменения температуры материала изменяли и скорость его охлаждения. От 1573К до 1473К она составляла 50-100К/мин., от 1473К до 1373К 30-50К/мин., а ниже 1373К материал охлаждали со скоростью 5-10К в минуту. За семь минут восстановления в таком режиме была достигнута степень металлизации 98%, на что в изотермических условиях при 1373К необходимо затратить более двадцати минут.

Построенные термокинетические диаграммы, на основании математической обработки экспериментальных данных, открывают возможность выбора режимов восстановительного обжига материала, при которых обеспечивается получение продукта необходимого качества за минимальное время, т. е. с максимальной производительностью.

Промышленную проверку разработанной технологии металлизации проводили на конвейерной машине НПО «Тулачермет», полезной площадью 5,2м².

Как показали проведенные промышленные испытания, использование новой технологии металлизации железорудного сырья позволило повысить производительность процесса в 1,5-1,8 раза и снизить расход природного газа на 15-20%. По результатам проведенных исследований получено два авторских свидетельства на изобретения №№804691 и 834140.

Библиографический список

1. АС № 834140 Григорьев Э.Н., Ефименко Ю.Г., Добромиров Ю.Л., Довлядов И.В.
2. АС №804691 Григорьев Э.Н., Ефименко Ю.Г., Добромиров Ю.Л., Довлядов И.В. и др.

УДК 621.3.036.6

Чаплыгин Д.В., Грищенко С.Г. – д.т.н., проф. – ЦУП «Трансгеорудмет»;
Овчарук А.Н. – д.т.н., проф., **Кривенко В.В.** – доц., **Таран А.Ю.** – ассистент,
Гриншпунт А.Г. – д.т.н., проф. – НметАУ

СОВРЕМЕННЫЕ ПОДХОДЫ И ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ, ИСПОЛЪЗУЕМЫХ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ В РУДОВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Современная ферросплавная промышленность использует большую гамму углеродистых материалов в качестве восстановителей, топлива, огнеупоров, сырьевых компонентов для производства электродных масс и пр. Вследствие специфики отдельных ферросплавных производств и параметров рудотермических агрегатов, к углеродистым материалам предъявляются различные требования; при этом каждому производству соответствует свой комплекс оптимальных физико-химических и физико-механических свойств этих материалов.

Требования к восстановителям, используемых в доменном процессе, подробно проанализированы в монографии, вышедшей под редакцией чл.-корр. НАНУ Г.Г. Ефименко, 100-летие со дня рождения которого в январе 2017 года отмечает отечественная научно-техническая общественность / 1 /.

Огромная роль в формировании научного подхода к качеству углеродистых материалов, применяемых и в виде восстановителей, и в виде компонентов электродной массы, используемой для формирования непрерывных самообжигающихся электродов при производстве электроферросплавов, принадлежит академику НАНУ М.И. Гасику и руководимой им украинской школе ферросплавщиков / 2, 3 /.

Не утратила и по сей день своей актуальности «классическая» работа по данной проблематике В.Г. Мизина и Г.В. Серова / 4 /, опубликованная в 1976 г. и дополненная недавно вышедшей нашей обзорной работой о последних разработках новых видов углеродистых восстановителей для выплавки ферросплавов / 5 /.

Основное количество углеродистых материалов в ферросплавной индустрии потребляется в виде восстановителей. Качество углеродистых восстановителей имеет важное значение для производства ферросплавов в рудовосстановительных электропечах, во многом определяя полноту и кинетику извлечения ведущих элементов из рудных материалов в сплав, структуру рабочего пространства печи, скорость схода шихтовых материалов и, как следствие, энергетические характеристики и показатели ферросплавного перелома в целом / 2,4 /.

В качестве восстановителей используется большая группа углеродистых материалов, например, следующие / 6 /:

- древесный уголь – самый активный и достаточно чистый восстановитель, но и имеющий самую высокую стоимость углерода;

- нефтяной кокс – самый чистый по примесям восстановитель, но имеет самую низкую химическую активность; многочисленные способы активации нефтяного кокса не доведены до промышленного внедрения из-за отсутствия заинтересованности у производителей нефтяного кокса;

- используемые в качестве альтернативной замены древесному углю каменные угли низкой степени метаморфизма и продукты их термической обработки – т.н. «рексил», «дирексил» и их многочисленные аналоги / 7 /;

- различные виды т.н. «полукоксов», полученные при низких температурах коксования; исследования в данном направлении продолжают вестись в ряде стран / 8 /.

Основным «традиционным» видом углеродистых восстановителей, применяемых для производства массовых электроферросплавов, является металлургический кокс фракции 5 – 25 мм – т.н. «кокс – орех» или «кокстик». Он получается попутно при «слоевом» коксовании в горизонтальных печах шихт, рассчитанных на производство доменного кокса. Выход кокса – «ореха» составляет до 3% от валового объема выпуска доменного кокса (крупностью +25 мм), т.е. коксовый «орех», по сути, является отходом от производства доменного кокса и не в полной мере отвечает специфическим требованиям производства ферросплавов в рудотермических электропечах.

Технические требования к качеству кокса-ореха для производства ферросплавов по ТУ У 322-00190443-120-97 приведены в табл.1. Для сравнения, в табл.2. приведены данные о требованиях к качеству доменного кокса крупностью +25 мм по ТУ У 322-00190443-085-96.

Таблица 1. Требования к качеству кокса-ореха для производства ферросплавов по Техническим условиям ТУ У 322-00190443-120-97.

Наименование показателя	Норма для класса и марки, %				Метод испытаний
	10-25 мм			8-25 мм	
	КО1	КО2	КО3	КО4	
Зольность А ^С , не более	11,0	13,0	15,0	18,0	ГОСТ 1022
Массовая доля общей влаги, не более	20,0	20,0	20,0	22,0	ГОСТ 27588
Массовая доля кусков размером					
более 25 мм	10,	10,0	10,0	10,0	ГОСТ 5954.1 ГОСТ 5954.2
менее 10 мм	9,0	12,0	15,0	-	
менее 8 мм	-	-	-	13,0	

Требования к качеству металлургического кокса и кокса – «ореха» включают такие параметры как содержание твердого углерода, золы, летучих веществ, влаги и серы (для доменного кокса); химический состав золы; механические свойства - прочность на раздавливание и истирание (для кокса-ореха не регламентируется), реакционная способность восстановителя по отношению к оксидам и др.

Для восстановителей, используемых при выплавке электроферросплавов, большое значение имеет такой параметр, как удельное электросопротивление

(УЭС), поскольку именно электросопротивление кокса определяет значение этого параметра для ферросплавных шихт в целом, особенно в верхних горизонтах ванны печи; однако действующими техническими условиями (табл.1), этот параметр не регламентируется.

Таблица 2. Требования к качеству доменного кокса по Техническим условиям ТУ У 322-00190443-085-96.

Наименование показателей	Норма для марки, %		Метод испытания
	КК1	КК2	
Зольность A^C , не более	13,0	15,0	ГОСТ 11022
Массовая доля общей серы, не более	2,0	2,2	ГОСТ 8606 или ГОСТ 4339
Массовая доля общей влаги	8,0	8,0	ГОСТ 27588
Показатель прочности: М25, не менее М10, не более	80,0 9,0	76,0 10,0	
Массовая доля кусков размером менее 25 мм, не более	7,0	9,0	

Как показано в работе / 2 /, стремление технологов – ферросплавщиков максимально повысить электрическое сопротивление шихты при выплавке сплавов непрерывным процессом объясняется необходимостью снижения доли тока шихтовой проводимости и повышения доли тока, проходящего через электрическую дугу – высокотемпературный источник тепла. При этом следует иметь в виду, что в области низких и умеренных температур в верхних горизонтах ванны печи (на колошнике) проводимость шихтовых материалов (руды, флюсы) фактически на порядок ниже, чем у используемых углеродистых восстановителей (исключение – металлическая стружка). Иными словами, «подавить» нежелательные процессы, связанные с прохождением тока через шихту в районе колошника, возможно, прежде всего, путем увеличения УЭС восстановителя, как наиболее проводящего компонента шихты. Одновременно для ферросплавных процессов необходим определенный, достаточно высокий, уровень реакционной способности используемых восстановителей.

Исследования УХИНа и Ясиновского КХЗ, выполненные с нашим участием, показали, что необходимое качество специальных ферросплавных восстановителей обеспечивается введением в шихту для коксования низкоспекающихся высоколетучих углей низкой стадии метаморфизма. Положительные результаты этих исследований позволили в 2013 году освоить в условиях Ясиновского КХЗ производство специального кокса, а в 2014 году – в условиях Никопольского завода ферросплавов освоить выплавку силикомарганца с его применением, характеризующуюся высокими технико-экономическими показателями / 9 /.

В табл.3 приведены результаты входного контроля качества углеродистых восстановителей, применяемых на Никопольском заводе ферросплавов в период освоения новой технологии. Как видно из этих данных,

специальный восстановитель производства Ясиновского КХЗ имеет лучшие характеристики в первую очередь по такому параметру, как УЭС.

При сравнении требований к качеству ферросплавного кокса-ореха и доменного кокса (табл.1,2), обращает на себя внимание большее регламентированное значение содержания влаги в коксе-орехе по сравнению с доменным коксом, что обусловлено применяемым на коксохимических заводах т.н. «мокрого» способа тушения кокса после выгрузки его из камер коксовых батарей. Промышленными опытами установлено, что структура кокса-ореха, по крайней мере, его поверхностных слоев, по реакционной способности отличается от показателей для доменного кокса, что авторы работы / 6 / связывают именно с особенностями формирования структуры при взаимодействия с влагой при мокром тушении кокса.

Воздействием водяного пара на углеродистый восстановитель можно повлиять не только на удельное электросопротивление, но и на реакционную способность восстановителя / 10 /, осуществив его т.н. «паровую активацию». При этом в последней работе делается вывод о том, что не содержание влаги и УЭС, а именно реакционная способность кокса-«ореха» есть интегральная характеристика, которая в свою очередь определяет эффективность его применения для широкой гаммы ферросплавов, карбида кремния и других сплавов.

Из работ по получению специальных видов углеродистых восстановителей, выполненных в последнее время, внимания заслуживает работа / 11 /, авторы которой сформулировали требования ферросплавного производства к качеству кокса, как к углеродистому восстановителю. Эти требования сводятся к оптимальному удельному электросопротивлению ($УЭС > 6000 \text{ мКОм} \cdot \text{м}$), высокой реакционной способности ($CRI > 20\%$, $R > 0,5 \text{ см}^3/(\text{г} \cdot \text{с})$), кроме того, – низкому значению зольности ($A^d < 18,0\%$) и сернистости ($S^d < 1,4\%$).

В этой работе / 11 / установлено, в частности, что введение в состав коксовой шихты активаторов в виде гранулированных отходов флотации марганцевых руд обеспечило увеличение реакционной способности и УЭС полученного углеродистого восстановителя соответственно в 1,63 и 1,74 раза в сравнении с коксом-«орехом». На коксовой батарее № 5 Днепродзержинского КХЗ были произведены опытные партии углеродистого восстановителя из шихт с участием гранулированных отходов флотации; полученный кокс был успешно испытан в промышленном производстве силикомарганца на Никопольском заводе ферросплавов.

Современные подходы и требования к качеству углеродистых материалов, используемых при производстве электродных масс, подробно проанализированы в недавней работе М.И. Гасика и А.Г. Гриншпунта / 12 /. В табл.4 приведены физико-механические свойства электродных масс некоторых марок по ТУ У 14-10-023-98:

Таблица 3. Характеристики восстановителей, применяемых на НЗФ в 2014 г. по данным входного контроля

Наименование материалов и поставщиков	Техн. состав кокса, %				Химический состав золы кокса, %										УЭС мКОг*м
	А ^с	Уг	S		Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	MnO	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃ +SiO ₂	Fe		
Кокс-орех 10-25 мм Украина Харьков	11.6				22.0	2.6	1.2	22.5	0.3	0.3	43.9	65.9	15.7		990
Спецкокс орех 10-25 мм Украина Ясиновский КХЗ	10.6	1.7	1.3		20.6	3.6	1.5	30.1	0.1	0.3	36.1	56.7	21.1		1340
Кокс-орех Венгрия	10.9	1.3	0.7		28.0	2.1	1.1	10.6	0.9	0.3	49.7	77.7	7.4		1049
Кокс-орех 10-25 мм Польша	11.7	2.0	0.6		26.7	3.4	1.9	11.0	1.8	0.5	46.3	73.0	7.7		1150
Кокс 10-25 мм Кемерово Россия	11.4	1.2	0.5		21.9	5.0	1.6	13.2	0.4	0.5	48.8	70.7	9.2		1020
Доменный кокс 25-40 мм Харьков	11.4				20.9	2.3	1.0	29.9	0.4	0.1	38.6	59.5	20.9		1100
Доменный кокс 25-40 мм Баглейкокс	11.7				21.9	3.7	1.3	19.3	0.3	0.4	44.4	66.3	13.5		1050
Кокс к/у 10-40 Горловка ИСТЭК	15.1	1.5	1.6		19.7	2.8	1.2	17.1	0.2	0.1	49.9	69.6	12.0		
Мелочь коксовая 0-40 Профбизнесторг	15.0	1.2	1.5		20.1	2.5	1.2	16.7		0.1	53.0	73.0	11.7		
Мелочь коксовая Баглейкокс	12.2				22.8	3.3	1.5	15.0	0.2	0.4	47.7	70.4	10.5		1100
Мелочь коксовая ИСТЭК Горловка	15.8	2.5	1.4		22.8	2.2	1.4	16.1	0.3	0.1	49.7	72.5	11.3		

Таблица 4. Физико-механические свойства электродных масс по ТУ У 14-10-023-98

Показатели	Норма		
	Марка А	Марка Б	Марка С
Коэффициент текучести массы	1,6-2,8	1,6-2,8	1,8-2,8
Массовая доля летучих веществ, %	12-18	12-16	13-16
Массовая доля золы, не более, %	7	8	6
Удельное электросопротивл. образцов после обжига до 900 ⁰ С, 10 ⁻⁶ Ом.м, не более	90	150	80
Предел механической прочности на разрыв, МПа (кгс/см ²), не менее	1,47(15)	1,47(15)	1,76(18)

Как показано в работе / 12 / электродные массы отечественных предприятий при использовании в шихте для их получения тройной композиции «термоантрацит – каменноугольный кокс – связующее» имеют наиболее высокие физико-химические и теплофизические характеристики, что позволяет обеспечить надежную эксплуатацию электродов в мощных рудовосстановительных электропечах. Кафедрой электрометаллургии НметАУ в содружестве с ферросплавными предприятиями продолжается разработка и внедрение новых рациональных составов электродных масс, а также обеспечение оптимальных режимов эксплуатации электротермических установок.

ВЫВОДЫ:

Проанализированы требования к качеству углеродистых материалов, используемых в виде восстановителей и компонентов электродной массы, применяемых при выплавке электроферросплавов. Показано, что дальнейшее повышение эффективности производства ферросплавов в рудовосстановительных электропечах может быть обеспечено за счет применения новых видов специальных восстановителей, изготовленных на основе коксовых шихт с малометаморфизованными углями, отличающимися более высокими значениями УЭС и реакционной способности. Необходимо продолжение также исследований в области рациональных рецептурных составов электродных масс, применяемых в непрерывных самоспекающихся электродах рудовосстановительных электропечей.

Библиографический список

1. Ефименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна. – К. Вища школа. 1988. – 350 с.
2. Гасик М.И., Лякишев Н.П. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. М., СП ИНТЕРМЕТ ИНЖИНИРИНГ, 1999. – 764 С.
3. Гасик М.И. Электроды рудовосстановительных электропечей. – М., Металлургия. 1984. – 248 с.
4. Мизин В.Г., Серов Г.В. Углеродистые восстановители для ферросплавов. М., Металлургия, 1976. – 272 с.

5. Чаплыгин Д.В., Куцин В.С. Грищенко С.Г. и др. Новые эффективные технологические решения в производстве ферросплавов с использованием углеродистых восстановителей // Экология и промышленность. 2016; часть 1 - № 2. с.4-12, часть 2 - № 3, с.4-12.

6. Зубов В.Л., Овчарук А.Н., Гасик М.И. Физико-химические свойства, структурные характеристики углеродистых восстановителей и их применение при выплавке ферросилиция.- Днепропетровск: Системные технологии. 2001.- 144 с.

7. Ким В.А. Новые виды углеродистых восстановителей для выплавки технического кремния. //Химия и металлургия комплексной переработки минерального сырья: материалы международной научно-практ. конф., – Караганда, 2015. – с. 292-297.

8. Pavlov A.B., Kazakov A.S., Chadaeva O.V. and Shurgina V.N. Research of reducing ability of carbon redactions for ferroalloy production by dilatometric mrthod. // INFACON XIII Efficient technologies in ferroalloy industry, Almaty, 2013. – v.p. 499-504.

9. Грищенко С.Г., Куцин В.С., Овчарук А.Н., Чаплыгин Д.В. и др.. Освоение технологии выплавки силикомарганца с использованием высокореакционных восстановителей. // Сучасні проблеми металургії. Том 19. Випуск 1 (2016). Наукові вісті. – Дніпропетровськ: НМетАУ, 2016. -с. 8-17.

10. Серов Г.В., Мизин Г.В. Совершенствование производства ферросилиция на Кузнецком заводе ферросплавов. Кемеров. Кн.изд. 1967. - с.75-78.

11. Лазаренко А.Я., Лихенко А.Н. Производство и использование высокореакционного кокса в ферросплавной промышленности // УглеХимический журнал. - 2006. - № 3-4, - с. 17-22.

12. Гасик М.И., Гриншпунт А.Г. Создание и развитие теории и технологии производства и эксплуатации непрерывных самообжигающихся электродов рудовосстановительных электропечей //Металлургическая и горнорудная промышленность. 2016. № 4. - с.19-25.

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ ТЕПЛОМАСООБМІНУ В АГРЕГАТІ РІДКОФАЗНОГО ВІДНОВЛЕННЯ ЗАЛІЗА ТА МОЖЛИВОСТЕЙ ОПТИМІЗАЦІЇ ЦІСІ ТЕХНОЛОГІЇ

Одностадійні процеси рідкофазного відновлення заліза (ПРВ) є привабливими з точки зору їхньої простоти і можливості досягнення мінімальної собівартості виплавляемого чавуну за рахунок вироблення великої кількості електроенергії. Головне технологічне обмеження одностадійних процесів – неможливість допалювання оксиду вуглецю більше, ніж на 70 %, збільшує питому витрату палива і енергетичний потенціал газу, що відходить. Однак саме це дає можливість при утилізації енергії цього газу використовувати для вироблення електроенергії парогазовий цикл, ефективність якого майже вдвічі вища, ніж звичайного парового циклу.

Оскільки одностадійні процеси рідкофазного відновлення заліза перетворюються заради забезпечення їх економічної ефективності в комплекси більшою мірою енергетичні, ніж металургійні, і це потребує значних капітальних вкладень в освоєння таких комплексів, двостадійні процеси рідкофазного відновлення можуть мати більше шансів на першочергову промислову реалізацію.

Головною перевагою двостадійних процесів є можливість повного допалення вугілля в технологічному агрегаті, що забезпечує мінімальну питому витрату палива на виробництво чавуну. Вугілля в цьому разі подається в другу по ходу продукту ванну, де відбувається переважне відновлення заліза, а зазвичай повне допалювання горючого газу здійснюється над першою (плавильною) ванною. Процеси тепломасообміну якраз і визначають необхідну витрату вугілля на виплавку одиниці чавуну.

Тепловий дефіцит процесу у першій по ходу матеріалів плавильній ванні визначається витратою теплоти на повне відновлення Fe_2O_3 до FeO , а також плавлення рудної частини шихти з утворенням розплавленої маси з температурою 1450 °С. Розрахунок ведеться на 1 т чавуну, що виплавляється у ванні №2. Маса розплаву, що перетікає у ванну №2, менше маси первинного розплаву на величину втрати кисню при відновленні оксидів заліза. На другій стадії процесу відбувається відновлення заліза з FeO шлакового розплаву за рахунок вуглецю вугілля зі значним споживанням теплоти (153 кДж/моль).

В залежності від температури продуктів горіння і ступеня допалювання продуктів неповного горіння палива розраховується коефіцієнт використання палива (КВП). При повному допалюванні і мінімальній температурі диму максимальне значення коефіцієнту використання палива може досягати значення 0,785. Розрахунки показали, що при ступені допалювання 0,8 і більше агрегат ПРВ має теплову ефективність більшу, ніж сучасна доменна піч.

Для визначення теплових утрат робочого простору агрегату було встановлено розрахунками, що значення щільності теплового потоку через водоохолоджуючі поверхні агрегату ПРВ можуть знаходитись у межах від 60 кВт/м² до 200 кВт/м². Виходячи з цих оцінок, визначаються значення втрат теплоти агрегатом ПРВ, загальна теплова потужність агрегату, питома витрата теплоти і умовного палива при виплавці чавуну в агрегаті ПРВ.

Питома витрата вугілля визначається з урахуванням необхідності покриття теплових потреб, а також витрати вуглецю вугілля як речовини, що забезпечує відновлення оксидів заліза і навуглецювання чавуну. Баланс кисню визначає необхідну питому витрату дуття. Далі визначаються вихід і склад продуктів неповного горіння палива, що виходять із ванни №2 і допалюються над ванною №1.

Розрахунковий аналіз тепло-масообміну у двохстадійному агрегаті рідкофазного відновлення заліза здійснено, виходячи з базового варіанту використання в якості залізорудної шихти суміші з 50% сухого концентрату НКГОК і 50% сухої маси аглодоменного шламу. Склад шихтових матеріалів показаний у таблиці .

Таблиця - Склад компонентів залізорудної шихти, %

Матеріал	Вміст, %						
	Fe заг.	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	C
Концентрат НКГОК	65,7	27,0	63,9	7,78	0,25	0,31	-
Аглодоменний шлам	45,0	14,0	50,0	7,30	8,7	3,40	5,6
Рудна суміш	55,35	20,5	56,95	7,54	4,48	1,86	2,8

Тепловий дефіцит процесу покривається спалюванням концентрату тошого (марки Т) вугілля. Склад вугілля: С = 76,14%; Н = 2,12%; N = 0,90%; О = 1,84%; S = 1,80%; А = 7,20%; W = 10,00%. Нижча теплота згоряння такого вугілля, обчислена за формулою Менделєєва, складає 27 811,1 кДж/кг. Сумарна витрата вугілля на 1 т. чавуну враховує, окрім витрати його як палива, додаткову витрату вуглецю вугілля на відновлення за реакціями прямого відновлення заліза чавуну (у першій ванні від Fe₂O₃ до FeO і у другій ванні - від FeO до Fe_{мет}). При цьому враховується, що частково потреба у вуглеці як відновнику покривається вуглецем, що міститься в аглодоменних шламах, і вуглець додатково витрачається на навуглецювання чавуну.

Залежність сумарної витрати вугілля на 1 т. чавуну від вологості рудної шихти, вмісту кисню в дутті і температури дуття демонструється залежностями, що показані на рисунках 1- 9.

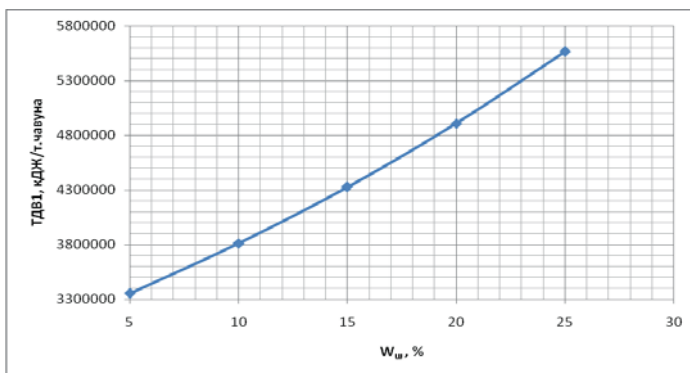


Рис. 1 - Залежність теплового дефіциту ванни №1 від вологості шихти

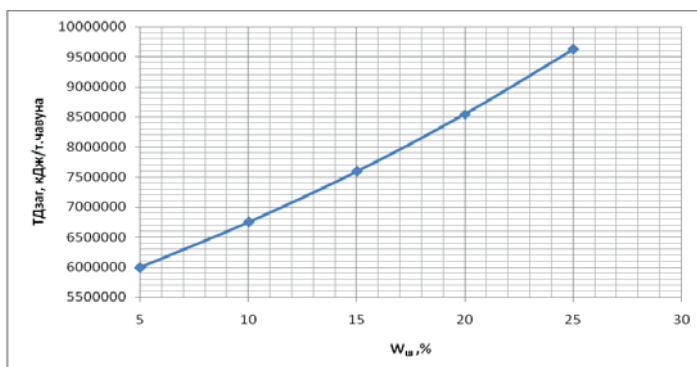


Рис. 2 - Залежність загального теплового дефіциту двох ванного процесу рідкофазного відновлення від вологості рудної шихти

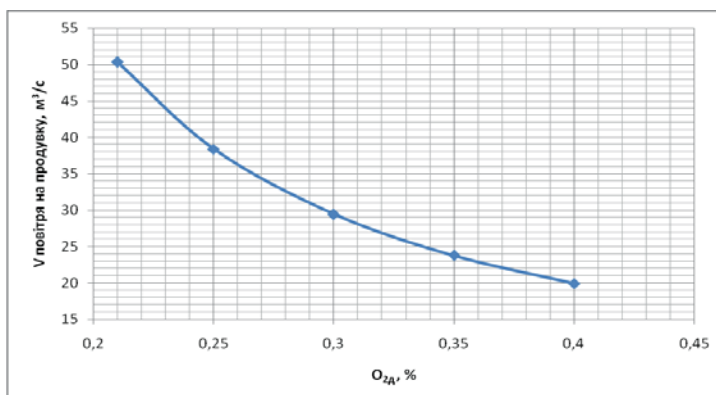


Рис. 3 - Залежність витрати повітря на продувку шлакового розплаву від вмісту кисню в дутті

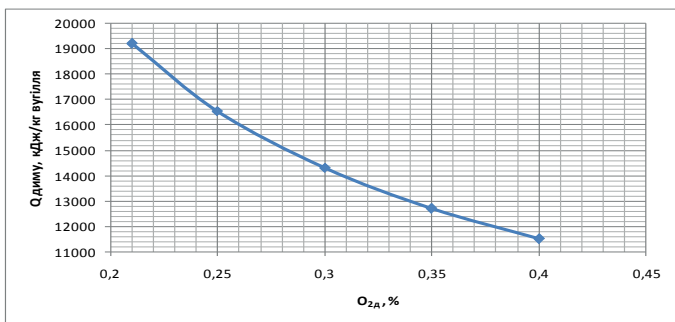


Рис. 4 - Залежність тепловмісту димових газів від вмісту кисню в повітрі

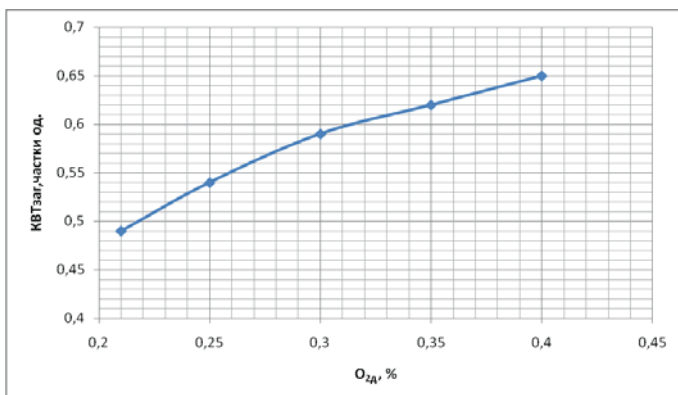


Рис. 5 - Залежність загального коефіцієнту використання теплоти від вмісту кисню в дутті

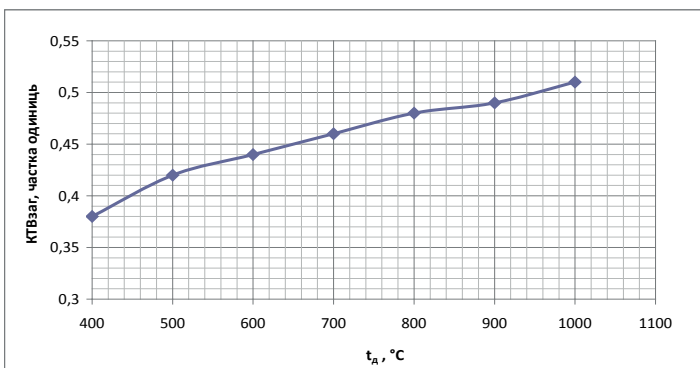


Рис. 6 - Залежність загального коефіцієнту використання теплоти від температури дуття

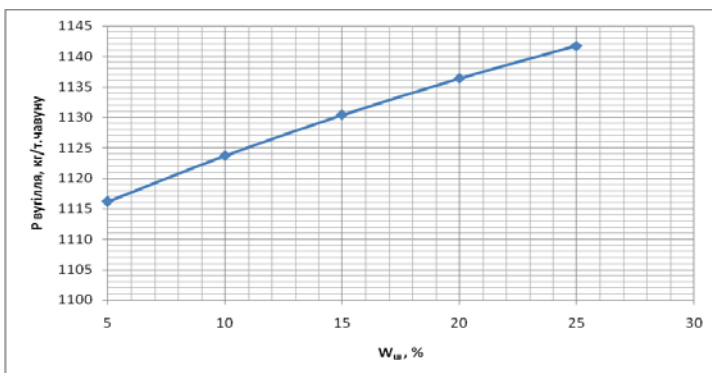


Рис. 7 - Залежність питомої витрати вугілля від вмісту води в шихті

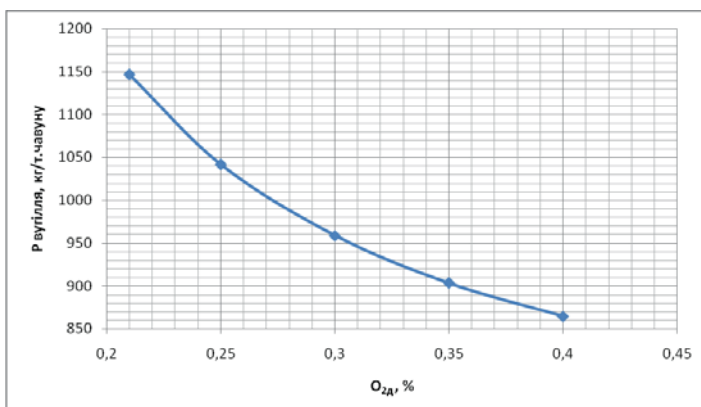


Рис. 8 - Залежність питомої витрати вугілля від вмісту кисню в дутті

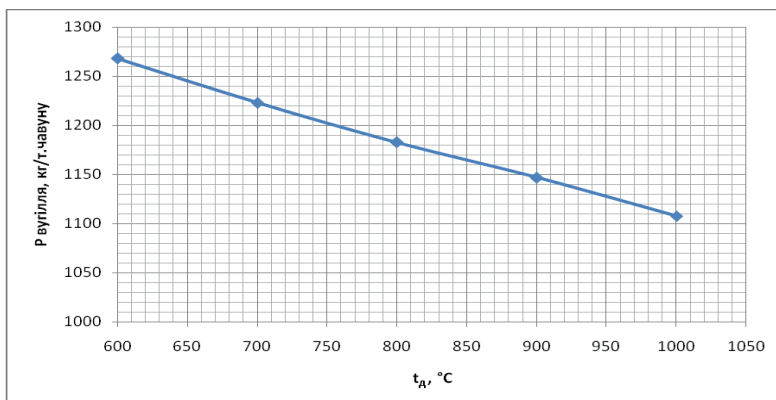


Рис. 9 - Залежність питомої витрати вугілля від температури дуття

Теплопотреба ванни №1 значною мірою залежить від вмісту вологи в рудній шихті. І концентрати, і шлами, і навіть руда мають підвищену вологість. Попередня сушка заліззовміщуючих матеріалів потребує реалізації складних технологій і має низький коефіцієнт використання теплоти, тому термічна сушка рудних матеріалів в аналізуючій технології процесу рідко фазного відновлення не використовується. Залізорудні концентрати і при необхідності шлами зневоднюються тільки на вакуумних фільтрах. Випаровування вологи у ванні №1 при збільшенні вологості рудної шихти з 5% до 25% збільшує теплопотребу ванни №1 на 67% (рисунок 1). Відповідно значною мірою збільшується загальна теплопотреба процесу рідкофазного відновлення заліза (рисунок 2).

Серед вхідних параметрів процесу найбільший вплив на його теплову ефективність мають температура дуття і вміст в дутті кисню.

Вплив вмісту кисню в дутті на показники процесу рідкофазного відновлення є доволі складним. Зі збільшенням вмісту кисню в дутті зменшується витрата дуття (рисунок 3), що зменшує надходження теплоти з нагрітим дуттям. Одночасно зменшується вихід димових газів на одиницю спалюемого вугілля, що зменшує втрату теплоти (рисунок 4). За рахунок цього підвищується коефіцієнт використання теплоти (рисунок 5).

При збільшенні температури дуття загальний коефіцієнт використання палива збільшується завдяки зменшенню питомої витрати палива на одиницю виплавляемого чавуну, зменшенню внаслідок цього виходу диму і кількості втрачаємої агрегатом теплоти (рисунок 6).

Інша розроблена математична модель процесу рідкофазного відновлення заліза може використовуватись для оптимізації технологічних параметрів процесу. Критерієм оптимізації може бути питома витрата теплоти на виплавку чавуну – найбільш універсальний технічний параметр. Але оскільки процес рідкофазного відновлення забезпечує вироблення значної кількості електричної енергії, найбільш логічним показником для рішення оптимізаційної задачі є собівартість чавуну з обмеженнями за обсягом капітальних вкладень.

Програма дозволяє розраховувати собівартість чавуну, що виплавляється в агрегаті ПРВ, в залежності від різних параметрів його роботи, а також дозволяє визначити найкращі параметри процесу, з точки зору зниження собівартості чавуну.

Можливість багатопільового використання процесу рідкофазного відновлення, що може бути спрямований або на переважну виплавку чавуну, або на переважну газифікацію твердого палива з виробленням максимальної кількості електроенергії за парогазовою технологією, або на додаткове вироблення шлакового клінкеру для цементної промисловості – робить технологію ПРВ дуже гнучкою і ефективною.

Зазвичай орієнтація процесу рідкофазного відновлення на переважну виплавку шлакового клінкеру не розглядається, бо вартість шлакопортландцементу є відносно невисокою. Але процес рідкофазного відновлення заліза, на відміну від доменного процесу, не є чутливим до значних змін складу шлаку. В агрегаті ПРВ можна отримувати шлаки будь-якого складу

для виробництва спеціальних дуже дорогих цементів. Наприклад, глиноземистий вогнетривкий цемент коштує у 15-20 разів дорожче, ніж рядовий портландцемент. І якщо плавка високо глиноземистих шлаків може викликати технологічні складності, то виробництво клінкеру для такого ж дорогого лужного в'язучого не потребує суттєвих змін технології. В цьому є додатковий резерв підвищення ефективності ПРВ.

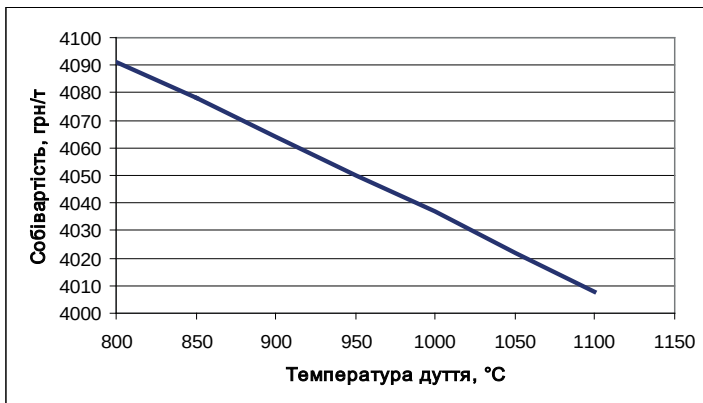


Рис. 10 - Вплив температури дуття на собівартість чавуну



Рис. 11 - Вплив вмісту кисню в дутті на собівартість чавуну

При звичайному складі шлаку, при існуючій ціні на електроенергію 2157 грн/Мвт.год і при вартості вугілля 1600 грн/т зміни собівартості чавуну в залежності від температури дуття, вмісту кисню в дутті та ступеня допалювання газу за базових значень інших параметрів показаний на рисунках 10 - 12. Збільшення температури дуття за рахунок зпалювання газу, що відходить, зменшує собівартість чавуну в усьому діапазоні можливих значень температури дуття. Збільшення вмісту кисню в дутті зверх 25% та зменшення ступеня допалювання газу нижче 40% суттєво знижують потенційно можливу

собівартість чавуну за рахунок можливого при цьому використання парогазового циклу генерації електричної енергії замість традиційного парового циклу.



Рис. 12 – Вплив ступеня допалювання газів у технологічному агрегаті на собівартість чавуну

Таким чином, аналіз тепломасообмінних і техніко-економічних показників процесів рідкофазного відновлення заліза доводить переваги процесів рідкофазного відновлення заліза перед традиційною коксо-агло-доменною технологією виробництва чавуну.

УДК 669.162.267.263.2

Довгалюк Б.П., професор, доктор технічних наук,
Дніпровський державний технічний університет

ОПТИМІЗАЦІЯ ВИТРАТИ ПИЛОВУГІЛЬНОГО ПАЛИВА В ДОМЕНІЙ ПЛАВЦІ З УРАХУВАННЯМ КОЛИВАННЯ ВТРАТ ТЕПЛА І ОКИСНЕННЯ ЧАВУНУ НА ФУРМАХ

Пиловугільне паливо вважається як вуглець, який горить на фурмах зі своєю тепловіддачею. При цьому враховується теплота розкладання його летучих в горні та витрата тепла на нагрівання пилу до температури горіння. Концентрація ПВП в дутті v_{nep} визначається в г/м^3 і може приймати значення від 0 до 200 г/м^3 [1].

Табл.1. Хімічний склад ПВП, частка одиниці маси [2].

Хімічний склад	Ан трацит	Газове вугілля
C^p	0,8 00	0,650
H^p	0,0 20	0,060
O^p	0,0 15	0,090
N^p	0,0 10	0,015
S^p	0,0 15	0,015
A^p	0,1 30	0,150
W^p	0,0 10	0,010
Теплота неповного згоряння в горні, $g_{m(p)}$, кДж/кг	753 6	4354

Найважливішими показником ефективності використання ПВП є кількість тепла, що виділяється від його згоряння в доменній печі [3]

$$Q_{nep} = g_{m(p)} + 23605C^p \cdot \eta_{co} + 121000H^p \cdot \eta_{u2} + 13400W^p \cdot \eta_{u2}, \text{ кДж/кг} \quad (1)$$

Показники ефективності використання пиловугільного палива (ПВП) :

коефіцієнт заміни коксу [3]

$$K_c = \frac{g_{\delta(\delta)} + 23605\tilde{N}^{\delta} \cdot \eta_{\text{н}} + 121000\dot{f}^{\delta} \cdot \eta_{i2} + 13400W^{\delta} \cdot \eta_{i2}}{1,8667\tilde{n}_e(5250 + 12648 \cdot \eta_{\text{н}})} , \text{кг/кг} ; \quad (2)$$

кількість заміненого коксу пиловугільним паливом

$$E_{\kappa, \text{нен}} = K_3 V_{\text{нен}} \text{ кг/хв} ; \quad (3)$$

сума прибутку від використання ПВП:

$$ПО = E_{\kappa, \text{нен}} C_{\kappa} - V_{\text{нен}} C_{\text{нен}} - V_o C_o + (P_{\phi} - P_3) E , \text{ грн} / \text{г} \quad (4)$$

де $V_{\text{нен}}$ – кількість ПВП, що вдувається у піч, кг/хв.; η_{co} , η_{n2} – ступінь використання оксиду вуглецю та водню, відповідно, частка одиниці; c_{κ} – вміст вуглецю в коксі, частка одиниці; C^p , H^p , W^p – вміст в ПВП, відповідно, вуглецю, водню та води, кг/кг; C_{κ} , $C_{\text{нен}}$, C_o – ціна коксу, ПВП та технологічного кисню; E – умовно постійні витрати на чавун; P_{ϕ} , P_3 – фактична і задана продуктивність печі.

Між показником ПО та кількістю ПВП існує екстремальна залежність, яка є основою алгоритму функціонування системи оптимізації витрати ПВП.

При рівному ході печі і стабільній витраті ПВП, шагами по 5 -10 г/м³ збільшують його кількість і визначають оптимальну кількість ПВП, яка відповідає максимально можливому значенню показника ПО. Коливання значення $E_{\kappa, \text{нен}}$ при цьому компенсують зміною маси коксу у подачі.

Під час функціонування системи контролюють окиснення елементів чавуну на фурмах. Для цього з усередненої інформації за 10 хв визначають: температуру кожного фурменого вогнища $t_{\phi, i}$ та всієї фурменої зони t_{ϕ} (як середнє значення $t_{\phi, i}$); теоретичну температуру горіння t_m ; різницю між теоретичною температурою горіння і температурою фурмених вогнищ

$$\Delta t = t_m - t_{\phi}; \quad (5)$$

через 20 хв за кожні 10 хв визначають приріст Δt :

$$\Delta = \Delta t(t) - \Delta t(t-1).$$

Якщо $\Delta < - 30^{\circ}\text{C}$, то вважають, що збільшилось окиснення елементів чавуну на фурмах.

Якщо $\Delta > 30^{\circ}\text{C}$, то вважають, що зменшилось окиснення елементів чавуну на фурмах.

Визначають міру зміни окиснення заліза Δz (в %) за формулою

$$\Delta z = - 0,75\Delta . \quad (6)$$

Теоретичну температуру горіння ($^{\circ}\text{C}$) визначають за формулою [3]

$$t_m = \frac{5250CO_e + W_{\kappa\delta} + h'_c}{C_{co} \cdot CO_e + C_H \cdot H_{\delta} + C_N \cdot N_{\delta}}, \quad (7)$$

де: C_{CO} , C_H , C_N - теплоємність відповідних складових горнового газу, $\kappa\text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{град.})$; CO_e , H_{δ} , N_{δ} - кількість CO , H_2 та азоту, що утворюються в горновому газі, $\text{м}^3/\text{м}^3$ кд; $W_{\kappa\delta}$ - тепломісткість комбінованого дуття, $\kappa\text{Дж}/\text{м}^3$ кд., визначається

$$W_{\kappa\delta} = C_{\delta}(t_{\delta} - \Delta t_{\lambda} \times \lambda) + v_{\text{пен}}(C_{\text{пен}} t_{\text{пен}} - 13,4W^p - 121,4S^p),$$

де: t_{δ} - температура нагрітого дуття, $^{\circ}\text{C}$; $t_{\text{пен}}$ - температура пиловугільного палива, $^{\circ}\text{C}$; C_{δ} - теплоємність нагрітого дуття, $\kappa\text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{град.})$; $C_{\text{пен}}$ - теплоємність пиловугільного палива, $\kappa\text{Дж}/(\text{г} \cdot \text{град.})$; λ - вологість дуття, $\text{г}/\text{м}^3$; W^p , S^p - вміст у пиловугільному паливі води та сірки, частка одиниці маси; $v_{\text{пен}}$ - витрата пиловугільного палива, $\text{г}/\text{м}^3$; Δt_{λ} - зниження температури дуття, еквівалентне витраті тепла на розкладання в горні печі г пари води. Його значення для температури дуття 1000, 1100, 1200 та 1300 $^{\circ}\text{C}$ відповідно дорівнює: 9,55; 9,45; 9,35; 9,31 $^{\circ}\text{C}$ [1]; h'_c - тепломісткість вуглецю коксу, який горить на фурмах, визначають

$$h'_c = 0,536(CO_e - 0,0018667v_{\text{пен}}C^p) \times (1,482t_m - 466,83), \quad \kappa\text{Дж}/\text{м}^3 \text{ кд},$$

де $v_{\text{пен}}$ - витрата пиловугільного палива в дутті, $\text{г}/\text{м}^3$ дуття; C^p - вміст у пиловугільному паливі вуглецю, частка одиниці маси;

При окисненні заліза на фурмах температуру горіння визначають за формулою [3]

$$t_{\text{FeO}} = \frac{5250CO_{\delta}(1-z) + 12047,83zCO_{\delta} + W_{\delta}'' + h''_n}{C_{\text{FeO}} \cdot CO_{\delta}(1-z) + \tilde{N}_{\text{FeO}} \cdot \tilde{I}_{\delta} + zCO_{\delta} \cdot \tilde{N}_{\text{FeO}} + \tilde{N}_N \cdot N_{\delta}}, \quad ^{\circ}\text{C} \quad (8)$$

де z - міра зміни окиснення заліза, %

Тепломісткість вуглецю коксу, який горить на фурмах (h''_c), визначають

$$h''_c = 0,536[CO_{\delta}(1-z) - 0,0018667v_{\text{FeO}} \tilde{N}_{\delta}] (1,482t_{\delta} - 466,83), \quad \kappa\text{Дж}/\text{м}^3 \text{ кд}.$$

Теплота утворення FeO складає 12047,83 $\kappa\text{Дж}/\text{м}^3$ FeO .

Отже, контролювати коливання процесу окиснення елементів чавуну на фурмах можна за інформацією про теоретичну температуру горіння і температуру фурмених вогнищ, яку необхідно контролювати спеціальними датчиками. При цьому доцільно, щоб ці датчики відображали реальну температуру. В таких випадках зміна окиснення елементів чавуну на фурмах

буде супроводжуватися зміною різниці між температурою фурмених вогнищ і теоретичною температурою горіння.

Контроль температури фурмених вогнищ не завжди забезпечено. В таких випадках необхідно контролювати температуру в шахті печі за допомогою спеціальних зондів T_z , а коливання процесу вторинного окиснення елементів чавуну на фурмах визначати за приростом температури в шахті та порівнянням його з приростом теоретичної температури і зміною суми ($CO + CO_2$) в колошниковому газі.

Склад колошникового газу необхідно контролювати мало інерційними газоаналізаторами з незначним часом запізнення (до 1 хв), оскільки зразу ж після окиснення заліза на фурмах через 10 - 20 хв починається його пряме відновлення.

Компенсацію коливання окиснення чавуну на фурмах здійснюють за такою методикою. За інформацією за кожні 10 хв визначають міру зміни окиснення заліза Δz і розраховують кількість тепла, що утворилося від окиснення заліза

$$Q_{FO} = 12047,83 \cdot \Delta z \cdot CO_2 \cdot V_{kd}, \text{ кДж} \quad (9)$$

$$\text{де } CO_2 = 2 \cdot O_o, \text{ м}^3/\text{м}^3;$$

$$O_o = [\omega(1 - 0,001244\lambda) + 0,000622\lambda](1 - \delta) + v_{nen}(0,0007O^p + 0,000622W^p), \text{ м}^3/\text{м}^3\text{кд}.$$

Визначають рекомендації на добавку витрати ПВП для компенсації окиснення коливання чавуну на фурмах

$$\Delta V_{nen} = Q_{FeO} / Q_{nen} \quad (10)$$

Системою також контролюються втрати тепла з охолоджуючою водою та колошниковим газом. Кількість тепла, що витрачається з охолоджувальною водою визначають [4]:

для верхньої частини печі за кожні 10 хв

$$Q_1 = \sum_{i=1}^a G_i \Delta t_i c_a, \text{ кДж/хв}; \quad (11)$$

для нижньої частини печі

$$Q_2 = \sum_{j=1}^n G_j \Delta t_j c_e, \text{ кДж/хв}, \quad (12)$$

де G_i - кількість води, що проходить через i -й холодильник верхньої частини печі, кг/хв ; G_j - кількість води, що проходить через j -й холодильник нижньої частини печі, кг/хв ; Δt_i - різниця температури вихідної і вхідної води i -го холодильника верхньої частини печі, $^\circ\text{C}$; Δt_j - різниця температури вихідної і вхідної води j -го холодильника нижньої частини печі, $^\circ\text{C}$; c_e - теплоємність

води, $\kappa \text{Дж}/(\kappa\text{г}\cdot^{\circ}\text{C})$; v – кількість холодильників верхньої частини печі; n – кількість холодильників нижньої частини печі.

Кількість тепла, що витрачається з колошниковим газом [4]:

$$Q_{\kappa\text{г}} = V_{\kappa\text{г}} t_{\kappa\text{г}} c_{\kappa\text{г}}, \quad \kappa \text{Дж}/\text{хв}, \quad (13)$$

де $t_{\kappa\text{г}}$ – температура колошникового газу, $^{\circ}\text{C}$; $c_{\kappa\text{г}}$ – теплоємність колошникового газу, $\kappa \text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot ^{\circ}\text{C})$; $V_{\kappa\text{г}}$ – вихід колошникового газу, $\text{м}^3/\text{хв}$.

Визначають сумарну втрату тепла

$$Q_{\text{сум}} = Q_1 + Q_2 + Q_{\kappa\text{г}}.$$

Втрату тепла контролюють за інформацією, усередненою за кожні 10 хв, порівнюють її із оптимальною $Q_{\text{онт}}$ і визначають різницю

$$\Delta Q = Q_{\text{сум}} - Q_{\text{онт}}.$$

Якщо $\Delta Q > 0$, то визначають рекомендацію на збільшення витрати ПВП

$$\Delta V_{\text{пеп}} = \Delta Q / Q_{\text{пеп}}, \quad \kappa\text{г}/\text{хв}.$$

Висновки.

Розроблено комплексний алгоритм контролю ефективності використання пилويدного палива в доменній плавці та оптимізації його кількості, контролю окиснення елементів чавуну на фурмах і його компенсації, контролю втрат тепла з охолоджуючою водою і колошниковим газом та його компенсації. Впровадження алгоритму дозволить забезпечити високу точність прогнозування та стабілізації якості чавуну, збільшити продуктивність печі, зменшити собівартість продуктів плавки. Однак, для реалізації алгоритму необхідна висока точність інформації про склад колошникового газу та температуру фурмених вогнищ. Ця проблема зараз не вирішена

Бібліографічний список

1. Товаровский И.Г., Лялюк В.П. Эволюция доменной плавки. Дніпропетровськ, Пороги.- 2001.- 425с.
2. Рамм А.Н. Современный доменный процесс.- М.: Металлургия, 1980.- 304с.
3. Довгалюк Б.П. Автоматизована система керування технологічними процесами доменної плавки. Дніпродзержинськ: - ДДТУ, 2009.- 245с.
5 -10 г/м³
4. Довгалюк Б.П. Вплив втрат тепла з охолоджувальною водою і колошниковим газом на тепловий режим плавки. / Б.П. Довгалюк, Р.В. Волошин //Математичне моделювання. – 2013. - №1 (28). – С. 64-67.

ЗАГРУЗКА ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ ЧАО «ММК ИМ.ИЛЬИЧА» В УСЛОВИЯХ ВДУВАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

Одним из негативных последствий применения пылеугольного топлива в доменной плавке является ухудшение ее газодинамических условий, проявляющихся в результате повышения рудной нагрузки на кокс и снижения высоты коксовых «окон».

Переход к раздельной загрузке доменных печей увеличенными порциями агломерата и кокса в доменном цехе ЧАО «ММК им. Ильича» позволил снизить удельный расход кокса на выплавку чугуна на 26 кг / т чугуна при увеличении производительности доменных печей в сопоставимых условиях на 4 % [1]. Загрузка доменных печей утяжеленными подачами явилась одним из условий эффективного вдувания в горн доменных печей пылеугольного топлива [2], которое сопровождается значительным сокращением доли кокса в столбе шихтовых материалов и изменением газодинамических условий доменной плавки. Следовательно, вдувание в доменные печи пылеугольного топлива требует, прежде всего, совершенствования систем загрузки шихтовых материалов, в том числе конусными загрузочными устройствами, резервы которых по оптимизации распределения шихтовых материалов не исчерпаны [3, 4].

Переход на технологию выплавки чугуна с вдуванием ПУТ значительно сократил удельный расход кокса на доменных печах ЧАО «ММК им. Ильича», а рудная нагрузка на кокс увеличилась с 3,4 до 4,5-4,8 кг / кг. При этом высота слоев кокса сократилась приблизительно на 26 %, что потребовало компенсации потери газопроницаемости слоя, например за счет увеличения коксовой колоши. На доменной печи № 5, работавшей с рудной нагрузкой 4,5 кг / кг кокса при загрузке подачами КККК↓ АААА↓, повышение массы коксовой колоши m_k с 6,9 до 7,2 т способствовало росту производительности печи на 2 %.

Суточная производительность печи № 3 при вдувании ПУТ повысилась на 2,7 %. Анализ влияния на производительность доменной печи пяти аргументов – удельного расхода ПУТ $P_{ПУТ}$, кг / т чугуна, расхода дутья P_d , м³ / мин, содержания железа в железорудной части шихты $Fe_{ш}$, %, механической прочности кокса M_{25} , %, и температуры дутья, T_d , °С – проведен методом множественной линейной корреляции (таблица 1).

Коэффициент множественной корреляции составил 0,935, коэффициент множественной детерминации $r^2 = 0,874$, т. е. влиянием рассмотренных факторов на 87,4 % было обусловлено изменение производительности доменной печи. Критерий надежности составил $\mu = 34$, что больше 2,6, и связь между параметрами считается статистически достоверной.

Таблица 1 Анализ влияния технологических факторов на производительность ДП № 3

№ п / п	$P_{\text{сум}}$ 1	$P_{\text{ПУТ}}$ 2	$P_{\text{Д}}$ 3	$Fe_{\text{и}}$ 4	M_{25} 5	$T_{\text{Д}}$ 6
1	3278	32,6	3800	54,05	88,91	1036
2	3331	95,5	3701	54,3	89,18	1060
3	3673	128,7	3811	54,91	89,42	1074
4	4057	153	4231	54,63	89,63	1076
5	3769	159,2	3786	54,67	89,57	1079
6	3821	168,4	3711	54,12	89,36	1078
7	2967	146,8	3327	54,04	89,69	1015
8	3545	144,4	3592	54,13	88,99	1057
9	3652	141	3687	54,29	89,54	1066
10	3618	145,3	3669	54,53	89,48	1071
11	3073	119,1	3375	54,03	89,94	1049
12	3354	132,3	3508	54,15	89,87	1062
13	3261	141,2	3473	54,17	89,31	1044
14	2930	115,4	2930	53,89	89,46	1020
15	3465	143,9	3694	54,06	89,5	1063
16	3450	141,5	3698	54,1	89,66	1041
17	3341	128,7	3590	54,33	89,7	1042
18	3295	136,1	3528	53,93	87,46	1051
19	3413	87	3693	53,48	88,32	1050
20	3482	48,7	3640	54,02	89,09	1036
21	3189	32,5	3545	54,42	88,75	1041
Ср.	3427	121	3619	54,20	89,28	1053
r_{1i}	1	0,383	0,842	0,530	0,095	0,848
r_{2i}	0,383	1	0,065	0,238	0,361	0,455
r_{3i}	0,842	0,065	1	0,473	-0,019	0,674
r_{4i}	0,530	0,237	0,473	1	0,383	0,558
r_{5i}	0,095	0,361	-0,019	0,383	1	0,106
r_{6i}	0,848	0,455	0,674	0,558	0,106	1

Изменение суточной производительности в рассматриваемом периоде на 48,07 % было обусловлено изменением расхода дутья, который, в первую очередь, определяется газопроницаемостью столба шихтовых материалов, на 32,7 % его температурой $T_{\text{Д}}$, на 6,45 % – расходом ПУТ. Вследствие незначительных колебаний показателей качества сырья их доли влияния составили менее 1,0 %: M_{25} – 0,03 %, $Fe_{\text{и}}$ – 0,17 %. В результате анализа показателей работы доменной печи № 3 получена зависимость:

$$P_{\text{сум}} = -5629,4 + 1,19 P_{\text{ПУТ}} + 0,66 P_{\text{Д}} + 2,86 Fe_{\text{и}} + 1,71 M_{25} + 5,91 T_{\text{Д}}. \quad (1)$$

Эффективному внедрению вдувания ПУТ в горн доменных печей ЧАО «ММК им. Ильича» способствовала их загрузка увеличенными раздельными порциями железорудных материалов и кокса. Благодаря

формированию в столбе шихтовых материалов высоких коксовых слоев при внедрении технологии вдувания ПУТ в доменном цехе ЧАО «ММК им. Ильича» суммарный коэффициент замены кокса ПУТ составил 1,04-1,06 кг / кг и был достигнут наибольший расход ПУТ 169,7 кг / т чугуна (июнь 2013 г.) в сравнении с печами ОАО «Запорожсталь» (148 кг / т) и ПАО «Алчевский МК» (139 кг / т).

В то же время применение отдельных утяжеленных подач исключает управление радиальным распределением шихты и газов с помощью изменения порядка загрузки агломерата и кокса в доменную печь. При необходимости регулирования газораспределения переходили к смешанным системам загрузки, при этом наблюдалось повышение удельного расхода кокса. Повышение удельного расхода ПУТ сопровождалось увеличением интенсивности прогара элементов системы охлаждения нижней части шахты, маратора и заплечиков. Кроме того, при загрузке печей увеличенными отдельными порциями железорудных материалов и кокса наблюдалось повышение температуры под защитными плитами колошника t_n до 685 °С, что свидетельствовало о развитии периферийного газового потока. Для сохранения системы охлаждения нижней части доменной печи необходимо применять системы загрузки шихты, понижающие интенсивность газового потока в периферийной зоне и способствующие усилению развития газового потока в осевой зоне печи.

С целью определения влияния систем загрузки на распределение шихтовых материалов, а, следовательно, и газов по радиусу доменной печи проведены экспериментальные исследования на секторной модели колошника М 1 : 10, представленной его сектором с прозрачными боковыми стенками, между которыми расположен сектор нижнего конуса и чаши засыпного аппарата (рис. 1).

При проведении исследований приняты следующие параметры загрузки: масса рудной колоши (2 скипа) – 27 т, масса коксовой колоши (2 скипа) – 5,7 т, уровень засыпи – 1,75 м, угол наклона поверхности материала на колошнике перед загрузкой – 18°. По радиальным зонам колошника определялась масса агломерата и кокса, по которым рассчитывалась фактическая и относительная рудная нагрузка $PH_i^o = PH_i / PH_n$, д. ед., где PH_i и PH_n – рудная нагрузка на кокс в i -той зоне и в подаче в целом, кг / кг. В зонах с $PH_i^o > 1$ газопроницаемость шихты и интенсивность газового потока пониженные, а в секторах с $PH_i^o < 1$ – наоборот, повышенные [5].

В доменном цехе ЧАО «ММК им. Ильича» для понижения газопроницаемости периферийной зоны наряду с системой загрузки АААА↓ КККК↓ (1), были опробованы: ККККА↓ ААА↓ (2), АКККК↓ ААА↓ (3).

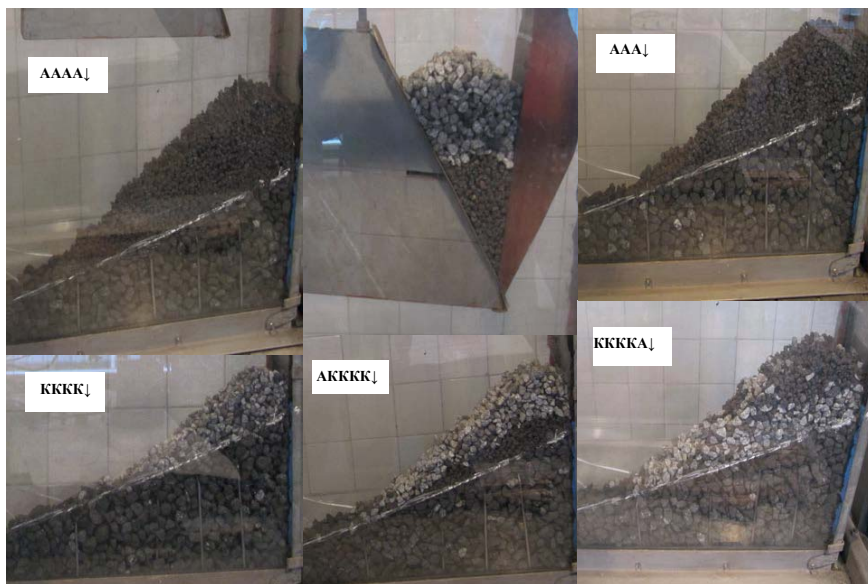


Рис. 1. Общий вид секторной модели колошника и расположение на ней материалов при проведении исследований

Лабораторные данные показывают практически одинаковое изменение массы агломерата по радиусу колошника при данных системах загрузки (рис. 2, а). При этом тяжелые подачи АААА↓, АКККК↓, в которых агломерат первым сыпается с конуса, в большей мере подгружают агломератом первую радиальную зону (линия 3). При ссыпании с конуса первым кокса в подаче ККККА↓ гребень агломерата растягивается на две зоны – первую и вторую, расположенные у стен (линия 2). В результате рудная нагрузка (в) у стен несколько ниже, чем при загрузке подачи АКККК↓, но выше во второй зоне и у оси доменной печи (ОДП).

В то же время кокс, загружаемый без агломерата, концентрировался в большей степени у стен колошника (рис. 2, б, линия 1), снижая на периферии *РН* и повышая ее в центральной части печи. При совместной загрузке кокса с агломератом масса кокса перераспределяется от стен печи в промежуточную зону. Загрузка агломерата на нижний конус перед загрузкой кокса или после на газопроницаемость периферийной зоны существенно не влияет, но значительно влияет на газопроницаемость осевой зоны печи. Для создания в осевой зоне так называемой «отдушины» (участка с высокой газопроницаемостью), в соответствии с полученными результатами экспериментальных исследований, следует применять систему загрузки АКККК↓ ААА↓. Переход на загрузку печи подачами АКККК↓ ААА↓ привел к снижению температуры периферии до 580 °С вследствие ее подгрузки железорудными материалами и экономии удельного расхода кокса на 0,7 %.

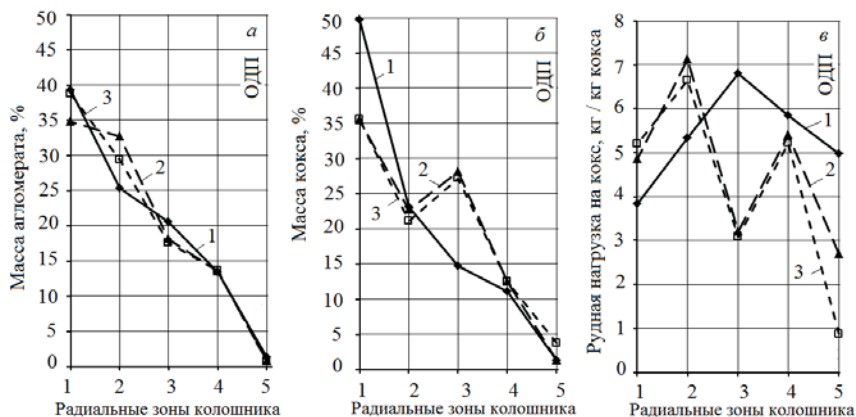


Рис. 2. Характер распределения массы агломерата (а), кокса (б) и рудной нагрузки (в) по радиусу колошника при загрузке утяжеленных подач

Однако, достигнутая при этом температура кладки печи под защитными плитами, составляющая 580 °С, также является повышенной, следовательно, требуется дальнейшее совершенствование систем загрузки доменных печей, формирующих высокие слои кокса и агломерата, с целью перераспределения рудной части в большей мере к стенам печи для подгрузки периферии, а кокса – к центру, т. е. для формирования осевой отдушины.

В лабораторных условиях исследовано радиальное распределение рудных нагрузок на кокс при различных циклах загрузки, обеспечивающих последовательную подачу в печь 4 скипов однородных материалов (рис. 3, а): 1 – AAAA↓; 2 – AAA↓ KKKK↓; 3 – KAA↓ AAKKK↓; 4 – KKA↓ AAААА↓; 5 – AA↓ AAKKKK↓, что позволяет формировать высокие газопроницаемые прослойки кокса.

Результаты экспериментов показали, что раздельная загрузка увеличенных порций агломерата и кокса (цикл 1), которая применяется в доменном цехе ЧАО «ММК им. Ильича» с 2001 г., при повышении рудной нагрузки до 4,8 кг / кг кокса способствует относительно равномерному ее распределению по секторам колошника с несколько разгруженной периферией $RH_1^0 = 0,79$ д. ед. (рис. 3, а, б, линия 1), что и обусловило повышение температуры под защитными плитами колошника. Загрузка раздельной трехскиповой подачи агломерата совместно со смешанной пятискиповой подачей, в которой первым загружается один скип агломерата, а затем четыре скипа кокса (цикл 2), разгружает сектор, находящийся у оси ДП (ОДП), $RH_5^0 = 0,18$ д. ед., подгружая периферию $RH_1^0 = 1,07$ д. ед., и характеризуется двумя рудными гребнями $RH_2^0 = 1,37$ д. ед. и $RH_4^0 = 1,07$ д. ед. (рис. 3, а, б, линия 2, волновое распределение РН).

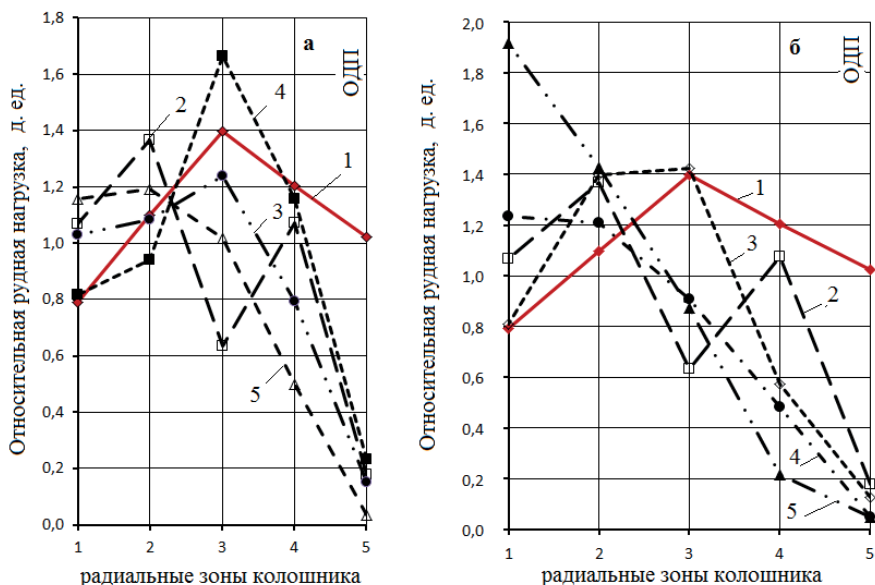


Рис. 3. Радиальное распределение рудных нагрузок при различных циклах загрузки

Рациональное радиальное распределение рудных нагрузок обеспечивает цикл № 3, более равномерно подгружающий периферийную и раскрывающий осевую зоны, при большем раскрытии центра ($PH_5^0 = 0,15$ д. ед.) с максимальной $PH_3^0 = 1,24$ д. ед. в промежуточной зоне и пониженной у стен $PH_1^0 = 1,03$ д. ед., что способствует формированию умеренно развитого периферийно-осевого газового потока (рис. 3, а, линия 3).

Цикл № 4 (рис. 3, а, линия 4) в большей мере разгружает периферийную зону, максимально подгружая промежуточную – $PH_3^0 = 1,66$ д. ед. и прилегающую к ней часть центральной, при раскрытии осевой зоны ($PH_5^0 = 0,23$ д. ед.).

Наибольшему раскрытию центра способствует цикл № 5, состоящий из раздельной двухскиповой подачи агломерата и смешанной шестискиповой подачи, в которой первыми загружаются два скипа агломерата, а затем четыре скипа кокса (рис. 3, а, линия 5). При этом относительная рудная нагрузка в центре составляет 0,04 д. ед., а на периферии – 1,16 д. ед. Данная система загрузки способствует формированию осевого газового потока, способствующего более экономичной работе печи.

В производственных условиях переход на загрузку печи подачами АКККК↓ ААА↓ привел к снижению температуры периферии t_n на 105 °С

вследствие ее подгрузки железорудными материалами. При этом наблюдался нестабильный сход шихтовых материалов в доменной печи вследствие волнового характера распределения рудных нагрузок.

Для большего снижения t_n целесообразно применять системы загрузки (рис. 3, б), в которых агломерат загружается отдельными двухскаковыми подачами либо первыми двумя скипами смешанной подачи с ожиданием достижения заданного уровня засыпи h , а коксовая подача – без ожидания достижения h : АА↓ ААКК↓ КК↓ (линия 4) или АА↓ АА↓ КККК↓ (линия 5), при этом эффективность применения данных циклов определяется интенсивностью доменной плавки [5]. Деление рудной части на две отдельные малые подачи АА↓ АА↓ КККК↓ (линия 3), которые загружались при достижении заданного уровня засыпи, привело к формированию распределенного рудного гребня в промежуточной зоне, но загрузка четырехскаковой коксовой подачи также при достижении h не дала возможности повысить рудную нагрузку на периферии, которая осталась практически на том же уровне.

В доменном цехе ЧАО «ММК им. Ильича» опробована система загрузки, сочетающая цикл № 3 и отдельную двухскаковую подачу железорудных материалов. Изменение технологии загрузки доменной печи № 3 с системы ААККК↓ ААА↓ на ААКК↓ КАА↓ АА↓ обеспечило повышение производительности печи на 2 % при снижении удельного расхода кокса на 14 кг / т чугуна в сопоставимых условиях. При этом температура под защитными плитами колошника снизилась до 551 °С.

В условиях нестабильных поставок и показателей качества сырьевых материалов, а также в связи с конструктивными особенностями доменная печь № 2 длительное время загружалась по схеме АААК↓ ААКК↓. Однако температура периферии оставалась повышенной до 625 °С, снизившись на 72 °С по сравнению с загрузкой отдельными утяжеленными подачами.

Для снижения температуры под защитными плитами колошника с апреля 2016 г. производилась загрузка печи № 2 по схеме ААКК↓ ААК↓. В этом случае при сохранении высокой прослойки кокса, загруженного последовательно тремя скипами, рудная часть в большей мере концентрировалась у стен печи (четыре скипа агломерата с тонкой прослойкой кокса, загруженного одним скипом), что обеспечило развитие устойчивого осевого газового потока. Загрузка доменной печи по данной схеме позволила снизить расход кокса на 10,5 кг / т чугуна при повышении ее производительности на 3,5 % в сопоставимых условиях. Температура под защитными плитами колошника снизилась до 563 °С.

Выводы.

На доменных печах, оборудованных конусными загрузочными устройствами, существует резерв оптимизации радиального распределения шихты и газов за счет изменения порядка загрузки материалов в циклах из нескольких подач, обеспечивающих формирование высоких слоев однородных материалов при подгрузке рудной частью периферийной зоны.

Библиографический список

1. Управление периферийным газовым потоком при раздельной загрузке доменных печей увеличенными порциями агломерата и кокса на ОАО «ММК им. Ильича» / Н. В. Косолап [и др.] // Новые технические решения в практике производства чугуна : Международная научно-техн. конф., г. Запорожье, 7-8 июля 2005 г. – 4 с. [Электронный ресурс]. – Режим доступа :http://zap.wws.kiev.ua/off-line/news/conference/solutions/reports/Gaz_potoki.pdf
2. Семакова В.Б. Вдувание пылеугольного топлива в доменные печи ПАО «ММК им. Ильича» при их загрузке утяжеленными подачами / В.Б. Семакова, Ю.А. Зинченко, Ю.О. Шадловский // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2016. – № 3. – С. 18-21.
3. Тарасов В. П. Газодинамика доменного процесса / В. П. Тарасов. – М. : Металлургия, 1990. – 216 с.
4. Способы загрузки доменных печей в условиях ОАО "Металлургический комбинат "Запорожсталь" / Г. А. Громак, В. Н. Ковшов, А. П. Фоменко, А. В. Харченко // Металургія. - 2012. - Вип. 3. - С. 25-29.
5. Томаш А. А. Методы достижения соответствия радиального распределения шихты и газов в доменной печи, оборудованной конусным загрузочным устройством / А. А. Томаш, В. П. Тарасов, Д. Е. Шапиро-Никитин // Вісник Приазов. держ. техн. ун-ту : зб. наук. праць / ПДТУ. - Маріуполь, 2003. - Вип. 13. - С. 9-13.
6. Пат. 110911 Україна. МПК C21B 7/20, F27B 1/20. Зінченко Ю.А. Спосіб завантаження доменної печі / Ю.А. Зінченко [та ін.]; заявник і патентовласник ДВНЗ «ПДТУ». – № u201603952; заявл. 11.04.2016; 25.10.2016, Бюл. № 20/2016.

МЕХАНОХИМИЯ В ПОДГОТОВКЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

Проблема снижения расхода кокса в доменном производстве тесно связана с качеством окатышей и агломерата. Показатели их характеристик не соответствуют требованиям доменщиков в той мере, которая бы обеспечила оптимальные условия плавки. При использовании железорудных окатышей с ограниченной степенью офлюсования 0,7-0,8 отн. ед. на бентонитовой связке требуется дополнительное введение флюса и соответственно кокса.

Прочностные характеристики агломерата, наличие мелочи и недостаточно высокое содержание железа, также отрицательно влияют на технико-экономические показатели доменной плавки. В данной связи доменщики вынуждены искать и применять нетрадиционные приёмы и оборудование, связанные с освоением новых видов энергоносителей. Например, пылеугольное топливо [1]. В тоже время, утверждение технологов производства окучкованного сырья об отсутствии способов получения необходимого доменщикам качества продукции безосновательны.

В Проблемной лаборатории подготовки металлургического сырья, под руководством доктора технических наук, член-корр. АНУ Георгия Григорьевича Ефименко разработаны и испытаны технологии производства высокоосновных безбентонитовых окатышей и агломерата с улучшенными показателями качества. За основу перспективных разработок было использовано новое направление в способах управления свойствами веществ изменением их поверхностных свойств. Данное направление относится к науке «механохимия», изучающей процессы деструкции материалов при тонком измельчении в шаровых мельницах. Учеными было установлено, что изменение кристаллической структуры определяет технологические свойства порошков в большей степени, чем их дисперсность [2]. Применение данного способа воздействия на свойства порошков нашло широкое применение при производстве вяжущих, в том числе и извести [3].

Реальное повышение качества металлургического сырья и, в первую очередь, окатышей заключалось в необходимости вывода из шихты бентонитовой глины [4]. Поиск заменителей определил целесообразность исследования флюсовых материалов, сопутствующих и необходимых в практически всех металлургических процессах. Разработка флюса с вяжущими свойствами для замены бентонитовой глины предусматривала определение условий его реструктуризации в процессе диспергирования. Исследование влияния законов механохимии на флюсовые материалы проводили на химически чистых веществах – CaO , Ca(OH)_2 , CaCO_3 и смеси CaO и CaCO_3 .

Полученные результаты анализ образцов до и после диспергирования представлены в табл. 1. Изменение показателей химического состава,

плотности, удельной поверхности и вяжущих свойств показали характер влияния механических нагрузок на вещества. Одновременное развитие реакций разложения и взаимодействия с окружающей средой, а также образование твердофазных комплексных соединений в смесях CaO с CaCO_3 согласно первого, второго и третьего класса реакций в твёрдых телах [5] оправдывает название новой науки – механохимия.

Особенно убедительны были фотографии поверхности частиц, выполненные при петрографическом исследовании. На рис. 1 и 2 представлены известь и карбонат кальция до диспергирования. На рис. 3 карбонат кальция после диспергирования. Черный цвет частиц карбоната кальция после диспергирования, идентичный цвету извести, наглядно продемонстрировал наличие оксида кальция что возможно в результате частичной декарбонизации CaCO_3 (рис. 2, 3).



Рис. 1 – Оксид кальция под микроскопом в проходящем свете ($\times 200$, порошок)

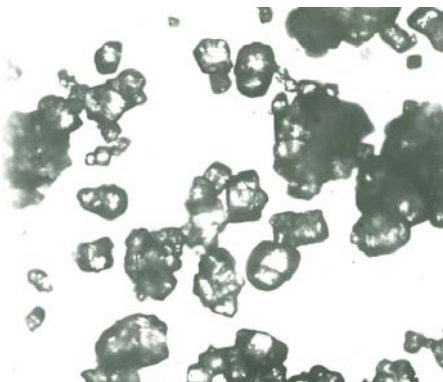


Рис. 2 – Карбонат кальция до измельчения под микроскопом в проходящем свете ($\times 200$, порошок)

Таблица 1 Влияние диспергирования флюсовых материалов на их физико-химические характеристики и фазовый состав

Материал	Условия подготовки материала	Химический состав, %			Фазовый состав		Плотность, г/см ³	Удельная поверхность, см ² /г	Вязущие свойства, разрушения, Н/бр
		CaO _{св}	CO ₂	п.п.п. при 1000°С	данные рентгеновского качественного анализа	данные ЭПР			
СаО	исходный	93,92	0,54	5,40	СаО	СаО	2,32	4200	-
	после диспергирования	90,52	0,48	9,50	СаО, Са(ОН) ₂	СаО, Са(ОН) ₂	3,01	6000	-
СаСО ₃	исходный	-	43,92	44,55	СаСО ₃	СаСО ₃	2,66	1000	-
	после диспергирования	1,02	41,58	44,15	СаСО ₃	СаСО ₃	2,48	6550	-
20% СаО	исходный	18,01	32,26	37,89	СаО, СаСО ₃	СаО, СаСО ₃	-	-	86
80% СаСО ₃	после диспергирования	15,37	32,49	36,14	СаСО ₃ , Са(ОН) ₂ , СаО	СаО, СаСО ₃ , Са(ОН) ₂	2,73	9900	160



Рис. 3 – Карбонат кальция после измельчения под микроскопом в проходящем свете ($\times 200$, порошок)

Значительное повышение показателя вяжущих свойств смеси извести с известняком, которую строители используют под названием «карбонатная известь» определило целесообразность дальнейшего исследования её свойств в качестве заменителя бентонитовой глины [6, 7]. Сравнительный анализ свойств данного флюса с бентонитовой глиной был проведен по показателям активности взаимодействия с водой, максимальной молекулярной влагоёмкости (ММВ), температуры и времени гидратации и скорости образования осадка, обладающего коллоидными свойствами.

В табл. 2 представлены величины ММВ шихт разной степени офлюсования (0,7-1,1-1,5) с добавками бентонита и карбонатной извести. Как видно из таблицы увеличение основности способствует росту влагопоглощаемости у шихт с карбонатной известью, превышая показатели шихт с бентонитовой глиной.

Таблица 2 Показатели величины максимальной молекулярной влагоёмкости (ММВ) исследуемых материалов

№	Материал	ММВ, %
1	Железорудный концентрат	5,5
2	Бентонитовая глина	53,8
3	Кальцит	6,3
4	Карбонатная известь	11,2
5	Шихта осн. 0,7 отн.ед. с карбонатной известью	5,98
6	Шихта осн. 1,1 отн.ед. с карбонатной известью	6,22
7	Шихта осн. 1,5 отн.ед. с карбонатной известью	6,45
8	Шихта осн. 0,7 отн.ед. с бентонитовой глиной	6,06
9	Шихта осн. 1,1 отн.ед. с бентонитовой глиной	6,10
10	Шихта осн. 1,5 отн.ед. с бентонитовой глиной	6,12

Исследование скорости образования коллоидных осадков карбонатной извести и бентонита при ограниченной влагоемкости показало длительность 4 мин. для бентонитовой глины и 60 сек. для карбонатной извести. Температура «шокового» разрушения у окатышей с бентонитовой глиной выше, в пределах 400-600 °С. Окатыши с карбонатной известью сохраняют форму в процессе сушки в пределах 350-420 °С.

Прочность сырых и высушенных образцов с активированной флюсовой добавкой в сравнении с образцами, содержащими бентонит была выше. Скорость процесса окомкования, равномерность распределения активной добавки в массе концентрата, стабилизация гранулометрического состава, температура «шокового разрушения» в пределах 350-400 °С, обосновали возможность замены бентонитовой глины карбонатной известью.

Для использования в шихте окатышей, обжигаемых на установке «решетка – трубчатая печь» вместо бентонита и с целью повышения основности с 0,15 до 0,6-0,8 отн. ед. разработан комплексный флюс на основе доломитизированного известняка. Испытания данного заменителя проведены в условиях цеха производства окатышей ПГОК. Без нарушений процесса и спекания гранул была получена опытная партия безбентонитовых окатышей высокого качества основностью 0,7 отн. ед. в количестве 1500 т [8].

Применение законов механохимии при подготовке агломерационной шихты способствует развитию процесса гранулообразования, повышению газопроницаемости слоя и соответственно производительности при одновременном снижении расхода твёрдого топлива [9, 10].

Производство опытной партии безбентонитовых окатышей основностью 1,0 в условиях фабрики окомкования КЦГОК в количестве 13000 т с дальнейшей проплавкой в доменной печи завода им. Г.И. Петровского позволило снизить расход кокса на 5,3 % и повысить производительность на 3,5 % [11].

Подготовка активированных флюсов производится в шаровых или стержневых мельницах. Особенности воздействия данных агрегатов на свойства диспергируемых веществ заключается в одновременном развитии физических нагрузок в виде ударной и трения при локальных повышениях температуры до 700-900 °С. Под их воздействием изменяются свойства поверхности частиц веществ. Кристаллическая структура приходит в аморфное состояние. Процесс разложения карбонатных пород может развиваться от частичного до полного его завершения в зависимости от времени измельчения. Активная известь (СаО) частично гидратируется, а гидрат кальция карбонизируется. Совместное измельчение двух или нескольких веществ образуют соединения, физико-химические свойства которых отличаются от исходных свойств. Их невозможно разделить на составляющие [2].

Использование законов механохимии позволило получить вещество способное взаимодействовать с техническими маслами. Установлено влияние активированного флюса на реструктуризацию сильно замасленной тонкодисперсной прокатной окалины. Введение данной добавки в вязкую массу отходов позволяет её перевести в состояние порошка, обладающего

магнитными свойствами, содержащего до 75 % железа и с высокой степенью окисления. На рис. 4, 5, 6 показаны структуры исходной массы отходов окисления (рис. 4), порошка (рис. 5) и гранулы из полученного продукта.



Рис. 4 – Исходный материал

Применение закономерностей механохимии позволило сотрудникам Проблемной лаборатории подготовки металлургического сырья разработать способы гранулообразования и подготовки агломерационной шихты. Самая некомпактная масса может быть реструктурирована в шихту с высокой газопроницаемостью, при этом не требуется повышенного расхода твердого топлива для её спекания [9, 10].

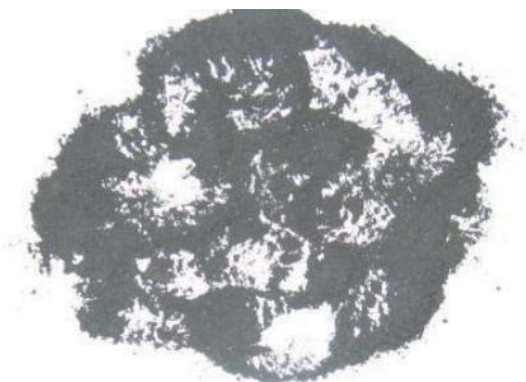


Рис. 5 – Порошок после реструктуризации сильно замасленной окислы



Рис. 6 – Гранулы, образованные концентратом с обогащенной окалиной

В настоящее время, с использованием законов механохимии, разработаны флюсовые связующие для замены бентонитовой глины всех фабрик окомкования Украины с учётом особенностей их технологического процесса.

Таким образом, в Проблемной лаборатории подготовки металлургического сырья под руководством Ефименко Г.Г. решены не только основные проблемы повышения качества железорудного сырья в процессе окускования, но и утилизации сложных отходов металлургического производства, а также расширены и углублены теоретические основы управления качеством металлургического сырья [12].

Библиографический список

1. Жак Р.М., Пашков Н.Ф., Юсфин Ю.С. Влияние качества сырья на работу доменных печей. Обзорная информация ин-та "Черметинформация". Сер. "Подготовка сырьевых материалов к металлургическому переделу и производство чугуна". Вып. 4. М., 1985.
2. Авакумов Е.Г. Механические методы активации химических процессов. – Новосибирск: Наука СО. – 1986. – С. 268.
3. Ходаков Г.С. Тонкое измельчение строительных материалов. – М.: Из-во литературы по строительству. – 1972. – С. 237.
4. Гагут Л.Д. Экономическая эффективность снижения удельного расхода бентонита в производстве окатышей. В кн. Экономика черной металлургии. Тематический отраслевой сборник. М., 1979, № 8, с.26-29.
5. Будников П.П., Гонслинг А.М. Реакции в смесях твёрдых веществ. – М.: Из-во литературы по строительству. – 1971. – С. 233.
6. Пантелеев А.С. О свойствах карбонатной извести // Строительные материалы, № 9, 1960, С. 56.
7. Вяжущие материалы, бетоны и заменители для бетонов. – М.: Госкомстандарт // Сборник ГОСТ, 1985.
8. Разработка и испытание технологии производства безбентонитовых железорудных окатышей основностью 0,6 – 0,8 / Ефименко Г.Г., Свириденко Ж.В., Журавлев Ф.М. и др. // Сталь. – 2003. - № 8. – С. 5-8.

9. Управление процессом окускования и качеством железорудного сырья / Ж.В. Свириденко, В.Н. Захарченко, К.В. Шмат, М.В. Ягольник // Проблемы доменного и смежных производств в современных условиях. Технологии использования разных видов топлива и сырья - Сб. науч. труд. VI Международного Конгресса по агло-коксо-доменному производствам, Ялта, 20-24 мая 2013. – С.26-31.

10. Ефименко Г.Г., Свириденко Ж.В., Косенко П.А. и др. Способ подготовки аглошихты по заявке № 4274985 от 05.05.1989.

11. Свириденко Ж.В., Ефименко Г.Г., Готовцев А.А. и др. Анализ результатов промышленных испытаний новой технологии производства безбентонитовых окатышей повышенной основности // Теория и технология подготовки металлургического сырья к доменной плавке: Тезисы докл. Всесоюзной научно-технической конференции. – Дн-ск, 1985.

12. Свириденко Ж.В. Теоретические основы управления качеством металлургического сырья. - Днепропетровск: НМетАУ, 2009.

ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ НОВЫХ ОКУСКОВАННЫХ ОФЛЮСОВАННЫХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ С ЛУЧШИМ ПОЛНЫМ КОМПЛЕКСОМ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК, ОТВЕЧАЮЩИХ СОВРЕМЕННЫМ ТРЕБОВАНИЯМ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

Для эффективной выплавки чугуна в доменных печах необходимо использовать однородный полностью офлюсованный (с отношением CaO/SiO_2 равным 1,25-1,5 ед. для различных условий доменной плавки), окускованный (крупностью 10-60 мм) железосодержащий материал с максимально высоким содержанием железа, минимальным содержанием кремнезема, высокими прочностными характеристиками в холодном состоянии и в процессе нагрева и восстановления в доменной печи, а также узким интервалом между температурой начала размягчения и плавления при восстановлении и высокой восстановимостью.

Основными традиционными железосодержащими окускованными шихтовыми материалами доменной плавки являются: офлюсованный (основность 1,2-1,8 ед., крупностью 5-100 мм) агломерат и неофлюсованные или офлюсованные (основность 0,1-1,25 ед., крупностью 5-20 мм) окатыши.

Для обеспечения эффективной работы доменной печи каждый из этих материалов должен обладать определенным комплексом металлургических характеристик. Однако, с точки зрения современного уровня технологии доменной плавки, к этим металлургическим показателям следовало бы еще добавить следующие показатели: содержание в окускованном материале оптимального количества остаточного углерода для ускорения процесса восстановления материала и снижения расхода кокса; для равномерного распределения на колошнике доменной печи этот материал должен иметь угол естественного откоса аналогичный металлургическому коксу (38-42 град.); и главное – чтобы в доменной шихте это был один однородный железосодержащий окускованный материал с максимально высоким экономически целесообразным содержанием железа и оптимальной для доменной плавки основностью.

Сравнительный анализ комплекса технологических показателей и металлургических характеристик производимых в России и Украине агломератов и окатышей показывает, что и первые и вторые, с точки зрения требований доменной плавки, имеют как положительные, так и отрицательные характеристики [1].

Улучшения технологии и отрицательных металлургических характеристик агломерата и окатышей [2, 3] имеют ряд существенных недостатков.

Авторами, учитывая неполное соответствие технологичности осуществления параметров производства ранее разработанных многими авторами новых видов окускованного железорудного сырья и требований доменной плавки к комплексу его металлургических характеристик, разработаны технологии получения однородных по химическому и гранулометрическому составу окускованных, полностью офлюсованных железорудных материалов (офлюсованных локальных спеков), имеющих практически все положительные металлургические характеристики агломератов и окатышей, которые отвечают всем современным требованиям доменной плавки.

Сущность разрабатываемых процессов основывалась на создании окускованного железорудного материала равномерного по химическому составу и металлургическим характеристикам, что предопределяет его одинаковое поведение по диаметру и высоте доменной печи во всех зонах: твердофазного восстановления, размягчения и плавления. При этом обеспечивается высокая прочность и восстановимость материала, а также узкий интервал температур между началом размягчения и плавления, что важно для эффективной работы нижних зон доменной печи. Кроме того, существенно упрощается технологический процесс производства этих окускованных материалов и предусматривается возможность производства их в действующих цехах по производству окатышей, при минимальной их реконструкции.

Авторами разработаны технологии получения следующих новых видов офлюсованных окускованных материалов для доменной плавки, сочетающих лучшие металлургические характеристики агломератов и окатышей, а также имеющих новые полезные свойства: обожженные окатыши с остаточным углеродом, локальные спекы из концентратов с любым (1-10% и более) содержанием кремнезема, локальные спекы с повышенным содержанием железа, локальные спекы с остаточным углеродом и наконец, локальные спекы с одновременно повышенным содержанием железа и остаточным углеродом.

Ввод в доменную печь менее дорогостоящего и менее дефицитного твердого топлива в составе окускованного железорудного материала может быть очень перспективным при условии технологических возможностей современных цехов по производству окатышей и сохранения или улучшения металлургических характеристик получаемого железорудного материала. Высокотемпературная технология получения окускованного железорудного материала (агломерата или окатышей) с максимальным количеством внутри него остаточного углерода может быть осуществлена при обязательном соблюдении двух основных технологических условий: эффективным накатыванием тонкоизмельченных компонентов шихты на кусочки твердого топлива, являющихся зародышами, с обеспечением необходимой прочности полученных сырых окатышей и минимальным выгоранием углерода этого твердого топлива в процессе термического упрочнения и охлаждения окускованного материала в газовой атмосфере с разным окислительным потенциалом.

Сущность технологии производства окатышей с остаточным углеродом заключалась в подготовке твердого топлива (антрацита) определенной крупности (0-10 мм) и обработке его реагентами для увеличения гидрофильности его поверхности с целью улучшения процесса накопления шихты на поверхность твердого топлива определенного размера и получения сырых окатышей с необходимыми прочностными характеристиками. На следующем этапе производства важным условием являлось сохранение максимально возможного количества закатанного внутрь сырых окатышей углерода в процессе их термоупрочнения и охлаждения в атмосфере с разным окислительным потенциалом, изменяя скорости нагрева и охлаждения, а также окислительного потенциала теплоносителя.

Разработанная технология позволяет производить обожженные окатыши с содержанием в них остаточного углерода в количестве 2,8-3,7 %, при степени его выгорания при термоупрочнении 5,1-28,2 %. Эти показатели достигаются за счет повышения скоростей нагрева и охлаждения окатышей в процессе их термообработки со 100-120 °С/мин до 500-600 °С/мин, либо при использовании теплоносителя, полученного при сжигании природного газа в забалластированном (содержащем 8-15% кислорода) воздухе.

Металлургические характеристики полученных обожженных окатышей с остаточным углеродом аналогичны, а по некоторым показателям даже лучше, чем традиционные окисленные обожженные окатыши без остаточного углерода (табл.) [4].

Основной отрицательной характеристикой обожженных окатышей является более низкий (28-32 град.) угол их естественного откоса по сравнению (38-41 град.) с остальными кусковыми материалами (кокс, агломерат, руда, флюс) доменной шихты. Это является причиной неравномерного распределения окатышей при их загрузке в печь и, соответственно, неравномерному газовому потоку по сечению печи, что приводит к ухудшению технико-экономических показателей ее работы. Кроме того, необходимую для доменной плавки основность (1,2-1,3 ед.) окатышей без, нарушения технологического режима их термоупрочнения, возможно осуществлять только при использовании концентратов, содержащих не более 5 % кремнезема.

Для получения однородного полностью офлюсованного окускованного материала для доменной плавки, имеющего необходимые основность и угол естественного откоса, были разработаны технологии производства офлюсованных локальных спеков, позволяющие получать их с любой требуемой основностью из концентратов в широком диапазоне (1-10 %) содержания кремнезема и с углом естественного откоса (37-40 град.) аналогичным коксу и агломерату.

Сущность технологий заключается в предварительном изготовлении двух видов сырых окатышей: с высокой (более 1350 °С) и низкой (менее 1150 °С) температурами плавления (высокотемпературными и низкотемпературными). Высокотемпературные и низкотемпературные сырые окатыши изготавливаются раздельно либо из двух концентратов с содержанием кремнезема, соответственно, 1-5 % и 5-10 %, с одинаковой требуемой основностью (1,25-1,5

ед), либо из одного концентрата с любым содержанием кремнезема в диапазоне 1-10 % , но с разными основностями: в высокотемпературные сырые окатыши флюс не вводится, а основность низкотемпературных сырых окатышей составляет 4,3-8,7 ед. Крупность высокотемпературных сырых окатышей 14-20 мм, а низкотемпературных – 8-14 мм. После изготовления сырые высоко- и низкотемпературные окатыши смешиваются при транспортировании к агрегату для термоупрочнения, причем их количество в смеси поддерживают, соответственно, 71-95 % и 29-5 %. Смесь высоко- и низкотемпературных окатышей подвергается традиционному (сушка, нагрев, обжиг и охлаждение) режиму термоупрочнения окатышей при максимальной температуре обжига 1250-1350 °С. Низкотемпературные окатыши расплавляются при такой температуре и скрепляют, после охлаждения, контактирующие с расплавом высокотемпературные окатыши, являющихся каркасом, в локальные спеки основным размером 20-60 мм.

Анализ технологических показателей производства и металлургических характеристик офлюсованных локальных спеков показал, что их значения соответствуют лучшим показателям производства агломерата и окатышей и их металлургических свойств. Так удельные производительность обжигового агрегата, расход тепла и электроэнергии, содержание железа в готовом продукте, его прочностные характеристики в исходном состоянии и при восстановлении, а также восстановимость соответствовали производству окатышей. Основность, угол естественного откоса, усадка слоя и перепад давления газа в слое при восстановлении аналогичны агломерату (табл.) [5].

Повышение содержания железа в доменной шихте является определяющим фактором увеличения ее производительности и, соответственно, снижения удельного расхода кокса. Учитывая, что разработанный выше окускованный материал имеет положительные металлургические характеристики агломерата и окатышей, более высокое, чем в агломерате и аналогичное окатышам содержание железа была разработана технология производства офлюсованных локальных спеков с повышенным содержанием железа.

Сущность технологии заключается, как и в вышеописанной, в предварительном изготовлении двух видов окатышей: с высокой (>1350 °С) и низкой (<1150 °С) температурами плавления. В качестве высокотемпературных окатышей использовались предварительно полученные металлизированные до разной степени металлизации (5-95 %) окатыши крупностью 10-20 мм, имеющие температуру плавления >1500 °С. В составе шихты для получения сырых окатышей с низкой температурой плавления использовался железорудный концентрат с любым содержанием кремнезема, в шихту вводилось столько флюса, чтобы обеспечить заданную среднюю основность всего окускованного материала. Полученные из этой шихты сырые окатыши крупностью 8-14 мм в количестве 15-40 % смешивались с металлизированными окатышами, количество которых в смеси составляло 85-60 %, затем смесь окатышей подвергалась термоупрочнению в обжиговом агрегате по

традиционному режиму термообработки окатышей с максимальной температурой обжига 1250-1350 °С. Термоупрочнение и охлаждение готового продукта осуществлялось в теплоносителе с минимальным (менее 0,2 %) содержанием кислорода, получаемом при полном сжигании природного газа в забалластированном воздухе либо при повышенных скоростях нагрева и охлаждения при более высоком содержании кислорода в теплоносителе, для предотвращения окисления металлизированных окатышей.

Сравнение комплекса металлургических характеристик офлюсованных локальных спеков с повышенным содержанием железа с ранее разработанными аналогичными окускованными материалами показал их практическую идентичность, за исключением повышенного с (62,9-64,7 % до 63,3-74,2 %) содержания железа в готовом продукте (см. табл.) [6].

Исходя из разработанной технологии получения обожженных окатышей с остаточным углеродом разрабатывалась технология производства офлюсованных локальных спеков с остаточным углеродом. Сущность этой технологии включает в себя совмещенные элементы двух описанных ранее технологий: окатышей с остаточным углеродом и офлюсованных локальных спеков из концентратов с разным (1-10 %) содержанием кремнезема, с определенными дополнениями и изменениями. Технология подготовки антрацита аналогична получению обожженных окатышей с остаточным углеродом, причем твердое топливо фракции (0-10 мм) закатывают внутрь только высокотемпературных окатышей. Высокотемпературные крупностью 14-20 мм в количестве 71-79 % и низкотемпературные крупностью 8-14 мм в количестве 29-21 % сырые окатыши смешиваются и подвергаются термоупрочнению по режиму термообработки окатышей (сушка, нагрев, обжиг и охлаждение) при максимальной температуре обжига 1250-1350 °С. Скорости нагрева и охлаждения, а также использование теплоносителя полученного при сжигании природного газа в забалластированном воздухе, выдерживаются аналогичными (соответственно, 100-500 и 100-600 °С/мин) термообработке окатышей с остаточным углеродом.

Проведенные испытания показали, что полученные офлюсованные локальные спекы обладали всеми положительными металлургическими характеристиками агломерата и обожженных окатышей, а кроме того содержат остаточный углерод в количестве 1,8-3,5 % (см. табл.) [7].

Наилучшим шихтовым материалом для доменной плавки может быть, по нашему мнению, только один комплексный офлюсованный окускованный материал со всеми указанными металлургическими характеристиками – это локальные спекы с повышенным содержанием железа и остаточным углеродом. Исходя из этого была разработана и испытана технология получения такого материала, в которой рационально и одновременно использованы представленные выше элементы технологий, но имеются и существенные различия.

Одинаковыми являются необходимость получения смеси двух типов исходных сырых окатышей перед термоупрочнением: с высокой (металлизированных окатышей крупностью 10-20 мм) и низкой (сырые окатыши

основностью 2,1-4,3 ед. крупностью 8-14 мм) температурами плавления. Существенное отличие состоит в способе ввода твердого топлива в смесь окатышей перед их термоупрочнением. Подготовленное по крупности (0-12 мм) твердое топливо дозируется в количестве 15-3 % отдельно и вводится совместно с количеством окатышей с высокой (50-80 %) и низкой (35-17 %) температурами плавления. Обработки реагентами для повышения гидрофильности поверхности кусочков антрацита не требуется, так как на него не нужно накатывать шихту. После дозирования все три компонента смешиваются при перегрузках. Полученная смесь подвергается термоупрочнению по режимам, используемым в производстве локальных спеков с повышенным содержанием железа и спеков с остаточным углеродом. Metallургические характеристики полученного окускованного материала аналогичны показателям каждого из вышеприведенных офлюсованных локальных спеков и удовлетворяют всем требованиям доменной плавки (см. табл.) [8].

Выводы. Разработаны технологии получения новых офлюсованных окускованных материалов (офлюсованных локальных спеков) для доменной плавки: из концентратов с разным (1-10 %) содержанием кремнезема, с повышенным содержанием железа, с остаточным углеродом, с повышенным содержанием железа и остаточным углеродом. Эти материалы имеют лучшие металлургические характеристики производимых агломератов и окатышей, не имеют отрицательных и превосходят их по некоторым показателям: повышенное содержание железа и остаточный углерод. Разработана технология комплексного окускованного материала, имеющего все перечисленные положительные характеристики. Аналогов разработанным офлюсованным окускованным материалам для доменной плавки с лучшими металлургическими характеристиками пока нет.

Библиографический список

1. Сравнительная характеристика металлургических свойств агломерата и окатышей разных предприятий / И.Ф. Дворниченко, Ф.М. Журавлев, В.Д. Астафьев и др. // Сталь. – 1986. – №10. – С. 21-23.
2. Получение полностью офлюсованного доменного сырья из высококремнистых железорудных концентратов / С.А. Федоров, Н.Н. Бережной, В.Н. Билоус и др. // Бюллетень «Черная металлургия». – 1983. – №12. – С. 31-35.
3. Перспективы совершенствования технологии производства гибридного окускованного сырья и его использование в доменной плавке / С.Е. Сулименко, Н.В. Игнатов, В.В. Бочка и др. // Бюллетень «Черная металлургия». – 2003. – №6. – С. 26.
4. Совершенствование технологии получения обожженных железорудных окатышей с остаточным углеродом / Ф.М. Журавлев, В.П. Лялюк, А.Д. Учитель и др. // Бюллетень «Черная металлургия». – 2015. – №2. – С. 20-26.

Таблица. Технологические показатели производства и металлургические характеристики окискованных железорудных материалов (производимых и разработанных)

Наименование показателей	Промышленный офлюсованный агломерат ЕС, Япония, Бразилия, России и Украины	Промышленные офлюсованные и неофлюсованные окатыши Индии, США, Японии	Промышленные офлюсованные и неофлюсованные окатыши России и Украины	Разработанные технологии окискованных материалов				
				Офлюсованные окатыши с остаточным углеродом [4]	Офлюсованные спекы из концентратов в с разным 1-10 % содержанием SiO_2 [5]	Офлюсованные спекы с повышенным содержанием железа [6]	Офлюсованные спекы с остаточным углеродом [7]	Офлюсованные локальные спекы с повышенным содержанием железа и остаточным углеродом [8]
Удельная производительность, $\text{т/м}^2 \cdot \text{ч}$	1,1-1,3 ¹	1,2-1,4	0,9-1,2 ²	0,79-1,12 ²	0,9-1,2 ²	1,0-1,3 ²	1,0-1,5 ²	1,1-1,4 ²
Удельный расход топлива, МДж/т	1947-2452	н/д	420-840	367-681	427-760	392-743	402-816	391-728
Удельный расход электроэнергии, $\text{квт} \cdot \text{ч/т}$	43,1-71,3	н/д	38,7-69,5	н/д	40,7-63,1	36,2-60,4	39,1-58,7	37,4-59,5
Содержание, % :								
Feобщ ³	51,2-57,6	56,0-64,1	62,2-65,8	61,5-65,2	63,1-64,7	63,5-64,8	63,3-64,2	63,5-74,8
FeO ³	9,1-15,6	14,5-15,2	1,3-2,7	2,1-5,4	10,1-32,7	7,6-15,2	3,8-5,7	7,6-25,2
SiO ₂ ³	10,4-9,2	8,2-3,7	7,7-4,7	4,7-0,9	7,2-5,3	7,1-4,3	6,3-3,8	4,1-2,3
углерода	0	0	0	0	2,8-3,7	0	1,8-3,5	1,6-2,5
Основность (CaO/SiO ₂) готового продукта, ед.	1,2-1,8	1,2	0,1-1,25	0,03-1,1	1,25-1,5	1,25-0,8	1,21-1,4	1,25-1,5
Содержание классов, %:								
60-100 мм	23,7-35,6	н/д	0	0	0	0	0	0
20-60 мм	55,9-34,3	< (6-10) ⁴	0	0	72,4-85,3	75,1-81,4	71,8-85,9	74,6-83,7
5-20 мм	12,3-7,8	н/д	93,5-97,3	91,7-98,9	24,4-12,6	21,5-16,3	24,8-11,9	22,0-14,1
0-5 мм	8,1-20,4	< (6-8)	4,5-2,7	5,2-1,8	4,3-2,8	3,4-2,1	3,5-2,0	3,4-2,2

Прочность при сжатии, кН/ок (ДСТУ ISO 4700:2005)	—	—	1,8-2,5	2,0-3,8	2,0-2,7	—	—	—	—
Прочность в барабане, % (ДСТУ ISO 3271:2005): на удар (+5 мм)	84,5-57,4	76,0-93,1 ⁵	92,4-97,1	94,3-96,2	92,1-93,2	94,6-97,1	93,1-96,7	91,3-93,2	93,5-96,4
испиряемость (0-0,5 мм)	8,3-10,2	13,6-2,6	5,8-1,5	1,5-1,1	4,3-2,7	2,6-3,2	3,8-2,9	4,2-2,5	3,6-2,5
Прочность при восстановлении, % (ДСТУ 3202-95): прочность (+5 мм)	37,8-49,4	42,1-62,2	69,3-95,8	53,6-95,1	86,6-93,7	86,5-83,7	73,1-92,8	79,5-94,6	72,9-93,1
испиряемость (0-0,5 мм)	10,4-9,8	н/д	4,7-2,1	н/д	5,7-4,8	6,3-4,8	4,3-3,6	4,9-3,0	4,2-3,3
Газопроницаемость и усадка слоя при восстановлении, (ДСТУ 3205-95): усадка слоя, %	15-18	н/д	23-67	12-28	22-48	18,3-25,7	14-26	16-21	13-19
перепад давления, Па	68-71	н/д	108-154	н/д	84-97	96-127	58-73	62-73	60-72
Конечная степень восстановления, % (ДСТУ 3204-95)	65,1-82,3	89,7-96,0 ⁶	72,8-91,4	78,4-89,2 ⁶	84,7-95,9	71,3-84,6	87,2-93,4	90,1-93,3	89,1-93,8
Угол естественного откоса, град.	38-41	н/д	28-32	23-25	29-32	37-41	36-41	38-41	37-40

¹ — рабочая площадь агломашины включает только зону спекания, без зоны охлаждения;

² — рабочая площадь обжиговой машины включает зоны сушки, нагрева, обжига и охлаждения;

³ — содержание в железосодержащей части окисленного материала;

⁴ — содержание фракции + 40 мм;

⁵ — содержание фракции + 6,3 мм;

⁶ — ISO 7215:2007.

5. Разработка технологических параметров получения офлюсованного окучкованного железорудного материала для доменной плавки, сочетающего лучшие металлургические характеристики агломерата и окатышей / Н.И. Ступник, Ф.М. Журавлев, В.П. Лялюк, и др. // Вісник Криворізького національного університету . – 2014. – вып. 36. – С. 3-9.

6. Новые виды окучкованного железорудного сырья для доменной плавки с улучшенными металлургическими характеристиками. / Ф.М. Журавлев, В.П. Лялюк, И.А. Ляхова и др.// – Сталь. – 2015.– № 4. – С. 6-11.

7. Технология получения офлюсованного окучкованного материала с остаточным углеродом для доменной плавки. / Ф.М. Журавлев, В.П. Лялюк, Д.А. Кассим и др. // Вісник Криворізького національного університету. – вип.. 40. – 2015. – С. 39-44.

8. Патент Украины по заявке № и 2016 08740. Способ производства офлюсованного окучкованного материала с увеличенным содержанием железа и остаточного углерода / Ф.М. Журавлев, В.П. Лялюк, Е.В. Чупринов и др. 2016.

ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ ПРОДУВКИ КОНВЕРТЕРНОЙ ВАННЫ КИСЛОРОДОМ И НЕЙТРАЛЬНЫМ ГАЗОМ С ПРИМЕНЕНИЕМ МНОГОЯРУСНЫХ ФУРМ

Конвертерный процесс с комбинированной продувкой кислородом сверху и нейтральным перемешивающим газом (азот, аргон), подаваемым через донные продувочные устройства получил распространение в 80-х гг. XX ст., благодаря повышению технико-экономических показателей процесса выплавки стали. В настоящее время в Украине и странах ближнего зарубежья техническое перевооружение кислородно-конвертерного процесса реализуется в направлении закупки и использования зарубежного оборудования для осуществления комбинированной продувки конвертерной ванны кислородом сверху и нейтральным перемешивающим газом через донные дутьевые устройства [1-3]. По мимо положительных аспектов, приведенная выше технология обладает рядом следующих недостатков:

- применяемые верхние фурменные устройства не обеспечивают улучшения теплового баланса конвертерной плавки, хода шлакообразования, удаления фосфора при повышенном содержании углерода в металлическом расплаве [1-3];
- интенсифицируется заматалливание технологического оборудования (ствола кислородной фурмы, горловины конвертера и экранных поверхностей камина) вследствие более продолжительного протекания комбинированной продувки в режиме «сварачивания» шлака, особенно при содержании в последнем более 8 % оксида магния;
- необходимость удаления металлошлаковых настывов с технологического оборудования;
- усложняется процесс нанесения шлакового гарнисажа на футеровку конвертеров и проведение ремонтных мероприятий в зоне размещения донных продувочных узлов;
- ускоренный износ днища, прекращения работы части донных продувочных устройств вследствие повреждения при загрузке лома или «запечатывания» высокомагнезиальным конечным шлаком.

С целью преодоления отмеченных недостатков в настоящее время необходимо расширить возможности комбинированного процесса продувки конвертерной ванны кислородом и нейтральным газом, предложения по улучшению характеристик приведены в табл. 1

Таблица 1 – методы расширения возможностей комбинированной продувки конвертерной плавки

Поставленные задачи	Пути решения
1. Увеличение числа управляющих воздействий на ход продувки	Применение многоярусной кислородной фурмы и системы подвода к ней двух регулируемых потоков кислорода с возможностью их замены на нейтральный газ
2. Ускорение процесса шлакообразования в отсутствие добавок плавикового шпата	Увеличение количества реакционных зон воздействия сверх- и дозвуковых кислородных струй на поверхность ванны с оптимальным распределением подаваемого кислорода между металлической, шлаковой и газовой фазами полости конвертера
3. Улучшение теплового баланса конвертерной плавки	Повышение эффективности дожигания во вспененном шлаке выходящего из основной реакционной зоны взаимодействия сверхзвуковых кислородных струй с ванной потока СО посредством двухъярусной встречно направленной завесы дозвуковых кислородных струй
4.Предотвращение интенсивного заматывания ствола фурмы, горловины конвертера и камина	Подавление интенсивного выноса капель металла и шлака в направлении ствола фурмы и горловины конвертера за счет создания над основной реакционной зоной двойной завесы дозвуковых кислородных, а при необходимости азотных струй
5.Предотвращение локального износа футеровки верхней части конвертера	Подавление агрессивного воздействия факелов дожигания СО до СО ₂ и переоxygenенного шлака на футеровку посредством локализации дожигания в пределах околофурменного потока отходящих из основной реакционной зоны газов
6.Управление вспениванием шлака и предотвращение выбросов	Осаживание чрезмерно вспененного шлака и подавление выбросов посредством кратковременной двухъярусной подачи азотных струй в объем вспененной шлакометаллической эмульсии
7.Снижение окисленности металла и шлака на окончательной стадии продувки	Переход на «жесткое» кислородное дутье через сопла Лавалья с подачей через цилиндрические сопла азота с минимальным расходом во избежание их «запечатывания» брызгами металла и шлака

Для реализации указанных выше методов расширения технических возможностей комбинированной продувки конвертерной ванны, с учетом приобретенного отечественного опыта [4-7], предложена технология продувки

металлической ванны кислородом и нейтральным газом с использованием многоярусной фурмы обеспечивающей замену кислорода на нейтральный газ в определенные периоды плавки. Общая схема подачи технологических газов при реализации комбинированной продувки конвертерной ванны с использованием многоярусной кислородной фурмы приведена на рис.1.

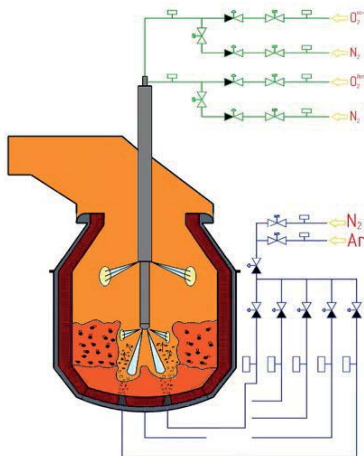
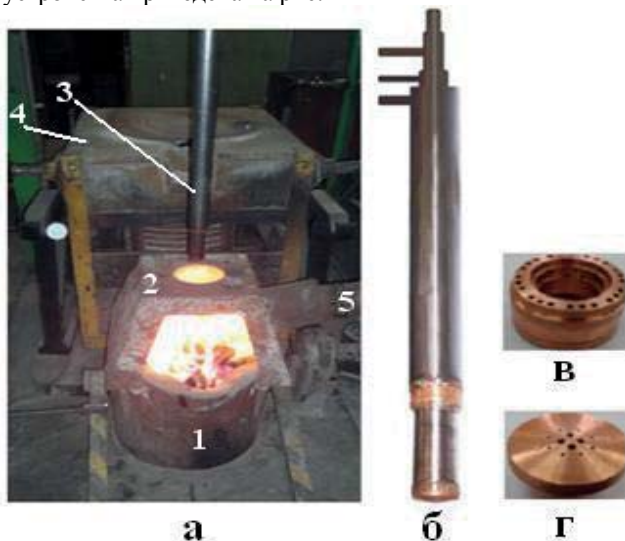


Рис. 1. Общая схема подачи технологических газов при реализации комбинированной продувки конвертерной ванны с использованием многоярусной кислородной фурмы

В соответствии с приведенной схемой конвертер оснащается многоярусной фурмой, включающей: цельноточенный 12-ти канальный наконечник с двухрядным расположением 4-х сопел Лавалья и 8-ми цилиндрических сопел и верхний цельноточенный 8-ми канальный блок с цилиндрическими соплами. Для эффективного протекания физико-химических процессов в ванне необходимо так же обеспечить независимый подвод к многоярусной фурме двух регулируемых потоков основного и дополнительного кислорода с возможностью их замены на азот с теми же расходами; оборудовать конвертера современной системой регулируемого подвода к каждой донной фурме нейтральных перемешивающих газов (азот, аргон) и внедрить многоканальные донные фурмы, обеспечивающие при меньшем количестве численности дутьевых устройств надлежащее перемешивание ванны с одновременным продлением срока эксплуатации футеровки конвертера. Внедрение выше указанных технических решений позволит достичь поставленных в табл. 1 задач при комбинированной продувке конвертерной ванны.

Для подтверждения указанных выше преимуществ использования многоярусных фурм была проведена серия высокотемпературных лабораторных

экспериментов. Схема лабораторной установки и верхнего многоярусного фурменного устройства приведена на рис.2

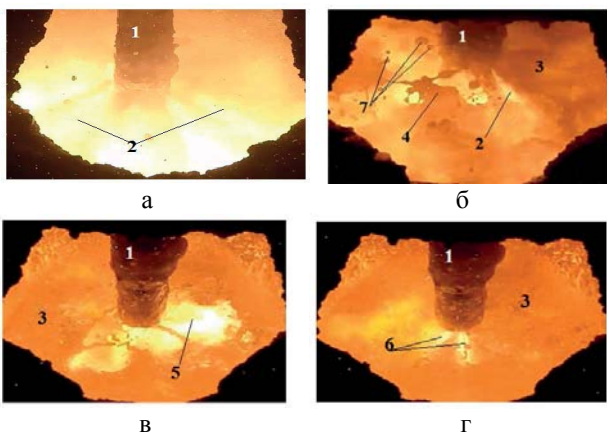


1- корпус конвертера; 2- съемная горловина; 3- кислородная фурма; 4- 160-кг индукционная печь; 5- металлошланговый рукав для эвакуации отходящих газов

Рис. 2. Общий вид лабораторной установки (а), многоярусной фурмы (б) и ее верхнего (в) и нижнего (г) соплового блока

В ходе проведения лабораторных исследований получены картины гидродинамических особенностей поведения металлической ванны при проведении продувки с использованием многоярусной фурмы приведены на (рис.3). Результаты проведенных экспериментальных исследований позволили определить, что комбинированная продувка с использованием многоярусной фурмы действительно обеспечивает улучшение теплового баланса и интенсификацию формирования шлака, способствует предотвращению заметаливания фурмы и другого технологического оборудования в ходе плавки. Не смотря на это в ходе процесса продувки (рис. 3а-г) происходит обрастание фурмы шлаковой настелью, особенно этот процесс интенсифицируется в период вспенивания шлака. По мимо этого выявлено, что выход образуемых отходящих газов (СО) происходит посредством формирования макропузырей. Их условия формирования изменяются по ходу окисления углерода в объеме конвертерной ванны, а образуемый СО имеет определенную периодичность выхода. Зоны выхода макропузырей газов зависит от особенностей движения циркуляционных потоков и образуемой гидродинамических особенностей высокотемпературной металлической ванны.

На основании проведенных исследований разработан промышленный вариант многоярусной фурмы, практическая реализация которой приведено на рис. 4.



1 – трехъярусная кислородная фурма; 2 – дожигание СО кислородными струями верхнего яруса; 3 – поверхность шлака на удалении от фурмы; 4 – всплески шлака в подфурменной зоне; 5 – выход СО из реакционной зоны; 6 – дожигание СО кислородными струями нижнего яруса; 7 – брызговынос металла и шлака из реакционной зоны

Рис.3. Картина продувки конвертерной ванны с использованием трехъярусной кислородной фурмы на экспериментальной установке:

а – выход и встреча потока газа высвободившегося из макропузыря СО с кислородными струями создаваемыми соплами верхнего яруса в период формирования шлака; б – выход с раскрытием макропузыря СО с последующим взаимодействием высвободившегося газа с кислородными струями верхнего яруса в период интенсивного окисления углерода и вспенивания шлака;

в – раскрытие реакционной зоны при выходе СО в период стабилизации уровня шлака; г – дожигание выходящего СО на заключительном этапе плавки кислородными струями дополнительных сопел нижнего яруса.

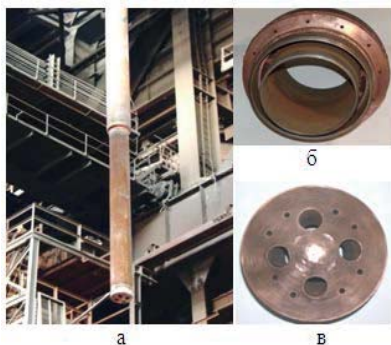


Рис.4. Пример практической реализации многоярусной фурмы: а - общий вид многоярусной промышленной фурмы; б - фотография верхнего соплового блока; в - фотография нижнего соплового блока

Выводы. Разработана и опробована в лабораторных условиях и предложена к промышленному внедрению в отечественные конвертерных цехах новая технология комбинированной продувки кислородом и нейтральным газом с использованием трехъярусной фурмы обеспечивающая повышение технико-экономических показателей плавки и устранение недостатков в сравнении с известными разработками.

Библиографический список

1. Оптимизация комбинированной продувки в конвертере с применением нового технического обеспечения / А.В.Ярошенко, Ю.Ф.Суханов, Ю.Н.Долгих // Сталь. – 2008. - № 8. – С. 19-21.
2. Система комбинированной продувки жидкой конвертерной ванны на Нижнетагильском металлургическом комбинате / Ю.А. Данилин, С.В. Виноградов, Н.В. Мухранов, В. Герберт // ОАО «Черметинформация». Бюллетень «Черная металлургия».- 2008.- №6.- С.51-53.
3. Освоение технологии комбинированной продувки в 160-т конвертерах / Л.А.Смирнов, А.А.Бабенко, Ю.А.Данилин [и др.] // Сталь. – 2010. - №5. – С.43-45.
4. Комбинированная продувка металла с подачей нейтрального газа через днище конвертера / Я.А.Шнееров, С.З.Афонин, В.В.Смокий [и др.] // Сталь. – 1985. - № 11. – С. 16-21.
5. Комбинированная продувка металла в 160-т конвертерах ЗСМК / Р.С. Айзатулов, В.В. Смокий // Сталь. – 1986.-№10.-С.12-13.
6. Комбинированные процессы выплавки стали в конвертерах / В.В.Смокий, В.В.Лапицкий, Э.С.Белокуров. – К.: Техніка, 1992. – 163 с.
7. Смокий В.В. Отечественный опыт комбинированной продувки в конвертере // Металлургическая и горнорудная промышленность.- 2012.- № 6.- С. 9-12.

УДК 66.045

Быстров А.Е. – научный сотрудник кафедры экологии, теплотехники и охраны труда (ЭТОТ) Национальной металлургической академии Украины (НМетАУ)

Грес Л.П. – д.т.н., профессор кафедры ЭТОТ НМетАУ

Воробьёва Л.А. – к.т.н., доцент кафедры ЭТОТ НМетАУ

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕПЛООБМЕНА И ГАЗОДИНАМИКИ В БЛОЧНОЙ НАСАДКЕ С ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ ПРОХОДАМИ ДОМЕННЫХ ВОЗДУХОНАГРЕВАТЕЛЕЙ

Насадка воздухонагревателя (ВН) является неподвижным промежуточным теплоносителем при передаче теплоты от продуктов сгорания доменного газа к дутью доменной печи в условиях квазистационарного противотока. При этом коэффициент использования теплоты топлива и коэффициент полезного действия процесса, а также достигаемая максимальная температура горячего дутья зависят от интенсивности и удельной поверхности теплообмена, аккумулирующей массы и теплофизических свойств насадки.

Действующие ВН доменных печей нуждаются в улучшении показателей стойкости, материалоемкости, экологичности и эффективности тепловой работы. Так, недостатками известных шестигранных блочных насадок с круглыми отверстиями $\varnothing 40, 30$ мм считаются [1]:

- относительно невысокая теплоотдача между насадочным блоком и газом;
- относительно небольшая удельная поверхность нагрева;
- появление со временем эксплуатации в вертикальных каналах пробки от оплавления пылью воздуха и доменного газа, сколов огнеупоров, что приводит к исключению каналов по всей высоте насадки;
- деформация от крипа (ползучести) выступов блоков, прокладок и вставок с уменьшением живого сечения насадки, поверхности нагрева ВН и эффективности нагрева дутья.

Стремление к повышению эффективности и надёжности работы доменных ВН привело к появлению новых типов насадочных изделий. Сотрудниками кафедры ЭТОТ НМетАУ совместно с ОАО «Запорожжсталь» и «Управлением металлургическими заводами» разработана новая конструкция блочной насадки с горизонтальными проходами (рис. 1) [2]. Насадка работает следующим образом. В период нагрева блочной насадки 1 горячие дымовые газы проходят сверху вниз через вертикальные 2 и горизонтальные каналы 3 блоков и охлаждаются. В период охлаждения блочной насадки 1 дутьё идет снизу вверх и нагревается. Если один из вертикальных каналов 2 будет зашлакован, то благодаря горизонтальным каналам 3 будет сохранена его работоспособность и вертикальный канал не выйдет из строя.

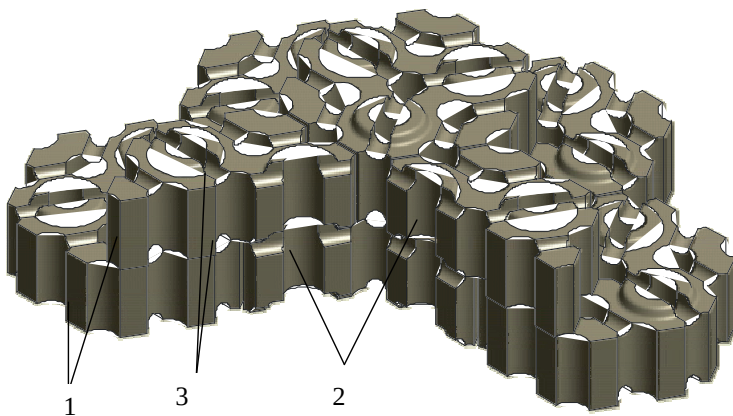


Рис. 1. Блочная насадка с горизонтальными проходами
1 – тело насадочных блоков; 2 – вертикальные каналы;
3 – горизонтальные каналы

Применение предложенной насадки позволит обеспечить стабильную работу каналов насадки, увеличить поверхность нагрева и коэффициент теплоотдачи в канале насадки в $1,1 \div 1,2$ раза, по сравнению с используемыми насадочными блоками, в которых отсутствуют горизонтальные каналы. Кроме того, обычно при наличии неравномерного температурного поля по высоте и поперечному сечению насадки перепад температур достигает для ВН с внутренней камерой горения $220 \div 420$ °С в период нагрева, и $350 \div 600$ °С в период дутья. Наличие же горизонтальных каналов в блоках насадки приведёт к выравниванию расходов движущегося теплоносителя (дыма - в период нагрева и дутья - в период охлаждения) по каналам в поперечном сечении насадки, а, следовательно, и к выравниванию температуры насадки, увеличению температуры подогрева дутья для доменной печи и к повышению стойкости (долговечности).

Указанная блочная насадка с горизонтальными проходами только готовится к производству, поэтому исследования проводили при помощи моделирования. Для получения газодинамических и тепловых характеристик насадки с горизонтальными проходами был разработан исследовательский стенд (рис. 2). Учитывая сложность системы каналов, которыми пронизана насадка, мы применили приближенное физическое моделирование. Для этого в физической модели были предусмотрены три трубы (рис. 2), имитирующие движение газов и теплообмен: шероховатый сплошной вертикальный канал насадочного изделия (без горизонтальных проходов) 1; вертикальный канал с двумя горизонтальными проходами 2; вертикальный канал с тремя горизонтальными проходами 3. Шаг между моделями, имитирующими горизонтальные проходы в вертикальных каналах, составил 60 мм. Исследования проводили в ламинарном и турбулентном режимах течения.

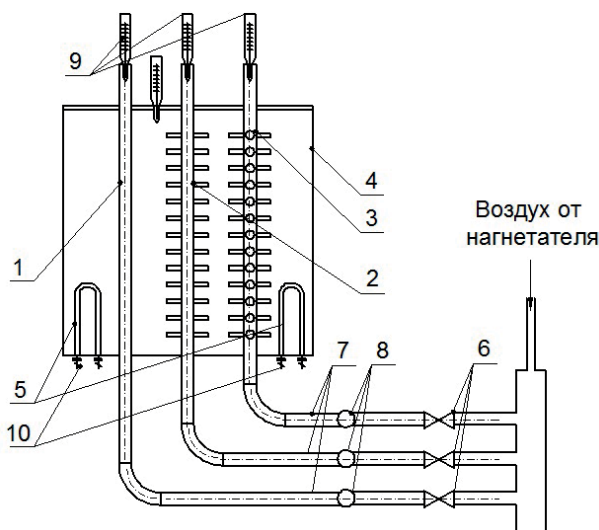


Рис. 2. Схема установки для определения газодинамических и тепловых характеристик насадки с горизонтальными проходами

1,2,3 – соответственно модели каналов насадки: шероховатый, с двумя и тремя горизонтальными проходами; 4 – бак; 5 – электронагреватели; 6 – регулировочные клапаны; 7 – измерительные воздухопитающие трубы; 8 – расходомеры воздуха; 9 – термометры для измерения температуры воздуха на выходе из моделей каналов; 10 – электровыключатели

Вертикальные трубы 1,2,3 в исследовательском стенде (рис. 2), расположенные в баке 4, обогревались П-образными электронагревателями 5, каждый мощностью по 5 кВт. Воздух из коллектора при открытых шаровых кранах 6 направлялся в измерительные трубы 7, где установлены счетчики расхода 8, работающие в паре с секундомером. Температура подогрева воздуха после прохождения через трубы 1,2,3 измерялась стеклянными спиртовыми термометрами 9. Вода в баке 4 нагревалась до кипения электронагревателями 5, которые могут быть вместе или в отдельности включены (выключены) выключателями 10 [3].

Основной задачей исследования являлось определение коэффициентов теплоотдачи конвекцией и газодинамического сопротивления насадки, как основных её теплотехнических характеристик.

По результатам экспериментального исследования процесса конвективного теплообмена в трех моделях труб получены критериальные зависимости для определения коэффициентов теплоотдачи в различных вертикальных каналах. На основании этих выражений выведена зависимость и для определения теплообмена в блочной насадке с горизонтальными проходами. В таблице 1 приведены полученные выражения коэффициентов теплоотдачи конвекцией для одиночной шероховатой сплошной трубы, труб с

двумя, тремя горизонтальными проходами и блочной насадкой с горизонтальными проходами до и после адаптации к реальным условиям [3].

Таблица 1 – Зависимости для определения коэффициентов теплоотдачи конвекцией

Наименование каналов	Коэффициенты теплоотдачи конвекцией (α_k)
Одиночная шероховатая сплошная труба	$\alpha_k = 0,846 \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{0,212}$ при $\text{Re} < 2500$; λ – коэффициент теплопроводности насадки, Вт/(м · К); d – гидравлический диаметр канала, м; Re – число подобия Рейнольдса $\alpha_k = 1,602 \cdot 10^{-8} \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{2,475}$ при $2500 \leq \text{Re} < 3500$; $\alpha_k = 0,016 \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{0,81}$ при $\text{Re} > 3500$.
Вертикальный канал с 2-мя горизонтальными проходами	$\alpha_k = 0,776 \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{0,233}$ при $\text{Re} < 2000$; $\alpha_k = 1,936 \cdot 10^{-6} \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{1,933}$ при $2000 \leq \text{Re} < 3200$; $\alpha_k = 5,527 \cdot 10^{-3} \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{0,957}$ при $\text{Re} > 3200$.
Вертикальный канал с 3-мя горизонтальными проходами	$\alpha_k = 0,776 \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{0,233}$ при $\text{Re} < 2000$; $\alpha_k = 1,936 \cdot 10^{-6} \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{1,933}$ при $2000 \leq \text{Re} < 3200$; $\alpha_k = 0,00933 \cdot (\lambda/d) \cdot \text{Re}^{0,9}$ при $\text{Re} > 3200$.
Блочная насадка с горизонтальными проходами до адаптации	$\alpha_k = 0,634 \cdot (\lambda/d_3) \cdot \text{Re}^{0,259}$ при $\text{Re} < 1820$; $\alpha_k = 1,015 \cdot 10^{-4} \cdot (\lambda/d_3) \cdot \text{Re}^{1,44}$ при $1820 \leq \text{Re} < 3020$; $\alpha_k = 7,479 \cdot 10^{-3} \cdot (\lambda/d_3) \cdot \text{Re}^{0,919}$ при $\text{Re} \geq 3020$.
Блочная насадка с горизонтальными проходами после адаптации	$\alpha_k = 1,3713 \cdot (\lambda/d_3) \cdot \text{Re}^{0,167}$ при $\text{Re} < 1820$; $\alpha_k = 1,03 \cdot 10^{-3} \cdot (\lambda/d_3) \cdot \text{Re}^{1,195}$ при $1820 \leq \text{Re} < 3020$; $\alpha_k = 10,19 \cdot 10^{-3} \cdot (\lambda/d_3) \cdot \text{Re}^{0,909}$ при $\text{Re} \geq 3020$.

В таблицу 2 сведены зависимости для определения эквивалентных коэффициентов газодинамического сопротивления (трения) для различных каналов и блочной насадки с горизонтальными проходами до и после адаптации.

Вывод

Путём физического моделирования определены критериальные зависимости коэффициентов теплоотдачи конвекцией и газодинамического сопротивления для различных каналов, что позволяет рассчитывать теплотехнические и конструктивные параметры воздухонагревателей при их проектировании.

Таблица 2 - Зависимости для определения коэффициентов газодинамического сопротивления каналов

Наименование каналов	Коэффициенты газодинамического сопротивления ($\xi_{тр}$)
Одиночная шероховатая сплошная труба	$\xi_{тр} = \frac{0,197}{Re^{0,167}} \quad Re > 1000$ $\xi_{тр} = \frac{0,157}{Re} \quad Re \leq 1000$
Вертикальный канал с 2-мя горизонтальными проходами	$\xi_{тр} = \frac{0,197}{Re^{0,167}} \quad Re > 1000$ $\xi_{тр} = \frac{0,157}{Re} \quad Re \leq 1000$
Вертикальный канал с 3-мя горизонтальными проходами	$\xi_{тр} = \frac{0,28}{Re^{0,167}} \quad Re > 1000$ $\xi_{тр} = \frac{0,157}{Re} \quad Re \leq 1000$
Блочная насадка с горизонтальными проходами до адаптации	$\xi_{тр} = \frac{0,203}{Re^{0,167}} \quad Re > 1000$ $\xi_{тр} = \frac{0,157}{Re} \quad Re \leq 1000$
Блочная насадка с горизонтальными проходами после адаптации	$\xi_{тр} = \frac{0,203}{Re^{0,167}} \quad Re > 1000$ $\xi_{тр} = \frac{72,5}{Re} \quad Re \leq 1000$

Библиографический список

1. Грес Л.П. Энергоэффективность и защита окружающей среды от промышленных загрязнений / Грес Л.П., Еремин А.О., Карпенко С.А., Каракаш Е.А. // Днепропетровск: «Пороги», 2015. – 392 с.
2. Патент на корисну модель № 38746, МПК(2006) C21B 9/10 (2008.01), V32B 3/12. Насадка доменного повітрянагрівача; Грес Л.П., Малишев І.П., Троян В.Д., Трошенков М.О., Нікуленко Д.В., Макоткін В.В., Козлов А.С., Шумячкова Л.В., Флейшман Ю.М., Соколенко Г.О., Бистров А.Є. Номер заявки: u20080537; Заявл. 24.04.2008. Опубл. 12.01.2009. Бюл. № 1.
3. Грес Л.П. Определение коэффициентов теплоотдачи насадок с горизонтальными проходами доменных воздухонагревателей / Грес Л.П., Литовченко Ю.К., Быстров А.Е., Флейшман Ю.М., Воробьева Л.А., Иванов М.Ю. // Metallurgical and Mining Industry. – № 2, 2016. – С. 115-118.

УДК 669.15'24-194:669.168.3

Беспалов О.Л., Соколов К.Д., Приходько С.В.,
Замковой О.В., Шевченко Д.А., Мельник С.А.,
Новиков Н.Н., Овчарук Д.С., Солоха В.В.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОНИКЕЛЯ

Производство ферроникеля электротермическим способом из окисленных никельсодержащих руд является наиболее распространенным и, при всей сложности и энергоемкости, одновременно самым эффективным технологическим процессом [1, 2]. Под современной технологией выплавки ферроникеля понимается комплекс технических приемов и средств их реализации, обеспечивающий выплавку сплава заданного состава, эффективное управление процессами при рациональном использовании сырья и максимальной утилизации техногенных отходов. Такая технология должна обеспечивать стабильную работу, долгосрочную эксплуатацию, надежность работы оборудования и футеровки электропечей при максимальной эффективности производства для данных условий и экологических ограничений.

Повышение требований к качеству сплава, ужесточение экономических и экологических требований диктуют необходимость дальнейшего повышения эффективности технологического процесса плавки.

Побужский ферроникелевый комбинат введен в эксплуатацию в декабре 1972 года. В 2000 году преобразован в ООО «Побужский ферроникелевый комбинат» (ООО «ПФК») – единственное в постсоветском пространстве горно-металлургическое предприятие с технологией прямой переработки (без обогащения и окускования) до 1,5 млн. тонн окисленной никелевой руды в год и получения до 100–120 тыс. тонн ферроникеля (сплава железа с никелем).

После длительной аварийной обстановки при восстановлении деятельности комбината в 2003 году были поставлены задачи модернизации, реконструкции производства, автоматизации производственных процессов, строительства новых участков с использованием передового опыта электротермистов отечественных и зарубежных предприятий, лучших разработок украинских и зарубежных научно-исследовательских организаций и институтов. Конечная цель – создание полностью безотходного, экологически чистого производства ферроникеля с минимальным расходом энергетических и технологических ресурсов на единицу производимой продукции и полной утилизацией вторичных материалов.

Действующая в настоящее время на ООО «ПФК» технологическая схема производства ферроникеля (рис. 1) претерпела значительные изменения и усовершенствования.

На комбинате внедрена технология предварительной сушки кельсодержащей руды, которая поступает от поставщика с влагой более 10 % и снижается в процессе сушки до 20 %.

Большое внимание уделяется качеству, фракционному составу и установлению оптимального соотношения компонентов восстановительной смеси [3, 4], обеспечивающего получение ферроникеля с минимальным расходом электроэнергии на 1 тонну огарка и состава, позволяющего наиболее рационально вести режим дальнейшего рафинирования по схеме – ковшевая десульфурация кальцинированной содой или плавом соды и конвертерное рафинирование от Si, C, Mn, Cr, P и S.

Производство ферроникеля характеризуется высокой кратностью шлака, которая в зависимости от качества никельсодержащего сырья колеблется от 6 до 10, что обуславливает необходимость оперативной эвакуации высокотемпературных (1400–1600 °С) оксидных продуктов из печных агрегатов. В цехе внедрена система приличной грануляции шлаков, что позволило значительно сократить количество разливочной посуды, расширить возможность его утилизации и наметить пути извлечения микрокоролек чернового ферроникеля высокоинтенсивным магнитным полем.

Кислые электропечные шлаки производства чернового ферроникеля ($B = \frac{CaO + MgO}{SiO_2} = 0,65$) оказывают агрессивное воздействие на футеровку, особенно в зоне шлакового пояса и на границе перехода шлак – металл.

Многочисленные исследования и разработки как отечественных, так и зарубежных специалистов [5, 6, 7], направленные на повышение стойкости футеровки, продление срока ее службы и увеличение периода межкапитального ремонта, пока не привели к существенным результатам и не приблизились к показателям, достигнутым электротермистами при производстве марганцевых ферросплавов в аналогичных электропечах типа РПЗ-63, которые повысили срок службы печей до 20–25 лет [8].

В сентябре 2011 года на комбинате для производства чернового ферроникеля канадской фирмой Hatch была введена в эксплуатацию печь РТП-1, конструкция которой обеспечивает возможность работы на демпфирующей футеровке [5]. Эксплуатация печи в течение длительного периода покажет перспективность ее использования при многотрапковых процессах производства ферроникеля.

В современных условиях рецессии и снижения объема производства металлопродукции усилия ученых и металлургов направлены на повышение качества продукции, снижение энергетических, материальных затрат и себестоимости продукции, внедрению природоохранных мероприятий, обеспечивающих полную утилизацию вторичных ресурсов и охрану среды обитания.

Колошниковые газы рудотермических печей полностью используются в качестве частичной замены энергетических углей, используемых как пылеугольное топливо при получении огарка, сухая пыль газоочисток, содержащая Ni – 2,8 %; Fe – 23,5 %; SiO₂ – 34,3 %; CaO – 2,4 %; MgO – 15,6 %; Al₂O₃ – 3,4 %, применяется для снижения влажности исходной никельсодержащей руды перед подачей ее на сушильные барабаны.

Высокомгнезистые электропечные шлаки используются для рекультивации отработанных карьеров, производства строительного щебня, абразивных материалов, оптимизации трапкового режима при производстве марганцевых сплавов и в других направлениях.

Высокоосновные рафинировочные шлаки (B = 2,2–2,4), содержащие свыше 40 % железа, находят применение при выплавке чугуна в доменной печи и производстве офлюсованных материалов.

Побужский ферроникелевый комбинат изначально ориентировался на переработку отечественных окисленных никелевых руд Капитановского месторождения. Поскольку местное месторождение бедной окисленной никелевой руды в настоящее время практически выработано, комбинат перешел на импортную руду. Вначале поставлялась руда из Новой Каледонии, затем – из Индонезии. В связи с тем, что Индонезия с 2013 года прекратила экспорт руды, ПФК перешел на гватемальскую руду. Химический состав руд различных месторождений приведен в табл. 1.

Таблица 1 Химический состав руд различных месторождений

Наименование месторождения	Химический состав, % по массе						
	Ni	Fe	SiO ₂	CaO	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃
Новая Каледония (2006 г.)	2,22	14,89	38,77	1,11	20,60	1,66	1,74
Индонезия 2006–2012 г.г.)	2,08	12,62	42,95	1,05	21,45	1,18	1,91
Гватемала (2013–2016 г.г.)	1,88	15,66	34,8	1,23	22,0	0,98	2,7

На ПФК работают две руднотермические электропечи установленной мощностью трансформаторов 48 МВ·А (табл. 2).

Таблица 2 Удельный расход электроэнергии на сырье различных месторождений

Наименование месторождений	Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т огарка
Новая Каледония	650
Индонезия	620
Гватемала (старая технология)	600
Гватемала (технология низкого восстановления металлов РТП-1)	580

Электроплавку осуществляли и осуществляют, используя огарок с температурой 700–800 °С – при работе на отечественном сырье следующего состава, %: 0,7–0,9 Ni; 0,03–0,05 Co; 15–18 Fe; 36–45 SiO₂; 16–20 CaO; 4–6 MgO; на сырье Гватемалы состава, %: 2,10–2,15 Ni; 0,05–0,06 Co; 18,5–19,7 Fe; 35,0–37,5 SiO₂; 23,0–25,0 MgO; CaO. Восстановление огарка идет за счет углерода антрацита марки АС или антрацитового штыба марки АШ.

Черновой ферроникель с 10–14 % Ni имеет высоким содержанием серы, поступающей из углеродистого восстановителя и из руды, подвергается рафинированию, а затем разливается на разливочной машине или гранулируется.

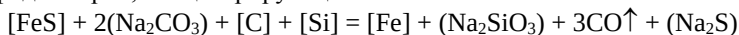
Процесс рафинирования черного ферроникеля выполняется в три стадии:

1. Внепечная десульфурация жидкого чернового ферроникеля.

2. Рафинирование от примесей углерода, кремния и хрома в вертикальных конвертерах с «кислой» футеровкой и верхней продувкой кислородом.

3. Рафинирование от серы, фосфора и доводка металла по химсоставу и температуре в вертикальном конвертере с «основной» футеровкой и верхней продувкой кислородом.

Внепечная десульфурация чернового ферроникеля производится кальцинированной содой, плавом соды или их смесью в ковше для металла непосредственно при выпуске чернового ферроникеля из РТП. Процесс десульфурации кальцинированной содой основан на образовании устойчивого сульфида натрия, концентрирующегося в шлаке:



После припечной десульфурации металл с содовым шлаком переливают в ковш с плавом соды. Образующийся после повторной обработки содовый шлак скачивается с поверхности металла деревянными скребками в чашу с «содовым» шлаком, а рафинированный от серы металл заливается в «кислый» конвертер.

Рафинирование ферроникеля в кислом конвертере (после ковшевой десульфурации) предусматривает снижение содержания кремния, хрома и частично углерода. При этом для шихтовки используется никельсодержащий лом, твердый ферроникель, оборотный скрап, крупная магнитная фракция после магнитной сепарации шлака, лом черных металлов.

Из-за повышенной эрозии динасовой футеровки в кислом конвертере окисляется только часть кремния и углерода, а остальное количество этих примесей удаляется при кислородном конвертировании в основном конвертере.

Химический состав чернового ферроникеля, в зависимости от качества никельсодержащего сырья различных месторождений, приведен в табл. 3.

В настоящее время на Побужском ферроникелевом комбинате на РТП-1 освоена технология производства чернового ферроникеля с недостатком восстановителя (или технология низкого восстановления железа). При этом содержание никеля в черновом ферроникеле превысило 40 %, а содержание кремния и углерода уменьшилось $\approx$ до 0,01 %, что исключает возможность проводить процесс ковшевой десульфурации содой. При этом в два раза повысилось содержание серы, что составило около 0,5 %, а также значительно вырос расход электродной массы (в 5–8 раз).

В данный момент для повышения эффективности процесса десульфурации было принято решение смешивать электропечной ферроникель, выплаваемый по старой технологии на РТП-2, с электропечным ферроникелем, выплаваемым с недостатком восстановителя на РТП-1. Это дало возможность несколько улучшить процесс десульфурации, но проблему с высоким содержанием серы не решает. В табл. 4 приведен химический состав чернового ферроникеля на РТП-1 и РТП-2, произведенного по разным технологическим схемам.

Таблица 3 Химический состав чернового ферроникеля различных месторождений

Наименование месторождения	Химический состав, % масс.						
	Ni	Si	Cr	C	S	P	Fe
Новая Каледония	16,89	1,93	1,29	2,84	0,3	0,02	остальное
Индонезия	18,51	4,02	1,53	2,55	0,26	0,0313	остальное
Гватемала (старая технология)	13,41	3,41	2,11	2,79	0,17	0,053	остальное
Гватемала (технология низкого восстановления металлов РТП-1)	43,0	0,01	0,04	0,03	0,48	0,064	остальное

Для изучения поведения серы в процессе производства чернового ферроникеля были отобраны пробы сплава и проведены исследования на установке РСМА (рентгеноспектральный микроанализатор). Результаты исследований приведены на рис. 2 и 3, из которых видно, что основное количество серы расположено на границах зерен и представлены соединениями MnS и NiS.

Таблица 4 Химический состав чернового ферроникеля

Печь	Содержание элементов, % масс.							
	Ni	Co	Si	Cr	S	C	P	Cu
РТП-1	43,0	0,42	0,01	0,02	0,5	0,014	0,065	0,063
РТП-2	14,5	0,27	3,90	1,8	0,25	2,5	0,064	0,032

Структурный и фазовый анализ металла исследовали с использованием метода рентгеноспектрального микроанализа и растровой электронной микроскопии.

Исследования чернового ферроникеля, выполненные по указанной методике, показали, что черновой ферроникель состоит из фаз различной отражательной способности: темной и светлой.

Запись спектров характеристического рентгеновского излучения показала, что все они имеют разный состав. Темная фаза содержит окислы железа и, частично, серы. Светлая фаза, в основном, состоит из железа и никеля.

Проведенные исследования позволили впервые применительно к условиям ПФК изучить фазовый состав и структуру чернового ферроникеля, выплавленного по разным технологиям, и подтвердить характер распределения в нем серы.

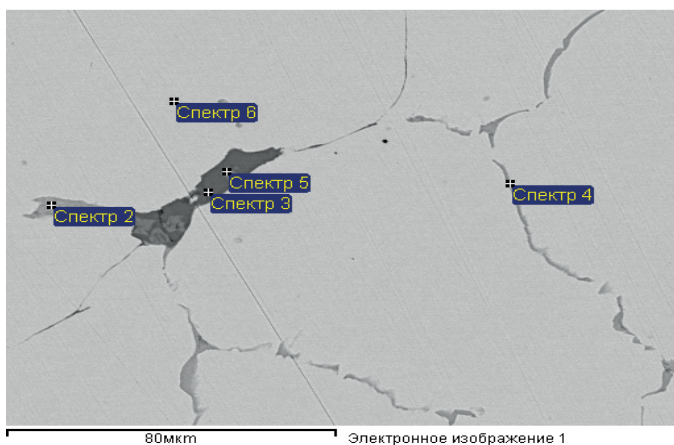


Рис. 2. Образец № 1, РТП-1 (Ni – 43,0; Si – 0,01; Cr – 0,2; S – 0,5; C – 0,14; P – 0,065; Cu – 0,063).

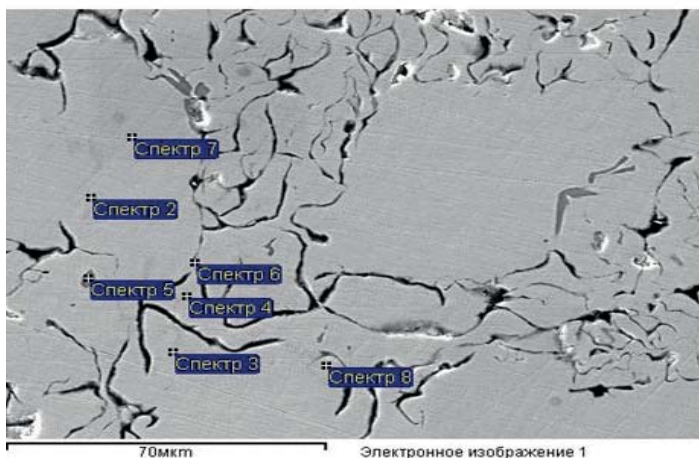


Рис. 3. Образец № 2, РТП-2 (Ni – 14,5; Co – 0,27; Si – 3,9; Cr – 1,8; S – 0,25; C – 2,5; P – 0,064; Cu – 0,032).

ВЫВОДЫ

Результаты выполненных исследований показали, что использование никельсодержащего сырья зарубежных месторождений, содержащего концентрацию никеля в 1,5–2,5 раза выше, чем в отечественном, позволило значительно улучшить технико-экономические показатели и уменьшить энергетические затраты на 90–120 кВт·ч в сравнении с отечественной рудой.

Внедрение в производство чернового ферроникеля предварительной сушки руды, получение огарка в трубчатых печах с использованием пылеугольного

топлива (ПУТ), реконструкция печи № 1, позволившая повысить ее фактическую мощность до 42 МВт, освоение в ней технологии выплавки сплава с недостатком восстановителя, позволившей получать ферроникель, содержащий более 40 % Ni, утилизация вторичных никельсодержащих материалов дало возможность значительно снизить себестоимость продукции. Это позволило комбинату занять 5-е место в рейтинге ТОП-10 экспортеров металлургической продукции [9].

Работа печи с недостатком восстановителя приводит к повышению содержания серы до 0,5 % и снижению содержания кремния и углерода в ферроникеле, что затрудняет проведение припечной десульфурации кальцинированной содой или плавом соды.

Исследовано распределение серы и других элементов в образцах черного ферроникеля методом РСМА. Показано, что основное количество серы находится в соединении с марганцем, образуя сульфид MnS.

В дальнейшем предусматриваются исследования поведения серы и других примесных элементов на всей технологической цепочке производства. Намечен путь совершенствования технологической схемы рафинирования черного ферроникеля.

Библиографический список

1. Гасик М.И. Физикохимия и технология электроферросплавов: Учебник для вузов / Гасик М.И., Лякишев Н.П. – Днепропетровск: ГНПП «Системные технологии», 2005 – 448 с.
2. Грань Н.И., Онищин Б.П. и Майзель Е.И. Изд-во «Металлургия», 1971. – С. 248.
3. Способ выплавки черного ферроникеля с оптимальным содержанием кремния. Патент № 62847 от 12.09.2011г. Бюл. № 17, авт. Гасик М.И., Новиков Н.В., Соколов К.Д. и др.
4. Восстановительная смесь для электротермического производства ферроникеля. Патент Украины № 109001 от 10.08.2016г. Бюл. № 15, авт. Беспалов О.Л., Приходько С.В., Данов О.В. и др.
5. Совместная реконструкция печи № 1 на Побужском ферроникелевом комбинате. М.Джастребески, Т.Кохпер, К.Воллас, Н.В.Новиков и др.
6. Исследование работы футеровки рудотермических печей при выплавке ферроникеля / Соколов К.Д., Капран И.И., Лихачев В.Ф. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2002. – № 6. – С. 32–35.
7. Анализ условий и причин износа огнеупоров при выплавке ферроникеля / К.Д.Соколов, А.Н.Овчарук, Н.В.Новиков, И.И.Капран // Сучасні проблеми металургії. – 2003. – С. 198.
8. Рудовосстановительные электропечи повышенной мощности – новый этап в развитии электротермии на стыке двух тысячелетий / Сучасні проблеми металургії. Том 19, выпуск 1 (2016). Наукові вісті. – Дніпро: НМетАУ, 2016. – с. 254–260.
9. Бизнес № 51–52 (1194–1195), 21 декабря 2015г., с. 22.

ОЦЕНКА УРОВНЯ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА ВЫБРОСАМИ КОКСОВОГО ЦЕХА

Введение

Центральное место в концепции устойчивого развития Украины занимают вопросы защиты окружающей среды. Поэтому перспективы развития экономики тесно связаны с обеспечением ее экологической безопасности. Предприятия металлургического комплекса расположены в регионах со значительной концентрацией промышленного производства, высокой плотностью населения и являются мощным источником негативного антропогенного воздействия на окружающую среду. Так, выбросы предприятий Донецко – Приднепровского региона составляют 86,3% всех промышленных выбросов в стране [1].

В Украине расположено 13 крупных коксохимических предприятий, **большинство основных агрегатов и оборудования которых выработали свои нормативные сроки эксплуатации, морально и физически устарели.** По данным [2] сегодня в отрасли стопроцентный износ имеют 54% коксовых батарей. Газообразные выбросы, сбросы и твердые отходы этих производств отличаются широким спектром загрязнителей, высокой токсичностью, специфическим запахом и могут создавать значительную угрозу природе и здоровью населения. Только в атмосферу выделяется в среднем 5,2 – 8,0 кг/т кокса вредных веществ [3]. Поэтому крайне остро стоит проблема повышения экологической безопасности коксохимического производства за счет его технического переоснащения и реализации системы природоохранных мероприятий.

Постановка задачи.

Коксовый блок является источником 75 - 80 и более % газопылевых выбросов предприятия. Их основными вредными ингредиентами являются угольная и коксовая пыль, оксиды углерода, серы и азота, аммиак, сероводород, фенол, бензол, цианистый водород, нафталин, сажистый углерод; особую опасность представляет бенз(а)пирен. Некоторые сочетания этих веществ обладают эффектом суммации негативного действия; коксовая пыль может содержать соединения марганца, железа, меди, цинка, кадмия и свинца. Помимо организованного отвода продуктов горения из отопительной системы коксовых батарей через дымовые трубы, значительные выбросы наблюдаются на стадиях загрузки, коксования угля, выдачи, охлаждения и сортировки кокса.

При загрузке влажной угольной шихты в раскаленную печную камеру образуется около 5 м^3 газов на 1 т угля. Они содержат 10 - 60 г/м³ взвешенных частиц угольной и полукоксовой пыли. В пересчете на 1 т производимого кокса выделение пыли при загрузке печей достигает 150 - 400 г/т [4].

Выдача кокса из коксовых печей сопровождается залповыми выбросами коксовой пыли и вредных газов при разрушении коксового пирога в тушильном вагоне. При этом над раскаленным коксом в течение 30–40 с наблюдается пылевое облако, иногда черного или черно-зеленого цвета.

Выделения коксового газа через неплотности дверей, люков и стояков печей относительно невелики и зависят от конструкции уплотняющих элементов и уровня эксплуатации. Однако коксовый газ содержит ряд опасных компонентов, поэтому воздействие этих выбросов на загрязнение воздушного бассейна в ряде случаев является существенным.

Следует учесть также, что выбросы названных источников происходят на небольшой высоте, плохо рассеиваются и поэтому вносят существенный вклад в загрязнение воздуха на рабочей площадке предприятия.

Степень загрязнения природной среды оценивается на основе сравнения фактических концентраций химических веществ с безопасными уровнями и она определяет риск развития неблагоприятных последствий для здоровья нынешних и будущих поколений. Особое значение имеет изучение загрязнения атмосферного воздуха. Он является самой важной жизнеобеспечивающей природной средой и его загрязнение – это основной фактор негативного воздействия как на человека, так и на биосферу в целом [5]. Поэтому оценка опасности при загрязнении воздушного бассейна крайне актуальна, т.к. позволяет предупредить увеличение заболеваемости населения в крупных городах, сохранить биологические ресурсы промышленных регионов и предотвратить деградацию природных экосистем.

Целью настоящей работы является оценка уровня загрязнения воздушного бассейна и степени опасности выбросов вредных веществ в атмосферу при производстве кокса. Объектом исследования выбрана промплощадка коксохимического производства ЧАО «ЕВРАЗ ДМЗ».

Результаты работы.

Оценка уровня загрязнения атмосферного воздуха выбросами коксового цеха ЧАО «ЕВРАЗ ДМЗ» проводилась в соответствии с нормативным документом [6]. Цех включает два блока по 2 коксовые батареи (КБ) в каждом: в первом – КБ №№ 1, 2; во втором - КБ №№ 4, 5. В батареях №№ 1, 2, 5 по 37 печей типа ПВР с боковым подводом отопительного газа и полезным объемом камеры коксования $21,6 \text{ м}^3$; в батарее № 4 – 39 печей.

Для уменьшения выбросов при загрузке предусмотрен отсос газов через стояки в газосборники коксовой батареи за счет инжекции паром давлением 4 атм. Батареи оснащены также установкой беспылевой выдачи кокса (УБВК), в состав которой входят зонт на коксонаправляющей двересъемной машины; стыковочный узел; коллектор с отсечными клапанами и двухступенчатая система очистки от пыли. Разрежение в коллекторе и эвакуация газов в атмосферу обеспечивается вентиляторами ВМ-18А производительностью $104000 \text{ м}^3/\text{ч}$.

На первом этапе согласно ОНД-86 [7] выполнены расчеты максимальных приземных концентраций $C_{\max}$ с учетом выбросов из различных источников по данным [8] (табл. 1).

Таблица 1 – Выбросы в атмосферу в цехе М, г/с и максимальные приземные концентрации загрязнителей $C_{\max}$, мг/м³

Загрязняющее вещество	М, г/с	$C_{\max}$, мг/м ³	М, г/с	$C_{\max}$, мг/м ³	М, г/с	$C_{\max}$, мг/м ³
	Загрузка шихты*		Выдача кокса (мимо зонта)*		Двери (неплотности)*	
1	2	3	4	5	6	7
Азота диоксид	0,016	0,0032	0,0184	0,00095	0,00165	0,00015
Аммиак	0,0156	0,0031	0,0037	0,00018	0,0082	0,0007
Водород цианистый	0,0009	0,0002	0,00055	0,00009	0,0033	0,0003
Ангидрид сернистый	0,0119	0,0024	0,0184	0,00095	0,0099	0,0009
Сероводород	0,0046	0,0009	0,0009	0,00005	0,0082	0,0007
Углерода оксид	0,032	0,0064	0,0184	0,00095	0,0412	0,0037
Бензол	0,0069	0,0014	0,0083	0,00043	0,0124	0,0011
Бенз(а)пирен	$35 \cdot 10^{-8}$	$7 \cdot 10^{-8}$	$91 \cdot 10^{-8}$	$5 \cdot 10^{-8}$	$820 \cdot 10^{-8}$	$70 \cdot 10^{-8}$
Фенол	0,0046	0,0009	0,0009	0,00005	0,0026	0,0002
Пыль угольная	0,068	0,0407				
Нафталин			0,00055	0,0427	0,0049	0,0004
Пыль коксовая			0,276	0,0427	0,0041	0,0004
	Стояки (неплотности)*		Люки (неплотности)*		Тушильные вагоны**	
Азота диоксид	0,0124	0,0007	0,00082	0,0001	0,009	0,0064
Аммиак	0,0048	0,0003	0,00165	0,0003	0,0018	0,0013
Водород цианистый	0,0012	0,00007	0,00041	0,00007	0,0008	0,0006
Ангидрид сернистый	0,0058	0,0003	0,0041	0,0007	0,0184	0,0132
Сероводород	0,0014	0,00008	0,00082	0,0001	0,00368	0,0026
Углерода оксид	0,0087	0,0005	0,0041	0,0007	0,046	0,0329
Бензол	0,0041	0,0002	0,0082	0,0014	0,0092	0,0066
Бенз(а)пирен	$300 \cdot 10^{-8}$	$20 \cdot 10^{-8}$	$124 \cdot 10^{-8}$	$20 \cdot 10^{-8}$	$138 \cdot 10^{-8}$	$100 \cdot 10^{-8}$
Фенол	0,00054	0,00003	0,0004	0,00007	0,00018	0,0001
Нафталин					0,0037	0,0026
Пыль коксовая					0,0092	0,01977
	Башни тушения**		Коксовые рампы**		УБВК (труба)	
Азота диоксид			0,00184	0,0226	0,383	0,016
Аммиак	0,721	0,0216	0,00184	0,0226	0,0998	0,0041
Водород цианистый	0,036	0,0011	0,000276	0,0003	0,0166	0,0007

Продолжение табл. 1

1	2	3	4	5	6	7
Ангидрид сернистый	0,022	0,0007	0,00018	0,0002	0,2728	0,0114
Сероводород	0,018	0,0005	0,00018	0,0002	0,0399	0,0017
Углерода оксид	0,46	0,0138	0,0092	0,01132	0,499	0,0208
Бензол					0,06	0,0025
Бенз(а)пирен	$390 \cdot 10^{-8}$	$10 \cdot 10^{-8}$			$130 \cdot 10^{-8}$	$5 \cdot 10^{-8}$
Фенол	0,045	0,0013	0,00004	0,00005	0,0166	0,0007
Нафталин					0,02	0,0008
Пыль коксовая	0,184	0,0055			1,663	0,1389
	Дымовые трубы*		Газосбросное устройство			
Азота диоксид	8,8906	0,0673	1,189	0,0077		
Ангидрид сернистый	3,8639	0,0285	2,98	0,0194		
Углерода оксид	7,7052	0,0607	0,793	0,0052		
Бенз(а)пирен	$1160 \cdot 10^{-8}$	$9 \cdot 10^{-8}$				
Сажа	1,0259	0,0074				
	Трубы вентиляционных установок					
	П/у № 1 (№ 2)		Коксосортировка			
Пыль коксовая	0,0744	0,0043	0,8087	0,0483		

* - усредненные значения на коксовую батарею;

** - усредненные значения на блок батарей.

На втором этапе согласно методике [6] выполнялась оценка уровня загрязнения атмосферного воздуха с учетом кратности превышения показателей загрязнения (ПЗ) их предельно допустимого нормативного значения (ПДЗ). ПДЗ определяется по величине коэффициента комбинированного действия сложной смеси К.к.д. с.с.:

$$ПДЗ = К.к.д. с.с. \cdot 100 \%,$$

$$\text{где } К.к.д. с.с. = \sqrt{\sum (К.к.д_1^2 + К.к.д_2^2 + \dots + К.к.д_m^2) + n};$$

К.к.д₁, К.к.д₂, ..., К.к.д_m – коэффициенты комбинированного действия соединений веществ, обладающих эффектом суммации биологического действия при совместном присутствии; к ним относятся 5 соединений: азота диоксид, серы диоксид; азота диоксид, серы диоксид, углерода оксид, фенол; серы диоксид, углерода оксид, фенол и коксовая пыль; серы диоксид, фенол; серы диоксид, аммиак и окислы азота;

n – число веществ в смеси, которые не проявляют эффекта суммации; их 5: цианистый водород, бензол, бенз(а)пирен, нафталин и сажа.

С учетом этих значений получим:

$$К.к.д. с.с. = \sqrt{1^2 + 1^2 + 1^2 + 1^2 + 1^2 + 5} = 3,1623; \text{ ПДЗ} = 316,23 \%$$

Индекс ПЗ представляет собой относительный интегральный критерий, который характеризует интенсивность и характер совместного влияния всей совокупности присутствующих в воздухе вредных примесей:

$$ПЗ = \sum_{i=1}^n \left(\frac{ПЗ_i}{K_i} \right),$$

где $ПЗ_i = \sum_{i=1}^n \left(\frac{C_i}{ПДК_{с.с.i}} \right)$ – индекс ПЗ для i – того загрязнителя;

K_i – коэффициент, который учитывает класс опасности i – того вещества: для веществ 1-го класса опасности – 0,8; 2-го – 0,9; 3-го – 1,0; 4-го – 1,1;

C_i и $ПДК_{с.с.i}$ – фактические (максимальные приземные $C_{\max}$) и предельно допустимые среднесуточные концентрации веществ, которые входят в состав смеси.

В табл. 2 приведены расчетные значения ПЗ для различных источников выбросов и отдельных загрязнителей воздушного бассейна, а также их вклад в общее загрязнение воздушного бассейна коксовым цехом ПЗ, величина которого 4171,2 %.

Кратность превышения ПДЗ составляет:

$$ПЗ / ПДЗ = 4171,2 / 316,23 = 13,191.$$

Такой уровень загрязнения является недопустимым, а степень его опасности квалифицируется согласно [6] как очень опасная, поскольку $ПЗ > 8,0$ ПДЗ.

Таблица 2 – Распределение ПЗ по загрязнителям и источникам выбросов в коксовом цехе

Ингредиент	Вклад в суммарный ПЗ		Источник	Вклад в суммарный ПЗ	
	ПЗ _i	%		ПЗ _i	%
Азота диоксид	11,096	26,6002	Загрузка шихты	4,2715	10,2404
Аммиак	3,4186	8,1958	Выдача кокса (мимо зонта)	2,0834	4,9946
Водород цианистый	0,8482	2,0335	Двери (неплотности)	5,1763	12,4096
Ангидрид сернистый	3,8834	9,31	Люки (неплотности)	1,3523	3,242
Сероводород	2,1722	5,2076	Стояки (неплотности)	1,247	2,9895
Углерода оксид	0,1284	0,3077	Тушильные вагоны	6,3783	15,2912
Бензол	0,3869	0,9275	Коксовые рампы	2,4569	5,8901
Бенз(а)пирен	9,46	22,6792	Дымовые трубы	11,634	27,8899
Фенол	3,1859	7,6379	Башни тушения	2,6878	6,4437
Нафталин	2,6727	6,4076	УБВК	3,4424	8,2527
Пыль коксовая	2,7916	6,6926	Коксосортировка	0,322	0,772
Пыль угольная	1,0847	2,6004	Трубы в/у ПУ №1,2	0,0573	0,1374
Сажа	0,584	1,4001	Газосбросное устройство	0,6035	1,4468
ПЗ	41,712	100	ПЗ	41,712	100

Как видно из табл. 2, имеет место превышение предельно допустимого уровня загрязнения по 5 ингредиентам выбросов, приоритетными из них являются азота диоксид, бенз(а)пирен и серы диоксид. Среди источников наибольший вклад в загрязнение воздушного бассейна вносят выбросы из дымовых труб, из тушильных вагонов и через неплотности дверей; показатель загрязнения превышает допустимый уровень также для выбросов при загрузке шихты и из трубы УБВК.

Выводы.

Превышение интегрального показателя загрязнения нормативного значения свидетельствует о недопустимом загрязнении атмосферного воздуха выбросами коксового цеха, которое, согласно гигиеническим требованиям, можно считать очень опасным для здоровья. Установленные количественные характеристики уровня загрязнения воздушного бассейна для каждого компонента и источника выбросов позволяют обоснованно выбрать приоритетные объекты для разработки и реализации мероприятий по повышению техносферной безопасности цеха.

Библиографический список

1. Современное состояние и перспективы развития экологии в чёрной металлургии Украины / Л.Г. Тубольцев, В.А. Горохова // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии: Сб. научн. тр. — Дніпропетровськ.: ІЧМ НАН України, 2008. — Вип. 18. — с. 298 - 305.
2. Управление устойчивым развитием в условиях переходной экономики: Монография: 2-е изд., перераб. и доп. / ред. М. Шмидт, Б. Хансманн, Д. А. Палехов, Г. Г. Пивняк, Ю. С. Шемшученко, А. Ф. Павленко, А. Г. Шапарь, В. Я. Швец, Л. Л. Палехова. — Днепрпетровск - Коттбус: НГУ-БТУ, 2016. — 433 с.
3. Сухоруков В. И. Научные основы совершенствования техники и технологии производства кокса. — Екатеринбург: Изд. ВУХИН, 1999. — 393 с.
4. Большина Е. П. Экология металлургического производства: Курс лекций. — Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2012. — 155 с.
5. Звягинцева А. В. Системы оценки опасности при загрязнении атмосферного воздуха: попытка обобщения подходов./Звягинцева А. В.// Системный анализ и информационные технологии в науках о природе и обществе. - Донецк, ДонНТУ, 2014. - с. 131 - 143.
6. ДСП - 201- 97 Державні санітарні правила охорони атмосферного повітря населених місць (від забруднення хімічними і біологічними речовинами). — Київ: МОЗ України, 1997. — 45 с.
7. Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. ОНД — 86. — Л.: Гидрометеиздат, 1987. — 97 с.
8. Постоянный технологический регламент коксового цеха. — Днепрпетровск: ПАО «Евраз — ДМЗ им. Петровского», 2010. — 124 с.

РОЗВИТОК МЕТОДУ РОЗРАХУНКУ ВЕЛИЧИННИ РОЗВАЛКИ РІВЧАКА КАЛІБРІВ СТАНІВ ХПТ

Вступ. Прокатка труб на стані ХПТ здійснюється на нерухомій конічній оправці валками, що мають рівчак перемінного перерізу [1-3]. Початковий розмір рівчака відповідає зовнішньому діаметру заготовки, а кінцевий розмір – зовнішньому діаметру труби. В проміжних перерізах величина діаметру рівчака калібру повинна забезпечувати певний характер зміни режиму деформації уздовж конуса деформації. З метою усунення небезпеки пошкодження зовнішньої поверхні труби рівчак калібру виконується з певною розвалкою (b_i , рис. 1). Мінімально можлива величина розвалки розраховується виходячи з параметрів миттєвого осередку деформації (МОД) і не повинна мати надлишкові розміри (для усунення умов виникнення значних розтягуючих напружень в МОД) [1-3].

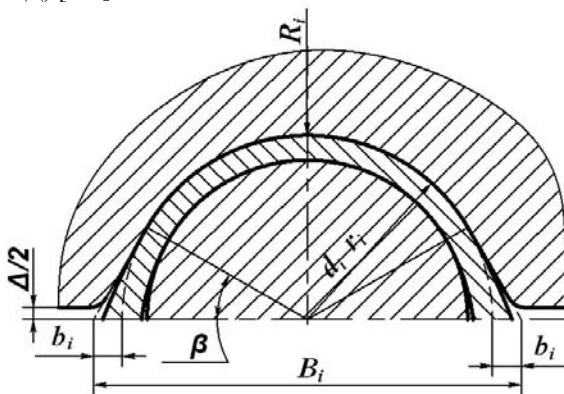


Рис. 1. Параметри калібру в перерізі i : D – зазор між калібрами; B_i – ширина калібру; b_i – розвалка калібру; β – кут розвалки; r_i – радіус калібру; R_i – відстань від центру обертання калібру до труби в гребені рівчака; d_i – діаметр оправки

Аналіз досліджень. Розрахунок величини розвалки калібрів необхідно виконувати виходячи з особливостей формозміни величини труби (тобто зміни величини її овалізації, рис. 2) при проходженні перерізу через МОД. Перші дослідження особливостей овалізації труби в МОД виконав Ю.Ф. Шевакін. Саме він виділив в МОД зони зворотної та прямої овалізації. Серед іншого була зазначена важливість проходження процесу зворотної овалізації (тобто овалізації труби у бік вершини калібру) до повного заповнення калібру металом. Якщо такий процес не має місця, то необхідну мінімальну величину розвалки важко спрогнозувати.

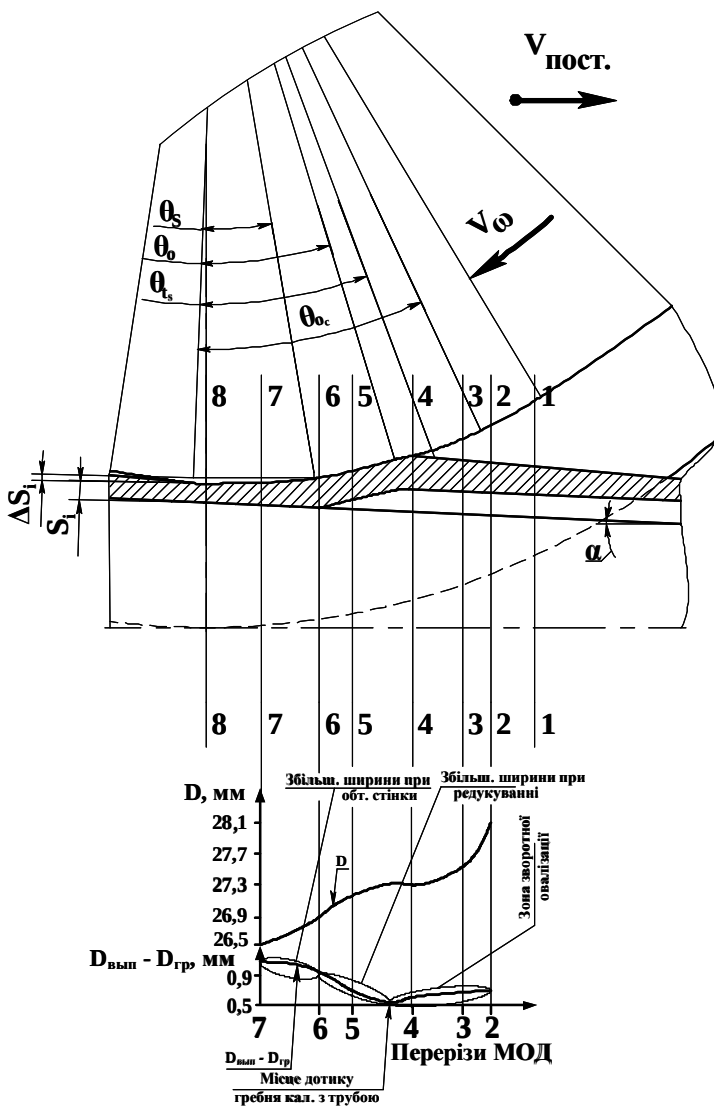


Рис. 2. Результати вимірів геометричних параметрів поздовжнього перерізу осередку деформації при прямому ході кліті і зміна овальності конуса уздовж МОД [9]; $D_{\text{гр}}$ - діаметр гребеня калібру; $D_{\text{вып}}$ - діаметр труби у випусках (згідно з дослідженнями Ю.Ф. Шевакіна) [3]

В цілому, ширина рівчака стана ХПТ, що необхідна і достатня для правильного перебігу процесу, повинна дорівнювати величині діаметра відповідного перерізу конуса до його деформації в МОД (з урахуванням

величини овалізації). Спрощено можна записати [3]:

$$B_x = K_o (D_x + 2 \cdot \Delta D_{\Sigma x}). \quad (1)$$

де: K_o – коефіцієнт овалізації труби в МОД (змінний уздовж конуса деформації); $\Delta D_{\Sigma x}$ – величина редукування труби в МОД (можна використовувати величину редукування труби уздовж конуса деформації).

П.І. Орро та Я.Ю. Осада [4], спираючись на правило П.Т. Ємельяненка, пропонують таку формулу для розрахунку розвалки калібру:

$$b_x = \frac{(\sqrt{S_x^2 + 2V(tg\varphi - tg\alpha)} - S_x)tg\varphi}{tg\varphi - tg\alpha} \quad (2)$$

де: V – об'єм подачі; S_x – товщина стінки в перерізі x ; φ – кут нахилу твірної гребеня калібру; α – кут нахилу твірної оправки.

Для визначення ширини рівчача стана ХПТ двовалкової схеми після деяких спрощень Ю. Ф. Шевакінім були запропоновані наведені нижче формули.

В кінці передобробної ділянки [3]:

$$B_x = D_{тр} + 2,6 \cdot k_1 \cdot m \cdot \mu_{\Sigma x} \cdot tg\gamma_{пред} \quad (3)$$

де: $D_{тр}$ – діаметр труби; m – подача; $tg\gamma_{пред}$ – тангенс кута нахилу ділянки передобробки; $\mu_{\Sigma x}$ – коефіцієнт витяжки перерізу уздовж конуса деформації.

Ширина рівчача в зоні обтиснення стінки конуса деформації, в залежності від стана, визначається за формулою:

$$B_x = D_x + 2 \cdot k_1 \cdot m \cdot \mu_{\Sigma x} \cdot tg\gamma_x + k_2 P_{max} \quad (4)$$

де: $tg\gamma_x$ – тангенс кута нахилу гребеня розгортки рівчача в перерізі x ; P_{max} – максимальне зусилля прокатки; k_1 – коефіцієнт овалізації ($k_1 = 1,3-1,5$, менші значення для початкових перерізів зони обтиснення, великі – для кінцевих); $k_2 = 0,016$ – для стана ХПТ-32, $k_2 = 0,01$ – для стана ХПТ-55, $k_2 = 0,006$ – для стана ХПТ-75 (90)

Методика розрахунків величини розвалки, розроблена Шевакінім Ю.Ф., уточнювалася надалі, не зазнаючи суттєвих змін. Так, в джерелі [6] пропонуються формули розрахунку величини розвалки з урахуванням впливу коефіцієнта тертя. Для ділянки обтиснення формула має вигляд:

$$2b_x = K_1 m \cdot \mu_{\Sigma x} \cdot 2tg\gamma_x \cdot 8f^{\frac{1}{2}} \quad (5)$$

де: K_1 – коефіцієнт анізотропії опору течії металу в залежності від величини коефіцієнта тертя (табл. 1); f – коефіцієнт тертя.

Для кінця ділянки передобробки [6]:

$$2b_x = K_2 m \cdot \mu_{\Sigma x} \cdot 2tg\gamma_x \cdot 6f^{1/2} \quad (6)$$

де: K_2 – коефіцієнт анізотропії опору течії металу в залежності від величини коефіцієнта тертя (табл. 1).

Табл. 1 - Значення коефіцієнта анізотропії опору течії металу в залежності від величини коефіцієнта тертя [6].

f	0,05	0,075	0,1	0,125	0,15
K ₁	1,1	1,05	1,0	0,95	0,9
K ₂	1,45	1,31	1,17	1,03	0,9

Величина розвалки калібру згідно з методикою МІСІС:

$$b_x = K_s m \mu_{\Sigma x} (tg \gamma_x - tg \alpha_x) + K_D m \mu_{\Sigma x} tg \alpha_x, \quad (7)$$

де: K_s=1,05-1,08 - коефіцієнт для зони обтиснення стінки в МОД; K_D=0.7 - коефіцієнт для зони редукування стінки в МОД.

Величина розвалки, відповідно до методики КПО, теж визначається виходячи з правила П.Т. Ємельяненка:

$$b_x = \frac{\left(D_T + ((D_3 - D_T) - K_O L_{обж}) \left(\frac{x + m \mu_{\Sigma x}}{L_{обж}} \right)^{n-1} + K_O x \right) - D_x}{2}, \quad (8)$$

де K_O - початкова конусність оправки; n - коефіцієнт крутизни твірної профілю калібру; x - координата перерізу від перерізу перетиску.

У джерелі [5] зроблено аналіз впливу різних чинників на необхідну для правильного перебігу процесу ХПТ величину розвалки калібру (див. рис. 3). З'ясовано, що найбільша частка впливу припадає на величину редукування труби.

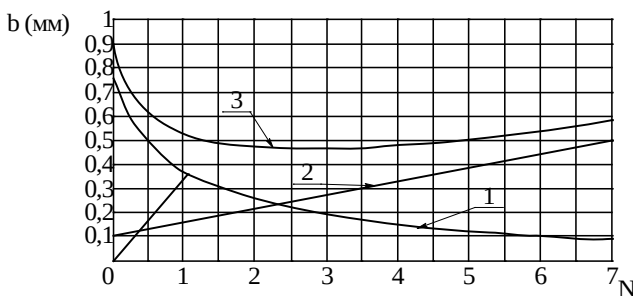


Рис. 3. Зміна величини розвалки калібру уздовж зони обтиснення рівчака калібру [7]: N - номер перерізу робочого конуса; b - величина розвалки; 1 - в залежності від обтиснення по діаметру; 2 - в залежності від лінійного зміщення; 3 - сумарне

Виділення невирішеного. В останній час, в цехах холодної прокатки все більше використовуються інтенсивні режими деформації (в тому числі при веденні процесу з подачею та поворотом в обох положеннях кліті). При веденні процесу ХПТ таким чином ускладнюється вибір розподілу оптимальних величин розвалки. Досить часто коригування цих величин проводиться в

ручному режимі (зміною величини коефіцієнта овалізації). Необхідно запропонувати формулу, яка б забезпечувала розрахунок вірного розподілу величини розвалки уздовж конуса деформації з урахуванням впливу змін основних параметрів миттєвого осередку деформації (тобто зміни величини овалізації та величини обтиску по товщині стінки труби в МОД уздовж конуса деформації).

Основний матеріал. Як показує практика прокаток, величина розвалки, виконана відповідно до методики КПО, може бути надмірно великою (особливо в першій половині конуса деформації, див. рис. 4). Через це в миттєвому осередку деформації можуть виникати надмірні напруження розтягування. Величина розвалки за методикою МІСІС може бути дуже маленькою в умовах підвищення коефіцієнта тертя (наприклад, при прокатці труб з титанових і цирконієвих сплавів із застосуванням емульсії, але без застосування підмастильного шару) або при веденні процесу ХПТ зі збільшеними подачами чи з великим обтиском по площі поперечного перерізу.

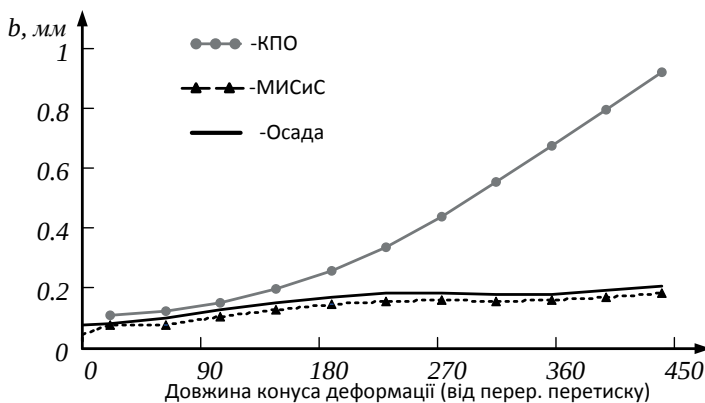


Рис. 4. Порівняння результатів розрахунків величини розвалки уздовж конуса деформації, виконаних за різними методиками (ХПТ-55, 57х4,5-38х1,8 мм, m=6 мм)

Як альтернативу для розрахунку величини розвалки запропоновано формулу:

$$b_x = \left(100 \frac{2m\mu_{\Sigma x} \operatorname{tg} \gamma_x}{D_i + 2m\mu_{\Sigma x} \operatorname{tg} \gamma_x} + 1 \right) m\mu_{\Sigma x} \operatorname{tg} \gamma_x \quad (9)$$

Друга частина цієї формули (поза дужками) враховує величину обтиску труби по діаметру уздовж конуса деформації (в спрощеному варіанті), частина формули в дужках враховує величину овалізації труби в МОД. На рисунку 5 показано порівняльний розрахунок величини розвалки для стану ХПТ-55 (57х4,5-38х1,8 мм, m=6 мм).

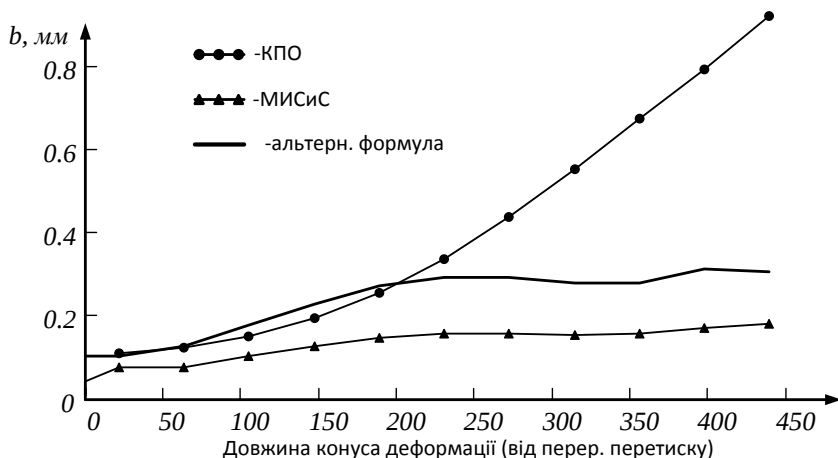


Рис. 5. Порівняльні результати розрахунків величини розвалки уздовж конуса деформації, виконаних за формулою (9) (ХПТ-55, 57х4,5-38х1,8 мм, $m = 6$ мм)

Результати розрахунків перевірено практикою прокатки труб з титанових сплавів.

ВИСНОВКИ

В ході аналізу існуючого методу розрахунку величини розвалки калібру уздовж конуса деформації станів холодної пільгерної прокатки труб автори дійшли висновку, що існуючий на даний момент метод розрахунку цієї величини вимагає розвитку. В роботі запропоновано нову формулу, яка забезпечує розрахунок вірного розподілу величини розвалки уздовж конуса деформації з урахуванням впливу змін основних параметрів миттєвого осередку деформації (тобто зміни величини овалізації та величини обтиску по товщині стінки труби в МОД уздовж конуса деформації). Результати розрахунків перевірено на практиці.

Бібліографічний список

1. Балакин В.Ф. Геометрия прокатного инструмента и алгоритмы его расчета для станов холодной прокатки труб/ В.Ф. Балакин, В.Р. Кучеренко, И.А. Соловьева, С.В. Пилипенко// Совершенствование производства стали, труб и железнодорожных колес. Коллективная монография. Под редакцией Величко А.Г., Большакова В.И., Балакина В.Ф. – Днепропетровск: ЧМП «Экономика». - 2015 - С. 434-450.
2. Григоренко В.У. Развитие методу розрахунку параметрів процесу холодної пільгерної прокатки труб і калібровки інструмента: Монографія / В.У. Григоренко, С.В. Пилипенко, О.П. Головченко. - Дніпропетровськ: Пороги. - 2015. - 120 с.
3. Шевакин Ю.Ф. Калибровка и усилия при холодной прокатке труб /

Ю.Ф. Шевакин. - М: Металлургиздат, 1963. - 269 с.

4. Орро П.И. Производство стальных тонкостенных труб: Монография / П.И. Орро, Я.Е. Осада. - М. Харьков: Металлургиздат, 1951. - 416 с.

5. Некоторые вопросы определения оптимальной формы ручья калибров при холодной прокатке труб / Шевакин Ю.Ф., Селифонов И.Д., Цирульников В.А., Ламин А.Б. // Интенсификация процессов производства труб: Сб. науч. тр. №2 под редакцией Ю.Ф. Шевакина. – ВЗМИ, Москва, 1972 – С. 107-119.

6. Биск М.Б. Холодная прокатка стальных труб / Биск М.Б., Грехов И.А., Славин В.Б. - Свердловск: Средне-уральское книжное издательство, 1977. - 231 с.

**ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ РЕЖИМУ ЗАВАНТАЖЕННЯ ШИХТИ В
ДОМЕННУ ПІЧ АПАРАТОМ З ОТВОРОМ У ВЕЛИКОМУ КОНУСІ**

Постановка задачі. Поліпшення техніко-економічних показників доменної плавки визначається ретельнішою підготовкою сировинних матеріалів, роботою доменних печей при підвищеному тиску газу на колошнику, застосуванням заміників коксу, поліпшенням якості розподілу шихтових матеріалів на колошнику. Особливе значення при цьому має вибір та обґрунтування раціональних режимів завантаження шихтових матеріалів в доменну піч конусними завантажувальними пристроями [1].

У конусних завантажувальних пристроях шихтові матеріали усієї подачі укладаються, як правило, пошарово в міжконусному просторі на великому конусі, що виконує одночасно функції шихтового і газового затворів. Завантаження матеріалів в піч здійснюється через бічну кільцеву щілину, яка утворюється при опусканні великого конуса між чашею і самим конусом. Великі масові (об'ємні) швидкості витікання, малий час звільнення міжконусного простору сприяють тому, що матеріали вивантажуються в піч практично в порядку їх укладання на великому конусі без істотного змішування. Це підтверджується тим, що при зсипанні подач типу АК↓ на колошнику має місце пошарове укладання агломерату і коксу. І тільки при завантаженні подач типу КА↓ між шарами коксу і агломерату в печі має місце шар суміші цих матеріалів, утворення якого пов'язане передусім з випередженням шматками важчого агломерату легшого коксу [2].

Особливістю конусного пристрою є те, що при опусканні великого конуса матеріали спрямовуються в периферійну частину колошника по траєкторії, кривизна якої залежить від кута нахилу конуса, виду і кількості матеріалу, швидкості його шматків у момент сходу з конуса, а також від підйомної сили газів і рівня засипу. Досягши поверхні шихти на колошнику матеріали в місці падіння утворюють гребінь, положення і розміри якого потім визначають поведінку цих матеріалів в радіальному напрямі. Найважливішою особливістю завантаження шихти конусним завантажувальним пристроєм є те, що вся подача матеріалів висипається на один гребінь, який знаходиться на невеликій відстані від стін. При цьому в радіальному напрямі ці матеріали можуть розподілятися тільки відповідно до закономірностей руху сипких матеріалів по відкосі, що утворився. В цьому випадку особливе значення має сегрегація матеріалів по крупності, оскільки розділення матеріалів по крупності при їх русі по відкосі поверхні засипу є однією з причин формування стовпа шихти з великою неоднорідністю структури. Такій структурі стовпа шихти відповідає значна нерівномірність розподілу газового потоку, при якій має місце низька ефективність використання енергії газів.

Підвищення газопроникності стовпа шихтових матеріалів по висоті доменної печі і ступеню використання теплової і хімічної енергії газів можна досягти застосуванням періодичних режимів завантаження, коли розміщення шихтових матеріалів в робочому просторі печі характеризується чергуванням шарів з різною об'ємною долею коксу, а, отже, з різною розрихленістю [3].

Така структура шихти сприяє циклічній зміні рудного навантаження в центральній зоні колошника печі, періодичному перерозподілу газового потоку по перерізу печі, підвищує тривалість його контакту з шихтовими матеріалами, а також забезпечує більш високу, ніж при звичайній системі завантаження, газопроникність шару шихтових матеріалів по висоті робочого простору печі.

Відомо [4], що порядок завантаження компонентів шихти (агломерату і коксу) є основним засобом регулювання розподілу газового потоку по перерізу доменної печі, при цьому прагнуть у стінок колошника забезпечити товщий шар менш газопроникного агломерату, а в центрі - товщі шари коксу, що сприяє перерозподілу газового потоку до центральної частини печі. Останнім часом отримує поширення на доменних печах режим завантаження, що забезпечує отримання в центрі печі зони з підвищеною газопроникністю.

Одним з рішень цієї задачі може бути перевід доменної печі на роботу з періодичною зміною маси залізорудної частини подачі. При циклічному завантаженні шихтових матеріалів досягається більше рівномірний їх розподіл по перерізу шахти, завдяки чому газовий потік, що піднімається по каналах поміж кусками матеріалів, має велику площу зіткнення із залізорудною частиною шихти, і підвищує ступінь непрямого відновлення оксидів заліза. Використання такого завантаження дозволяє управляти масою коксу, що потрапляє в центральну частину колошника, забезпечуючи утворення в центрі шахти так званої центральної коксової віддушини.

Проблему створення такої віддушини можна вирішити на завантажувальному пристрої з технологічним отвором у великому конусі [5]. Особливістю цього апарату є те, що великий конус в верхній частині є частково зрізаним таким чином, щоб утворився отвір діаметром 800 - 1000 мм, через який шихта може частково потрапляти до центральної частини печі. Аналіз роботи доменної печі з таким типом завантажувального пристрою підтвердив те, що ефективність управління розподілу матеріалів на колошнику суттєво підвищилась. В той же час запропонована для такого пристрою методика вибору параметрів завантаження не дає можливості використовувати особливості апарату в повній мірі. Це проявляється в тому, що кількість коксу, що потрапляє в центральну частину не контролюється належним чином, режими завантаження обираються ситуативно та інтуїтивно без методики кількісної оцінки.

Мета. Метою даної роботи є дослідження особливостей укладки матеріалів в печі даним типом завантажувального пристрою і розробка раціональної методики вибору параметрів режиму завантаження, що забезпечує широкі можливості по управлінню кількості коксу в центральній зоні печі.

Методика дослідження. В якості вихідних даних були використанні дані, наведені в таблиці 1.1. Крім того, було прийнято, що завантаження шихтових

матеріалів у піч здійснюється системами завантаження типу ААКК↓ та КААК↓. Прийнято, що маса та об'єм подачі включають сумарну масу та загальний об'єм подачі із 4-х скіпів. Величини маси рудної частини та коксу вибирались на основі практичних даних роботи доменної печі корисним об'ємом 1513 м³ ПАТ «Запоріжсталь», обладнаної триконусним апаратом. [6]

На основі аналізу літературних даних [3-6] було встановлено, що через отвір в конусі пересипається в піч 15 – 18 % коксу. Така кількість вибирається технологами із урахуванням оптимальної маси рудної частини подачі. В той же час слід зазначити, що методика визначення цієї маси на доменній печі недостатньо обґрунтована. Саме це не дозволяє обґрунтовано вибирати параметри режиму завантаження, ефективно використовувати технологічні можливості апарату в управлінні розподілом матеріалів на колошнику.

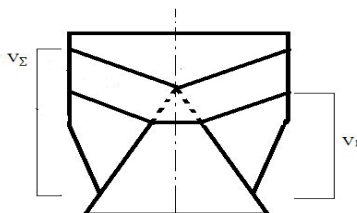


Рис. 1.1 - Схема укладання матеріалів на великому конусі

Особливості поведінки матеріалів в міжконусному просторі вивчали з використанням схеми наведеної на рисунку 1.1. Як видно з рис.1.1, сумарний об'єм матеріалів подачі (V_{Σ}) на великому конусі без технологічного отвору складає 28 – 29 м³. Об'єм матеріалів на великому конусі до технологічного отвору складає 20 м³. Таким чином, при завантаженні цілої подачі в міжконусний простір через отвір у великому конусі в піч пересипається останній матеріал подачі, як правило це кокс, в кількості ($V_{\Sigma} - V_i$). Параметри подачі, закладені при розрахунках (табл.1.1): маса рудної частини 23,04 т, маса коксу 6,25 т. Загальна маса подачі ААКК↓ 29 – 32 т. Розрахунки підтвердили, що через отвір може пересипатися до 22 – 25 % коксу. Далі було виконано дослідження можливості управління зміною об'єму та загальні маси подачі. Розрахунки виконані для умов:

- зміна маси подачі (загальної) при незмінному її об'ємі;
- зміна об'єму подачі при незмінній загальній масі подачі.

Таблиця 1.1 - Початкові дані для розрахунку об'єму подачі

№	Параметри	Величина
1	Діаметр великого конуса, мм	4800
2	Діаметр великого фланця, мм	5100
3	Кут нахилу великого конуса, град.	53
4	Кут відкосу коксу, град.	26
5	Діаметр центрального отвору, мм	1000

Результати дослідження.

На рисунку 1.2 – 1. 4 приведені досліджувані залежності. Видно, що при використанні вказаних обмежень є широкі можливості для управління кількості коксу, який потрапляє в центр печі.

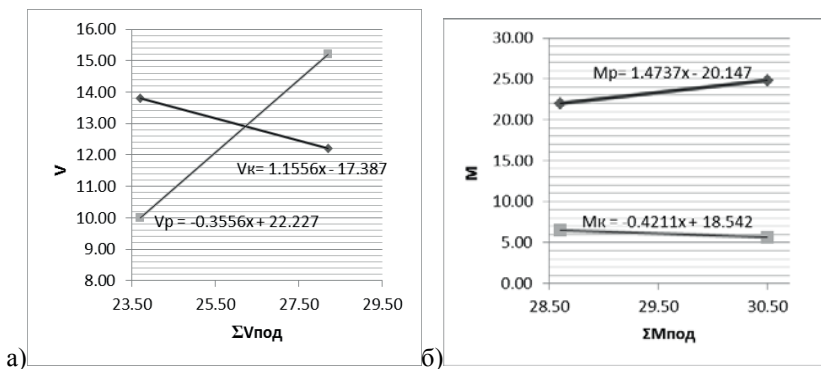


Рис. 1.2 - Залежність зміни параметрів подачі за різних умов: а) $V_{\text{под}} = \text{const.}$, б) $M_{\text{под}} = \text{const.}$

Так, на рис. 1.2а показано, що при $V_{\text{под}} = \text{const.}$ загальна маса подачі визначається масою рудних матеріалів та коксу. Збільшення загальної маси при $V_{\Sigma} = \text{const.}$ супроводжується суттєвим ростом маси рудної частини та зменшення маси коксу. За умов, $M_{\Sigma} = \text{const.}$ (рис. 1.2б) збільшення об'єму подачі відбувається за рахунок суттєвого зменшення об'єму рудної частини та збільшення об'єму коксу.

Отримані результати свідчать про те, що параметри подачі суттєво залежать від рудного навантаження (рис. 1.3 – 1.4). З рис. 1.4а видно, що за умови $M_{\Sigma} = \text{const.}$ збільшення рудного навантаження з 2,75 до 5 т/т об'єм коксової частини подачі зменшується з 16 м³ до 10,7 м³, тобто на 33%. Об'єм рудної частини збільшується з 12 до 13,7 м³, або на 12%. При цьому маса рудної частини збільшується з 22 до 25 т, маса коксу зменшується з 7,6 до 5,7 т. В той же час за умови $V_{\Sigma} = \text{const.}$ (рис. 1.4б) підтверджуються описані вище закономірності, але величина змін дещо інша.

Так, при збільшенні Р.Н. з 3,35 до 4,32 т/т об'єм рудної частини збільшується з 12,2 до 13,7 м³ ($\approx 20\%$), а об'єм коксової частини зменшився з 13,1 до 11,5 м³ ($\approx 12\%$). При цьому маса рудної частини зросла з 22 до 24,7 т, а коксової частини зменшилася з 6,5 до 5,9 т. На ри. 1.3 приведено дані для всієї подачі. Видно, що зі збільшенням рудного навантаження з 3,35 до 4,32 т/т об'єм подачі зменшується з 28,3 м³ до 23,7 м³ ($\approx 16\%$), а загальна маса подачі збільшується з 28,5 до 30,6 т ($\approx 7\%$). В першому випадку ($M_{\Sigma} = \text{const.}$) на одиницю зміни рудного навантаження приходить зміна об'єму на 4,7 м³. При $V_{\Sigma} = \text{const.}$ на одиницю зміни рудного навантаження приходить зміна маси загальної подачі всього на 2,2 т.

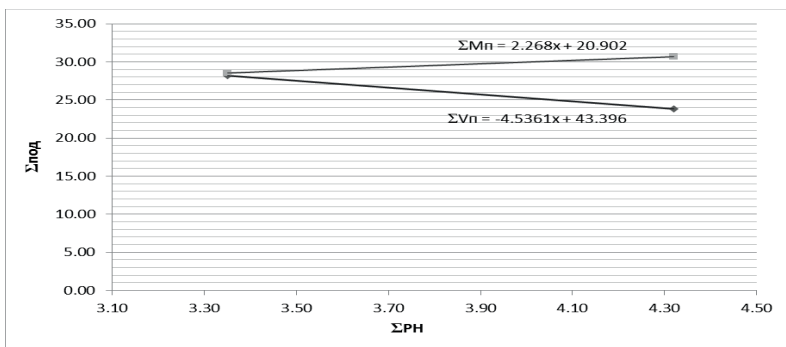


Рис. 1.3 - Залежність V_{Σ} та M_{Σ} від P_H

Результати досліджень дозволили запропонувати нову методику визначення параметрів подачі. Ця методика базується на використанні в якості вихідних даних величини рудного навантаження. На основі параметрів роботи ДП визначається оптимальна загальна маса і об'єм подачі. Задається величина рудного навантаження. Потім з використання даних рис. 1.3 знаходимо загальні масу та об'єм подачі. За допомогою даних рис. 1.4 знаходимо масу та об'єм складових подачі. Приклад вибору параметрів завантаження в піч подач вищенаведених типів з різним рудним навантаженням наведено в таблиці 2.

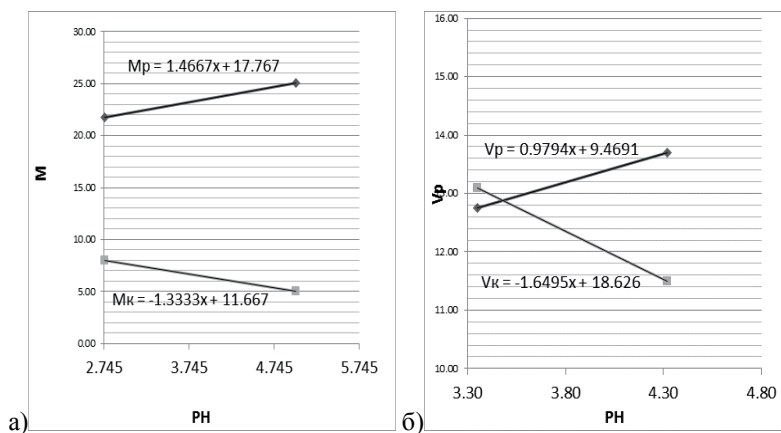


Рис. 1.4 - Залежність параметрів подачі від рудного навантаження при $M_{\Sigma} = \text{const.}$ (а) та при $V_{\Sigma} = \text{const.}$ (б)

В таблиці 1.2 наведено результати розрахунку кількості коксу, що попадає в центральну частину печі при завантаженні подач типу ААКК↓ з різною величиною рудного навантаження. Видно, що при завантаженні подачі з рудним навантаженням 3,0 т/т сумарний об'єм цієї подачі складає 28.6 м³. Враховуючи те, що на великому конусі в міжконусному просторі об'єм

матеріалів до отвору в великому конусі займає 20 м^3 , то в піч через цей отвір буде висипатись надлишок, а саме $8,6 \text{ м}^3$ коксу. При збільшенні рудного навантаження подачі до $3,98 \text{ т/т}$ об'єм подачі зменшився до $25,7 \text{ м}^3$. В даному випадку об'єм матеріалів, який пересипається в піч, складає $5,7 \text{ м}^3$ коксу, що на $3,0 \text{ м}^3$ або на 35% менше, ніж в першому випадку. Об'єм рудних матеріалів знаходився на рівні $12 - 14 \text{ м}^3$, що повністю виключає можливість їх попадання в центр печі. Не попадатиме рудний матеріал в центр печі і при завантаженні в піч подач типу КААК↓. Наведений приклад свідчить про те, що циклічне завантаження в піч подач з різним рудним навантаженням дозволяє ефективно керувати кількістю коксу, що попадає через технологічний отвір великого конусу в центр печі, формуючи таким чином раціональний розподіл шихтових матеріалів в печі.

Таблиця 1.2. Параметри завантаження шихти

Р.Н., т/т	3,т/т	Р.Н., т/т	3.98, т/т
M_{Σ}^n, т	27.8	M_{Σ}^n, т	29.55
V_{Σ}^n, м^3	28.6	V_{Σ}^n, м^3	25.7
$M_{\text{кп}}$, т	6.8	$M_{\text{кп}}$, т	5,55
$M_{\text{пр}}$, т	21.0	$M_{\text{пр}}$, т	24
$V_{\text{пк}}$, м^3	16.0	$V_{\text{пк}}$, м^3	12.1
$V_{\text{пр}}$, м^3	12.60	$V_{\text{пр}}$, м^3	13.6

Розроблена методика дозволяє обґрунтовано управляти кількістю коксу, що висипається в піч через технологічний отвір у великому конусі, та радіальним розподілом рудних матеріалів. При цьому раціонально використовувати циклічну зміну рудного навантаження, що дозволяє підвищити величину рудного навантаження та знизити витрати коксу.

На рис. 1.5 – 1.6 наведено характеристику розподілу шарів рудних матеріалів та коксу при використанні розробленої методики та без неї. Видно, що використання даної методики дозволяє покращити розподіл матеріалів по радіусу печі, збільшити розрахункове рудне навантаження з 3 до $3,93 \text{ т/т}$.

Режим завантаження 1 прийнятий як базовий. В даному випадку слабо підвантажена периферія печі залізорудними матеріалами має місце при завантаженні в піч через отвір $8,6 \text{ м}^3$ коксу. При такому режимі завантаження рудне навантаження дорівнює 3 т/т . Такий розподіл матеріалів не дає можливості повною мірою використати відновні гази. Тому з технологічної і економічної точки зору використання режиму завантаження 1 не є раціональним. Були проведені експерименти зі зміною маси подачі, при постійному об'ємі, знайдений більше відповідний режим завантаження 2, в цьому випадку рудне навантаження дорівнює 3.93 т/т .

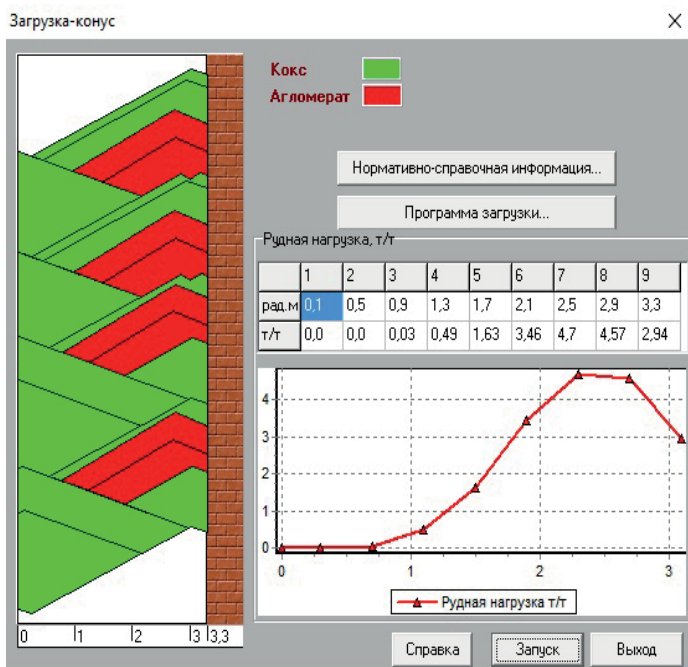


Рис. 1.5 - Режим завантаження 1

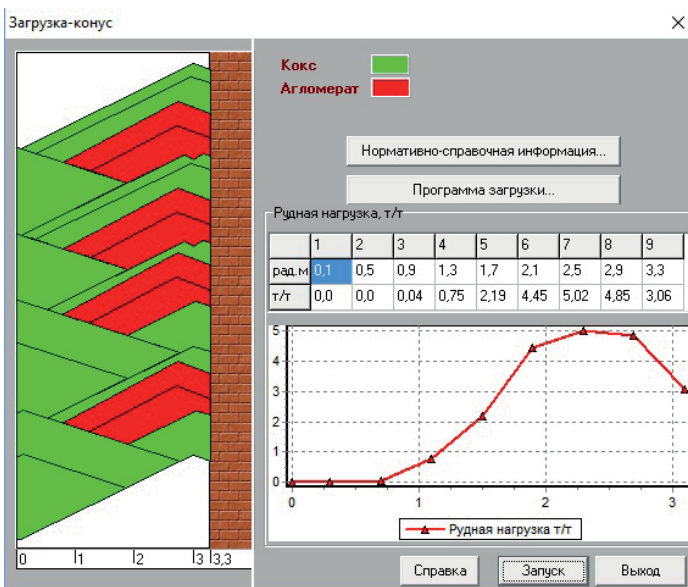


Рис. 1.6 - Режим завантаження 2

При цьому режимі підвантажується проміжна зона і периферія при зменшенні кількості коксу в центр до $5,7\text{м}^3$, що дає поліпшення розподілу матеріалів на колошнику, в наслідок чого підвищується міра використання відновних газів.

На підставі приведених результатів дослідження, для отримання найкращого результату по розподілу матеріалів запропонований режим завантаження матеріалів №2 в доменну піч обладнану ЗУ з ТОНК. При такому об'ємі в середньому завантажується в центральний отвір 18 - 20,0 % коксу. Кількість коксу що пересипається в центральну частину печі мінітиметься залежно від величини рудного навантаження. При цьому пропонується завантажувати подачі постійного об'єму, але з рудним навантаженням, що мініється.

Висновки

1) Наявність отвору у великому конусі суттєво розширює можливості конусного завантажувального пристрою по управлінню радіальним розподілом матеріалів на колошнику доменної печі.

2) Кількість коксу, що висипається через отвір в центр колошника визначається величинами сумарних маси подачі (M_{Σ}) та її об'єму (V_{Σ}).

3) Основним методом управління кількістю коксу, що висипається в центральну частину колошника, є циклічне завантаження в піч подач з різним рудним навантаженням (при стабільній величині середнього рудного навантаження на піч).

Бібліографічний список

1.Єфименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металургия чугуна. – Киев: Вища школа, 1988. – 351 с.

2.Металургия чугуна// Е.Ф.Вегман, Б.Н. Жеребин, А.Н. Похвистнев, Ю.С. Юсфин. – М.: Металлургия, 1978. – 480 с.

3.Результаты эксплуатации конусного загрузочного устройства с подачей части кокса в осевую зону колошника./ В.А. Сацкий, В.П. Тарасов, В.И. Набока и др.// Сталь, 2001. - №11.- с. 9 – 12.

4.Об оптимальном режиме и результатах исследования работы доменной печи объемом 2700 м³/ З.И. Некрасов, В.Л. Покрышкин, П.Г. Нетребко и др.// Сталь, - 1970, - №7. – с. 584 – 592.

5.Результаты работы доменной печи с «отдушиной» в осевой зоне / В.А.Сацкий, В.И. Набока, В.П.Тарасов и др.//Сталь. – 2003. - №10. –с.4-10.

6.В.П, Тарасов, П.В. Тарасов, - М.: Интермет Инжиниринг, 2007, 384с.

ПОВЕДІНКА АГЛОМЕРАТУ ПРИ МЕХАНІЧНИХ НАВАНТАЖЕННЯХ

Міцність агломерату, як композиційного матеріалу є досить важливою характеристикою, яка пов'язана з параметрами внутрішнього напруженого стану. Він виникає як в процесі агломерації, так і в значній мірі під час охолодження спеченця, а реалізується під час механічної обробки з утворенням менш напружених та більш міцних кусків.

У зв'язку з цим було проведено дослідження механізму формування напруженого стану агломераційного спеченця та впливу різних параметрів на процеси його руйнування і отримання готового агломерату.

Можна виділити наступні мінеральні складові агломерату, що утворюють між собою різні з'єднання, які суттєво впливають на показники його міцності: гематит (Fe_2O_3), магнетит (Fe_3O_4), ферити кальцію ($\text{Ca}_2\text{Fe}_2\text{O}_5$, CaFe_2O_4 , CaFe_4O_7), двокальцієвий силікат (Ca_2SiO_4), залізо-кальцієві мінерали ($((\text{CaO})_x(\text{FeO})_{2-x}(\text{SiO}_2)_x)$) представлені олівінами - особливо витягнутими кристалами ферромонтиніліту (CaFeSiO_4), фаяліту (Fe_2SiO_4).

Дослідженнями [1] була встановлена мікротвердість групи мінералів, які складають агломерат. Значення мікротвердості наведені в таблиці 1. З цієї таблиці видно, що мінерали, які утворюють агломерат, мають значне коливання за міцністю. Найбільш міцними фазами є Fe_2O_3 , $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$, $\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ та Fe_2O_3 . Найменш міцну фазу утворюють мінерали $(\text{CaO})_{0.5} \cdot (\text{FeO})_{1.5} \cdot \text{SiO}_2$. Інші мінерали мають міцність, яка несуттєво відрізняється одна від одної. Слід зазначити, що така значна різниця мінералів за міцністю визначає одне з важливих джерел формування напруженого стану спеченця та особливий характер його руйнування. Руйнування пирога при механічному навантаженні починається в місцях концентрації самих слабких мінералів, зменшуючись в місцях міцних мінералів.

В період охолодження агломерату в ньому утворюються: - тріщини стиснення між зональними блоками, які мають різний склад і будову, утворюючись через локальний характер процесу плавлення в шарі шихтових матеріалів; - тріщини розтягування, котрі утворюються під дією тиску газу, який виділяється при горінні частинок коксу на ділянках розплаву, що кристалізується навколо них; - тріщини, що виникають при поліморфному перетворенні двокальцієвого силікату та гідратних домішок вапняку

Вірогідність появи і розвитку тріщин в макроструктурі агломерату визначається наявністю в ньому пор і каналів. Утворення тріщин навколо пор обумовлено концентрацією розтягуючої напруги на контурах цих пор. Під час досягнення зовнішніми стискаючими напруженнями критичного рівня, виникає напруга на контурах пор, яка сприяє розвитку тріщин, котрі у підсумку при

багатократному розвітленні та зміні напрямку утворення, створюють разом магістральну тріщину, орієнтовану вздовж напрямку зовнішніх зусиль, що і призводить до руйнування матеріалу. [2]

Таблиця 1 – Значення мікротвердості фаз агломерату

Фази	Мікротвердість, ГН/м ²
$\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	6,8
$2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	9,1
$2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$	15,7 – 10,8
$(\text{CaO})_{0.5} \cdot (\text{FeO})_{1.5} \cdot \text{SiO}_2$	6,0
$\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$	12,7 – 10,8
$\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ (скло)	7,8
$(\text{CaO})_{1.5} \cdot (\text{FeO})_{0.5} \cdot \text{SiO}_2$	6,9
$\text{MgO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	8,1
$(\text{CaO})_{0.5} \cdot (\text{MgO})_{0.5} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	7,6
Fe_2O_3	17,4
Fe_3O_4	10,8-6,4

Дослідження [3] показали, що руйнування агломерату проходить в цілому по крупним порам діаметром 3-5мм (їх кількість в спеченці становить близько 80%), які реалізуються при механічній обробці спеченця.

Одним із способів виробництва стабілізованого за крупністю і міцністю агломерату є спосіб, розроблений в НМетАУ [4]. Згідно з ним спеченець після первинних стадій дроблення в зубчастій дробарці, проходячи через металеві біли та відсіву дріб'язку, підлягає додатковій цілеспрямованій механічній обробці в спеціалізованому пристрої барабанного типу. Куски спеченця під дією енергії руйнування розпадаються на куски розміром 5-50 мм підвищеної міцності та на дріб'язок (0-5 мм), що відсівається під час грохочення. Аналіз процесу виробництва стабілізованого агломерату показав, що даний спосіб в цілому вирішує поставлену задачу.

При цьому є важливим контроль ступеню подрібнення матеріалу [5] :

$$I = D_{cp}/d_{cp}, \quad (1)$$

де I – ступень подрібнення; D_{cp} , d_{cp} – середній діаметр зерен вихідного матеріалу та подрібненого продукту відповідно.

Для дослідження ефективності використання металевих біл на завантажувальному пристрої барабану-стабілізатора була відібрана проба агломерату масою 15 кг та крупністю кусків більше 60 мм. Після кожного скидання агломерат розсіювався на ситах з метою виявлення зміни його гранулометричного складу. Результати наведені на рис. 1.

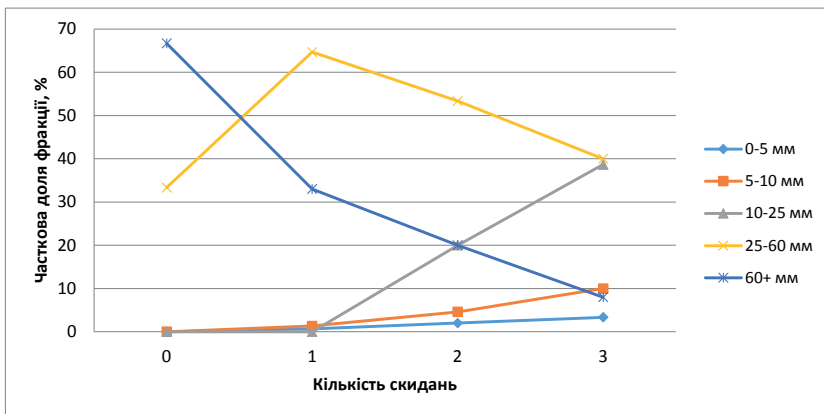


Рис. 1 - Залежність зміни гранулометричного складу агломерату від кількості падін на металеві біли

Ступінь подрібнення агломерату після скидань зростала до 1,14, 1,4, 1,84, зі зменшенням середнього діаметру куску з 54,16 мм до 29,4 мм, при збільшенні вмісту дріб'язку до 0,66%, 2% та 3,33% від загальної маси агломерату відповідно. Кількість фракції 60мм зменшилася до 8-10%.

Зменшення вмісту крупної фракції важливе для роботи самого барабану-стабілізатора, оскільки наявність її в значній кількості призводить до переподрібнення інших фракцій і впливає на час обробки агломерату.

З метою оцінки впливу запропонованої попередньої обробки агломерату на результати роботи барабану-стабілізатора було проведено дослідження процесу стабілізації агломерату за крупністю при використанні спеченця з різною кількістю крупних кусків. Результати наведені на рис. 4 та 5.

Як показали дослідження, навіть несуттєве збільшення вмісту фракції більше 60 мм (16% проти 8%) в барабані збільшувало час необхідної стабілізації і призводило не лише до значного переподрібнення агломерату, а й до руйнування фракції 25-40 мм, сприяючи утворенню великої кількості дріб'язку.

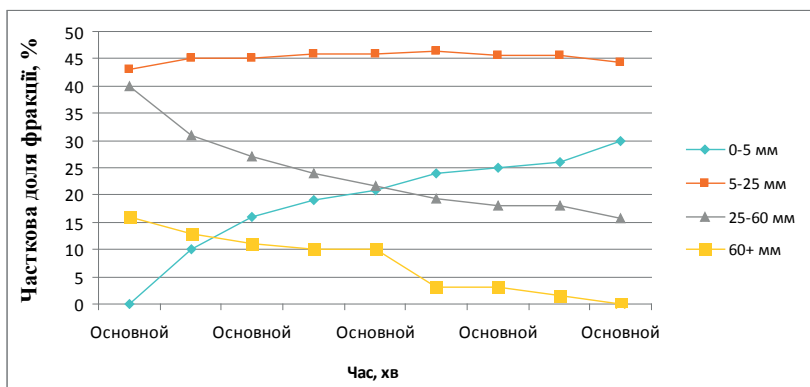


Рис.4 – Зміна гранулометричного складу агломерату під час стабілізації в барабані після традиційної схеми підготовки спечення

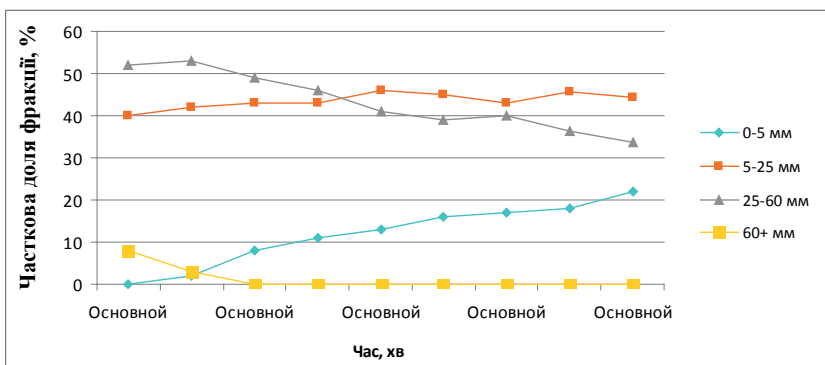


Рис.5 - Зміна гранулометричного складу агломерату під час стабілізації в барабані після проходження повз металеві біли

Ступінь подрібнення для стандартної схеми складала 2,25, а для запропонованої – 1,49, що є більш оптимальним, і середній розмір куска на виході з барабану (15,13% проти 22,62%) та доля дріб'язку (30% проти 22%) це підтверджують.

Важливим параметром обробки агломерату в барабані-стабілізаторі є час знаходження матеріалу в ньому. Зміна середнього діаметру та долі утвореного дріб'язку в залежності на часі, наведені в таблиці 2.

Отже, порівняння підтвердило той факт, що після проходження металевих біл і зменшення долі крупної фракції, кількість дріб'язку, що утворюється в барабані, зменшується і стабілізація агломерату протікає більш якісно. Досить суттєво зменшується час, необхідний на руйнування фракції більше 60 мм. При попередній обробці він складає лише 2-3 хвилини, з утворенням 8% дріб'язку, що є важливим для запобігання значного

переподрібнення під час подальшої роботи барабану-стабілізатора. Важливою є поведінка фракції 5-25 мм. Виявилось, що вона є найбільш міцною і придатною для обробки в барабані-стабілізаторі, в той час як занадто тривала обробка призводить до переподрібнення, в значній мірі, фракції 25-40 мм, що залишає відкритим питання необхідного зусилля для формування блоків придатної фракції та неможливості їх руйнування.

Таблиця 2 - Вплив часу перебування агломерату в барабані-стабілізаторі на середній діаметр та долю утвореного дріб'язку в матеріалі.

Час обробки, хв	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Середній діаметр, мм	33,9	31,72	28,61	27,41	25,66	24,95	24,85	23,9	22,62
Доля дріб'язку, %	0	2	8	11	13	16	17	18	22

Висновки:

Розглянуто основні фактори, що призводять до напруженого стану спеченця. Показано, що основним фактором, який впливає на напружений стан спеченця, є неоднорідність мінералів за міцністю та висока пористість.

Виконано оцінку особливостей поведінки кусків спеченця при механічній обробці. Показано, що ефективність процесу стабілізації агломерату за крупністю і міцністю в значній мірі визначається вмістом у спеченці крупних кусків (60 мм і більше). Чим менше крупних кусків, тим ефективність вища.

Бібліографічний список

1. Закономерности самопроизвольного разрушения аглоспеков. Ефименко Г.Г. Смирнов С.В., Княжанский М.М.и др. //Металлургия и коксохимия .-Киев,-1 984.-№84.-с.5-8.
2. Савин Г. Н., Распределение напряжений около отверстий, К., 1968 – 190 с. 3. Исследование прочности агломерата. Миллер В.Я. , Базилевич С.В., Худорожков И .П., Майзель Г.М. / Сталь.- 1961. -№9. -с. 769-777.
4. Патент України №100418, МПК С22В 1/00, Барабан-стабілізатор із завантажувальним пристроєм / Бочка Володимир Васильович [та ін.], Оpubліковано: 27.07.2015, Бюл. №14.
5. Серго Е.Е. , Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. Учебник для вузов. Издание: Недра, Москва, 1985 г., 285 стр.

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ КОМПЛЕКСНОГО ФЛЮСУ НА ПОКАЗНИКИ АГЛОМЕРАЦІЙНОГО ПРОЦЕСУ

При виробництві офлюсованої металургійної сировини широко використовуються такі флюси, як вапняк та вапно. Вони сприяють ефективній підготовці шихти до спікання та забезпечують раціональні умови мінералоутворення в процесах твердо і рідкофазного спікання матеріалів та кристалізації розплаву. Вплив даних видів флюсу на процеси виробництва агломерату та окатишів достатньо відомий [1]. В той же час слід зазначити, що при їх використанні має місце значна нерівномірність розподілу флюсів в об'ємі шихти, яка суттєво знижує ефективність застосування цих флюсів.

Для офлюсування агломерату можливо використання комплексного флюсу, який являє собою продукт випалу гранул вапняку, на поверхню яких попередньо нанесено шар залізовмісних матеріалів [2]. Кожна гранула після випалу має багатшарову структуру в напрямку від поверхні до центральної частини: поверхневий шар – спечені ферити кальцію; проміжний – ферити, силікати та алюмінати кальцію; внутрішній шар – випалене вапно. При недостатній тривалості випалу в центрі гранули може залишатися до 4% невиваленого вапняку. Поведінка даного типу комплексного флюсу в процесах окискування матеріалів є недостатньо дослідженою, що обмежує можливість його широкого використання.

Метою даної роботи є дослідження впливу на показники аглопроцесу комплексного флюсу при його добавці в шихту для спікання агломерату в порівнянні з використанням вапна та вапняку.

Проведення експерименту. При проведенні досліджень були використані наступні шихтові матеріали: залізна руда, залізорудний концентрат, коксовий дріб'язок, вапняк звичайний, вапно, зворот і комплексний флюс. Хімічний склад шихтових компонентів приведений в таблиці 1.

Шихти для спікання кожної проби розраховувалася на отримання агломерату основністю 1,1 од.. Склад шихти для різних варіантів досліджень приведено у таблиці 2.

Маса шихти для одного спікання становила 2кг. Комплексний флюс отримували згідно з розробленою технологією. Готовий флюс подрібнювався – одна частина до крупності 0 – 3 мм, інша частина до крупності 0 – 10 мм. Інші види флюсів мали крупність 0 – 3 мм. Підготовка шихти до спікання включала зважування матеріалів, змішування, зволоження, та огрудкування. Всього було проведено 7 спікань. Спікання проводили в наступній послідовності. Виставляли розрідження під колосниковою решіткою на рівні 600 - 800мм вод. ст. Далі протягом 1 хвилини проводили запалювання шихти с температурою 1200°C. Під час спікання вели контроль температури газів, що

відходять, розрідження під колосниковою решіткою та швидкості фільтрації. Записи показників фіксували кожної хвилини. Спікання завершували тоді коли температура газів, що відходять, досягала максимуму і починала знижуватися. При цьому визначали такі показники: кількість завантаженої шихти, час спікання, вертикальну швидкість спікання, вихід готового агломерату, усадку шару шихти, масу агломерату, показники міцності та питому продуктивність агломераційної установки, швидкість фільтрації та ін.

Таблиця1 – Хімічний склад шихтових матеріалів

<i>Матеріали</i>	Вміст, %								
	<i>Fe_{заг.}</i>	<i>FeO</i>	<i>Fe₂O₃</i>	<i>SiO₂</i>	<i>Al₂O₃</i>	<i>CaO</i>	<i>MgO</i>	<i>ВПП</i>	<i>Інші оксиди</i>
Залізорудний концентрат	63,33	28,95	58,31	9,85	0,65	0,74	0,34	0,65	0,51
Залізна Руда	57,75	1,76	80,54	11,54	1,60	1,65	0,62	1,82	0,47
Вапняк звичайний	0,28	-	0,40	1,34	0,56	53,22	0,92	43,56	-
Комплексний флюс	23,0	7,5	15,5	1,67	0,92	20	-	-	-
Зола коксу*	12,66	-	18,09	49,42	26,61	4,48	1,40	-	-

* Технічний склад коксу: зола – 12,4 %; сірка – 1,07 %; летючі речовини – 1,5 %; волога – 2,2 %.

Таблиця 2 - Варіанти спікання у відсотках

Матеріали	Варіанти						
	1	2	3	4	5	6	7
	%						
Руда	29,75	29,75	29,75	29,75	29,5	29,75	29,75
Коксик	7	7	7	7	7	7	7
Зворот	25	25	25	25	25	25	25
Концентрат	24,5	24,5	24,5	24,5	24,5	24,5	24,5
Вапняк	13,75	13,5	9,75	-	-	-	-
Вапно	-	-	4	-	-	4	-
К.Ф (0-10мм)	-	-	-	-	-	10	18
К.Ф (0-3 мм)	-	-	-	18	18	-	-

Результати дослідження. Результати досліджень наведені в таблиці показники зведені до таблиці 3 та на рисунках 1 - 4.

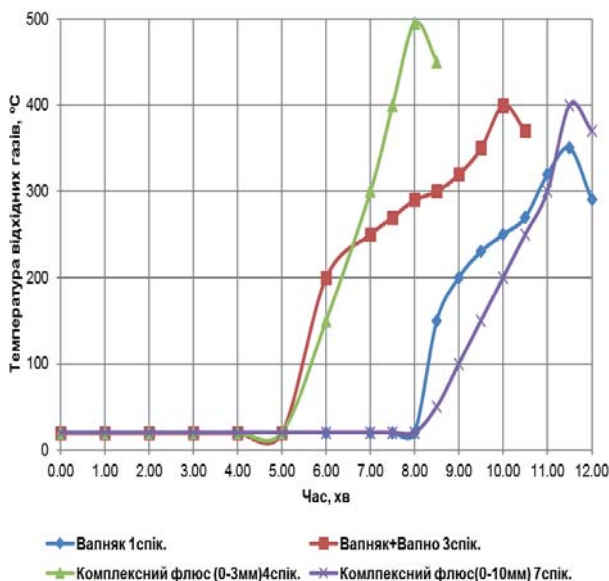


Рис. 1 - Графік зміни температури відхідних газів на протязі спікання агломерату

На рис 1.1 приведений графік залежності температури відхідних газів від виду флюсуючої добавки. Із графіку видно, що при використанні комплексного флюсу суттєво міняється характер спікання агломерату. Так, при спіканні шихти з вапняком має місце найбільша тривалість процесу, що визначається значними витратами енергії на розкладання вапняку. Добавка в шихту випаленого вапна суттєво покращує умови спікання, про що свідчить зменшення тривалості спікання з 11,5 хв. до 10 хв. Заміна вапняку та вапна на комплексний флюс, як видно з наведених кривих, значно підвищила ефективність процесу спікання агломерату тільки при його крупності 0-3 мм, що свідчить про більш високий ступінь засвоєння його складових по перерізу та висоті шару шихти. Використання комплексного флюсу крупністю 0 -10 мм несуттєво впливає на параметри аглопроцесу навіть незважаючи на добавку в 6-му варіанті до нього вапна. Це пояснюється тим, що він утворює в шихті гранули діаметром до 15-20 мм, які негативно себе проявляють в процесі спікання. Це вказує на те, що для інтенсифікації процесу спікання агломерату крупність комплексного флюсу повинна бути 0-3 мм.

Необхідно підкреслити, що найбільша вертикальна швидкість спікання спостерігалася в 4-му та 5-му спіканнях(з КФ крупністю 0-3 мм), вона становили 35,6 мм/хв та 34,0 мм/хв відповідно. Меншу, але теж високу

швидкість спікання мала 3 та 7 серії, вони становили 27,5 та 27,8 мм/хв. Останнє свідчить про суттєве покращення газопроникності шару шихти при використанні комплексного флюсу, що обумовило високу продуктивність устаткування.

На рис. 2 приведений графік залежності виходу годного агломерату для кожного варіанту спікання. Кращий вихід годного мають варіанти спікання шихти з комплексним флюсом (4-7). Найгірші показники виходу годного має 2-е спікання із використанням вапняку. На рис. 3 приведена залежність індексу на удар від варіанта спікання. Видно, що найкращі результати мають варіанти спікання з комплексним флюсом (92-93%), що пояснюється його позитивним впливом на процеси твердо рідкофазного спікання агломерату.

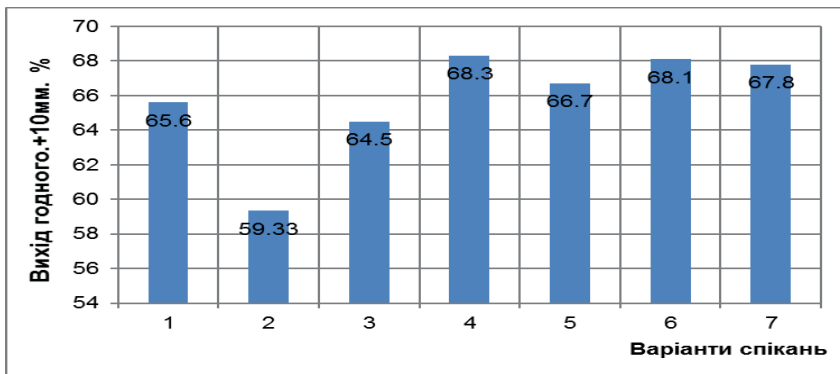


Рис. 2.-Залежність виходу годного агломерату від варіанта спікання

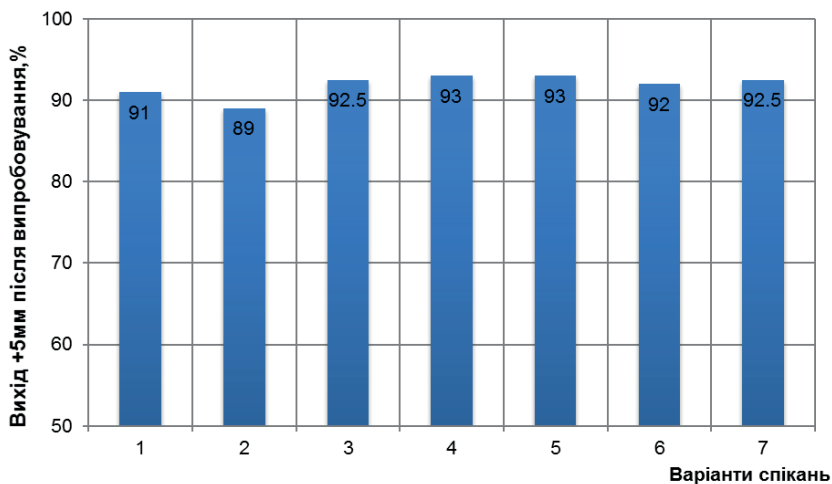


Рис.3.-Залежність індексу на удар від варіанта спікання

Таблиця 3 – Показники агломераційного процесу та результати спікання.

Показники		Номер спікання						
		1	2	3	4	5	6	7
Додано вологи, %		7,5	8	8	7,5	8	8,5	8
Висота шару шихти, мм		300	300	300	300	300	300	300
Кількість завантаженої шихти, кг		2350	2360	2370	2350	2360	2370	2360
Маса постелі, кг		0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
Тривалість спікання, хв.		10	12,5	10,6	8	9,2	11,2	12
Швидкість спікання, мм/хв.		28,5	28,5	27,5	35,6	34,0	28,5	27,8
Маса отриманого агломерату, г		1920	1955	1990	1960	1994	1996	1998
Вихід годного, +10мм	г	1260	1160	1285	1320	1330	1360	1355
	%	65,6	59,33	64,5	67,3	66,7	68,1	67,8
	г	910	890	925	930	930	920	935
	%	91	89	92,5	93	93	92	93,5
	г	80	100	60	65	65	75	60
	%	8	10	6	6,5	6,5	7,5	6
	г	10	10	15	5	5	5	5
	%	1	1	1,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Питома продуктивність, т/м²*год		1,51	1,13	1,815	1,98	1,14	1,813	1,2

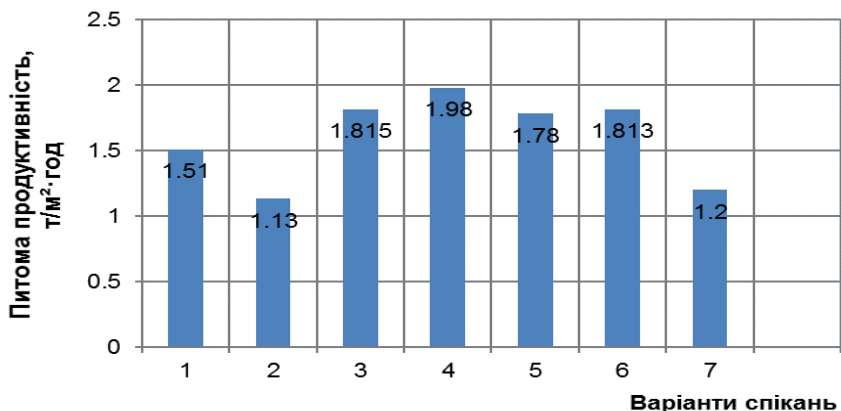


Рис.4.-Залежність питомої продуктивності аглоустановки від варіанту спікання

Підтвердженням позитивного впливу заміни звичайних флюсів на комплексний є підвищена продуктивність аглопроцесу. На рис 4. приведена залежність питомої продуктивності установки від виду флюсуючої добавки. Максимальна продуктивність - $1,98 t/m^2 \cdot год$ була досягнута при використанні комплексного флюс крупністю 0-3мм, а найгірша – $1,13 t/m^2 \cdot год$ при використанні звичайного вапняку.

Висновки: використання комплексного флюсу замість вапняку та вапна дозволяє суттєво підвищити ефективність аглопроцесу. При цьому значно підвищуються газопроникність шихти та вертикальна швидкість спікання.

Вихід годного залежить від вмісту комплексного флюсу. При збільшенні вмісту комплексного флюсу з 10 до 18% вихід годного збільшується від 66,7 до 68,3%. При цьому значно збільшується питома продуктивність аглоустановки з $1,58$ до $1,98 t/m^2 \cdot год$., покращується якість агломерату(індекс на удар підвищився до 92-93%).

Результати досліджень підтвердили високу ефективність заміни традиційних флюсів на комплексний, вироблений шляхом випалу гранул вапняку з нанесеним на нього шаром залізорудних матеріалів.

Бібліографічний список

1. А.С.Сладков – Подготовка флюсов к доменной плавке – М:Металлургия 1996 – 300с.
2. В.В.Бочка и др. – Особенности поведения известняка в присутствии железосодержащего материала при совместном спекании – Металл и Литье Украины №7, 2016г., 12-15с.

ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ КОЛЬЦЕВОЙ ПЕЧИ ПУТЕМ ОБОГАЩЕНИЯ ВОЗДУХА ГОРЕНИЯ КИСЛОРОДОМ

В прокатных цехах металлургических предприятий для нагрева заготовок перед их обработкой давлением широко используются кольцевые печи, отапливаемые, как правило, природным газом. Снижение удельного расхода топлива на нагрев металла обеспечивает повышение конкурентоспособности продукции, значительная часть которой экспортируется за рубеж. Особую актуальность вопросы повышения энергоэффективности тепловых агрегатов приобретают в условиях постоянно растущих цен на энергоносители, зависимости Украины от внешних поставщиков природного газа и все более ужесточающихся требований к качеству экспортируемой продукции.

В настоящее время для отечественной металлургии характерно снижение объемов производства, в результате чего образуются временные излишки собственных энергоресурсов, в том числе и технологического кислорода. Зачастую такие энергоресурсы остаются невостребованными и безвозвратно теряются.

Одним из известных способов повышения энергоэффективности нагревательных устройств является использование технологического кислорода для обогащения воздуха горения. Увеличение содержания кислорода в воздухе уменьшает содержащийся в нем балласт в виде азота, а, следовательно, и удельный выход продуктов сгорания. В результате снижаются тепловые потери с уходящими дымовыми газами, увеличиваются коэффициент использования теплоты топлива (КИТ), коэффициент полезного действия печи (КПД) и калориметрическая температура горения топлива [1,2].

В работе [3] выполнена сравнительная оценка эффективности обогащения воздуха горения, подаваемого на сжигание топлива в котлы ТЭЦ и нагревательные печи прокатных цехов. Исследования выполнены для диапазона изменения доли кислорода в воздухе 0,21 – 0,31. Авторами работы установлено, что для экономии 1 м³ природного газа в котлах ТЭЦ необходимо затратить 44 – 45 м³ технологического кислорода, в то время как в нагревательных печах эта величина не превышает 6 – 7 м³. Таким образом, эффективность применения кислорода в нагревательных печах значительно выше и эти агрегаты могут быть с успехом использованы для потребления излишков технологического кислорода без значительных капитальных затрат.

В работах [4 – 6] выполнены исследования экономии топлива в нагревательных и термических печах металлургических предприятий при содержании кислорода в воздухе горения в диапазоне 21 – 100 %. Показано, что максимальная экономия топлива в нагревательных печах не превышает 55 – 58 % и достигается в случае применения «топливно-кислородной технологии» сжигания топлива. На практике содержание кислорода в воздухе можно

ограничить 45 – 50 %, поскольку дальнейшее обогащение воздуха не приводит к значительному росту экономии топлива. Также, авторы работ отмечают, что на снижение затрат на нагрев металла при обогащении воздуха горения влияет стоимость кислорода, различающаяся в зависимости от технологии его производства. По данным работы [2] расход электроэнергии на производство кислорода составляет от 330 до 1150 кВт·ч/тыс.м³.

Целью данной работы является исследование эффективности использования технологического кислорода для обогащения воздуха горения в кольцевой печи при заданной ее производительности.

Исследования выполнены для кольцевой печи со средним диаметром 24 м, шириной пода 4,9 м, высотой рабочего пространства 2,04 м, предназначенной для нагрева трубных заготовок перед прошивкой. Размеры заготовок: диаметр – 0,57 м, длина – 1,9 м. Температура посадки металла 20 °С. Конечные параметры нагрева металла: температура поверхности – 1270 °С; перепад температур по сечению заготовки – 30 °С. Количество заготовок в печи – 100 шт. Посад металла – двухрядный. Производительность печи – 60 т/ч. Рабочее пространство печи разделено на четыре технологические зоны. По отношению к активной площади пода зоны составляют: методическая – 30 %, первая сварочная – 27 %; вторая сварочная – 23 %; томильная – 20 %. Печь отапливается природным газом с помощью 55 горелок типа «труба в трубе». Пропускная способность каждой горелки по газу 75 м³/ч. Воздух, подаваемый на сжигание топлива, подогревается в металлическом трубчатом рекуператоре до 200 – 300 °С. Площадь поверхности теплообмена рекуператора – 200 м².

Для выполнения исследований разработана математическая модель тепловой работы кольцевой печи, согласно которой последовательно выполняются следующие расчеты:

- **горения топлива с определением теоретического и действительного расхода воздуха, удельного выхода продуктов сгорания, состава дымовых газов и их калориметрической температуры горения, зависимости энтальпии дыма от температуры;**
- **параметров внешнего теплообмена;**
- **нагрева металла, в ходе которого определяется изменение характерных температур металла, температур дымовых газов и футеровки печи по длине рабочего пространства;**
- **тепловых потерь рабочим пространством зон печи, расхода топлива на каждую зону, общего и зональных тепловых балансов печи, технико-экономических показателей ее работы;**
- **подогрева атмосферного воздуха в рекуператоре и температуры обогащенного воздуха.**

С использованием разработанной математической модели выполнено исследование нагрева металла в кольцевой печи, работающей на атмосферном и обогащенном воздухе для горения топлива. При выполнении расчетов принято, что при использовании для сжигания топлива атмосферного воздуха печь работает по двухзонному температурному режиму. Для сохранения заданной производительности при использовании для сжигания топлива

обогащенного воздуха предусмотрена корректировка температурного режима печи с переходом на трех- или многозонный температурный режим нагрева. Смешивание подогретого атмосферного воздуха с холодным технологическим кислородом осуществляется после рекуператора. Для расчетов содержание кислорода в воздухе горения изменяли в пределах 21 – 37 %.

Как показали исследования, при работе печи на атмосферном воздухе нагрев металла до заданных конечных параметров осуществляется при расходе природного газа 2360 м³/ч (или 39,33 м³/т металла); продолжительность нагрева – 6,3 ч. Общая тепловая мощность печи 23,29 МВт. Температура дымовых газов на выходе из печи составляет 800 °С, что обеспечивает подогрев атмосферного воздуха в рекуператоре до 300 °С.

Результаты исследования показали, что при изменении концентрации кислорода в воздухе горения с 21 до 37 % удельный выход дымовых газов уменьшается с 11,38 до 6,90 м³/м³. В то же время объемный процент излучающих газов (СО₂ и Н₂О) в дыме возрастает с 25,96 до 42,79%. Расчеты показали, что это обуславливает увеличение степени черноты продуктов сгорания и коэффициента излучения дымовых газов, отнесенного к их температуре, до 26 %.

В связи с невысокой скоростью дымовых газов в рабочем пространстве печи изменение конвективной составляющей теплообмена существенно не влияет на конечные результаты процесса нагрева металла. В то же время, увеличение коэффициента излучения дымовых газов при обогащении воздуха горения обуславливает интенсификацию теплообмена в рабочем пространстве печи, что приводит к необходимости корректировки ее температурного режима с целью обеспечения заданной производительности печи.

Результаты расчетов тепловой работы печи приведены на рисунках 1–4. Из рисунков видно, что при увеличении содержания кислорода в воздухе горения с 21 до 37 % температура дымовых газов на выходе из печи снижается с 800 до 540 °С за счет интенсификацией теплообмена в рабочем пространстве печи. Это приводит к снижению температуры подогрева атмосферного воздуха в рекуператоре, который в дальнейшем смешивается перед печью с холодным технологическим кислородом. По расчетам температура обогащенного воздуха при увеличении содержания кислорода до 37 % снижается до 175 °С.

Несмотря на снижение температур уходящего дыма и обогащенного воздуха, коэффициент использования теплоты топлива с увеличением содержания кислорода в воздухе горения с 21 до 37 % возрастает с 0,72 до 0,88 (см. рис. 2), что обусловлено сокращением удельного выхода продуктов сгорания на 39 %. В свою очередь увеличение КИТ обеспечивает снижение удельного расхода природного газа (см. рис. 3) с 39,33 до 31,66 м³/т металла в рассматриваемом диапазоне изменения содержания кислорода в воздухе горения. При этом удельный расход кислорода изменяется от 0 до 37,66 м³/т. Как видно из рис. 4, экономия природного газа в рассматриваемом диапазоне содержания кислорода в обогащенном воздухе достигает 37,7 % (или 7,68 м³/т).

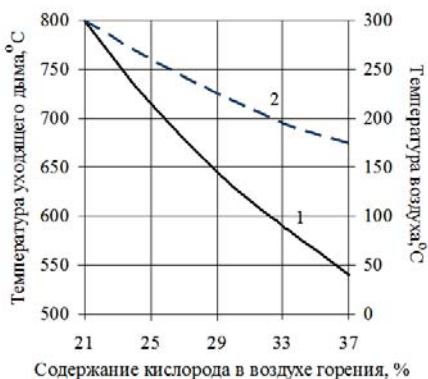


Рисунок 1 – Изменение температур уходящего дыма (1) и обогащенного воздуха (2)

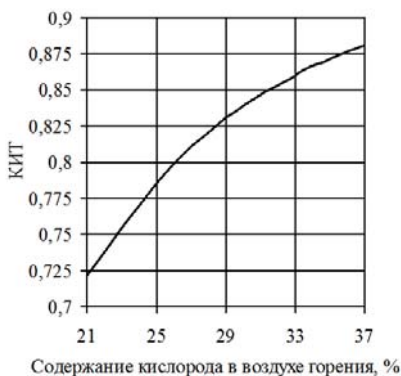


Рисунок 2 – Изменение коэффициента использования топлива при обогащении воздуха горения кислородом

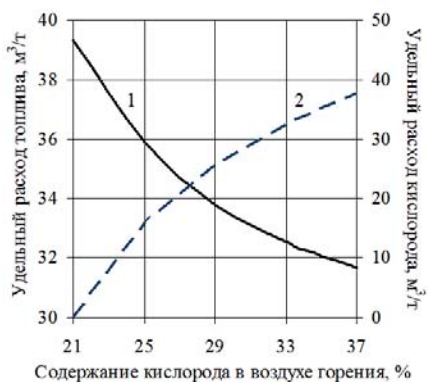


Рисунок 3 – Изменение удельных расходов природного газа (1) и технологического кислорода (2) при обогащении воздуха горения

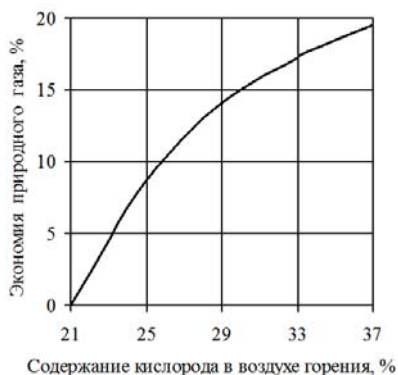


Рисунок 4 – Экономия природного газа при обогащении воздуха горения кислородом

Для перевода печи на работу с обогащенным воздухом необходимо предусмотреть дополнительный трубопровод для подачи кислорода, а также реконструкцию АСУ ТП печи. Следует отметить, что в связи со значительной экономией топлива диапазон регулирования тепловой мощности горелочных устройств существенно сузится. Поскольку производительность печи определяется производительностью прокатного стана, разработка проектных решений должна включать также выбор энергоэффективных режимов нагрева металла при работе на пониженной производительности.

Ориентировочный экономический эффект от внедрения мероприятия определяется как:

$$\Xi = (C_{\text{пг}} \cdot b_{\text{пг}} - C_{\text{O}_2} \cdot b_{\text{O}_2}) \cdot V, \text{ грн/год}, \quad (1)$$

где $C_{\text{пг}}$, C_{O_2} – цены природного газа и технологического кислорода, грн/тис. м³; $b_{\text{пг}}$ – удельная экономия природного газа, м³/т; b_{O_2} – удельный расход технологического кислорода, м³/т; V – объем производства, т/год.

В условиях, когда цена природного газа высока и имеет тенденцию к дальнейшему росту, а технологический кислород является собственным энергоресурсом предприятия, для стимулирования потребления его излишков, которые образуются при внеплановом изменении производительности основных металлургических агрегатов, целесообразно определять максимальную стоимость технологического кислорода. Опираясь на этот показатель необходимо устанавливать отпускную цену технологического кислорода. Максимальная стоимость кислорода, при которой его использование является экономически оправданным (без учета затрат на реконструкцию печи), определяется как:

$$C_{\text{O}_2\text{max}} = \frac{C_{\text{пг}} \cdot b_{\text{пг}}}{b_{\text{O}_2}}, \text{ грн/тыс.м}^3. \quad (2)$$

В качестве примера рассмотрим экономическую эффективность внедрения мероприятия в условиях, когда максимальный расход технологического кислорода ограничен 2000 м³/ч. В таблице 1 приведены показатели работы печи на атмосферном и обогащенном кислородом воздухе.

Таблица 1 – Показатели тепловой работы печи

Показатель	Атмосферный воздух	Обогащенный воздух
Температура подогрева атмосферного воздуха, °C	300	241
Температура технологического кислорода, °C	-	0
Температура обогащенного воздуха, °C	-	191
Температура уходящего дыма, °C	800	582
Содержание кислорода в воздухе горения, %	21,00	33,56
Расход атмосферного воздуха, м ³ /ч	24426	10585
Расход кислорода, м ³ /ч	0	2000
Расход природного газа, м ³ /ч	2360	1943
Выход дыма, м ³ /ч	26859	14587
Удельный расход природного газа, м ³ /т	39,33	32,38
Общая тепловая мощность печи, МВт	23,29	19,17
Коэффициент использования теплоты топлива	0,722	0,864
Коэффициент полезного действия печи, %	62,6	76,1
Коэффициент рекуперации теплоты	0,268	0,251
Экономия природного газа, м ³ /т	–	6,95
Удельный расход кислорода, м ³ /т	–	33,33
Снижение затрат на нагрев металла, грн/т	–	37,59

Как видно из табл. 1, при заданном ограничении на расход кислорода внедрение мероприятия обеспечивает экономию топлива 17,7 % при содержании кислорода в обогащенном воздухе 33,56 %. При ценах природного газа и технологического кислорода, соответственно, 9005,32 грн/тыс.м³ и

750 грн/тыс.м³ и фактическом объеме производства 262,8 тыс. т/год экономический эффект от внедрения мероприятия составит 9,9 млн.грн/год.

Библиографический список

1. Ревун М. П. Высокотемпературные теплотехнические процессы и установки в металлургии / Ревун М. П., Потапов Б. Б., Ольшанский В. М., Бородулин А. В. – Запорожье : Изд-во ЗГИА, 2002.– 443 с.

2. Карп И. Н. Использование кислорода и обогащенного кислородом воздуха в нагревательных печах, колодцах, стендах разогрева сталеразливочных ковшей / И. Н. Карп, А. Н. Зайвий, Е. П. Марцевой, К. Е. Пьяных // Энерготехнологии и ресурсосбережение. – 2012. – № 3. – С. 18-29.

3. Гупало Е. В. Эффективность использования излишков технологического кислорода для экономии топлива на металлургическом заводе / Е. В. Гупало, Д. С. Пономаренко, В. В. Романько // Сучасні технології в промисловому виробництві : матеріали Всеукраїнської міжвузівської науково-технічної конференції : у трьох частинах. – м. Суми, 19-23 квітня 2010 р. – Суми : Вид-во СумДУ, 2010. – Ч. III.– С. 93-94.

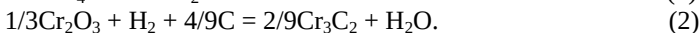
4. Кабишов С. М. Интенсификация тепловых процессов в высокотемпературных установках на примере нагревательных печей ОАО «БМЗ» путем обогащения воздуха воздушной смеси кислородом / С. М. Кабишов, И. А. Трусова, П. Э. Ратников, Д. В. Менделеев // Литье и металлургия. – 2012. – № 3 (67). – С. 218-221.

5. Менделев Д. В. Экономические аспекты обогащения воздушного дутья кислородом в нагревательных и термических печах / Д. В. Менделеев, С. М. Кабишов, И. А. Трусова, П. Э. Ратников [и др.] // Металлургия: республиканский межведомственный сборник научных трудов. – Вып. 35. – Минск : БНТУ, 2014. – С. 8-16.

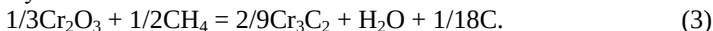
6. Гупало Е. В. Использование технологического кислорода в нагревательных печах трубопрокатного цеха / Е. В. Гупало, А. С. Строменко, В. В. Яшный // Металургія : Збірник наукових праць. Вип. 1 (35). – Запоріжжя, ЗДІА, 2016. – С. 84-87.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ГАЗОВО-УГЛЕТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ Cr_2O_3 В ТВЕРДЫХ ФАЗАХ С УЧАСТИЕМ МЕТАНА

Разработка физико-химической базы комплексного (газово-углетермического) восстановления Cr_2O_3 с участием неконвертированного природного газа обеспечивает предпосылки для создания технологического процесса извлечения хрома из рудных материалов в условиях невысоких температур, исключающих плавление шихты. Метан, составляющий основу природного газа успешно диспропорционирует на твердых поверхностях уже в низкотемпературной области [1,2]. Реакционные поверхности создают компоненты рудоуглеродистой шихты и внутренние стенки реактора, что обеспечивает возможность развития реакций



Возможно восстановление оксида хрома без предварительного перехода H_2 в газовую фазу:



Последняя реакция формально представляет собой производную реакций (1) и (2).

Рассматриваемая четырёхкомпонентная система при равновесии образует четыре фазы, имея две степени свободы. В условиях постоянных температуры и давления газовой фазы, система безвариантна. Равновесный состав газовой фазы можно определить на основе выражений констант равновесия реакций (1) и (2), а также уравнения

$$P_{\text{CH}_4} + P_{\text{H}_2} + P_{\text{H}_2\text{O}} = \beta, \quad (4)$$

где $\beta \leq 1$ (в относительных единицах).

Для этого необходимо осуществить следующие преобразования:

$$K_2 = \frac{P_{\text{H}_2\text{O}}}{P_{\text{H}_2}}, \text{ откуда } P_{\text{H}_2\text{O}} = K_2 \cdot P_{\text{H}_2} \text{ и } P_{\text{CH}_4} + P_{\text{H}_2} \cdot (1 + K_2) = \beta \text{ или } P_{\text{CH}_4} = \beta - P_{\text{H}_2} \cdot (1 + K_2).$$

$$\text{В свою очередь, } K_1 = \frac{P_{\text{H}_2}^2}{P_{\text{CH}_4}}; \quad P_{\text{CH}_4} = \frac{P_{\text{H}_2}^2}{K_1}.$$

Приравняв между собой два выражения α_{Cr} , получим уравнение

$$P_{\text{H}_2}^2 + K_1 \cdot (1 + K_2) \cdot P_{\text{H}_2} - K_1 \cdot \beta = 0 \quad (5)$$

Некоторые результаты расчета, выполненного с вариациями T и β приведены на рисунке 1.

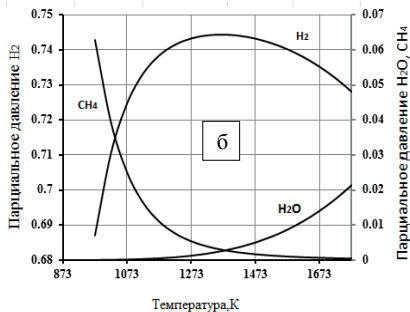
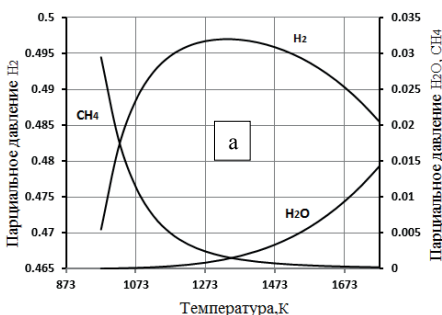
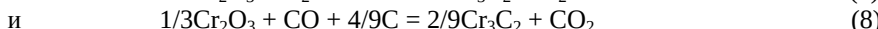
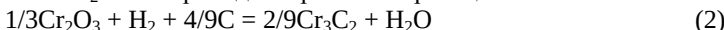


Рис.1 Температурная зависимость равновесных давлений газов в реакциях 1 и 2 при а) $\beta=0,5$; б) $\beta=0,75$.

Переход от чисто газового к газовой-углетермическому восстановлению Cr_2O_3 термодинамически разрешен при температуре T_p , отвечающей началу паровой газификации $S_{\text{ТВ}}$. Особенность этого звена процесса состоит в образовании, наряду с водородом, смеси $\text{CO} - \text{CO}_2$. Соотношение равновесных давлений этих газов зависит от температуры, общего давления газовой фазы и величины α/β , где $\alpha = P_{\text{CO}} + P_{\text{CO}_2} = 1 - \beta$. Адекватно описать такой процесс позволяет совокупность реакций:



Образование H_2 и CO приводит к развитию реакций:



Уравнение, позволяющее определить уровень T_p , получили путем преобразования констант равновесия звеньев (6) и (8):

$$K_6 = \frac{P_{\text{CO}}^2}{P_{\text{CO}_2}}; K_8 = \frac{P_{\text{CO}_2}}{P_{\text{CO}}}, \text{ отуда } K_6 = \frac{P_{\text{CO}}}{K_8} \text{ и } P_{\text{CO}} = K_6 \cdot K_8.$$

В свою очередь $K_8 = \frac{\alpha - P_{\text{CO}}}{P_{\text{CO}}}$ и $P_{\text{CO}} = \frac{\alpha}{1 + K_8}$. Приравняв между собой полученные выражения P_{CO} , придём к уравнению

$$\alpha = K_6 \cdot K_8 \cdot (1 + K_8). \quad (9)$$

Оно решено с помощью представленного нами ранее (см.[3,4]) выражения, которое в общем виде можно отразить как

$$\alpha = f \left[\exp \left(a_0 + \frac{a_1}{T} \right) \right], \quad (10)$$

где a_0 и a_1 - численные значения коэффициентов в уравнениях $\ln K_i = f(T)$.

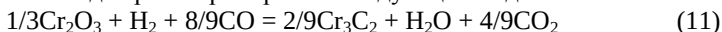
Результаты расчета, выполненного с вариациями α , отражены в таблице 1. Величины равновесных давлений моно- и диоксида углерода определены на основе приведенных выше соотношений, а именно $P_{\text{CO}} = K_6 \cdot K_8$ и $P_{\text{CO}_2} = \alpha - P_{\text{CO}}$.

Таблица 1. Термодинамически разрешенные температуры начала процесса восстановления Cr_2O_3 до Cr_3C_2 в зависимости от α

α	0,15	0,25	0,35	0,45	0,55	0,65	0,75	0,85	0,95	1,0
T, K	1276.2	1305.4	1325.5	1340.8	1353.4	1363.9	1373.1	1381.3	1388.6	1392.0

Расчет равновесных давлений водородсодержащих газов при T_p аналогичен приведенному выше для $T_p \leq T$. Совокупность полученных данных отражена на рисунке 1.

При температурах, превышающих T_p , свободный углерод нестабилен и не участвует в равновесии реакций комплексного восстановления Cr_2O_3 . Поэтому описанные ранее реакции следует преобразовать. Так, звено газового восстановления оксида хрома приобретает следующий вид:



В рассматриваемом диапазоне температур анализируемая система имеет 3 степени свободы. При фиксированном значениях $P_\Sigma = 1$ и определенном соотношении α/β равновесие является безвариантным в условиях избранной температуры.

Применительно к реакции (12) расчет равновесий позволяет осуществить следующие преобразования:

$$K_{12} = P_{\text{CO}_2}^{13/9} / P_{\text{CO}}^{17/9} = \frac{(\alpha - P_{\text{CO}})^{13/9}}{P_{\text{CO}}^{17/9}}; \quad K_{12}^{9/17} = \frac{\alpha - P_{\text{CO}}}{P_{\text{CO}}^{17/13}},$$

откуда получим
$$X + K_{12}^{9/13} \cdot X^{17/13} - \alpha = 0, \quad \text{где } X = P_{\text{CO}}.$$

Равновесное давление диоксида углерода находим по разности $(\alpha - P_{\text{CO}})$.

На базе выражения константы равновесия реакции (11) и найденных величин P_{CO} и P_{CO_2} определим равновесное соотношение $P_{\text{H}_2\text{O}}/P_{\text{H}_2}$:

$$K_{11} = \frac{P_{\text{H}_2\text{O}} \cdot P_{\text{CO}_2}^{4/9}}{P_{\text{H}_2} \cdot P_{\text{CO}}^{8/9}}; \quad \frac{P_{\text{H}_2\text{O}}}{P_{\text{H}_2}} = K_{11} \cdot \frac{P_{\text{CO}}^{8/9}}{P_{\text{CO}_2}^{4/9}} = A, \quad \text{откуда } P_{\text{H}_2\text{O}} = A \cdot P_{\text{H}_2}.$$

Из соотношения (4) следует $P_{\text{CH}_4} = \beta - (1 + A) \cdot P_{\text{H}_2}$, что позволяет рассчитать равновесное давление водорода на основе звеньев углекислотного и парового диспропорционирования CH_4 :



Из выражения вытекает

$$\frac{P_{\text{H}_2}^2}{\beta - (1 + A) \cdot P_{\text{H}_2}} = K_{13} \cdot \frac{P_{\text{CO}_2}}{P_{\text{CO}}} = B; \quad P_{\text{H}_2}^2 + B \cdot (1 + A) \cdot P_{\text{H}_2} - B \cdot \beta = 0.$$

Результаты расчета величин P_{H_2} , а затем $P_{\text{H}_2\text{O}}$ и P_{CH_4} в условиях различных соотношений α/β и температуры отражены на рисунке 1.

Аналогичные результаты получены на базе реакции паровой конверсии метана. Этому предшествовали следующие преобразования:

$$K_{14} = \frac{P_{\text{H}_2}^3 \cdot P_{\text{CO}}}{P_{\text{H}_2\text{O}} \cdot P_{\text{CH}_4}} = \frac{P_{\text{H}_2}^3 \cdot P_{\text{CO}}}{A \cdot P_{\text{H}_2} \cdot [\beta - (1 + A) \cdot P_{\text{H}_2}]}$$

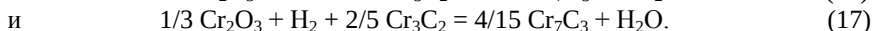
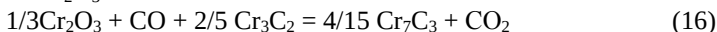
Обозначив $\frac{P_{CO}}{A} = D$, получим

$$K_{14} = \frac{P_{H_2}^2 \cdot D}{\beta - (1+A) \cdot P_{H_2}} \quad \text{и} \quad D \cdot P_{H_2}^2 + K_{14} \cdot (1+A) \cdot P_{H_2} - K_{14} \cdot \beta = 0.$$

На втором этапе рассматриваемого процесса ($Cr_2O_3 \rightarrow Cr_7C_3$) в качестве твердого восстановителя выступает карбид Cr_3C_2 . Началу возможной его газификации за счет CO_2 и H_2O отвечает развитие реакции



и ранее приведенной (7). Они служат фундаментом реакций газового восстановления Cr_2O_3 :



Используя реализованный выше подход, определим уровень T_p и равновесный состав газов в начальном периоде комплексного восстановления Cr_2O_3 с участием карбида Cr_3C_2 . Для этого преобразуем выражения констант равновесия звеньев (15) и (16):

$$K_{16} = P_{CO_2}/P_{CO}; \quad K_{15} = \frac{P_{CO}^2}{P_{CO_2}} = \frac{P_{CO}}{K_{16}}, \quad \text{отсюда} \quad P_{CO} = K_{15} \cdot K_{16}$$

С другой стороны,
$$P_{CO} = \frac{P_{CO_2}}{K_{16}} = \frac{\alpha - K_{16}}{P_{CO}}. \quad \text{Значит,} \quad P_{CO} = \frac{\alpha}{1 + K_{16}}.$$

Приравняв между собой оба выражения равновесного давления монооксида углерода, получим расчетное уравнение для определения T_p на втором этапе процесса

$$\alpha = K_{16} \cdot K_{15} \cdot (1 + K_{16}).$$

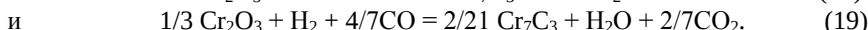
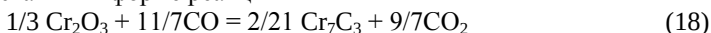
Решение его осуществлено с помощью соотношения (10) с учетом зависимостей $\ln K_i = f(T)$ для реакций (15) и (16). Полученные сведения приведены в таблице 2. Равновесный состав газа в реакциях (7), (15), (16) и (17) а также в соотношении (4) при $T \leq T_p$ определяется на базе ранее приведенных связей для первого этапа процесса. При этом, естественно, используются коэффициенты соответствующих уравнений $\ln K_i = f(T)$.

Некоторые результаты выполненных расчетов иллюстрируются рисунком 1.

Таблица 2. Термодинамически разрешенная температура начала процесса восстановления Cr_2O_3 до Cr_7C_3 в зависимости от α

α	0,15	0,25	0,35	0,45	0,55	0,65	0,75	0,85	0,95	1,0
T, K	1445.0	1479.4	1502.7	1521.0	1535.7	1548.2	1559.1	1568.7	1577.4	1581.4

Выше T_p карбид Cr_3C_2 неустойчив и не участвует в равновесии анализируемой системы. Поэтому звенья газового восстановления Cr_2O_3 следует представить в форме реакций



Равновесное давление моно- и диоксида углерода находим по аналогии с ранее реализованным подходом, на основе уравнения, полученного в результате следующих преобразований:

$$K_{18} = \frac{P_{\text{CO}_2}^{9/7}}{P_{\text{CO}}^{11/7}} = \frac{(\alpha - P_{\text{CO}})^{9/7}}{P_{\text{CO}}^{11/7}}, \text{ откуда } K_{18} = \frac{\alpha - P_{\text{CO}}}{P_{\text{CO}}^{11/9}}.$$

В итоге получим расчетное уравнение $P_{\text{CO}} + K_{18}^{7/9} \cdot P_{\text{CO}}^{11/9} - \alpha = 0$.

Найденные ранее равновесные давления P_{CO} и P_{CO_2} позволяют определить равновесные величины P_{H_2} и $P_{\text{H}_2\text{O}}$:

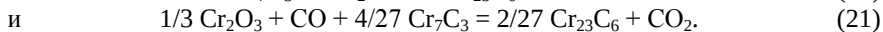
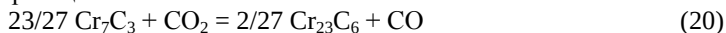
$$K_{19} = \frac{P_{\text{H}_2\text{O}}}{P_{\text{H}_2}} \times \frac{P_{\text{CO}_2}^{2/7}}{P_{\text{CO}}^{4/7}}; \quad \frac{(\beta - P_{\text{H}_2})}{P_{\text{H}_2}} = K_{19} \cdot \frac{P_{\text{CO}}^{4/7}}{P_{\text{CO}_2}^{2/7}} = B.$$

Из этого вытекает: $P_{\text{H}_2} = \frac{B}{1 + B}$.

Учитывая, что $P_{\text{H}_2\text{O}} = B \cdot P_{\text{H}_2}$, найдем равновесное давление метана из соотношения (4): $P_{\text{CH}_4} = \beta - (P_{\text{H}_2} + P_{\text{H}_2\text{O}})$.

Равновесные давления водорода и водяного пара можно определить также на базе совокупности реакций (7) и (18). Результаты выполненных расчетов иллюстрируются рисунком 1.

Термодинамические предпосылки дальнейшего обезуглероживания твердого продукта комплексного восстановления Cr_2O_3 рассмотрены на основе совокупности реакций:



Преобразовав константы равновесия этих реакций

$$K_{20} = \frac{P_{\text{CO}}^2}{P_{\text{CO}_2}} \quad \text{и} \quad K_{21} = \frac{P_{\text{CO}_2}}{P_{\text{CO}}}$$

по описанному выше алгоритму, получим расчетное уравнение

$$\alpha = K_{20} \cdot K_{21} \cdot (1 + K_{21}).$$

В таблице 3 представлены результаты определения величины T_p с помощью выражения (10) при различном составе газовой фазы.

Таблица 3. Термодинамически разрешенная температура начала процесса восстановления Cr_2O_3 до Cr_{23}C_6 в зависимости от α

α	0,15	0,25	0,35	0,45	0,55	0,65	0,75	0,85	0,95	1,0
T, K	1783.3	1828.6	1859.8	1883.7	1903.2	1919.9	1934.3	1947.1	1958.7	1964.1

Высокий уровень T_p даже в условиях малых значений α осложняет дальнейшее обезуглероживание твердого продукта, образовавшегося на этапе $\text{Cr}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Cr}_7\text{C}_3$. Продолжение восстановления оксида с переходом $\text{Cr}_7\text{C}_3 \rightarrow \text{Cr}_{23}\text{C}_6$ требует увеличения энергетических затрат и капитальных вложений.

Одновременно создаются условия для появления расплавов, что не согласуется с направленностью настоящей работы на получение порошковых материалов и железохромистых лигатур в твердом состоянии.

Поэтому продолжение теоретических и экспериментальных исследований связано с определением путей обезуглероживание Cr_{23}C_6 вне рамок процесса восстановления Cr_2O_3 .

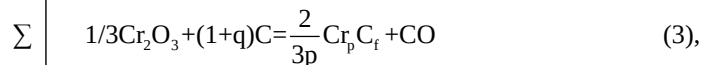
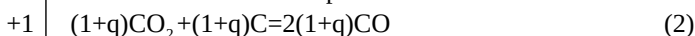
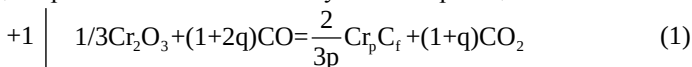
В заключение следует отметить, что изложенные выше результаты анализа свидетельствуют о наличии термодинамических предпосылок для реализации комплексного восстановления Cr_2O_3 с участием неконвертированного природного газа, что обеспечивает существенную экономию энергетических и материальных затрат.

Библиографический список

1. Веселов В.В., Дорохович В.П. Взаимодействие метана с окислами металлов// Журнал прикладной химии, -1965, т. XXXVIII, вып.10, - С. 2292.
2. Маликов К.В., В.П.Пишвапов В.П., Демиденко Ж.М. Изучение нагрева природного газа в трубах из нержавеющей стали.// Газовая промышленность. -1969, -№2, - С. 37-40.
3. Теорія металургійних процесів/В.Б. Охотський, О.Л.Костьолов, В.К. Симонов та ін.-К.:ІЗМН, 1997. - 512с.
4. Симонов В.К., Гришин А.М., Иващенко В.П. Расчеты по теории процессов восстановления/ Учебное пособие.- Днепропетровск: НМетАУ. 2006.- 48с.

ВЛИЯНИЕ СОСТАВА ГАЗОВОЙ ФАЗЫ НА РАЗВИТИЕ КОМПЛЕКСНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ Cr_2O_3

Ведущая роль газовой фазы в механизме восстановления ряда металлов из их оксидов предопределяет возможность интенсификации процесса в случае перехода к комплексному (газово-углелетермическому) восстановлению. Это утверждение в полной мере относится к взаимодействию Cr_2O_3 как с $\text{C}_{\text{тв}}$, так и с карбидной фазой при температурах, исключающих образование расплавов. Схематически развитие процесса с учетом возможности образования различных карбидов хрома описывается совокупностью реакций:



Как уже отмечалось, роль $\text{C}_{\text{тв}}$ может выполнять и карбид, образующийся в ходе восстановления. Звенья (1) и (2) тесно связаны между собой в рамках единой физико-химической модели процесса. При этом результаты исследований свидетельствуют о превалирующей роли в кинетике процесса звена газификации $\text{C}_{\text{тв}}$ [1]. Ускорение его должно форсировать восстановление Cr_2O_3 в целом.

Одним из возможных путей интенсификации звена (2) может служить повышение реакционной способности углеродистого восстановителя, либо использование более активного углеродистого восстановителя. Об этом свидетельствуют результаты опытов, представленные на рисунке 1. Исследования показали, что замена низкорекреационного графита высокорекреационным древесным углем в несколько раз ускоряет углекислотную газификацию $\text{C}_{\text{тв}}$. Аналогичная смена углеродистого восстановителя существенно форсирует также взаимодействие его с Cr_2O_3 . Вместе с тем, использование какого либо карбида существенно снижает как звено его газификации, так и процесс в целом.

Весьма эффективным оказался переход от углекислотной к паровой газификации $\text{C}_{\text{тв}}$ (рис. 1а). Указанный сдвиг имел место при любой реакционной способности углеродистого восстановителя. Реализация этого варианта интенсификации восстановления Cr_2O_3 становится возможной в условиях газовой-углелетермического восстановления оксида хрома с участием водорода, что иллюстрируется рисунком 2. Если ввод в реакционное пространство CO лишь немного ускоряет процесс, то в потоке H_2 и смеси типа продуктов

паровой конверсии природного газа скорость удаления кислорода оксидной фазы возрастает весьма значительно. Наблюдаемая картина обусловлена различием в скоростных возможностях развития циклов превращений

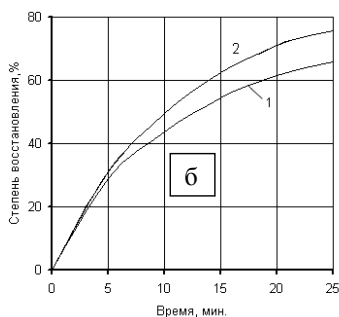
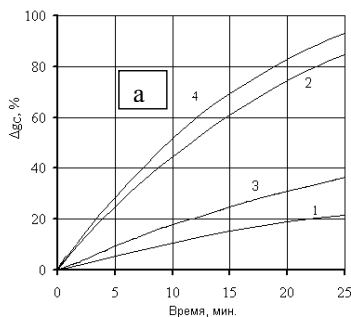
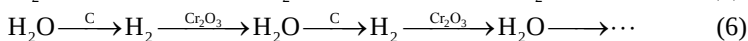
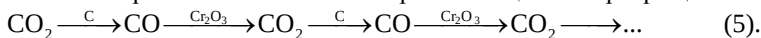


Рис.1. Кинетика окислительной газификации $\text{C}_{\text{ТВ}}$ при 1273К (а) и углеретмического восстановления Cr_2O_3 при 1573К и атомном соотношении в шихте $\text{C/O}=1$ (б); а – 1,2 – поток CO_2 ; 3,4 – поток H_2O ; 1,3 – графит; 2,4 – древесный уголь; б – 1-графит; 2-древесный уголь

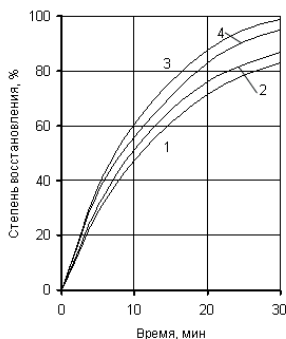


Рис.2. Кинетика углеретмического (1) и комплексного (2-4) восстановления Cr_2O_3 при 1573К и атомном соотношении в шихте $\text{C/O}=1,44$
1 – поток Ar ; 2 –поток CO ; 3 – H_2 ; 4 – смесь 75% H_2 +25% CO .

Внешний массообмен между потоком подаваемого в реактор газавосстановителя и исследуемым образцом, как и межчастичный, и внутридиффузионный газоперенос при любом его механизме (свободном либо кнудсеновском) в системе $\text{H}_2 - \text{H}_2\text{O}$ протекает быстрее, чем в системе $\text{CO} - \text{CO}_2$. Преимущество более легких газов в указанном отношении сохраняется и в смесях более сложного состава.

Скорость газификации $\text{C}_{\text{ТВ}}$ зависит как от развития диффузионного газообмена, так и от развития адсорбционно-химических взаимодействий окислителей (CO_2 , H_2O) на поверхности углеродистого восстановителя.

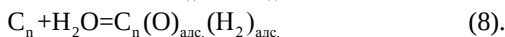
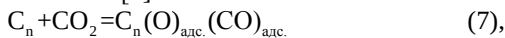
Проведенные нами измерения скорости поверхностных реакций углекислотной и паровой газификации углеродистого восстановителя однозначно свидетельствует о значительном влиянии адсорбционно-химических взаимодействий на течение процесса. Эти измерения выполнены методом импульсной газовой хроматографии, что исключило влияние газообмена на полученный результат, который представлен в таблице 1. Экспериментальные данные выражены в долях объема импульса газа-восстановителя (%/с), израсходованного на реакцию в течение 2с.

Результаты выполненных исследований свидетельствуют о значительных скоростных преимуществах паровой газификации углеродсодержащей фазы, по сравнению с углекислотной. Эти преимущества проявляются при существенном различии в реакционной способности углеродистого материала.

Таблица 1. Скорость поверхностных реакций окислительных газов с различными формами твердого углерода

Вид С _{тв.}	Температура, К	Реакционный газ	Скорость газификации С _{тв.} , %/с
Графит	1223	CO ₂	0,044
		H ₂ O	0,110
	1273	CO ₂	0,060
		H ₂ O	0,206
Древ. уголь	1223	CO ₂	0,308
		H ₂ O	0,605
	1273	CO ₂	0,431
		H ₂ O	1,460

Гетерогенное взаимодействие окислительных газов с твердым углеродом начинается с хемосорбции молекул CO₂ и H₂O и образования поверхностных комплексов, представленных ниже [2]:



Методом фронтальной газовой хроматографии установлено, что адсорбция водяного пара весьма значительно превышает адсорбцию диоксида углерода [3,4]. Дифференциация суммарной адсорбции на обратимую ($\Gamma_i^{об}$) и необратимую ($\Gamma_i^{н.}$) составляющие четко выявила наличие последней, несмотря на низкий температурный уровень исследований. Доля необратимой адсорбции и CO₂ и H₂O значительно возрастала по мере повышения реакционной

способности углеродистого восстановителя, причем в большей степени для водяного пара.

Последнее связано с повышенными акцепторными свойствами молекул H_2O по сравнению с молекулами CO_2 . Этот вывод подтверждается результатами наших измерений электропроводности Fe_2O_3 - α (п - полупроводника) в присутствии водяного пара и диоксида углерода [5].

В этом же направлении действует весьма значительное различие в энергиях химических связей $O - H$ в молекулах водяного пара и $C = O$ в молекулах диоксида углерода: согласно сведениям [6] эти величины составляет $606,7$ и $457,7 \frac{\text{кДж}}{\text{моль}}$ соответственно. Еще большее различие указанных величин

энергии связи отмечают авторы [7] – $707,79$ и $467,60 \frac{\text{кДж}}{\text{моль}}$.

На следующем этапе гетерогенных реакций газификации углерода происходит десорбция молекул H_2 и CO с поверхности последнего.



Изложенное позволяет заключить, что преимущества паровой газификации $C_{\text{тв}}$ перед углекислотной в адсорбционно-химическом звене определяются главным образом начальным этапом процесса. Вместе с диффузионными преимуществами $H_2 - H_2O$, рассмотренными ранее, такое сочетание лежит в основе повышенных скоростей взаимодействия H_2O с различными формами углеродистых восстановителей.

Одновременно взаимосвязь всей совокупности звеньев комплексного восстановления Cr_2O_3 предопределяет зависимость кинетических характеристик процесса от развития реакций газового восстановления оксида хрома - монооксидом углерода и водорода. Результаты соответствующих исследований, проведенных нами, иллюстрируются рисунком 3.

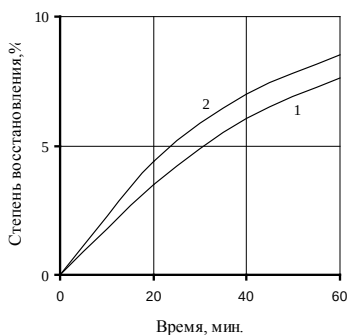
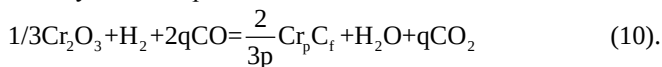


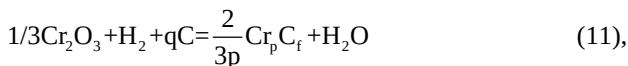
Рис.3. Кинетика восстановления Cr_2O_3 монооксидом углерода (1) и водородом (2) при 1623К.

Сопоставляя кинетические кривые, представленные на этом рисунке, следует иметь ввиду, что в ходе восстановления водородом образуется металлический хром. Однако при комплексном восстановлении Cr_2O_3 в

присутствии высоких концентраций СО и твердого углерода возможно только появление карбида хрома, что снижает активность продукта реакции и дополнительно интенсифицирует ее. Развитие процесса в присутствии СО можно описать следующим образом:



В местах тесного контакта оксидной и углеродистой фаз возможно реакция



что также благоприятствует его интенсификации.

Весьма существенно, что присутствие водорода ускоряет восстановление Cr_2O_3 не только за счет свободного углерода, но и за счет карбида Cr_3C_2 . Об этом свидетельствуют результаты опытов, которые проведены в условиях ограниченного количества углерода в шихте – при атомном соотношении $\text{C/O} = 1$ (рис.4). В этом случае первый этап процесса описывается реакцией

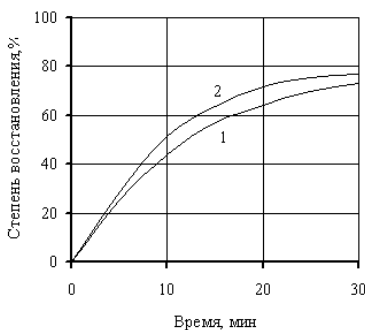
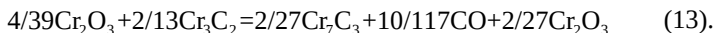


Рис.4. Кинетика углестермического (1) и комплексного (2) восстановления Cr_2O_3 при 1573К и атомном соотношении в шихте $\text{C/O}=1$.

Предельная степень восстановления оксида хрома (ω_1) составляет 69,2%. В дальнейшем процесс развивается за счет карбида Cr_3C_2 в соответствии с реакцией

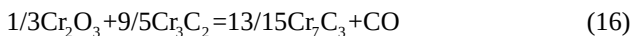
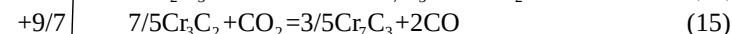
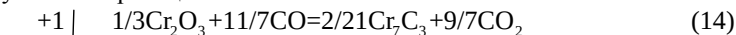


Степень восстановления возрастает на $\omega_2 \approx 8,6\%$ в целом достигает $\omega_\Sigma = \omega_1 + \omega_2 = 77,8\%$.

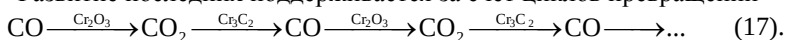
Сопоставление кинетических кривых рисунка 4 свидетельствует о том, что замена инертного аргона водородом существенно форсирует оба указанных этапа процесса – с участием свободного углерода и высшего карбида. Интенсифицирующее действие H_2 было отмечено нами и в случае восстановления Cr_2O_3 предварительно полученным карбидом Cr_3C_2 .

Результаты ранее выполненных исследований [8] позволяют утверждать, что в основе механизма восстановления оксида хрома его высшим карбидом

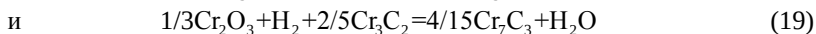
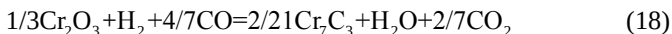
лежит посредническая роль газов CO – CO₂, осуществляющих связь между указанными твердыми реагентами. Процесс схематически можно описать совокупностью реакций:



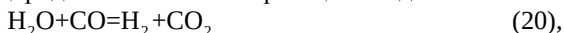
Развитие последних поддерживается за счет циклов превращений



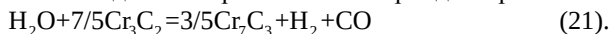
В присутствии водорода дополнительно к реакциям (14) и (15) развиваются



Регенерация водорода обеспечивается реакцией водяного газа



а также взаимодействием водяного пара с высшим карбидом хрома



Интенсивное развитие реакций (18) – (21) лежит в основе повышенной скорости восстановления Cr₂O₃ карбидом Cr₃C₂ с участием водорода. Присутствие последнего одновременно позволяет существенно снизить содержание углерода в твердом продукте за счет перехода Cr₃C₂ → Cr₇C₃.

Совокупность изложенных выше результатов исследований и их анализ свидетельствуют о больших возможностях водорода в ускоренном восстановлении оксида хрома как за счет свободного углерода, так и при вовлечении в процесс карбида Cr₃C₂. Ввод H₂ в реакционную зону дополнительно способствует развитию безуглероживания металлизированного продукта.

Библиографический список

1. Симонов В.К., Золотарева В.В., Гришин А.М. Механизм углетермического восстановления хрома из его оксида (III) в отсутствие расплавов // Известия вузов, Черная металлургия.- 2000.-№6.-С. 31-34.
2. Есин О.А., Гельд П.В. Физико – химия пирометаллургических процессов. Ч.I.- Свердловск: Metallurgizdat, 1962.- 671с.
3. Исследование скоростных закономерностей газификации углеродистых материалов / В.К.Симонов, Л.Н.Руденко, А.М.Гришин и др. //Известия вузов. Черная металлургия.- 1994.- №11.- С.6-8.
4. Гришин А.М., Симонов В.К., Власенко В.Н. Кинетические характеристики и механизм газификации твердого углерода его диоксидом и водяным паром // Новини науки Придніпров'я. - 2010.-Май.- С.129-131.
5. Симонов В.К., Островский В.М. Исследование адсорбционно-химических процессов и возможностей интенсификации восстановления оксидов железа газами // Теория и практика металлургии.- 1998.-№2.- С.25-27.

6. Дмитриченко Г.А., Лучинский Г.П., Семишина В.И. Курс химии.- М.: Высшая школа, 1990.- 316с.
7. Гюльмалиев А.М., Головин Г.С., Гладун Т.Г. Теоретические основы химии угля.- М.: МГорУ, 2003.- 536с.
8. Симонов В.К., Власенко В.Н., Гришин А.М. Особенности твердофазного взаимодействия Cr_2O_3 с высшим карбидом хрома // Теория и практика металлургии.- 2003.-№5-6.- С.47-52.

О РОЛИ КАРБИДНОЙ ФАЗЫ В ПРОЦЕССЕ УГЛЕРОДОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ХРОМА В СЛОЖНЫХ СИСТЕМАХ

Твердофазное восстановление железохромистых оксидных материалов самостоятельно углеродом и совместно с газами сопровождается образованием карбидной фазы различного состава и морфологии. Это термодинамически более вероятный продукт, чем металлическая фаза [1]. В системе Cr-Fe-C образуются так называемые металлические карбиды, которые проявляют металлические свойства и образованы *d*-элементами. Чем левее по отношению к железу расположен в периодической системе карбидообразующий элемент, тем менее достроена его *d*-полоса и тем более устойчив карбид. В процессе карбидообразования углерод отдает свои валентные электроны на заполнение *d*-электронной полосы атома металла. Следовательно, чем меньше, по сравнению с железом, заполнена *d*-электронная полоса, тем этот металл более активен как карбидообразователь и тем прочнее химические связи в молекуле образующегося карбида. Карбиды могут образовываться как конечный продукт, либо на промежуточном этапе процесса восстановления, что позволяет им на последующих этапах участвовать в физико-химических превращениях. В ходе совместного восстановления оксидов железа и хрома формируются как простые карбиды, например Fe_3C , так и совместные карбиды типа $(\text{Fe,Cr})_n\text{C}_m$ (и более сложные). Карбиды участвуют в металлургических процессах как восстановитель и как основа для формирования сложных многокомпонентных карбидов (на определенных этапах процесса). До настоящего времени нет единого мнения о механизме и термодинамических закономерностях образования карбидов в ходе совместного восстановления оксидов железа и хрома.

Железо и хром неограниченно растворяются друг в друге, как и в жидком, так и в твердом состоянии. Это проявляется также в системе Fe-Cr-C. В этой системе существуют сложные карбиды, имеющие решетки карбидов хрома, в которых хром частично замещен железом – $(\text{Cr}_{1-x}, \text{Fe}_x)_7\text{C}_3$ и $(\text{Cr}_{1-y}, \text{Fe}_y)_{23}\text{C}_6$, где $x = 0 \div 0,5$ и $y = 0 \div 0,35$. Высший карбид хрома Cr_3C_2 незначительно растворяет в себе железо. В системе железо – хром – углерод существует и карбид железа Fe_3C , который также незначительно растворяет хром $(\text{Fe}_{1-z}, \text{Cr}_z)_3\text{C}$, где $z = 0 \div 0,18$. На представленном ниже фрагменте диаграммы Fe-Cr-C можно приблизительно определить границы существования конденсированных фаз, в том числе карбидов.

Разработка физико-химических закономерностей получения губчатых лигатур методом углеродотермического либо комплексного восстановления интегрированной шихты в условиях, исключающих появление расплавов, требует детальной термодинамической оценки формирования карбидной фазы. Это чрезвычайно важно для получения продукта с низким (регулируемым)

содержанием углерода. В литературе очень ограничена информация о формировании карбидной фазы ее составе и морфологии для процесса твердофазного восстановления. Более глубоко разработаны физико-химические закономерности образования карбидной фазы при кристаллизации высокохромистых чугунов, т.е. формирование карбидов из расплава. Эти два варианта образования карбидной фазы имеют некоторые общие физико-химические закономерности и значительные различия. Общим, безусловно, является тип и морфология карбидов, так как это физико-химическая природа их, а не механизм их образования. Однако к таким сведениям необходимо относиться осторожно, вместе с тем они могут быть полезны, так как оба варианта термодинамически приводят к одному результату – формированию карбидов.

В многочисленных публикациях отмечается, что формирование сложных железо-хромистых карбидов происходит по схеме твердорастворных фаз внедрения (ТФВ). Авторы М.А. Коняева и Н.И. Медведева [2] провели расчеты по оптимизации кристаллической структуры бинарных карбидов и установили предпочтительные позиции для замещения примеси хрома или железа в соответствующих карбидах. Были исследованы изменения в электронной структуре и магнитных свойствах, рассчитаны зависимости энергий образования тройных карбидов от концентрации примеси и сделаны выводы о влиянии примеси на стабильность карбидов. Это дает возможность определить наиболее энергетически выгодную позицию замещения в кристаллической решетке.

Согласно современным квантовохимическим представлениям [3] тугоплавкие фазы внедрения (ТФВ), к которым относятся и карбиды, по своей природе являются химическими соединениями. Их уникальные свойства определяются наличием в них сильных, преимущественно ковалентных Ме-Х-связей $pd\sigma$ -типа (рис 1, а), дополнительно упрочненных относительно слабыми Ме-Х-связями $pd\pi$ -типа (рис. 1, б). Что касается Ме-Ме-связей $dd\sigma$ -типа (рис 1, в), то их вклад в общую энергию решетки ТФВ считается либо пренебрежимо малым (карбиды металлов IV группы).

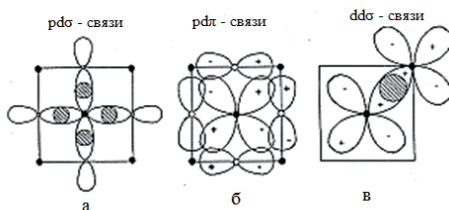


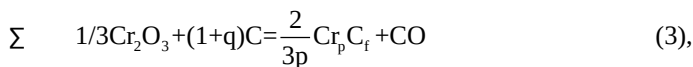
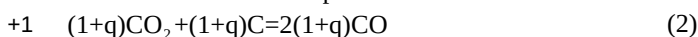
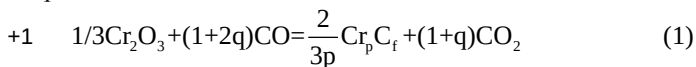
Рис 1. Связи в ТФВ (атом металла – в центре)

Вместе с тем такая трактовка природы ТФВ имеет ряд фактов, противоречащих их кристаллической структуре, термодинамическим и физическим свойствам карбидных фаз. Такого рода противоречия, со структурной точки зрения свидетельствуют о том, что ТФВ являются твердыми растворами атомов неметалла в ГЦК-решетке металла.

Образованию ТФВ – совместных Fe – Cr карбидов – благоприятствует близость кристаллохимических свойств катиона Cr^{3+} и катиона Fe^{3+} , что определяет возможность широкого изоморфного замещения трехзарядных катионов. Процесс замещения атомов металла в карбидах определяется не только родством элемента к углероду, но и его концентрацией [4].

При формировании карбидной фазы в условиях твердофазного восстановления определяющим фактором, помимо термодинамических условий, будут процессы диффузии катионов металлов (например, Fe и Cr), анионов кислорода и вакансий в объеме кристаллической решетки формирующегося карбида. По мнению авторов [5,6] тип карбидов и их состав зависит от общего содержания хрома в системе, а так же от количества других карбидообразующих элементов, а углерод является регулятором количества карбидов. При этом роль хрома в процессах образования карбидов с участием железа изучены недостаточно. Так, в настоящее время отсутствует единое мнение о растворимости хрома в цементите. Авторы Т.Б. Ким, В.М. Халтанова, Н.Н. Смирнягина [7], проводя термодинамическое моделирование образования боридов и карбидов переходных металлов, отмечают, что процесс взаимодействия оксида хрома с углеродом очень чувствителен к давлению газовой среды, роль которой на разных этапах взаимодействия существенно меняется. В начальный период восстановления лимитирующей стадией является кристаллохимическая перестройка оксида в низший, металл или карбид. Затем протекает с относительно небольшой скоростью регенерация оксида углерода CO. В последующем, возрастает роль газификации углерода, поэтому процесс взаимодействия становится чувствительным к давлению газовой среды. К концу взаимодействия, когда заметно уменьшается поверхность реакционной зоны, при наличии избытка углерода вновь лимитирующей становится кристаллохимическая стадия.

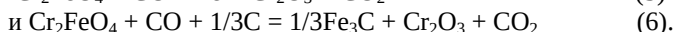
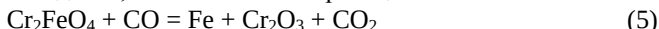
Процесс твердофазного восстановления хрома в сложных системах реализуется при участии углеродистого восстановителя, роль которого может выполнять и карбид. Восстановление оксида хрома может быть представлено совокупностью реакций:



$$\text{где } q = 2f/3p \quad (4).$$

В соответствии с правилом фаз Гиббса система Fe-Cr-C, в условиях $P = \text{const}$, имеет $S = 4 - F$ степеней свободы, для безвариантного состояния в равновесии находятся три твердые фазы и газовая. Звенья (1) и (2) тесно связаны между собой и взаимозависимы. При этом результаты наших исследований свидетельствуют о превалирующей роли в кинетике процесса звена газификации $\text{C}_{\text{ТВ}}$.

В случае восстановления природных рудных материалов, например хромит железа Cr_2FeO_4 , необходимо учитывать, что продуктом взаимодействия его с углеродом, на начальном этапе, могут оказаться и металлическое железо, и карбид последнего, что описывается реакциями:



Используя каждую из приведенных реакций в совокупности со звеном:



можно рассчитать термодинамически разрешенную температуру начала восстановления (T_p) для конкретного случая. Результаты расчета показали весьма незначительное различие температур, которое меньше, чем для смеси оксидов. Это может свидетельствовать о взаимозависимом восстановлении железа и хрома.

Образовывающаяся в ходе процесса восстановления карбидная фаза может на следующем этапе вступать во взаимодействие с оксидами, либо использоваться отдельно как компонент шихты (например, Cr_3C_2). Наблюдаемая в ходе восстановления химическая активность карбидов определяется различными по природе факторами. Наиболее значимым для процесса углеродотермического восстановления оксидов является сродство карбида к CO_2 (H_2O), что определяет развитие звена газификации. Нами выполнен расчет равновесного состава газа для реакций газификации различных углеродистых восстановителей. Выражение для расчета равновесного состава газовой фазы реакции газификации Fe_3C можно получить, используя уравнение:



$$\chi = \frac{P_{\infty}^2}{P_{\text{CO}_2}}, \text{ обозначив } P_{\text{CO}} = x, \text{ получим } \varphi = \frac{x^2}{(\alpha - x)}, \text{ откуда } x^2 + \varphi \cdot x - \varphi \cdot \alpha = 0.$$

Решение квадратного уравнения, при заданном значении α , позволяет получить состав равновесного газа для реакции (7). По аналогичной схеме может быть рассчитан равновесный состав газа для реакций газификации углерода и карбидов хрома. Результаты расчета представлены на рис.2.

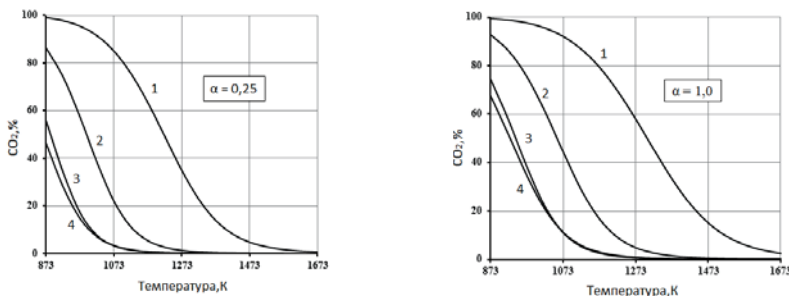


Рис.2 - Равновесный состав газа реакций газификации карбидов углекислым газом: 1 – Cr_7C_3 ; 2 – Cr_3C_2 ; 3 – Fe_3C ; 4 – C

При индивидуальном или совместном восстановлении Cr_2O_3 и FeO (либо Fe_3O_4), для оценки активности углеродистого восстановителя, а также участия его в процессе на том либо ином этапе, важно знать термодинамически разрешенную температуру начала восстановления. В наших работах [8] приводится методика расчета этой температуры, а также некоторые результаты расчетов. Для ряда оксидных фаз рассчитанные температуры сведены в таблицу 1. Расчеты проведены применительно к трем твердофазным восстановителям – C , Fe_3C и Cr_3C_2 .

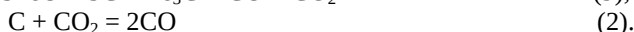
Дополнительной информацией для оценки роли карбида в процессе восстановления может служить температура начала газификации. Приведенные данные будут иметь оценочный характер, т.к. не учтена роль сложных карбидов, которые, безусловно, будут формироваться и участвовать в процессе совместного восстановления оксидов железа и хрома.

Таблица 1. Термодинамически разрешенная температура начала восстановления

$\alpha^{(1)}$	Fe_3O_4			FeO			Cr_2O_3			$\text{Cr}_2\text{FeO}_4^{xx)}$		
	C	Fe_3C	Cr_3C_2	C	Fe_3C	Cr_3C_2	C	Fe_3C	Cr_3C_2	C	Fe_3C	Cr_3C_2
1	948,9	940,7	1044,4	956,6	954,3	1095,5	1391,5	1427,8	1521,4	1429,9	1398,5	1703,2
0,75	937,7	928,9	1031,7	950,5	938,1	1077,6	1372,6	1406,5	1500,2	1413,2	1378,2	1678,8
0,5	922,4	912,9	1014,2	929,8	916,1	1053,3	1346,9	1377,5	1471,4	1390,4	1350,1	1645,5
0,25	897,3	886,7	985,8	896,5	880,9	1014,0	1304,8	1330,8	1424,2	1352,9	1304,3	1591,6

^{xx)} $\alpha = \alpha_{\infty} + \alpha_{\infty_2}$; – восстановление шпинели углеродом до $\text{Fe} + \text{Cr}_3\text{C}_2$, карбидом железа до $\text{Fe} + \text{Cr}_3\text{C}_2$ и карбидом хрома до $\text{Fe} + \text{Cr}_7\text{C}_3$ (совместного тригонального карбида).

Расчет термодинамически разрешенной температуры начала газификации Fe_3C за счет CO_2 может быть выполнен, используя совокупность реакций:



Выполним некоторые преобразования:

$$\chi_8 = \frac{\alpha_{\infty_2}}{\alpha_{\infty}}; \quad \chi_9 = \alpha_{\infty_2} \cdot \alpha_{\infty}; \quad \chi_2 = \frac{\alpha_{\infty}^2}{\alpha_{\infty_2}}, \text{ отсюда}$$

$$\alpha_{\infty_2} = \chi_8 \cdot \alpha_{\infty}; \quad \chi_9 = \alpha_{\infty}^2 \cdot \chi_8 \Rightarrow \alpha_{\infty}^2 = \frac{\chi_9}{\chi_8}.$$

$$\text{Таким образом: } \chi_2 = \frac{\chi_9}{\chi_8 \cdot \alpha_{\infty_2}}; \quad \alpha_{\infty_2} = \frac{\chi_2 \cdot \chi_8}{\chi_9}.$$

$$\text{С другой стороны: } \chi_2 = \frac{\alpha_{\infty}^2}{\alpha_{\infty_2}} = \frac{\alpha_{\infty}}{\chi_8} = \frac{(\alpha - \alpha_{\infty_2})}{\chi_8} \rightarrow \alpha_{\infty_2} = \alpha - \chi_8 \cdot \chi_2.$$

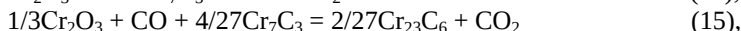
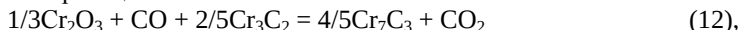
Приравняв два выражения α_{∞_2} , получим выражение для расчета T_n :

$$\alpha = \frac{K_9 + K_8 \cdot K_2}{\left(\frac{K_2}{K_8} + K_2 \right)} \quad (10).$$

Значения констант равновесия находим по температурным зависимостям ΔG^0 соответствующих реакций. Если пренебречь равновесным парциальным давлением CO_2 в реакции (2), то окончательное выражение будет иметь вид:

$$\alpha = K_9 \cdot \left(\frac{K_2}{K_8} + K_2 \right) \quad (11).$$

Температура начала газификации карбидов хрома Cr_3C_2 и Cr_7C_3 определялась аналогично, что и для газификации Fe_3C . В основе расчета положены реакции:

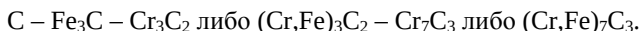


Для расчета T_p газификации Cr_3C_2 используем реакции 12, 13 и 2; для Cr_7C_3 соответственно 14, 15 и 2. Конечные уравнения имеют тот же вид, что и для карбида железа. Полученные значения T_n представлены в таблице 2.

Таблица 2. Термодинамически разрешенная температура начала газификации Fe_3C , Cr_3C_2 , Cr_7C_3

α T, K	0,15	0,25	0,35	0,45	0,55	0,65	0,75	0,85	0,95	1,0
$\text{Fe}_3\text{C} ()$	941,57	949,34	954,53	958,43	961,58	964,21	966,47	968,45	970,22	971,05
$\text{Fe}_3\text{C} ()$	877,86	900,16	915,45	927,31	936,96	945,15	952,26	958,59	964,26	966,93
Cr_3C_2	1327,0	1357,3	1378,0	1393,9	1406,9	1417,8	1427,4	1435,8	1443,5	1447,0
Cr_7C_3	1391,9	1424,3	1446,3	1463,1	1476,9	1488,5	1498,6	1507,5	1515,6	1519,3

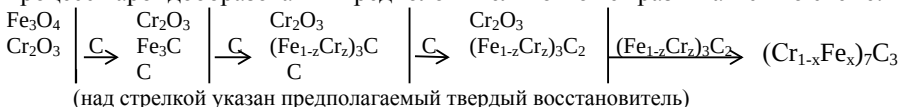
Среди возможных углеродистых восстановителей, к которым относятся и карбиды и которые формируются по ходу процесса твердофазного восстановления оксидов железа и хрома, наиболее термодинамически активным является углерод. Подтверждением этого может служить температура начала восстановления оксидов, а также температура начала газификации. Основываясь на эти данные, а так же предполагаемую последовательность восстановления оксидов в сложных системах, можно расположить карбиды по их очередности участия в процессе, следующим образом:



Формирование карбидов сложного состава в ходе процесса восстановления хрома в сложных системах вероятнее всего осуществляется последовательно от цементита до тригонального карбида, если начальное соотношение C/O обуславливает получение конечного продукта карбида $(\text{Cr,Fe})_7\text{C}_3$.

На втором этапе восстановления, роль твердого восстановителя переходит к карбиду $(\text{Cr,Fe})_3\text{C}_2$ и эта стадия процесса реализуется по значительно более сложным схемам:

$(\text{Fe}_{1-z}, \text{Cr}_z)_3\text{C}_2 + \text{Fe}_2\text{CrO}_4 =$ либо $(\text{Fe}_{1-z}, \text{Cr}_z)_3\text{C}_2 + (\text{Cr}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_3\text{O}_4) =$, которые включают большое число сложно сопряжённых стадий. Реализация этих схем приводит к появлению карбида $(\text{Cr}_{1-x}, \text{Fe}_x)_7\text{C}_3$, газовой фазы $(\text{CO} + \text{CO}_2)$ и возможно некоторого количества металлической фазы – $(\text{Fe} + \text{Cr})$, насыщенной углеродом. Такая неопределенность объясняется переменным составом карбида, который зависит от различных факторов. В условиях дефицита углерода и повышенного содержания хрома в исходной шихте (Cr/Fe) процесс карбидообразования предположительно может развиваться по схеме:



Кроме указанных выше карбидов в системе $\text{Fe} - \text{Cr} - \text{C}$, по некоторым публикациям [9], может существовать карбид Fe_7C_3 , легированный хромом. В подтверждение этого приводятся данные о существовании хромистых карбидов с содержанием 24 – 37,6% Cr, что превышает максимальную растворимость его в цементите (Fe_3C), но недостаточную для формирования Cr_7C_3 . Таким образом, предполагаемый карбид - Fe_7C_3 , легированный хромом, располагается между $(\text{Fe}_{1-z}, \text{Cr}_z)_3\text{C}$ и $(\text{Cr}_{1-x}, \text{Fe}_x)_7\text{C}_3$.

В условиях совместного твердофазного восстановления оксидов хрома и железа температура процесса не должна превышать значение, при котором появляется жидкая фаза. Как показывает анализ, температура не должна превышать 1350°C , на приведенном рисунке 3, эта область заштрихована.

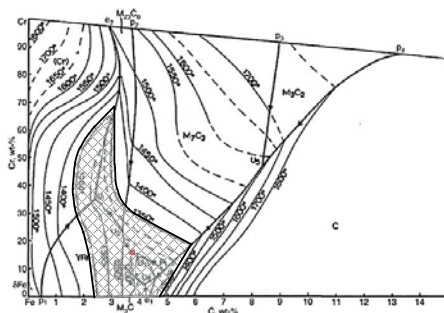


Рис. 3 Фрагмент диаграммы равновесия системы $\text{Cr} - \text{Fe} - \text{C}$

Термодинамически состав образующейся карбидной фазы, при температуре, не превышающей 1350°C , лежит в этой области. Помимо карбида в конечном продукте может быть углерод и металлическая фаза, содержащая углерод. Любая по соотношению C/O и Cr/Fe начальная шихта после термической обработки будет иметь конечный продукт, включающий

металлическую и карбидную фазы, состав которого, предположительно, лежит в указанной выше области.

Проведенный выше теоретический анализ не касался аспекта возможного взаимодействия между образующимися в ходе углеродотермического восстановления карбидной и металлической фазами. Такого рода взаимодействия, безусловно, будут иметь место, однако исследовать их возможно только при условии комплексного анализа системы, который кроме т/д аспектов позволял бы знать химический минералогический состав продуктов, рентгеноструктурный анализ и другие.

Библиографический список

1. Острик П.Н. Металлургия губчатых и порошковых лигатур / Острик П.Н., Гасик М.М., Пирог В.Д. – К: Техніка, 1992. – 128 с.
2. Коняева М.А. Электронная структура, магнитные свойства и стабильность бинарных и тройных карбидов (Fe, Cr)₃C и (Fe, Cr)₇C₃ / М.А. Коняева, Н.И. Медведева // Физика твердого тела. – 2009. – Т. 51. – Вып. 10. – С.1965-1969.
3. Ивановский А.Л. Электронное строение тугоплавких карбидов и нитридов переходных металлов / Ивановский А.Л., Жуков В.П., Губанов В.А. – М.: Наука, 1990. – 224 с.
4. Нетребко В. В. Особенности процессов образования карбидов и распределения Cr, Mn и Ni в белых чугунах / В. В. Нетребко // Литье и металлургия. – 2015. – № 3. – С. 40-46.
5. Нетребко В. В. Влияние марганца на структуру высокохромистых чугунов / В. В. Нетребко // Вісн. ДНУЗТ ім. акад. В. Лазаряна. – Дніпропетровськ. 2012. – Вип. 42. – С. 167-169.
6. Belikov, S. Manganese influence on chromium distribution in high-chromium cast iron / S. Belikov, I. Volchok, V. Netrebko // Archives of Metallurgy and Materials. – 2013. – Vol. 58. – Iss. 3. – P. 895-897.
7. Ким Т.Б. Термодинамическое моделирование образования боридов и карбидов переходных металлов в вакууме / Т.Б. Ким, В.М. Халтанова, Н.Н. Смирнягина // Вестник бурятского государственного университета. – 2011. №3. – С.189-195.
8. Симонов В.К. Расчеты по теории процессов восстановления: Учебное пособие / В.К. Симонов, А.М. Гришин, В.П. Иващенко. – Днепропетровск: НМетАУ, 2006. – 48с.
9. Нетребко В.В. К вопросу образования карбидов Fe₃C и Fe₇C₃ в высокохромистых чугунах /В.В. Нетребко// Вісник ДНУЗТ. – 2016. – № 3(63). – С. 138-145.

СТАБИЛИЗАЦИОННАЯ ОБРАБОТКА ОБОРОТНОЙ ТЕХНИЧЕСКОЙ ВОДЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Металлургия является одной из наиболее ресурсоемких отраслей промышленности. Поэтому важной задачей является разработка и внедрение технологий, обеспечивающих экономию природных ресурсов, а также защиту окружающей среды. Водоснабжение металлургических предприятий осуществляется из природных источников. С целью уменьшения водопотребления и сокращения объемов загрязненных стоков все большее распространение в промышленности получают замкнутые и бессточные системы водоснабжения.

Однако при многократном использовании воды в замкнутых циклах и частичном ее испарении происходит накопление в воде минеральных солей, продуктов коррозии и взвешенных частиц. Это ведет к образованию отложений на поверхности трубопроводов и оборудования, возрастанию коррозионной активности воды, ухудшению условий теплообмена, что, в свою очередь, обуславливает сокращение срока службы оборудования, увеличение ремонтных затрат, повышенный расход воды и энергоресурсов.

Все это обуславливает необходимость специальной водоподготовки, одним из видов которой является стабилизационная обработка воды путем введения комплексонов и композиций на их основе, являющихся ингибиторами коррозии и отложения солей.

Изучение ингибирующего действия реагентов на основе фосфорсодержащих комплексонов (ОЭДФ, НТФ, ИОМС, производных фосфоновых кислот и композиций: ИСБ-М, РСБ-500 и др.) показало, что по антикоррозионной активности и эффективности ингибирования солеотложений они значительно превосходят традиционные методы стабилизации оборотной воды – подкисление, фосфатирование, рекарбонизацию и др. /1,2/.

Реагенты-комплексобразователи, применяемые для обработки промышленной воды, являются в большинстве своем малотоксичными веществами, а малая их рабочая концентрация (не превышающая ПДК) исключает возможность накопления их в стоках и не несет угрозы экологии при аварийных сбросах воды из оборотной системы.

В качестве стабилизирующих добавок были исследованы комплексоны из класса фосфоновых кислот, их солей и побочных продуктов их производства.

Ингибирующее действие фосфорсодержащих комплексонов обусловлено наличием в составе их молекул одной или нескольких фосфоновых групп: $R-P(O)(OH)_2$, которые отличаются высокой комплексообразующей способностью. Входя в состав комплексонов, эти группировки образуют прочные водорастворимые комплексы практически со всеми катионами металлов

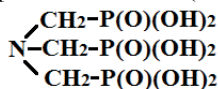
(щелочными, щелочноземельными, d-металлами, алюминием, бериллием и другими). Каждая молекула комплексона связывается не с одним, а с несколькими катионами металлов. Возникает эффект субстехиометрии, когда микродоза ингибитора предотвращает выпадение осадков карбонатов и сульфатов щелочноземельных металлов из их насыщенных растворов за счет связывания катионов металлов в растворимые комплексы и способствует формированию нерастворимых защитных пленок на металлических поверхностях. Это снижает коррозионную активность воды и ингибирует процессы образования отложений.

Основными ограничениями по составу воды при применении фосфонатов в качестве ингибиторов коррозии и солеотложений являются: величина щелочности не более 7 мг-экв/л; pH 6,5÷8,5; общее содержание железа - не более 0,5 мг/л. В случае превышения этих норм можно рекомендовать комбинированный способ обработки воды, заключающийся в сочетании ингибирования с подкислением или обезжелезиванием.

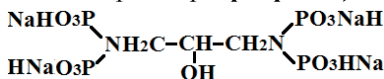
Применений фосфорсодержащих комплексонов в качестве стабилизирующих добавок наиболее эффективно в оборотной воде с pH 7÷8,5, что соответствует оптимальным условиям комплексообразования с большинством катионов металлов [3/].

В качестве стабилизирующих добавок были исследованы следующие реагенты и композиции на их основе:

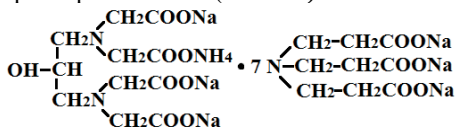
1. Нитрилтриметилфосфоновая кислота (НТФ)



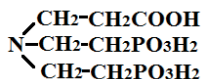
2. Тетранатриевая соль 1,3-диамин-N,N,N',N'-тетраметилфосфоновой кислоты (ДПФ-1Н, 20% водный раствор - **фосфанол**)



3. Нитрилотиуксусной кислоты аммонийно-динатриевая соль 2-оксипропилен-1,3-диамино- N,N,N',N'-тетрауксусной кислоты аммонийно-тетранатриевая соль (**Реалон**)



4. Глицинбисметилфосфоновая кислота (ГФ)



5. **ИСБ-М** – отходовой продукт производства НТФ (содержат 10-13% HCl, 25-30% НТФ, 7-9% фосфорной и фосфористой кислот.

6. **Дифалон** – композиция на основе ИСБ-М с добавкой ОЭДФ.

7. **Инкредол** – композиция, содержащая 28-32% НТФ, 3-15% метил-иминодиметилфосфоновой кислоты, 1 -5% фосфористой кислоты, 5 -18% карбамида, 7 – 9% этиленгликоля, 10 -13% NH_4Cl .

8. **Амифол** – композиция, содержащая 13 мол.% НТФ, 16 мол.% NH_4Cl , являющаяся отходным продуктом.

9. **Комплексонат** **цинка** – дикалиевая соль гидроксоэтилидендифосфоната(4)-цинка.

Для изучения ингибирующих свойств различных веществ и композиций был использован гравиметрический метод (ГОСТ 9.502-82) /4/, отличающийся простотой, достоверностью, статистичностью, возможностью параллельного исследования нескольких добавок.

Ингибирующие способности комплексонов-фосфонатов и композиций на их основе исследовали в оборотной технической воде и в модельных составах, имеющих следующие показатели: pH 8,0; щелочность 4,3 мг-экв/л; жесткость 13,6-18,2 мг-экв/л; хлориды 220÷260 мг/л; сульфаты 600÷900 мг/л; железо 500÷750 мг/л; взвешенные вещества 24 мг/л.

Сущность метода заключается в выдерживании образцов исследуемого металла в течение определенного времени в специально подготовленных растворах, моделирующих составы промышленных оборотных вод. Образцами для испытаний служат пластины, изготовленные из углеродистых сталей различных марок, цветных металлов и сплавов. Для количественной оценки ингибирующей способности реагента одновременно проводили испытания в коррозионной среде без добавки ингибитора.

В ходе испытаний контролировали концентрацию ингибитора, солей, pH среды. Оптимальную концентрацию каждого ингибитора находили опытным путем.

По окончании испытаний рассчитывали скорость коррозии (K), коэффициент торможения коррозии (γ), защитный эффект (Z), скорость отложения солей (C).

Влияние ингибирующих добавок на состояние поверхности металлов при выдерживании их в коррозионной среде оценивали также по шероховатости поверхности исследуемых образцов после коррозионных испытаний. Состояние поверхности образцов исследовали на профилографе М-201.

Для оценки ингибирующих свойств отдельных фосфорсодержащих комплексонов, показавших наиболее высокие ингибирующие свойства по результатам гравиметрических испытаний, были проведены исследования методом поляризационного сопротивления /5/.

Результаты гравиметрических исследований ингибирующей способности фосфорсодержащих комплексонов приведены в таблице 1.

Как видно из таблицы, все исследованные добавки проявляют высокие защитные свойства против коррозии сталей, меди и латуни и отложения солей: степень защиты от коррозии - 90÷99%, степень защиты от отложений солей - 94÷97%.

Таблица 1. Ингибирующие свойства комплексонов (гравиметрический метод), T=298K, время контакта – 1440 часов.

№ п/п	Исследуемый материал	Добавка, концентрация, мг/дм ³	Скорость коррозии, г/м ² ·год	Степень защиты от коррозии Z, %	Скорость отложения солей, г/м ² ·год	Степень защиты от отложения солей, %
1	Углеродистая сталь	-	3245,62	-	674,45	-
1.1	-“-	ГФ, 2 мг/дм ³	65,52	98,1	41,21	93,9
1.2	-“-	Инкредол, 1,5 мг/дм ³	94,32	97,1	41,29	93,88
1.3	-“-	Дифалон, 3 мг/дм ³	108,53	96,7	41,97	93,75
1.4	-“-	Комплексонат цинка, 1,25 мг/дм ³	33,12	99,54	30,18	96,55
1.5	-“-	Композиция ДПФ1Н/НТФ (3,5/3,1), 2 мг/дм ³	46,52	98,61	34,80	94,92
1.6	-“-	Амифол, 3 мг/дм ³	204,23	93,7	44,51	93,40
2	Медь (М-2)	-	784,28	-	454,02	-
2.1	-“-	ГФ, 2 мг/дм ³	41,25	94,60	22,50	95,35
2.2	Медь (М-2)	Инкредол, 1,5 мг/дм ³	52,48	93,40	24,58	94,6
2.3	-“-	Дифалон, 3 мг/дм ³	71,65	90,9	21,70	95,22
2.4	-“-	Комплексонат цинка, 1,25 мг/дм ³	22,05	97,60	12,80	97,18
2.5	-“-	Композиция ДПФ-1Н/НТФ (3,5/3,1), 2 мг/дм ³	30,11	96,15	16,40	96,39
2.6	-“-	Амифол, 3 мг/дм ³	85,36	89,20	25,00	94,50
3	Латунь (Л-90)	-	712,16	-	419,57	-
3.1	-“-	ГФ, 2 мг/дм ³	63,40	91,20	17,28	95,9
3.2	-“-	Инкредол, 1,5 мг/дм ³	60,24	91,60	15,00	96,38
3.3	-“-	Дифалон, 3 мг/дм ³	65,40	91,00	16,90	96,00
3.4	-“-	Комплексонат цинка, 1,25 мг/дм ³	42,50	94,14	13,90	96,75
3.5	-“-	Композиция ДПФ-1Н/НТФ (3,5/3,1), 2 мг/дм ³	46,74	93,44	14,96	96,40
3.6	-“-	Амифол, 3 мг/дм ³	76,02	90,40	20,30	95,17

Наиболее высокий защитный эффект обнаружен при добавлении к оборотной воде комплексоната цинка и композиции (ДПФ-1Н+НТФ), который проявляется при очень малой концентрации указанных реагентов в воде (1,25 и 2мг/л соответственно). Оптимальные концентрации были определены в ходе коррозионных испытаний опытным путем.

При добавлении в оборотную воду фосфорсодержащих комплексонов, они образуют растворимые в воде устойчивые комплексные соединения с катионами металлов, причем в субстехиометрическом соотношении. Это предотвращает образование осадков карбонатов и сульфатов кальция и магния в насыщенных и пересыщенных растворах.

При контакте с металлическими поверхностями оборотной воды с добавками комплексонов происходит адсорбция молекул комплексонов на поверхности металла. С течением времени на металлических поверхностях образуется сплошная пленка из молекул комплексонов, связанных в комплексные соединения с катионами металла поверхностного слоя. Наличие такой пленки в процессе эксплуатации трубопроводов и технологического оборудования препятствует прямому контакту поверхности металла с оборотной водой (коррозионной средой), что ведет к существенному снижению скорости коррозии металлов.

Потенциостатический метод с использованием вращающегося дискового электрода позволяет определить анодную поляризацию металла и по степени поляризации судить о защитной способности добавок-ингибиторов. Наблюдаемые зависимости в координатах сила тока – время при заданном потенциале объясняются с точки зрения конкуренции реакций роста оксидной пленки на поверхности металла и процесса образования пленки комплексонов металлов /5/. По результатам исследований методом поляризационного сопротивления было установлено, что добавление к оборотной технической воде фосфорсодержащих комплексонов приводит к значительному увеличению поляризационного сопротивления (рис.1,2), что свидетельствует об уменьшении скорости коррозии металла. Это объясняется образованием пленки из адсорбированных молекул комплексонов на поверхности металлов, которая выполняет роль анодной защиты и препятствует растворению металла.

Состояние поверхности образцов после коррозионных испытаний оценивали с помощью профилограмм после удаления отложений солей и продуктов коррозии. Установлено, что введение комплексообразующих добавок в оборотную воду приводит к сглаживанию рельефа поверхности (уменьшению шероховатости) образцов. После испытаний в неингибированной воде установлен 5-й класс чистоты поверхности стальных, медных и латунных образцов; после испытаний в оборотной воде с добавками комплексонов класс чистоты поверхности образцов повысился до 7-го, а поверхность образцов была гладкой и матовой, без следов локальной и точечной коррозии.

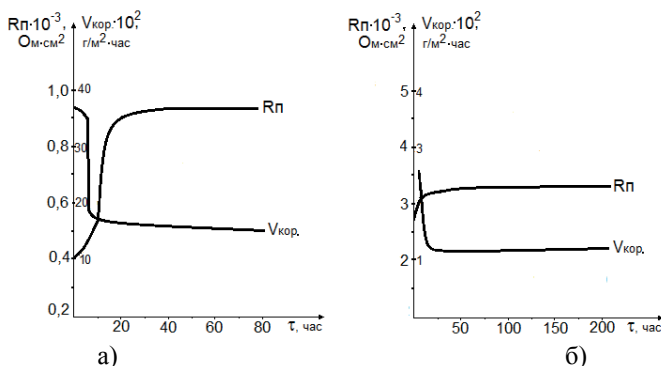


Рис. 1. Изменение скорости коррозии ($V_{\text{кор.}}$) и поляризационного сопротивления (R_p) во времени в оборотной воде без добавок ингибиторов (а) и в присутствии композиции (ДПФ-1Н + НТФ), 2 мг/л (б).

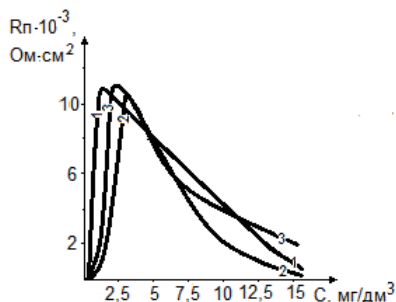


Рис. 2. Влияние концентрации комплексов на поляризационное сопротивление углеродистой стали в оборотной воде с добавками: 1 – комплексоната цинка; 2- инкредола; 3 - ГФ.

Выводы

Исследованные стабилизирующие добавки – фосфорсодержащие комплексоны – обеспечивают высокий защитный эффект против коррозии и отложений солей в оборотной технической воде с высоким солесодержанием и $\text{pH} = 7 \div 8,5$. Микродозы ингибитора комплексоната цинка (1,25 мг/л) и композиции ДПФ-1Н + НТФ (2 мг/л) обеспечивают защиту металлов от коррозии на 93-99%, от отложений солей – на 94-96%.

Применение таких стабилизирующих добавок позволяет увеличить кратность использования оборотной воды, сократить расход свежей воды на подпитку системы, уменьшить объем загрязненных стоков, вплоть до полного их исключения. Отсутствие отложений на поверхности

теплотехнического оборудования улучшает условия теплообмена в системе и позволяет экономить энергоресурсы. Снижение скорости коррозии

металлов в стабилизированной оборотной воде обеспечивает длительную и стабильную работу трубопроводов и технологического оборудования.

Использование фосфорсодержащих комплексонов экономически и технологически целесообразно в оборотных циклах водоснабжения ТЭЦ, условно чистых оборотных циклах охлаждающей воды прокатных станов.

Библиографический список

1. Дрикер Б.Н., Микрюков А.В., Тарантаев А.Г. Опыт применения композиций на основе органофосфонатов для стабилизационной обработки воды в энергетике и металлургии // Водоснабжение и канализация, 2014, №1-2. – С.60-62.
2. Васильева И.В., Аришкевич А.М., Щеглова И.С. Водоподготовка оборотной промышленной воды бессточных систем водоснабжения // Вопросы химии и химической технологии, №5, 2002. - С.163-165.
3. Дятлова Н.М. Теоретические основы действия комплексонов и их применение в народном хозяйстве и медицине//Ж. ВХО им. Менделеева, 1984, №3. - С.7-20.
4. ГОСТ 9.502-82. Ингибиторы коррозии металлов для водных систем. Методы коррозионных испытаний.
5. Определение фосфорсодержащих комплексонов методом поляризационного сопротивления в промышленных оборотных и пластовых водах. Тысячный В.П., Васильева И.В., Щеглова И.С и др. //Вісник Дніпропетровського державного університету. «Хімія», вип. 2, 1998. - С. 77-80.

СПОСОБ ГЕНЕРАЦИИ ГОРЯЧИХ ВОССТАНОВЛЕННЫХ ГАЗОВ ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ

Одним из наиболее уязвимых мест доменного производства является очень высокая энергоемкость, причем таких дефицитных и дорогих энергоресурсов, как кокс, мазут, природный газ (ПГ). В современном доменном производстве стоимость топлива составляет до 50% себестоимости чугуна. Таким образом, уровень затрат кокса, как основного вида топлива в доменной печи на 1 т. чугуна - универсальной показатель эффективности и конкурентоспособности как доменного производства, так и всей металлургической отрасли в целом, колеблется, от 250 кг. до 600 кг. на 1 т чугуна, и определяется качеством сырья и кокса, а также дополнительными компенсирующими видами топлива которые могут составить от 30 до 50%. Поэтому общей тенденцией в доменном производстве является неуклонное сокращение доли металлургического кокса в энергетическом и материальном балансе доменной плавки, которое достигается путем замены части металлургического кокса другими видами технологического топлива, в последнее время таким, как пылеугольное топливо (ПУТ). Основным следствием воздействия ПУТ на процесс является непосредственная замена углерода кокса углеродом угля.

Анализ последних исследований и публикаций [1,2] свидетельствует, что ПУТ, являясь наиболее эффективным способом, позволяющим существенно сократить затраты кокса, сохранить существующий уровень производительности доменных печей и качество чугуна, обладает рядом следующих недостатков.

1. Высокие требования к качеству кокса (горячая прочность на уровне 60% , реакционная способность не более 30 %).
2. Высокие требования к качеству железорудного сырья (содержание фракции – 5 мм. не более 6%).
3. Высокие требования к качеству углей для производства ПУТ:
 - низкая зольность (не более 10 – 12%);
 - высокое содержание летучих (30 – 40%);
 - низкое содержание серы (не более 1%);
 - тонкое измельчение (80% крупностью 200 мм.);
 - хорошая измельчаемость.
4. Не полное сгорание ПУТ при недостаточной тонине помола.
5. Снижение газопроницаемости столба шихты из-за увеличенной рудной нагрузки на кокс. Для поддержания производительности печи на нужном уровне при снижении газопроницаемости столба шихты от вдувания значительного количества ПУТ. Необходимо обогащение дутья кислородом.

6. Технология плавки при вдувании ПУТ требует создания в осевой части печи коксовой отдушины из крупного кокса, что можно достичь на печах с консольными аппаратами применением специальных методов загрузки шихты в доменную печь.

7. Высокая стоимость комплекса оборудования для подготовки и вдувания ПУТ в доменную печь.

В данной работе была поставлена задача – усовершенствовать технологию генерации для вдувания в доменную печь горячих восстановительных газов (ГВГ), получаемых путем паровой конверсии органического топлива в плазмотермическом реакторе – газификаторе (РГ).

Для решения поставленной задачи разработана технологическая схема, которая представляет собой единый технологический комплекс, состоящий из трех блок – схем (Рис.1).

В первой блок – схеме производится генерация ГВГ; вторая блок-схема является резервной, обеспечивающей непрерывность и безопасность в работе; третья блок – схема предназначена для подготовки твердого топлива для газификации в РГ и взаимосвязанна с первой и второй блок – схемами для взаимодействия в единой технологической системе поочередно.

Работа по технологической схеме (Рис.1) осуществляется следующим образом. Твердое топливо (например, уголь) из блок – схемы III после сушки и последующего измельчения (п.п. 8 – II на рис. 1) подается в бункер сухого измельченного угля блок – схемы 1, откуда смешиваясь поступающим из котла – утилизатора 16 паром в пароугольном смесителе 5 и в виде угольной паровзвеси поступает в термическую часть РГ 1, где измельченное топливо подвергается частичной газификации в трубной ступени, состоящей из реакторов с внешним теплоподводом, при температуре газовзвеси на выходе из ступени около 1100 °С. В камеру смешения реактора 1 вводится плазма водяного пара.

Температура в плазменной ступени реактора 1 поднимается и поддерживается на уровне более 1200°С. Так как при термических способах не удается достичь степени газификации > 80% и в продуктах присутствует коксовый остаток и значительное количество окислителей, а только плазменная газификация требует значительных затрат электроэнергии, поэтому целесообразно применить энергокомбинированный способ, предусматривающий проведение первой стадии газификации в термическом реакторе, а завершающий в плазменном, которые в данной схеме объединены в один плазмотермический реактор 1, который может обеспечить газификацию углерода топлива > 85%.

Согласно исследованиям [3] синтезируемый газ, синтез-газ (СГ) будет иметь следующий состав: 50% CO, 48 % H₂, (H₂O + CO₂) ≤ 2%, который, имея температуру 1200°С. вполне пригоден для использования как ГВГ для вдувания в доменную печь вместо ПУТ и ПГ.

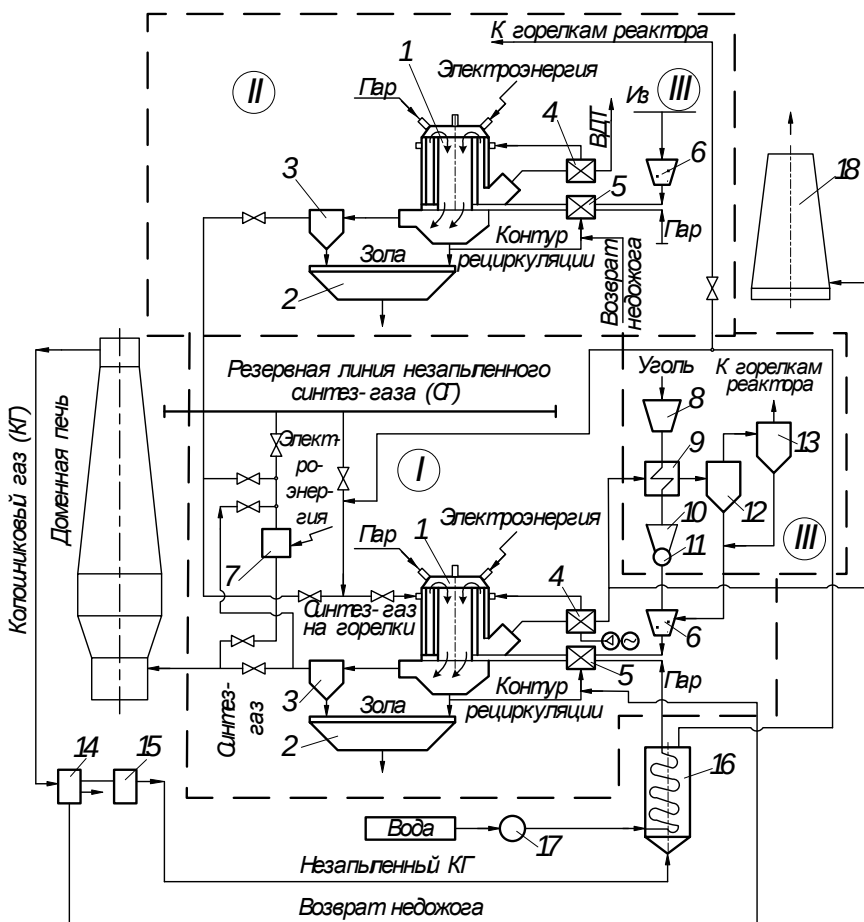


Рис.1. Технологическая схема получения горячих восстановительных газов ВРГ/СГ для вдувания в доменную печь.

I – основная блок-схема; II – резервная блок-схема; III – блок-схема подготовки угля, ВДТ – в дымовую трубу;

1 – плазмотермический реактор; 2 – бункер для золы реактора; 3 – циклон;

4 – регенеративный воздухонагреватель; 5 – пароугольный смеситель;

6 – бункер измельченного угля; 7 – плазменный подогреватель ГВГ/СГ;

8 – бункер угля; 9 – сушка угля; 10 – бункер сухого угля; 11 – мельница;

12, 13 – циклоны; 14 – первичная очистка колошникового газа;

15 – вторичная очистка КГ; 16 – котел-утилизатор; 17 – водяной насос;

18 – дымовая труба.

Отходящие из доменной печи колошниковые газы (КГ), пройдя две ступени очистки п.п. 14, 15, используются в котле-утилизаторе 16, подпитываемого водой насосом 17, для генерации пара, который используется для получения угольной паровзвеси в паругольном смесителе 5, которая поступает в термическую часть РГ.

Восстановительные газы ГВГ/СГ из реактора 1 через циклон 2, где происходит очистка газа, подается в доменную печь без дополнительного компремирования, т.к. транспорт ГВГ/СГ осуществляется за счет избыточного давления пара на входе в реактор 1 (300-350кПа), на фурмах доменной печи – (200 – 250 кПа).

Для регулирования хода печи путем кратковременного перевода ее на форсированный режим с температурой дутья до 1400°С перед кольцевым газоходом в технологической блок - схеме I установлены дуговые плазмотроны постоянного тока 7 - плазменный подогреватель ГВГ/(СГ) общей мощностью, на пример, для печи производительностью 2,3 млн.т. чугуна в год – 20 (номинальная) – 40МВт (максимальная).

Блок-схема II предусмотрена, как дублирующая блок-схему I для гарантии надежности работы технологической схемы. Является перспективным получение в плазмотермическом реакторе восстановительных газов (ГВГ/СГ) и применение в доменной плавке, которая допускает использование газа без глубокой его очистки от серы, так как сера может быть выведена из печи со шлаком. К тому же до 95% серы связывается с кальцием золы угля и оседает в бункере для золы 2, плазмотермического реактора 1.

Так как предусматривается вдувание в печь газов с высокой температурой порядка 1200°С, то для исключения теплотерьер оптимальным является размещение блок-схем I и II около доменной печи.

В таком случае отпадает необходимость в горячем воздушном обогащенном как при ПУТ кислородом и ПГ дутье, и из состава доменного цеха исключаются воздухонагреватели (кауперы).

Как показали результаты экспериментов на Новотульском металлургическом заводе [4], при одинаковом расходе дутья, 940 м³/т чугуна, при вдувании ГВГ и холодного технологического кислорода (85 % O₂) заметных отклонений в ходе доменной печи в течение опытной плавки относительно базовой схемы (сырой ПГ + 30 % O₂ в дутье) не наблюдалось, так как при этом сохранялись газодинамические и температурные условия в печи.

Преимущества предлагаемой технологии заключаются в следующем. [5].

1. Синтез-газ (горячий восстановительный газ) путем газификации в плазмотермическом реакторе может производиться из недефицитных марок каменного угля, бурого угля, сланцев, высокоокисленного угля, торфа, т.е. расширяется для использования топливно-сырьевая база.
2. В конвертированном из твердого топлива ГВГ/СГ нет золы, их можно очищать от остатков серы, которая не успела связаться кальцием золы.
3. В плазмотермическом реакторе возможно получить безоокислительный восстановительный газ с максимально высокой температурой, что позволит повысить эффективность доменной плавки. Учитывая, что

условия работы фурменной зоны при вдувании ГВГ/СГ позволяют работать при более низких значениях теоретической температуры горения (1800-1900°C), чем с применением ПУТ, это будет способствовать увеличению расхода вдуваемого ГВГ/СГ в доменную печь и снижению расхода кокса.

4. Технологическая схема малогабаритна и имеет простое конструктивное обеспечение подачи восстановительного газа в доменную печь.
5. Использование восстановительных газов увеличивает степень непрямого восстановления железа, что дает дополнительную экономию дорогостоящего кокса.
6. Для газификации в реакторе может быть использована существующая углеподготовка для ПУТ, что снизит себестоимость изготовления и внедрения предложенной технологии.

Основные проблемы которые необходимо решить для промышленной реализации предложенной технологии, связаны с выполнением проектной проработки конструкции реактора, его технико-экономической оценки и отработку на изготовленном образце технологии плазмотермической газификации угля.

Библиографический список

1. А.с №890732, кл. с.21В 5/00, опубл. 19.05.1978.
2. Патент RU № 2445346.
3. Ноздренко Г.В. //Изв. вузов. Энергетика. – 1988. - №8. - с. 67-74.
4. Ефименко Г.Г. Металлургия чугуна / Г.Г. Ефименко [и др.] // Киев. «Высшая школа». – 1988. - 351 с.
5. Вегман Е.Ф. Металлургия чугуна / Е.Ф. Вегман [и др.] // М.:ИКИЦ “Академкнига”. – 2004. - 512 с.

УДК 669.1: 621.1

Мищенко В.Г.¹, Булах А.И.², Мартыненко В.В.³

¹ Профессор, д-р. техн. наук, зав. каф. Прикладной физики и наноматериалов ЗНУ

² Аспирант каф. Прикладной физики и наноматериалов ЗНУ

³ Инженер I категории каф. Прикладной физики и наноматериалов ЗНУ

МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКИХ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ТЯЖЕЛОНАГРУЖЕННЫХ ЗУБЧАТЫХ КОЛЕС

Введение

Среди многочисленных методов повышения свойств поверхности тяжелонагруженных зубчатых колес (цементация, азотирование, нитроцементация, борирование и др.) малоизученными остаются:

- термическая (ТО) и химико-термическая обработка (ХТО) на вторичную твердость;
- контроль концентрации и распределения по глубине диффузионного слоя насыщающего элемента.

Известно, что ХТО сталей для зубчатых колёс проводят при высокой температуре (850...1050 °С) в среде, содержащей углерод (или углерод и азот). Качество обрабатываемых изделий может существенно снизиться в результате внезапного (аварийного) прекращения насыщения при ХТО и сопровождаться такими нежелательными процессами, как обезуглероживание, деазотирование и т.п. В свою очередь, бесконтрольность концентрации и распределения по глубине углерода, также вызывает неравномерность структуры и свойств диффузионного слоя.

Поэтому, для изготовления высококачественных и особо ответственных деталей, необходимо контролировать и управлять процессами ХТО, которые могут проводиться в газообразной или жидкой среде, с использованием вакуумного тлеющего разряда, электролитно-плазменной обработки и др.

ХТО на вторичную твердость разработанной стали типа 09ХЗНМЗФБч

Известные среднелегированные цементированные стали 14ХГСН2МА (ДИ-3А), 13ХЗНВМ2Ф (ВКС-4), 16ХЗНВМФБ (ВКС-5), 13ХЗНЗМ2ВФБ (ВКС-10) и М50 NiL уже не соответствуют современным требованиям, предъявляемым к материалам для тяжелонагруженных зубчатых колёс. В частности, стали 14ХГСН2МА и 16ХЗНВМФБ обладают недостаточным уровнем теплостойкости ($\leq 300^\circ\text{C}$), а стали 13ХЗНВМ2Ф и М50 NiL характеризуются повышенной твёрдостью сердцевины, что усложняет их механическую обработку, а все они имеют низкие показатели контактной выносливости [1].

С целью решения этих проблем был разработан состав вторичнотвердеющей цементуемой стали 09ХЗНМЗФБч [2]. Сравнительные

механические и эксплуатационные свойства разработанной стали 09ХЗНМЗФБч и её аналогов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Механические и эксплуатационные свойства цементируемых сталей [1]

Марка стали	Свойства сердцевины			Свойства цементированной стали	Контактная выносливость при $\sigma_{z\max}=2300$ МПа	Темп. эксплуатации (макс.)
	σ_B^{20} , МПа	HRC	KCU, МДж/м ²	HRC	N ₅₀ , 10 ⁶ циклов	T, °C
ХТО на первичную твёрдость						
14ХГСН2МА	980...1050	38...41	0,95...1,05	≥ 58	20	180
16ХЗНВМФБ	1220...1280	42...44	0,78...0,85	≥ 62	23	300
ХТО на вторичную твёрдость						
M50 NiL	1300...1400	42...46	-	60...64	-	400
13ХЗНВМ2Ф	1150...1300	42...44	0,50...0,77	60...62	39	450
09ХЗНМЗФБч	1282...1405	38...44	0,85...1,19	61...63	≤101*	450

*Максимальные контактные напряжения $\sigma_{z\max} = 3500$ МПа

Для повышения теплостойкости исследуемой стали был выбран режим цементации, который обеспечивает ее вторичное твердение [1, 3]. Цементацию нормализованных образцов проводили в твердом карбюризаторе (ГОСТ 2407-83) в контейнере при температуре 1030 ± 10 °C в течение 10 ч с последующим непосредственным закаливанием в индустриальном масле и 5-кратным отпуском при температурах 500 ± 5 °C, 520 ± 5 °C, 540 ± 5 °C. Для исследования механических свойств (σ_B , HRC) сердцевины сталей использовали образцы, которые подвергали термической обработке по режиму: закалка с температуры 1030 ± 10 °C в индустриальном масле и следующий 4-кратный отпуск при температуре 540 °C в течение 1 ч.

После получения аустенитной структуры выбирали температуру и достаточное количество отпусков с целью обеспечения оптимального воздействия эффекта вторичного твердения на формирование структуры и конечных свойств диффузионного слоя образца (табл. 2).

Таблица 2 – Влияние режимов термической обработки на твердость стали после ХТО

Температура отпуска, °C	Твердость поверхностного слоя после цементации, заковки и последующих отпусков, HRC				
	I	II	III	IV	V
500±5	55...57	61...62,5	61,5...63	61,5...63	61,5...63
520±5	50...54,5	60...61	61...63	62...63	62...63
540±5	54...57	60...62,5	61...63	61...63	61...62,5

Результаты исследований показывают, что уже после 3-4 отпуска формируется стабильная структура диффузионного слоя и достигается его максимальная твердость, которая не меняется с проведением дальнейших

отпусков. Это дает возможность упростить технологию ХТО по сравнению с аналогами (4-5 отпусков) и позволяет использовать исследуемую сталь при высоких температурах эксплуатации – до 450 °С [1, 3].

Таким образом, преимущество твердости разработанной вторичноотвердеющей цементируемой стали 09Х3НМ3ФБч (61-63 HRC), по сравнению с 13Х3НВМ2Ф и 13Х3НМ2ВФБ положительно влияет на ее эксплуатационные свойства, а дополнительный контроль качества ХТО гарантирует требуемую структуру слоя и обеспечивает безотказную работу зубчатых колёс. Так как максимальные температуры эксплуатации указанных сталей достигает 250...450 °С, то для изготовления тяжелонагруженных и высокоскоростных деталей редукторов ГТД целесообразно использовать вторичноотвердеющие цементируемые стали.

Контроль параметров цементированного слоя опытной стали с помощью дифференциального dilatометра

Способ позволяет непосредственно в процессе ХТО стали регистрировать начало и завершение насыщения, фиксировать процесс обезуглероживания (деазотирования), а также регулировать активность насыщающей среды для получения гарантированных параметров диффузионного слоя.

Толкатели 1, 2 не должны подвергаться влиянию науглероживающей среды и испытывать фазовых превращений при эксплуатации (изготавливали толкатели из сплава Х20Н80). Эталон 5 и трубчатый образец 9 изготавливали из той же марки стали, что и детали, подвергаемые ХТО (см. рис. 1). Точность фиксации начала диффузионного насыщения при ХТО можно повысить путем использования пустотелого эталона 5 (толщина стенки 1,5 мм) вместо сплошного за счет более быстрого прогрева в период выхода на температуру ХТО (см. рис. 1) [4, 5].

После достижения температуры ХТО исчезает разница в длине толкателей 1 и 2, которая была вызвана температурным градиентом при нагреве. При температуре насыщения (1030 °С) структура образца аустенитная поликристаллическая (ГЦК решётка). Коэффициент линейного расширения аустенита имеет одинаковые значения для всех кристаллографических направлений ([010], [100], [001]). В трубчатом образце поликристаллы аустенита среднестатистически разориентированы друг относительно друга. Поэтому можно считать, что линейные размеры образца изменяются одинаково во всех направлениях прямо пропорционально изменению параметра решётки аустенита. В процессе ХТО (при неизменной температуре насыщающей атмосферы) образец 9 удлиняется за счёт увеличения в нём концентрации углерода, что связано с увеличением параметра решетки аустенита [6].

Во время диффузионного насыщения трубчатого образца эталон 5 сохраняет свои размеры, так как защищен специальным покрытием от диффузии углерода (например, слой никеля толщиной 0,1 мм). Это дает возможность с высокой точностью измерять удлинение образца Δl с помощью индикаторных часов 11. Параметры диффузионного слоя непосредственно в процессе ХТО можно определить с помощью показаний величины Δl по

градуировочным графикам. Градуировочные графики зависимостей толщины слоя B и концентрации углерода на поверхности C от удлинения Δl предварительно строят по результатам химического, металлографического и дюрOMETрического анализов [7].

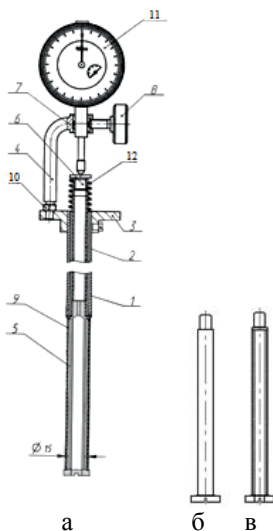


Рисунок 1. – Дифференциальный dilatометр и эталоны:
а – дифференциальный dilatометр (1 – внешний толкатель, 2 – внутренний толкатель, 3 – фланец, 4 – кронштейн, 5 – эталон, 6 – пластина, 7 – втулка, 8 – винт, 9 – образец, 10 – гайка, 11 – индикаторные часы, 12 – пружина);
б – сплошной эталон; в – пустотелый эталон [4].

Исследование контактной выносливости образцов из опытной стали 09ХЗНМЗФБч после химико-термической обработки

Целью работы было исследование контактной выносливости. Образцы для контактных испытаний изготавливали из прутков диаметром 15 мм разработанной стали 09ХЗНМЗФБч и стали 16ХЗНВФМБ (ВКС-5) (рис. 2.).

Цементацию образцов из стали 09ХЗНМЗФБч проводили в электропечи СШОЛ-11.6/12МЗ при температуре 1030 ± 10 °С в течение 2 ч. с использованием твердого карбюризаторов (ГОСТ 2407-83). После цементации проводили охлаждения контейнера с образцами на воздухе, закаливание в индустриальном масле с 1030 °С и следующий трехкратный отпуск при 530 °С продолжительностью 1 час. Для каждой партии было изготовлено 12-15 образцов.

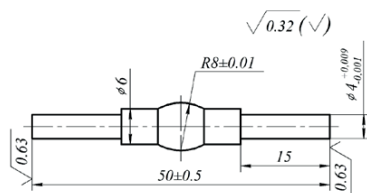


Рисунок 2. – Чертежи образца для испытаний контактной выносливости.

Испытания на контактную выносливость осуществляли на установке МКВ-К со скоростью обкатки образцов около 7,9 м/с при контактных нагрузках $\sigma_{Z \max} = 3500$ МПа. Смазку образцов при испытаниях осуществляли капельным методом с применением смазочной жидкости [8].

С помощью статистической обработки были определены среднелогарифмическая долговечность N_{50} , которая соответствует 50 % вероятности разрушения образцов, гарантированная долговечность N_{10} , которая соответствует 10 % вероятности разрушения, а также среднеквадратическое отклонение $S_{\lg N}$. По рассчитанным значениям $\lg \bar{N}$ и $S_{\lg N}$ были построены прямые, которые аппроксимируют функцию распределения логарифма чисел циклов $\lg N_{pi} = \lg \bar{N} + S_{\lg N}$ (рис. 3.).

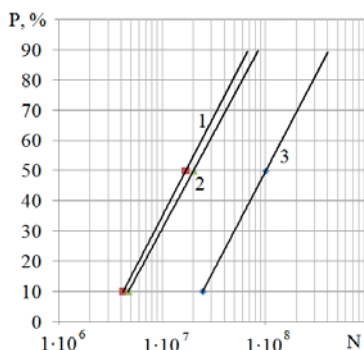


Рисунок 3. – Зависимость функции распределения долговечности образцов от количества циклов испытаний для сталей: 1 – 16Х3НВФМБ цементруемой; 2 – 16Х3НВФМБ цементруемой с омеднением; 3 – 09Х3НМЗФБч цементруемой.

Выводы

1. Установлено преимущество ХТО на вторичную твёрдость разработанной стали 09Х3НМЗФБч по сравнению с аналогами, обработанными на первичную и вторичную твердость.

2. Использование дифференциального dilatометра для контроля процесса диффузионного насыщения обеспечивает получение стабильных

параметров цементированного (нитроцементированного) слоя зубьев колёс редукторов авиа- и судостроения, что способно значительно повысить их надёжность и долговечность.

Библиографический список

1. Лазечный И.Н., Банас И.П. Формирование при ХТО структуры и свойств цементунных сталей различной теплостойкости // Нові матеріали і технології в металургії та машинобудуванні. – №1 (2005). – С. 37-44.
2. Пат. 108582 Україна, МПК C22C38/44, C22C38/46, C22C38/48. Цементована сталь / Міщенко В.Г., Панченко О.І., Лютий О.П., Єдинович А.Б., Меньяло О.І., Милосердов О.Б., Олійников В.І.; заявник та патентовласник Запорізький національний університет. – № a201404953 ; заявл. 12.05.2014 ; опубл. 12.02.2015, Бюл. №9.
3. Ervin V. Rolling Bearing Steels – A Technical and Historical Perspective (NASA/TM—2012-217445, National Aeronautics and Space Administration, Glenn Research Center, Cleveland, Ohio 44135, 2012).
4. В.Г Міщенко та ін. Диференційний дилатометр (Патент України №94867, заявлений 24.06.2010, опублікований 10.06.2011).
5. В.Г Міщенко та ін. Спосіб визначення параметрів дифузійного шару при хіміко-термічній обробці (Патент України №94552, заявлений 24.06.2010, опублікований 10.05.2011).
6. Прженосил Богумил. Нитроцементация / Богумил Прженосил. – Ленинград: Машиностроение, 1969. – С. 53-56.
7. В.Г Міщенко та ін. Спосіб визначення параметрів дифузійного шару при хіміко-термічній обробці (Патент України №94552, заявлений 24.06.2010, опублікований 10.05.2011).
8. Государственный комитет СССР по стандартам. Всесоюзный научно-исследовательский институт по нормализации в машиностроении. Расчеты и испытания на прочность, методы испытаний на контактную усталость. Р 50-54-30-87 – Москва, – 1986.

БАЗОВІ МОДЕЛІ РЕНТООРІЄНТОВАНОЇ СТРАТЕГІЇ ПОВЕДІНКИ В ГАЛУЗІ НАДРОКОРИСТУВАННЯ УКРАЇНИ ТА СВІТУ

Проблеми формування та реалізації рентних відносин в галузі надрокористування та природокористування мають суттєві здобутки, як в теоретичній, так і в практичній площинах дослідження. Оцінка та аналіз діяльності з приводу надрокористування в Україні та світі зараз набуває першочергового значення, оскільки пов'язана з проблемами доходоформування не лише підприємця-орендаря надр, але й впливає на доходоформування держави, що особливо помітно при державній формі власності на надра. Специфікою державного регулювання надрокористування будь-якої країни є визначення правового статусу форм власності на надра, в тому числі в аспектах оподаткування підприємців-надрокористувачів та створення умов до формування рентоорієнтованої стратегії поведінки. Вивчення означеної проблематики повинно базуватися на комплексному вивченні проблем, механізмів, моделей та інструментів форм реалізації прав власності на надра, як у вітчизняній практиці, так і з врахуванням провідного міжнародного досвіду.

Переважає більшість видобутої сировини (в країнах з державною формою власності на надра) експортується за кордон – за даними деяких досліджень [1] біля $\frac{2}{3}$, а лише $\frac{1}{3}$ – використовується для задоволення власних потреб усередині країни.

Державне регулювання відносин в сфері надрокористування в міжнародній практиці відбувається на підставі або комплексних законів (які регулюють загальні принципи надрокористування та не враховують специфіку кожного конкретного виду надр), або законодавчо-нормативних актів (які регулюють взаємовідносини суб'єктів стосовно найбільш поширених та розроблених родовищ корисних копалин в конкретній державі). Законодавче регулювання надрокористування на підставі комплексних законів здійснюється в Бразилії, Індії, Мексиці, Чилі та інших країнах; окремі законодавчі акти, характерні для Австралії, Великобританії, Канади, США – стосовно регулювання галузі виробництва енергоносіїв, для Південно Африканської республіки – відносно видобутку коштовних металів та дорогоцінного каміння [2].

При визначенні форм реалізації прав власності на надра та розробці базових принципів рентних відносин в сфері надрокористування держава, як власник надр, прагне забезпечити комплексний підхід до регулювання виробничо-господарської діяльності гірничих підприємств, які стосуються економічних, політичних, законодавчих, соціальних та екологічних проблем.

В міжнародній практиці виділяють три базові моделі ренти [3, с. 48-50]:

1 модель є характерною для близькосхідних країн (Бахрейну, Кувейту, Ємену, Саудівської Аравії тощо) з безумовною загальнодержавною формою

власності на надра. Специфікою функціонування цієї моделі є отримання рентних доходів державою та власниками компаній з відповідним розподілом отриманих рентних доходів на соціальні та інфраструктурні проекти. Державна економічна політика спрямована на створення фондів «наступних поколінь».

2 модель відображає специфіку взаємовідносин у галузі надрокористування в США та Канаді, де коло суб'єктів рентних відносин більш широке та включає в себе: державу, приватні компанії та фізичних осіб. Федеративний (за своєю суттю) державний устрій дозволяє кожному штату (провінції) мати власне законодавство, що регулює діяльність надрокористувачів, обсяги відрахувань, способи обчислення податків за здійснене надровиснаження. Для цієї моделі є характерним здійснення «резервування надр» для наступних поколінь та жорсткий контроль за дотриманням екологічних норм процесу надрокористування.

3 модель надає можливість здійснювати надрокористування лише державним компаніям та характерна для Великобританії, Венесуели, Мексики, Норвегії. Саме державні компанії розробляють родовища корисних копалин, видобувають сировину, збагачують її та займаються реалізацією концентратів корисних копалин. При необхідності залучення іноземного капіталу застосовується система «угод про розподіл продукції».

Загальним для зазначених моделей є бажання зацікавлених в отриманні ренти суб'єктів здійснювати системні заходи для формування рентоорієнтованої стратегії поведінки з приводу отримання рентного доходу кожним із суб'єктів та максимізації цих надходжень.

Моделі вилучення природної ренти в міжнародній практиці різноманітні та найчастіше здійснюється за допомогою податкових методів, які здатні забезпечити: достатні надходження до державного бюджету, контроль за розмірами рентовилучення та забезпечити інвестиційні стимули для розвитку галузі.

Для цього податкова система створюється на підставі принципів простоти та прозорості обчислення ренти, заснована на легкому та доступному методичному забезпеченні розрахунків й легко контролювана.

Основними видами платежів при здійсненні виробничого надрокористування у закордонній практиці доволі широко застосовують бонуси, ренталс, роялті та податки.

Власником надр отримується платня за використання родовищ корисних копалин у розвинутих країнах завдяки комбінації прямих і непрямих податків та платежів [2, с. 94-95]:

- фіксований внесок (FF);
- специфічний податок або податок на вартість (SAVD, “Royalties”);
- найвищу ставку податку на прибуток (HRIT);
- прогресивний податок на прибуток (PPT);
- податок на ренту ресурсів (RRT);
- коричневий податок (BT);
- частину продукції (PS);
- податок на ресурсну ренту після виплати кредиту (RRTE);

- внесений відсоток (СІ).

Ефективна виробничо-господарська діяльність в галузі надрокористування виступає запорукою розвитку економіки України та джерелом поповнення доходної частини Державного бюджету України [4]. Зважаючи на це доцільно зосередити увагу фахівців на низці проблем, які суттєво впливають на розвиток як окремих металургійних підприємств, так і металургійної галузі, серед основних доцільно виділити наступні: зношеність основних виробничих фондів, обмеженість власних фінансових ресурсів та певна складність щодо залучення інвестицій і кредитів, жорсткі умови конкуренції на світовому ринку, наявність товарів-замінників традиційної продукції металургійної галузі, неадекватність рентної політики держави сучасним умовам господарювання та сутності «рентних платежів», наявні кризові явища в економічній та політичній сферах країни, суттєвий рівень корупції та тіньової економіки тощо. Доцільно акцентувати увагу фахівців на проблему, пов'язану із раціональним використанням надр корисних копалин та вилученням рентних платежів до доходної частини Державного бюджету України.

Відповідно п. 251.1 Податкового кодексу України рентну плату сплачують за: «...користування надрами для видобування корисних копалин...». Стосовно визначення розміру рентної плати діють, так звані, «ставки рентної плати», які щорічно переглядаються. В 2015 році, вперше в практиці сплати рентних платежів за користування надрами для видобування корисних копалин в Україні, було застосовано новий механізм коригування обчислення розміру ставки для залізної руди. Відповідно до Листа ДФСУ від 29.01.2015 р. № 2703/7/99-99-15-04-02-17 «Про особливості справляння рентної плати у 2015 році» (8% від вартості товарної продукції з урахуванням коефіцієнту «...який дорівнює частці заліза в товарній продукції» (п. 252.20 ПКУ виноски 1).

Слід зазначити, що з метою вдосконалення існуючого законодавства в питаннях визначення ставок рентних платежів та створення рівних умов господарювання суб'єктів при надрокористуванні доцільно використовувати показники ставок рентних платежів «диференційної ренти І роду», які враховують не лише вміст заліза в товарній продукції, а дозволяють оцінити залучені до розробки родовища залізних руд щодо вмісту корисного компоненту (заліза) безпосередньо після видобування до стадії збагачення [5]. Обчислення ставки рентних платежів у відсотках з коригуванням ставки податку на вміст заліза у товарній продукції не відповідає економічній сутності рентних платежів (диференційної ренти) та призводить до недоотримання платежів державою до бюджету, оскільки стандартизує «тіло» рентного платежу до 8%, а застосування означеного коефіцієнта є непрозорим та неефективним. Оскільки обґрунтованість розміру зазначеного коефіцієнту викликає певні сумніви, то виникає необхідність перевірки його використання з позицій аналізу корупціогенної складової задля уникнення проблем «вимивання коштів» з видобуваючих підприємств до кишень корупціонерів як державного, так і недержавного рівнів.

Бібліографічний список

1. Гасик М. И., Гандеровский О. Г., Овчарук А. Н, Рогачев И. П. Ферросплавы Украины – 2000. – Днепропетровск: «Системные технологии», 2001. – 143 с.
2. Решетилова Т. Б. Горная рента в механизме управления использованием недр. – М.: Изд-во МГТУ, 1997. – 178 с.
3. Сергеев А. Природная рента: мировой опыт и российские ошибки // Русский предприниматель.- 2002. - № 10-11. – С. 47 – 52.
4. Ткаченко Н. И. Основные подходы к регулированию недропользования // Научные труды Донецкого национального технического университета. Серия: экономическая. – 2004. - № 80. – С. 65-72.
5. Tkachenko I. State regulation of ecological and economic process as a factor of activation of metallurgical production in Ukraine / Illia Tkachenko, Oleksandra Letucha, Ievgen Samoilenko, Nataliia Tkachenko, Anhelina Letucha // Metallurgical and Mining Industry. – 2016. - №2. - [Електронний ресурс]. – Режим доступу: / http://www.metaljournal.com.ua/assets/Journal/english-edition/MMI_2016_2/8_Letucha.pdf

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ УЛУЧШЕНИЯ ПОДГОТОВКИ АГЛОМЕРАЦИОННОЙ ШИХТЫ К СПЕКАНИЮ

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

Широкое применение мелкофракционных железорудных материалов в современном агломерационном производстве обусловлено рядом причин: стремлением улучшить показатели доменной плавки за счет использования агломерата, полученного из концентратов обогащения с повышенным содержанием железа; дефицитом богатой агломерационной руды; необходимостью утилизации дисперсных отходов металлургических предприятий. Однако, при использовании шихт с высоким содержанием мелкофракционных материалов резко снижается газопроницаемость спекаемого слоя, производительность агломерационных машин и качество агломерата. В связи с этим проблема недостатка эффективных способов подготовки мелкофракционных шихт к спеканию получает особую актуальность.

Анализ достижений и публикаций

Улучшить характеристики агломерационного процесса возможно за счет совершенствования процесса окомкования шихты, рыхления слоя, создания системы отдушин или борозд в нем, спекания под давлением и другими способами [1]. Наиболее востребованным направлением является первое, поскольку оно позволяет повысить газопроницаемость спекаемого слоя, не требуя при этом модернизации конструкции агломерационной машины.

Существуют предложения, направленные на улучшение способности шихты к окомкованию и повышение прочности окомкованного продукта. Поставленная задача решается путем оптимизации физико-химических свойств воды (например, изменением поверхностного натяжения и вязкости при магнитной обработке, изменение рН воды) или шихты (например, увеличением сил сцепления между частицами при добавке цементов, извести, других связующих и поверхностно-активных веществ).

Следующую группу способов составляют усовершенствования конструкции или режимов работы основного агрегата для окомкования аглошихты – окомковательного барабана. Повышения производительности барабана и эффективности окомкования часто добиваются посредством интенсификации процесса образования так называемых «зародышей» – микрогранул из мелкодисперсного материала, которые служат центрами образования комков шихты. Для этого во внутренней полости барабана устанавливают своеобразные «интенсификаторы гранулообразования», которые могут быть выполнены в виде тросов с навивкой прядей в сторону вращения барабана; эластичных полых элементов, заполненных

металлическими прутами, ориентированными вдоль оси вращения барабана; нескольких последовательно расположенных полостей различной формы и т.д. [2]

Предложен способ производства «гибридного окускованного сырья» [3], сущность которого состоит в том, что шихту с повышенным содержанием железорудного концентрата, перед спеканием по традиционной агломерационной технологии, окомковывают не в барабанном окомкователе, а в тарельчатом грануляторе. Используемый авторами [3] метод предварительной грануляции тонкодисперсных составляющих позволил улучшить исходную газопроницаемость агломерируемого слоя и повысить скорость спекания на 17%.

Разработаны методы предварительного брикетирования концентрата обогащения [1, 4]. Так, в работе [4] предлагается осуществлять подготовку агломерационной шихты к спеканию путем предварительного брикетирования шихты в валковом прессе с получением брикетов объемом 12 см^3 , которые затем дробят и отсеивают фракцию менее 2 мм. Подготовленная таким образом шихта состоит из гранул фракции 2-15 мм и при спекании по обычной технологии позволяет повысить производительность агломерационных установок в 2,5 – 3 раза.

Положительный эффект применения вышеописанных способов лимитируется их внутренним ресурсом (связующей способностью цемента, величиной дисперсности шихты после дробления брикетов и т.д.). Они не дают возможности контролируемого улучшения гранулометрического состава окомкованного продукта, что, в свою очередь, препятствует созданию пористого слоя исходной аглошихты с заданной структурой.

Постановка задачи

Целью данного исследования является разработка способа усиленного окомкования шихты, который позволит формировать заданную структуру спекаемого слоя с наибольшей, допустимой для агломерационного процесса, газопроницаемостью.

Изложение материала и результаты

В работе [5] предпринята попытка сформулировать рекомендации по повышению эффективности процесса окомкования агломерационных шихт. Установлено, что для создания слоя исходной аглошихты с достаточной газопроницаемостью необходимо обеспечить следующий фракционный состав окомкованного продукта: отношение диаметров гранул максимального и минимального размеров $d_{\max}/d_{\min} = 1,25-2$, отношение среднего диаметра $1/3$ массы гранул наименьшей крупности к среднему диаметру оставшейся части гранул $d_{(1/3\min)}/d_{(2/3)} = 0,8-0,95$. Необходимо отметить, что при выработке указанных рекомендаций не были обоснованы величины нижнего и верхнего пределов крупности шихтовых гранул. После некоторого уточнения, было принято решение ограничить размеры гранул диапазоном 3-6 мм.

Ограничение нижнего предела крупности получаемых гранул величиной 3 мм обусловлено необходимостью удаления мелочи фракции 0-2 мм, которая оказывает резко негативное влияние на газопроницаемость слоя

подготовленной шихты. Верхний предел крупности получаемых шихтовых гранул 6 мм обусловлен стремлением создать условия для быстрого прогрева гранул в зоне подогрева на агломерационной машине, участия в минералообразовании и формировании конечной структуры агломерата. Кроме того, при образовании чрезмерно крупных шихтовых агрегатов (фр. больше 5-6 мм) происходит запрессовывание мелких фракций топлива, которые впоследствии не сгорают и тем самым повышают расход топлива при агломерации [1, 2].

С целью проверки эффективности данных рекомендаций, проведены экспериментальные исследования газопроницаемости слоя исходной шихты и математическое моделирование процесса ее спекания. В качестве объекта для сравнения выбран вышеупомянутый способ подготовки аглошихты к спеканию [4], по которому шихту сначала брикетируют в валковом прессе, затем брикеты дробят и отсеивают мелкую фракцию, получая смесь из гранул фр. 2-15 мм.

Недостатком данного способа является то, что получаемая после дробления шихта является полифракционной, характеризуется низкой степенью однородности распределения гранулометрического состава и неконтролируемым соотношением частиц различной крупности, вследствие чего снижается порозность и ухудшается исходная газопроницаемость спекаемого слоя. Кроме того, наличие операции дробления, в ходе которой в возврат уходит 20-30 % мелочи фракции 0-2 мм, приводит к усложнению технологического процесса подготовки агломерационной шихты и снижению его эффективности. Стоит также отметить, что верхний предел крупности шихтовых гранул необоснованно высок, вследствие чего ухудшаются условия прогрева и плавления шихты.

Измерение исходной газопроницаемости шихт, подготовленных с применением разработанных рекомендаций и по способу-прототипу, осуществляли на лабораторной агломерационной установке, и использованием крыльчатого анемометра АСО-3 У5, при высоте слоя в спекательной чаше 280 мм и разрежении под колосниковой решеткой 900 кгс/м². Расчет удельной производительности агломерационной установки производили с помощью математической модели, включающей следующие выражения [6, 7]:

$$P = 0.0006 \cdot v \cdot \gamma_{ш} \cdot k \cdot \beta, \quad (1)$$

$$\omega_{исх} \approx 1,75 \cdot \omega_{ср}, \quad (2)$$

$$v = a \cdot \omega_{ср}^b, \quad (3)$$

где: P – удельная производительность агломерационной установки, т/м²·ч; v – вертикальная скорость спекания, мм/мин; $\gamma_{ш}$ – объемная масса шихты, т/м³ ($\gamma_{ш} \approx 1,8$ т/м³); k – выход аглоспека из шихты, доли ед. ($k = 0,85-0,9$); β – выход годного, % от аглоспека ($\beta = 65-70$ %); $\omega_{исх}$ – скорость фильтрации газов через слой исходной аглошихты, м/с; $\omega_{ср}$ – средняя за процесс спекания скорость фильтрации газов через слой, м/с; a и b – функции гранулометрического состава и теплофизических свойств шихты, параметров газового потока, скорости и полноты выгорания углерода и др. факторов ($a = 15-60$; $b = 0,5-1,1$).

Результаты проведенных исследований представлены в таблице 1, где в первой строке приведены данные о шихте, подготовленной по способу [4]; в строках №2-4 – по предлагаемому нами рекомендациям [5], при этом, во второй строке соотношения $d_{\max}/d_{\min}$ и $d_{(1/3\min)}/d_{(2/3)}$ оптимальные, в третьей - $d_{\max}/d_{\min}$ больше, $d_{(1/3\min)}/d_{(2/3)}$ меньше оптимального, а в четвертой - $d_{\max}/d_{\min}$ меньше, $d_{(1/3\min)}/d_{(2/3)}$ больше оптимального.

Таблица 1 – Параметры структуры слоя и технико-экономические показатели агломерации шихт

№ пп	$d_{\max}/d_{\min}$ мм/мм	$d_{(1/3\min)}/d_{(2/3)}$ мм/мм	$d_{\text{кв}}$ мм	V_d мм/мм	ϵ %	$\omega_{\text{исх}}$ м/с	P т/м ² ·ч
1	7,5	0,42	3,7	0,65	36,1	0,94	1,81
2	2,0	0,85	5,0	0,17	48,0	1,4	2,25
3	3,0	0,64	4,5	0,4	40,0	1,02	1,9
4	1,0	1,0	6,0	0	49,2	1,6	2,02

Установлено, что подготовка шихты с использованием рекомендаций [5] (крупность гранул 3-6мм; $d_{\max}/d_{\min} = 2,0$; $d_{(1/3\min)}/d_{(2/3)} = 0,85$) позволяет получить порозность слоя 48,0 % и исходную газопроницаемость слоя 1,4 м/с. В то же время, слой шихты, подготовленной по способу-прототипу, характеризуется значением порозности 36,1 % и исходной газопроницаемости ,94 м/с. Математическое моделирование процесса спекания шихты, подготовленной по нашим рекомендациям, показало, что удельная производительность агломерационной машины составила 2,25 т/м²·ч, против 1,81 т/м²·ч, для спекания шихты, подготовленной по способу-прототипу. Подготовка агломерационной шихты по предлагаемому способу позволяет увеличить порозность слоя шихты на 29-33 %, исходную газопроницаемость слоя - на 46-49 %, и повысить удельную производительность агломашины на 20-24 %.

Практическая реализация данных рекомендаций требует применения окомковательного агрегата, который обеспечит получение шихты со строго заданным гранулометрическим составом. По нашему мнению, для решения поставленной задачи целесообразно использовать валковый пресс. Данный агрегат позволяет получать одинаковые по размеру и форме сырые шихтовые гранулы, которые, благодаря высоким усилиям прессования, характеризуются максимально плотной упаковкой частиц и повышенными прочностными характеристиками. При условии рационального выбора калибровки бандажей валкового пресса (диаметр, и ширина бандажей, форма, размеры, размещение и количественное соотношение формообразующих ячеек), представляется возможным обеспечить получение агломерационной шихты, полностью соответствующей необходимым требованиям к грансоставу, для формирования спекаемого слоя с наибольшей допустимой газопроницаемостью.

Кроме того, производительность современных валковых прессов для брикетирования мелкофракционных материалов достигает 90-100 т/ч [8], что сопоставимо с производительностью окомкователей обжиговых фабрик:

Выводы

Многие существующие способы окомкования агломерационной шихты имеют общий недостаток – не обеспечивают получение окомкованного продукта со строго заданным гранулометрическим составом, а, следовательно, не дают возможности контролировать структуру слоя исходной аглошихты и его газопроницаемость.

Разработан способ подготовки агломерационной шихты к спеканию, согласно которому ограничивают крупность гранул диапазоном 3-6 мм, устанавливают отношение диаметров гранул максимального и минимального размеров в пределах 1,25-2, при этом отношение среднего диаметра 1/3 массы гранул наименьшей крупности к среднему диаметру оставшейся части гранул поддерживают равным 0,8-0,95. Установлено, что при спекании аглошихты, подготовленной по данному способу, порозность слоя исходной аглошихты увеличивается на 29-33 %, газопроницаемость слоя - на 46-49 %, а удельная производительность агломерационной установки возрастает на 20-24 %.

Сформулирована задача на проектирование калибровки бандажей валькового брикетного пресса, который позволит получать окомкованный продукт с указанными характеристиками гранулометрического состава.

Библиографический список

1. A. Babich, D.Senk, H.W.Gudenau, K.Th. Mavrommatis. Ironmaking. – Aachen: «RWTH Aachen University» -2008. - 402 p.
2. Борисов В. М., Карабасов Ю. С., Ловчиновский Э. В. Пути повышения газопроницаемости агломерационных шихт. Черметинформация, 1973, серия 3, № 3. – 27 с.
3. Получение окускованного железорудного материала блочно-ячеистого строения / Игнатов Н.В., Вылупко Е.Е., Губа О.В. и др. // Наукові вісті. Сучасні проблеми металургії. – Днепропетровск: НМетАУ.- 2011.- №14.- С.50-57.
4. Kempkes M., Schenck H., Wenzel W. e.a. Die Sinterung zwangsgekrumelter Erzmischungen // Forschungsberichte des Landes Nordrhein-Westfalen. 1967. Nr.1852. P.10-26.
5. Худяков О.Ю. Розробка рекомендацій щодо підвищення ефективності огрудування агломераційних шихт / О.Ю.Худяков, М.М.Бойко, Н.В.Полякова, В.І.Петренко, С.В.Ващенко, К.В.Баюл // Системні технології: регіон. міжвуз. зб. наук. праць.– Дніпропетровськ: Системні технології, 2016.- №5 (106).– С.62-72.
6. Обзор и анализ математических моделей расчета производительности агломерационной машины / Ганин Д.Р., Дружков В.Г., Панычев А.А., Шаповалов А.Н. // Теория и технология металлургического производства - 2014.- № 2 (15).- 20-26.
7. Газодинамические особенности слоя исходной шихты. / Берсенов И.С., Боковиков Б.А., Клейн В.И. и др. // Сталь – 2010.- №9.- С.16-18.

8. Фастовский М.Х., Дакалов В.Г., Носовский А.А. Механическое и транспортное оборудование агломерационных фабрик - М.: «Металлургия», 1983. – 264 с.

9. Анализ современных машин для брикетирования мелкофракционных сырьевых материалов. // Большаков В.И., Баюл К.В. // Metallургическая и горнорудная промышленность – 2013. - №4.- С. 92-96

10. HPGR-FAQ / C.Morley // The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. – 2010.- vol.110- P.107-115

ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ КАК КЛЮЧ К ПОВЫШЕНИЮ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ МЕТАЛЛУРГИИ ПРИДНЕПРОВЬЯ НАЧАЛА XXI ВЕКА

Металлургия – одна из немногих отраслей промышленного сектора в Украине, от конкурентоспособности которой зависит экономическая стабильность страны в целом. Именно металлургические предприятия обеспечивают четверть национального ВВП. По объёму налоговых отчислений сталевары находятся на уровне аграриев.

Основные производственные мощности горно-металлургического комплекса (ГМК) Украины сосредоточены в Приднестровье (Днепропетровская и Запорожская области Украины). Поэтому для дальнейшего развития региональной экономики Приднестровья крайне важно повышать уровень конкурентоспособности данной отрасли. И энергоэффективность является ключевым показателем этого процесса. Рассмотрим факторы, которые с нашей точки зрения, могут этому способствовать.

В первую очередь следует отметить, что металлургия в Украине является крайне энергозатратной и в то же время экспортоориентированной отраслью экономики, которая полностью зависит от мировых цен на её продукцию, ведь 80% выпущенной стали украинские производители экспортируют и только 20% продают на внутреннем рынке [1]. При этом мировой рынок может спокойно обойтись без украинских полуфабрикатов. Ведь на металлургическом рынке наибольшие потребители подписывают долгосрочные контракты – на год и более. Если же металлопродукции оказывается недостаточно или она срочно требуется в дополнительных объёмах, то потребители обращаются на так называемый спотовый рынок. В этом случае контракты заключаются сроком на месяц. Игроками именно спотового рынка являются украинские экспортёры. Чаще всего их металлопродукцию закупают международные трейдеры-посредники, которые уже с выгодой для себя поставляют её конечным потребителям [1].

Повышение конкурентоспособности предприятий ГМК Украины возможно лишь при использовании так называемых «подрывных инновационных технологий». Этот термин был предложен американским учёным Клейтоном М. Кристенсеном в работе "The Innovator's Solution" [2]. В ней на примере особенностей развития металлургического рынка в США Кристенсен доказал, что только инновационные технологии в производстве стали позволяют американской металлургии оставаться конкурентоспособной на мировом рынке.

Суть рецепта сводится к переходу на строительство мини-металлургических объектов. Техничко-экономические показатели таких капвложений более чем впечатляют [3]. Важнейшая же особенность мини-

металлургии заключается в том, что технологическая цепочка на таком предприятии значительно короче, чем на классическом металлургическом заводе. Ключевой элемент mini-mill – электродуговая печь: в неё загружают металлолом, из которого и получают стальную заготовку нужного профиля, используя технологию непрерывной разливки стали.

Ещё одно конкурентное преимущество заключается в том, что мини-заводы способны удовлетворять спрос потребителей на мелкие партии специализированных марок сталей [4]. В строительство же такого объекта за рубежом вкладывают до \$ 600 млн. при мощности в 1 млн. тонн стали в год.

Собственники украинских металлургических заводов уже начинают осознавать бесперспективность дальнейшего варварского отношения к доставшимся по-дешевке активам. И если в 2002 г. на модернизацию олигархии тратили лишь \$ 0,25 млрд., то уже в 2008 г. этот показатель достиг \$ 2 млрд. [1].

Проблемы, с которыми сталкиваются представители бизнеса в Украине симптоматичны и характерны для всех постсоветских стран. С 2004 года идут переговоры о начале строительства под Белой Церковью (Киевская область) электросталеплавильного завода мощностью 1,8 млн. тонн стали в год. Инвесторы готовы вложить в объект до \$ 600 млн., уже получили не менее 120 разрешений на многих из которых от 2 до 18 печатей, но воз и ныне там [5].

На Приднпровье процесс перехода металлургии к использованию инновационных технологий происходит более удачно. Контракт на строительство электросталеплавильного комплекса с производителем металлургического оборудования компанией Danieli в 2007 году подписала корпорация Interpipe, принадлежащая Виктору Пинчуку. Проект реализован в 2012 году в Днепропетровске. Заготовка необходима для получения независимости от поставщиков чугуна из России, закрытия убыточных мартеновских печей и расширения производства труб и железнодорожных колёс на Нижнеднепровском трубопрокатном заводе.

Сейчас Виктор Пинчук всячески пытается продемонстрировать публичность своего бизнеса. Начиная с весны 2011 г. новое детище олигарха завод «Днепросталь» постоянно организовывал бесплатные экскурсии для желающих ознакомиться с ходом строительства этого промышленного объекта (рис. 1). Такая практика сохранилась и по сегодняшний день.

Реализация указанного проекта позволила снизить валовые выбросы загрязняющих веществ в атмосферу г. Днепра в 2,5 раза благодаря электросталеплавильному способу производства. Сталь стоит дешевле, а количество природного газа, используемого при её производстве, сократилось в восемь раз. Также, на заводе предусмотрен замкнутый цикл системы водоснабжения, установлена новейшая система газоудаления и газоочистки [6].

На сегодняшний день Interpipe Ltd – крупнейший в Украине производитель труб и железнодорожных колё, который входит в десятку крупнейших в мире производителей бесшовных труб и третий по величине производитель цельнокатаных железнодорожных колёс в мире. Продукция компании поставляется более чем в 80 стран мира через сеть торговых офисов,

размещенных на ключевых рынках СНГ, Ближнего Востока, Северной Америки и Европы.

Компания в 2015 году реализовала 600 тыс. тонн трубной и колесной продукции, в 2014-м - около 850 тыс. тонн.

В структуре компании – пять промышленных активов: "Интерпайп Нижнеднепровский трубопрокатный завод (НТЗ)", "Интерпайп Новомосковский трубный завод (НМТЗ)", "Интерпайп Нико-Тьюб", "Днепропетровский Втормет" и электросталеплавильный комплекс "Днепросталь" под брендом "Интерпайп Сталь" [7].



Рис. 1. Преподаватели и студенты НМетАУ во время экскурсии на заводе «Днепросталь» (сентябрь 2011 г.)

Однако не решёнными остаются фундаментальные проблемы. Основная из них – фактическое отсутствие внутреннего рынка потребления металлопродукции, ведь 80% украинского металла экспортируется. А мини-заводы априорно рассчитаны на удовлетворение местных потребителей [5].

Однако, как быть с предприятиями-гигантами ГМК Украины, расположенными в Приднепровье? Здесь рецепт выхода из кризиса лежит в плоскости уменьшения потребления природного газа как основного энергетического ресурса. И как показывает практика, в последние годы процесс перехода на более дешёвые источники топлива происходит достаточно активно.

Примером здесь может быть МК «Запорожсталь», который за период с 2012 по 2016 годы почти в два раза сократил потребление природного газа в основном производственном цикле. В 2012 году комбинат потребил 331 млн куб. м природного газа, в 2013 году этот показатель снизился до 236 млн. куб. м, в 2014 году – 221 млн. куб. м, в 2015 году – уже 205 млн. куб. м природного

газа. В 2016 году суммарное потребление составит примерно 166 млн. куб. м природного газа (рис. 2).

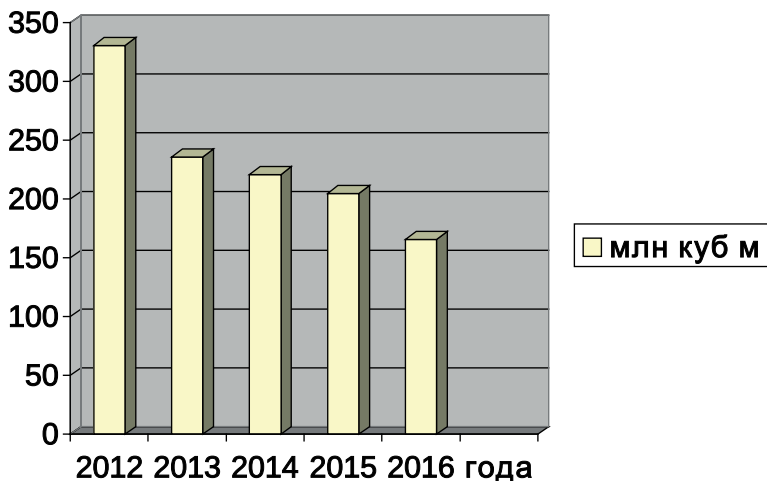


Рис. 2. Динамика снижения потребления природного газа в условиях ПАО "Запорожсталь".

Предприятию удалось достигнуть сокращения потребления природного газа за счет внедрения энергоэффективных мероприятий в сталеплавильном и прокатном производстве. Среди крупнейших – снижение расхода природного газа в период плавления при продувке ванны кислородом на 500-тонных мартеновских печах, внедрение индивидуальных режимных карт для сталеплавильных печей.

Весной 2016 года "Запорожсталь" совместно с "Запорожжкоксом" реализовали проект по обмену вторичными газами. В настоящий момент в аглоцехе, ТЭЦ, группе прокатных цехов (обжимной, цех горячей прокатки тонкого листа) комбината применяется коксодоменная и природно-доменная смесь [8].

ПАО "Запорожсталь" производит горячекатаный и холоднокатаный прокат из углеродистых, низколегированных, легированных и нержавеющей сталей. На сегодня предприятие является вторым по объемам производства металлургическим комбинатом в Украине.

По итогам 2015 года "Запорожсталь" увеличила производство чугуна на 8,4%, до 3,807 млн. тонн. Выплавка стали на предприятии возросла на 0,5%, до 3,979 млн. тонн. В прошлом году меткомбинат произвел 3,354 млн. тонн проката.

Подводя итог изложенному выше материалу, следует акцентировать внимание на необходимости применения при организации бизнес-процессов на

металлургических предприятиях подходов концепции бережливого производства (англ. Lean Production). Как доказывает мировой опыт – это кратчайший путь к повышению энергоэффективности и производительности труда в металлургии в целом.

Библиографический список

1. Нелюбенко І. Гинемо за метал // Український тиждень. – 2009. – № 38 (99). – С. 24 – 26.
2. Кристенсен Клейтон М., Рейнор Майкл Е. Решение проблемы инноваций в бизнесе. Как создать растущий бизнес и успешно поддерживать его рост: Пер. с англ. – М.: Альпина Бизнес Букс, 2004. – С. 45 – 49.
3. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.metalbulletin.ru/analytics>
4. Мироненко М.А. Менеджмент ощадливого виробництва: Навчальний посібник / М.А. Мироненко. – 3-тє вид., виправлене. – Дніпропетровськ: Пороги, 2015. – 512 с.
5. Струк О. Нові металурги. // Український діловий тижневик "Контракти", № 20 від 14-05-2007. – С. 13-16.
6. Чернявская И., Захарченко А. Топ-15 «зелёных» проектов // «Инвестгазета». – 2011. - № 15 (780). – С. 26.
7. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://interfax.com.ua/news/economic/380474.html>
8. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://minprom.ua/page8/news220152.html>

МОДЕЛЬ ФОРМИРОВАНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ КОМПЕТЕНТНОСТИ СТУДЕНТОВ-МЕТАЛЛУРГОВ

Введение

Современный экологический кризис является результатом потребительского отношения общества к использованию природных ресурсов. Для его преодоления необходимо сформировать новый тип отношения общества к природе, обеспечивающий гармоничное развитие человека в окружающей среде на основе идей коэволюции и устойчивого развития, которые базируются на приоритете экологических ценностей. Устойчивое развитие предполагает осуществление всех видов деятельности в рамках, способствующих сохранению жизнеобеспечивающего состояния окружающего пространства, благодаря чему будет обеспечено существование будущих поколений [1]. Ключевая роль в этом принадлежит экологическому образованию и воспитанию.

Экологическое образование предполагает усвоение и систематизацию знаний об окружающей среде, приобретение умений и навыков природоохранной деятельности, формирование экологической культуры. В Украине в 2013 г. принята стратегия развития образования на период до 2021 г., которая провозглашает приоритетность проблемы экологизации и информатизации системы образования, выдвигает задачу подготовки специалистов с новым экологическим мышлением, способных предупреждать экологические риски на всех уровнях управления [2].

Постановка задачи.

Металлургия является базовой отраслью экономики Украины. Объемы ее производства обеспечивают более 20% ВВП страны и до 30 - 40 % валютных поступлений от экспорта [3]. Вместе с тем металлургическое производство оказывает значительное негативное воздействия на окружающую среду. Так, доля металлургии в общем объеме выбросов загрязняющих веществ в атмосферу составляет 25 - 30% [4]. Поэтому наряду с повышением конкурентоспособности продукции необходимо решение вопросов экологической безопасности отрасли.

На рынке труда сейчас нужны специалисты, не только владеющие профессиональными знаниями и умениями, но и подготовленные к принятию мер по сокращению техногенного давления на окружающую среду, чтобы минимизировать причиняемый природе ущерб. Особое значение экологическая подготовка имеет для специалистов, ответственных за принятие решений, – менеджеров, экономистов, инженеров. Экологизация производственной деятельности, помимо обеспечения экологической безопасности техники и технологии, неразрывно связана с формированием экологической культуры

персонала - знаниями, навыками рационального природопользования, активной жизненной позицией.

Умение осуществлять свою профессиональную деятельность с учетом экологических требований является неперенным условием эффективного решения инженерно-технических и социально-экономических проблем. Это возможно лишь путем экологизации обучения студентов, от получения базовых экологических знаний до формирования экологического мировоззрения, экологической культуры выпускников. Конечным результатом, характеризующим качество экологической подготовки специалиста-металлурга, является уровень его экологической компетенции, знание экологических проблем отрасли и способность их решать. Поэтому построение модели процесса формирования экологической компетенции студентов представляется актуальной задачей.

Результаты работы.

Согласно представленной на рис. 1 модели основной формирования экологической компетенции студентов является социальный заказ общества на подготовку высококвалифицированных современных специалистов в интересах устойчивого развития страны. Этот заказ определяет цель процесса профессионального обучения в ВУЗе с учетом экологической составляющей. Факторы, влияющие на достижение этой цели:

- образовательная среда ВУЗа (требования государственных образовательных стандартов, экологизация образования);
- обучение и воспитание студентов профессорско-преподавательским составом ВУЗа;
- высокая личная активность преподавателя экологии.

Модель реализует методологические подходы и принципы экологического образования, направленные на решение триединой задачи – формирование экологического мировоззрения, ответственного отношения к природе и экологического профессионализма [5].

Экологическое образование представляет собой не только процесс получения определенной суммы знаний и умений, но и осознания ценности окружающей среды, ее уязвимости, понимания взаимной зависимости между человеком и природным окружением, выработки соответствующего стиля поведения. Важным элементом является привитие практических навыков в решении задач природоохранной деятельности, направленной на снижение и предотвращение отрицательного воздействия на окружающую среду, сохранение, улучшение и рациональное использование природных ресурсов.

Концепция многоуровневого экологического образования, заложенная в основу модели, предусматривает процесс формирования экологической компетентности, состоящий из последовательных этапов:

- формирование мотивации, в том числе, актуализация потребности у студентов в формировании экологического мышления как значимого качества личности;
- теоретическая подготовка;

- практическая подготовка;
- экологическая компетентность, содержащая мотивационный, гностический, организационно-процессуальный и диверсификационный компоненты.



Рисунок 1 - Модель формирования экологической компетентности студентов

В формировании компонент экологической компетентности студентов используются различные формы и средства обучения при доминировании интерактивных педагогических технологий. Эффективным представляется использование личностно-ориентированных методик, таких как: лекции с элементами диалога с применением аудиовизуальных средств; семинарские занятия, включающие в себя дискуссии по актуальным экологическим проблемам; деловые игры; лабораторно-практические занятия с использованием компьютерного обеспечения (имитационное моделирование, обучающие игры); контроль результатов на основе специально разработанных опросов, тестов; проблемные мини-задачи.

Мотивационный компонент выступает как системообразующий. Он предполагает сочетание интересов, потребностей, ценностных ориентаций студента, побуждающих его к осуществлению экологической деятельности. Наличие таких качеств личности, как гуманность, ответственность, инициативность определяют осознание необходимости сохранения природной среды как важнейшей ценности, нетерпимость к варварскому отношению к природе. Понимание общественной значимости экологической деятельности диктует потребность активного участия в природоохранных мероприятиях, получения практических результатов при решении экологических проблем.

Гностический компонент направлен на развитие способностей студентов приобретать и использовать знания, необходимые для осуществления профессиональной деятельности с учетом обеспечения требований экологической безопасности [6]. Он способствует накоплению информации, опыта, навыков, умений, благодаря чему будущий специалист сумеет мобилизовать, актуализировать свои знания для приложения их в снижении экологических рисков на конкретном производстве и разрешении возникающих проблем экологического характера при исполнении должностных обязанностей.

Организационно-процессуальный компонент обеспечивает способность специалиста решать следующие задачи:

- планировать и организовать работы по проведению экологической экспертизы и мониторинга, анализировать их результаты, вырабатывать и осуществлять мероприятия по устранению выявленных недостатков и повышению уровня экологической безопасности;
- участвовать в обучении, подготовке и переподготовке рабочих и служащих, чтобы работа на предприятии велась с учетом экологических нормативов;
- разрабатывать и внедрять нормативно-методическую документацию для реализации мероприятий по приведению работы предприятия в соответствие с существующими экологическими нормами;
- исследовать технологический процесс и оборудование на предмет соответствия экологическим требованиям;
- организовать свою работу и подчиненных по улучшению экологической обстановки, стимулировать трудовую деятельность по уменьшению негативного влияния на природу;

- выполнять поиск необходимой информации по решению экологических проблем.

Диверсификационный компонент предполагает развитие в процессе обучения способностей, навыков и умений у будущего специалиста для осуществления природоохранных мероприятий в изменяющихся условиях производства. Студент должен уметь выработать альтернативные варианты решения возникающих экологических проблем и сделать обоснованный выбор оптимальных мероприятий из множества возможных.

Оценочно-результативный компонент модели предназначен для диагностирования уровня сформированности по четырем основным компонентам экологической компетентности студентов и оценки эффективности учебно-воспитательного процесса в этом направлении. Он включает систему критериев и показателей, методов диагностики качества подготовки и обработки данных. Наиболее эффективным представляется комплексное применение различных методик оценки уровня экологической компетентности. Об этом свидетельствует опыт экспериментальных исследований со студентами разных специальностей в условиях НМетАУ, где использовались методики М. Рокича, «Доминанта» и «Натурафил» с последующим сопоставлением полученных результатов [7, 8].

Выводы.

Высшая школа занимает ведущее место в реализации целей устойчивого развития. Неотъемлемой составляющей качественного образования для успешной профессиональной деятельности является экологическая компетентность будущего инженера-металлурга. Экологизация учебных планов и программ должна учитывать особенности специальности и быть направлена на формирование экологического мировоззрения, развитие познавательного интереса к проблемам экологии и устойчивого развития, практических навыков разработки экологически безопасных технологий и оборудования. Актуальными направлениями в формировании экологической компетенции выпускников НМетАУ представляются: внедрение в учебный процесс многоуровневой системы экологической подготовки; использование личностно-ориентированных технологий обучения; вовлечение студентов в природоохранную деятельность; проведение занятий с применением информационно-коммуникационных технологий; непрерывная диагностика экологической компетенции в период обучения и внесение, при необходимости, соответствующих корректировок в учебный процесс; повышение квалификации профессорско-преподавательского состава Академии по данной проблематике.

Библіографічний список

- 1.Имплементация идей устойчивого развития в учебные программы студентов экономических специальностей// В. Я. Шве́ц, Л. Л. Палехова, Д. А. Палехов, А. Л. Иванников. - Економічний вісник, 2014, №2 – с.114 – 119
2. Указ Президента України «Про Національну стратегію розвитку освіти в Україні на період до 2021року» від 25.06.2013, № 344/2013.

3.Украинская металлургия: современные вызовы и перспективы развития: Монография / А.И. Амоша, В.И. Большаков, А.А. Минаев, Ю.С. Залознова, Л.А. Збаразская, Ю.В. Макогон и др.; НАН Украины, Институт экономики промышленности. – Донецк, 2013. – 114 с.

4. Національна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Україні у 2014 році. – К.: Міністерство екології та природних ресурсів України, ФОП Грін Д.С. – 2016. – 350 с.

5.Методологические подходы и принципы экологического образования студентов-металлургов// Бобылев В.П., Иванов И.И., Кравцов С.В. - Збірник статей VII Всеукраїнської науково-практичної конференції «Охорона навколишнього середовища промислових регіонів як умова сталого розвитку України». - 15 грудня 2011. – Запоріжжя. – ЗДІА. – с. 246 - 249.

6. Устойчивое развитие и экологическая компетентность студентов технических специальностей// Е.Д. Глазырина, Р.М. Мустафина, И.В. Плотникова, Н.В. Чичерина. - Современные наукоемкие технологии. – 2016. – № 4-1, – С. 89 - 92;

7.Diagnostics of ecological consciousness of metallurgical students/ Ivanov Ivan, Matukhno Elena, Mieshkova Anzhelika, Sukhareva Marina. - Metallurgical and Mining Industry. - № 3, 2016. – P. 20-23

8. Research of the students-metallurgist ecological consciousness dynamics during the educational process in National Metallurgical Academy of Ukraine/ Ivanov Ivan, Matukhno Elena, Mieshkova Anzhelika, Sukhareva Marina. - Metallurgical and Mining Industry. - № 6, 2016. – P.34 – 37

ОСОБЛИВОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ МЕТОДІВ АНАЛІЗУ ПОТОЧНОЇ СИТУАЦІЇ ПРИ СТРАТЕГІЧНОМУ ПЛАНУВАННІ ДІЯЛЬНОСТІ ПІДПРИЄМСТВА

Здатність бізнесу до довгострокового виживання та успішного розвитку в сучасній управлінській науці пов'язана з таким поняттям як «стратегія».

В сучасній економіці цей термін використовується для опису зв'язків між амбіціями та цілями, а також тими напрямками, у яких потрібно рухатися для їхнього досягнення [1, С. 335]. Значний внесок у розвиток теорії стратегічного планування було зроблено у роботах І. Ансоффа, Г. Міцберга, М. Портера та ін. [2-5].

Дані різноманітних опитувань вказують на той факт, що керівники більшості компаній відчують свою провину через те, що недостатньо часу приділяють питанням стратегії. Причиною подібного стану речей може бути одна з трьох важливих обставин.

По-перше, стратегічні питання стоять не так гостро, як питання оперативного планування. По-друге, багато хто з керівників не знають, як ефективно виконувати роботи зі стратегічного планування. По-третє, існування питань щодо оплати праці за роботу із довгострокового стратегічного планування [6].

Також слід зазначити, що процес стратегічного планування потребує від людини вміння бачити головне і вміло застосовувати аналітичні методи аналізу поточної ситуації. Тому тема статті, присвяченої питанням особливостей використання методів аналізу при стратегічному планування є актуальною.

До найвідоміших методів аналізу поточної ситуації на підприємстві останні півстоліття належить метод SWOT-аналізу [7, С. 267]. Та спочатку варто описати об'єкт нашого дослідження – Державне підприємство «Науково-дослідний та конструкторсько-технологічний інститут трубної промисловості ім. Я.Ю. Осади» (скор. ДП «НДТІ»), що знаходиться у м. Дніпрі за адресою вул. Писаржевського 1-а [8].

Цю відому наукову установу було створено у грудні 1937 року, майже вісімдесят років тому. За час свого існування інститут пережив як часи неймовірного попиту на створені у його стінах розробки, так і період стагнації, об'єктивно пов'язаний із рецесією у національній економіці останніх років. Тому на сучасному етапі як ніколи гостро перед ДП «НДТІ» постало питання пошуку своєї перспективи в умовах постійної зміни ринкової кон'юнктури.

Розробка Стратегії розвитку підприємства має базуватися на наукових засадах, і тому аналітичні методи дослідження поточної ситуації в галузі управління є вкрай затребуваними.

SWOT-аналіз є невід’ємною частиною Стратегічного плану розвитку підприємства. Слід також зазначити, що в моделі SWOT внутрішні чинники підприємства – це сильні і слабкі сторони, а зовнішні чинники (які безпосередньо підприємство не може контролювати) – це можливості і загрози.

В табл. 1 наведено приклад SWOT-аналізу для ДП «НДТІ», який є частиною загальної Стратегії розвитку цього підприємства на 2017-2021 роки.

Таблиця 1. Приклад SWOT-аналізу в умовах ДП «НДТІ»

Внутрішні чинники організації	
Сильні сторони	Слабкі сторони
1) розвиток інтелектуального потенціалу в бік перетворення його у інноваційний; 2) широкий асортимент послуг/продукції; 3) монопольне становище на вузькому сегменті ринку; 4) відсутність обмеженості сировинної бази; 5) стабільні партнерські взаємовідносини з підприємствами-замовниками	1) великий відсоток зношеності обладнання; 2) втрата висококваліфікованих кадрів через демографічні та матеріальні чинники; 3) втрата партнерів внаслідок звільнення співробітників (особистісні бізнес-відносини); 4) відсутність аудиту прав інтелектуальної власності розробок ДП «НДТІ» (як наслідок – відсутність останніх на балансі установи)
Зовнішні чинники організації	
Можливості	Загрози
1) ефективне використання статусу підприємства державної власності; 2) створення та розвиток виробничих ділянок для виготовлення унікальної продукції; 3) зміна державних нормативів щодо бюджетування	1) недостатня державна фінансова підтримка; 2) обмеження держави в частині використання власних коштів; 3) інерційність існуючої системи управління підприємством; 4) територіальне розташування підприємства; 5) позбавлення статусу державного підприємства

Результати SWOT-аналізу є підґрунтям для подальшої розробки сценаріїв діяльності підприємства, стратегічних напрямків його розвитку та цілей.

З метою кращого розуміння поточної ситуації на підприємстві та довкола нього автори пропонують не обмежуватися лише таким інструментом аналітики, як SWOT-аналіз. В стратегічному плануванні ефективним інструментом узгодження цілей бізнесу може бути Gap-аналіз.

Аналіз розривів (англ. Gap analysis) – поняття, яке означає аналіз та прийняття заходів стосовно різниці між існуючою на даний момент ситуацією і тією, якою вона має бути. У менеджменті такий вид аналізу використовується для того, аби віднайти способи зробити поточну ситуацію в бізнесі ближчою до певного ідеалу. Тобто вказує на розрив між існуючою ситуацією на підприємстві й необхідною для розгортання певної стратегії.

Процес проведення аналізу розривів складається з шести етапів [1, С. 33-35]:

1. Визначення області аналізу (наприклад, продуктивності виробничої системи).
2. Опис існуючої ситуації. (З додаванням результатів певних вимірювань).
3. Опис бажаної ситуації. Визначення бажаних цілей.
4. Визначення різниці існуючої ситуації від бажаної.
5. Обрання засобів для усунення існуючого розриву.
6. Реалізація з використанням корегуючи дій.

Стандартний підхід до аналізу розривів полягає у побудові матриці розриву. Перший крок для її створення – визначення факторів, суттєвих для аналізу розривів. Ці фактори розташовують один навпроти одного.

Для кожного з факторів описується існуюча та бажана ситуації, а між ними вказуються дії, необхідні для скорочення розриву (таблиця 2). Ще один спосіб передбачає зведення факторів, розривів, дій та цілей у єдину форму (таблиця 3).

Таблиця 2. Опис факторів, суттєвих для ведення бізнесу

Від / до	Задоволеність замовників	Рентабельність
	Опис бажаної ситуації	Опис бажаної ситуації
Задоволеність замовників Опис існуючої ситуації	Ріст рівня задоволеності замовників за рахунок інвестицій у нові напрямки НДР та з метою розширення переліку послуг	
Рентабельність Опис існуючої ситуації		Досягнення бажаного рівня рентабельності за рахунок збільшення обсягів реалізації та оптимізації витрат на виконання НДР

Таблиця 3. Зведена інформація для аналізу розривів

Фактор	Розрив	Дія	Цілі та показники
Задоволеність замовників	Недостатній рівень задоволеності замовників кількістю напрямків та переліком послуг	Інвестиції у нові напрямки НДР та з метою розширення переліку послуг	Підвищити рівень показника задоволеності замовників з 3,5 до 4

В якості висновку слід зазначити, що стратегічне планування є основою побудови успішного бізнесу, а методи аналітики дозволяють розробникам

довгострокових планів краще орієнтуватися у поточній ринковій ситуації і приймати виважені управлінські рішення.

Бібліографічний список

1. Карлёф Б., Лёвингссон Ф.Х. Менеджмент от А до Я: концепции и модели / Бенгт Карлёф, Фредрик Хэлин Лёвингссон; [пер. с англ. Екатерины Карповой, Павла Захарова]. – СПб.: Стокгольмская школа экономики в Санкт-Петербурге, 2006. – 448 с.
2. Ансофф И. Стратегический менеджмент. Классическое издание / Игорь Ансофф; [пер. с англ. под ред. Петрова А.Н.]. – СПб.: Питер, 2011. – 344 с.
3. Мінцберг Г. Зліт і падіння стратегічного планування / Генрі Мінцберг; [пер. з англ. К. Сисоева]. – К.: Видавництво Олексія Капусти (підрозділ агенції "Стандарт"), 2008. – 412 с.
4. Омае К. Мышление стратега: Искусство бизнеса по-японски / Кеничи Омае; [пер. с англ. И. Евстигнеевой]. – М.: Альпина Бизнес Букс, 2008. – 215 с.
5. Портер М. Конкуренция, обновленное и расширенное издание; [пер. с англ. О.Л. Пелявского, Е.Л. Усенко, И.А. Шишкиной; под ред. Я.В. Заблоцкого]. – М.: ООО «И.Д. Вильямс», 2010. – 592 с.
6. Мироненко М.А., Гізенко М.М. Особливості стратегічного планування на вітчизняному феросплавному підприємстві в сучасних умовах. // Mechanism of Sustainable Development of Economic Systems Formation – Collective monograph – Vol. 2. – Verlag SWG imex GmbH, Nürnberg, Deutschland, 2014. – P. 280 – 285.
7. Сазерленд Д., Кэнуэлл Д. Стратегический менеджмент. Ключевые понятия / Джонатан Сазерленд, Дайан Кэнуэлл; [пер. с англ. под ред. Е.Е. Козлова]. – Днепропетровск: Баланс Бизнес Букс, 2005. – 440 с.
8. Творцы стальных артерий – Г.И. Гуляев, О.А. Семёнов, А.А. Шведченко и др.: Ред. кол.: О.А. Семёнов (отв. ред.) и др. – Днепропетровск: «Проминь», 1989. – 151 с.

ОЦІНКА ПЕРСОНАЛУ МЕТАЛУРГІЙНИХ ПІДПРИЄМСТВ: РЕГІОНАЛЬНИЙ КОНТЕКСТ

Для оцінки персоналу металургійних підприємств регіону доцільно використання такої системи критеріїв, яка б дозволила оцінити як його поточний стан, так і потенціал розвитку. У кібернетичному контексті показники, що відповідають названим двом групам критеріїв, відображають різні типи зворотного зв'язку у системі управління. Перша група визначає негативний зворотній зв'язок, що відображає загрозу усталеності підсистеми управління персоналом металургійного підприємства. Інформація негативного зворотного зв'язку вимагає від управлінських органів обмежуючих дій щодо відповідних негативних факторів. Друга група показників визначає позитивний зворотній зв'язок, що вимагає від управлінських органів підтримуючих дій щодо відповідних позитивних факторів.

Обмежувальні показники відображають такі параметри системи, значення яких треба мінімізувати. Відхилення таких показників від мінімуму ускладнює нормальне функціонування системи, порушує її гомеостаз. Підтримуючі показники відображають такі параметри системи, значення яких бажано збільшувати для того, щоб система набула новий імпульс для розвитку.

До окремих критеріїв оцінки стану персоналу металургійних підприємств регіону можна віднести такі:

- динаміка вивільнення працівників порівняно з попереднім роком, у відсотках;
- динаміка частки втрат робочого часу у фонді робочого часу порівняно з попереднім роком, у відсотках;
- динаміка середньої тривалості відсутності одного працівника через хворобу, за рік, порівняно з попереднім роком, у відсотках;
- динаміка заборгованості із виплати заробітної плати працівникам порівняно з попереднім роком, у відсотках;
- динаміка боргу із виплати заробітної плати в середньому на одного штатного працівника порівняно з попереднім роком, на кінець року, у відсотках;
- динаміка чисельності потерпілих від травматизму, пов'язаного з виробництвом, на 1000 працюючих порівняно з попереднім роком, у відсотках;
- частка втрат робочого часу у фонді робочого часу, за рік, у відсотках;
- середня тривалість відсутності одного працівника на роботі через хворобу, за рік;
- частка суми заборгованості з виплати заробітної плати у фонді оплати праці на кінець року, у відсотках;

- сума заборгованості працівникам з виплати допомоги у зв'язку з тимчасовою втратою працездатності на 1 працездатного, на кінець року, грн./особу;

- сума заборгованості працівникам, потерпілим на виробництві на 1 працюючого, на кінець року, грн./особу;

- чисельність потерпілих від травматизму, пов'язаного з виробництвом, на 1000 працюючих, за рік, осіб;

- вивільнення працівників за рік, до середньорічної кількості найманих працівників, у відсотках;

- вивільнення працівників за рік, у відсотках до передбачених обсягів.

До окремих критеріїв оцінки потенціалу розвитку персоналу металургійних підприємств регіону можна віднести такі:

- динаміка попиту на робочу силу порівняно з попереднім роком, у відсотках;

- динаміка кількості найманих працівників порівняно з попереднім роком, у відсотках;

- динаміка підвищення кваліфікації кадрів порівняно з попереднім роком, у відсотках;

- динаміка підготовки кадрів через навчання новим професіям порівняно з попереднім роком, у відсотках;

- динаміка частки відпрацьованого часу у фонді робочого часу порівняно з попереднім роком, у відсотках;

- обсяг попиту на робочу силу на кінець року, осіб;

- прийнято працівників за рік, у відсотках до середньооблікової кількості штатних працівників;

- частка працівників з базовою вищою освітою на кінець року, у відсотках до облікової кількості штатних працівників;

- частка працівників з повною вищою освітою на кінець року, у відсотках до облікової кількості штатних працівників;

- частка молоді (у віці 15-34 років) на кінець року, у відсотках до облікової кількості штатних працівників;

- підготовка кадрів через навчання новим професіям за рік, у відсотках до облікової кількості штатних працівників;

- перепідготовка кадрів за рік, у відсотках до облікової кількості працівників, які пройшли навчання;

- підготовка кадрів через навчання на виробництві за рік, у відсотках до облікової кількості працівників, які пройшли навчання;

- підготовка кадрів через навчання у навчальних закладах за рік, у відсотках до облікової кількості працівників, які пройшли навчання;

- підвищено кваліфікацію працівників за рік, у відсотках до облікової кількості штатних працівників;

- підвищено розряд робітників, що пройшли підвищення кваліфікації за рік за регіонами, у відсотках до загальної кількості робітників, що пройшли підвищення кваліфікації;

- індекс (темп росту) реальної заробітної плати порівняно з попереднім роком за рік, у відсотках;
- середньомісячна номінальна заробітна плата штатних працівників за рік, грн.;
- премії за виробничі результати за рік, у відсотках до фонду заробітної плати;
- середньомісячна номінальна заробітна плата найманих працівників за рік, грн.;
- динаміка середньомісячної номінальної заробітної плати працівників порівняно з попереднім роком за рік, у відсотках.

Для першої групи обмежувальних показників їх мінімальні значення можуть розглядатися як ознаки «ідеалу», поблизу яких система може функціонувати, не змінюючи структури та форм, на тій же елементній основі. Оптимізаційна задача на екстремум у цьому випадку має ставитися як задача на мінімум, а регулюючі заходи покликані утримувати систему в межах прийнятих значень цих параметрів. Ступінь наближення до «ідеалу» визначає стан системи управління персоналом, ступінь її усталеності, гомеостазу.

Друга група показників відображає критерії потенціалу розвитку системи через отримання нею нових елементів, форм і структур. Мінімальні значення таких критеріїв можна розглядати як ознаки «антиідеалу», від якого система має бути максимально віддаленою з точки зору забезпечення потенціалу її розвитку. Ці критерії доцільно розглядати як параметри управління, які не можна вважати обмежувальними як у випадку регулювання, але можливо задати їх значення як цільові для процесу розвитку системи.

Одним із найбільш поширених підходів, що застосовується для ранжування економічних об'єктів, є метод цільового програмування [6]. Оскільки цей метод може використовуватися, якщо мається інформація щодо «ідеального» (або «антиідеального») об'єкту, то є доцільним застосувати його у рейтинговій моделі оцінки персоналу металургійних підприємств регіону за визначеними критеріями. У якості функції ранжування може розглядатися відстань між поточним (z) і «ідеальним» (i) об'єктами у вигляді метрики багатокритеріального простору [7]:

$$D_i(z) = \left(\sum_{k=1}^n w_k |f_k(z) - f_k(i)|^p \right)^{1/p} \Rightarrow \min, \quad (1)$$

де D_i - відстань від поточного об'єкта z до «ідеального» i ;

$0 \leq f_k \leq 1$ - k -й критерій у нормованому вигляді, $k = 1, 2, \dots, n$;

w_k - ваговий коефіцієнт значущості k -го критерію;

p - параметр простору критеріїв ($p=1$ - лінійна метрика; $p=2$ - евклідова метрика).

Певною модифікацією методу цільового програмування є метод геометричної згортки критеріїв, який дозволяє упорядкувати об'єкти за

допомогою евклідової метрики як відносно «ідеального» стану D_i , так і «антиідеального» стану D_a :

$$D_i = \sqrt{\sum_{k=1}^n (f_k - 1)^2} \quad (2)$$

$$D_a = \sqrt{\sum_{k=1}^n f_k^2} \quad (3)$$

де D_i - відстань об'єкту, що оцінюється, до «ідеального» об'єкту;
 D_a - відстань об'єкту, що оцінюється, до «антиідеального» об'єкту;
 $0 \leq f_k \leq 1$ - k -й критерій у нормованому вигляді.

Застосування даної рейтингової моделі дозволяє отримати оцінку персоналу кожного металургійного підприємства регіону за двома узагальненими критеріями: поточного стану та потенціалу розвитку персоналу.

Рейтингова модель оцінки персоналу металургійних підприємств регіону має дворівневу структуру системи критеріїв. На першому рівні усі часткові критерії оцінки трудових ресурсів розділено на дві групи – критерії стану та критерії потенціалу розвитку персоналу підприємства. На другому рівні кожна з виділених груп критеріїв згортається у відповідний узагальнюючий критерій стану та потенціалу розвитку персоналу. Для цього застосовується метод геометричної згортки. За функцію ранжування використовується відстань між поточним та еталонним об'єктом у вигляді певної метрики багатокритеріального простору. Ранжування за інтегральним критерієм поточного стану персоналу здійснюється на основі мінімізації відстані до «ідеалу», а за інтегральним критерієм потенціалу розвитку персоналу – на базі максимізації відстані від «антиідеалу».

Отримані рейтингові оцінки персоналу можуть бути використані для удосконалення прийняття рішень щодо управління персоналом металургійних підприємств регіону.

Бібліографічний список

1. Приймак В. І. Трудовий потенціал і механізми його реалізації в регіоні / Приймак В. І. – Львів: Вид. центр ЛНУ ім. І.Франка, 2002. – 383с.
2. Близнюк В. Аналіз ринку праці: регіональний аспект / В. Близнюк // Регіональна економіка. – 2001. – №2. – с. 27-28.
3. Регіональні ринки праці: аналіз та прогноз / У. Садова, Л. Семів; под ред. М. І. Долішнього. – Львів, 2000. – 264 с.
4. Садова У. Розвиток регіональної політики праці й зайнятості в Україні у світлі міжнародних наукових дискусій / У. Садова, Л. Семів // Регіональна економіка. – 2001. – №3. – С. 262-266.
5. Нікіфорова О. В. Моделі діагностики регіональних ринків праці: автореф. дис. на здобуття наукового ступеню канд. ек. наук: спец. 08.00.11

«Математичні методи, моделі та інформаційні технології в економіці» / О. В. Нікіфорова. – Харків: ХНЕУ, 2010. – 20 с.

6. Charnes A. Management models and industrial applications of line programming / Charnes A., Cooper W. W. – N. Y.: Wiley, 1961. – 362 p.

7. Эфрон Б. Нетрадиционные методы многомерного статистического анализа / Эфрон Б. – М.: Финансы и статистика, 1988. – 263 с.

УДК 669.14.018.294.001.57:669.046.554

А.В. Жаданос (к.т.н., доц.), НМетАУ, кафедра электрометаллургии

Д.О. Чайка (зам. директора по качеству), ООО МЗ «Днепросталь»,
аспирант кафедры электрометаллургии НМетАУ

И.В. Деревянко (к.т.н., доц.), НМетАУ, кафедра электрометаллургии

ДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В АГРЕГАТЕ КОВШ-ПЕЧЬ ДЛЯ СОЗДАНИЯ АСУ

Введение. Внепечная обработка стали на электродуговой установке ковш-печь (УКП) и вакуумной установке - одно из инновационных направлений в современной металлургии. Важным направлением по усовершенствованию технологии внепечной обработки стали являются снижение удельного расхода электрической энергии. С учетом плохой наблюдаемости основного регулируемого параметра процесса – температуры расплава (контролируется путем периодических замеров) необходимо прогнозировать ее с помощью математических моделей, что является важным условием для оптимизации энергетического режима внепечной обработки стали.

Проблемам математического моделирования теплоэнергетических процессов в агрегатах внепечной обработки стали посвящены работы [1-4]: показана взаимосвязь между напряжением на вторичной обмотке трансформатора УКП и длиной дуги, а также зависимость скорости нагрева металла от толщины шлакового покрова [1]; приведены результаты экспериментальных исследований энергетических показателей УКП при различных технологических режимах, показано влияние устойчивости горения дуги на эффективность теплообмена в системе дуга-расплавы [2]; исследована эффективность преобразования энергии, определен энергетический к.п.д. при нагреве и тепловой баланс установки с учетом технологических остановок и нестационарных начальных условий внутри футеровки ковша перед обработкой [3]; приведена экспериментальная зависимость изменения температуры расплава от времени вакуумной обработки [4].

Структура динамической модели. Установка ковш-печь является сложным теплофизическим объектом с переменными состояниями. Переменность состояний модели обусловлена тем, что периоды нагрева металла чередуются с периодическими остановками для замеров температуры расплава. Повышение температуры расплава зависит от подводимой электрическими дугами мощности и тепловых потерь вследствие теплопередачи через футеровку ковша, излучения с поверхности шлако-металлического расплава, расплавления легирующих и шлакообразующих материалов, продувки аргоном. Так как с целью гомогенизации расплава по ходу обработки проводится продувка аргоном, при дальнейших теплофизических расчетах принимаем допущение, что расплав однороден по температуре и химическому составу [5].

Тепловые потери в связи с продувкой инертным газом происходят вследствие образования открытой от шлака поверхности жидкой стали в ковше и нагрева аргона. Выполненные нами расчеты показали, что при суммарном расходе аргона 50 нм^3 потери энергии раславом на нагрев аргона незначительны ($\leq 0,5^\circ$), поэтому при расчетах их не учитывали.

Разработанная динамическая модель теплоэнергетических процессов в агрегате ковш-печь (рис. 1) включает следующие подсистемы: «Дуга», «Добавки», «Поверхность», «Стенки», «Днище» (рис. 1). В данных подсистемах оцениваются основные статьи энергетического баланса установки. При заданной начальной температуре стали перед обработкой на установке $T_{п-к.нач}$, температуре футеровки ковша $T_{фут}$, а также массе $M_{расп}$ и теплоемкости расплава $C_{расп}$ определяется текущее значение температуры жидкой стали $T_{расп}$ [5].

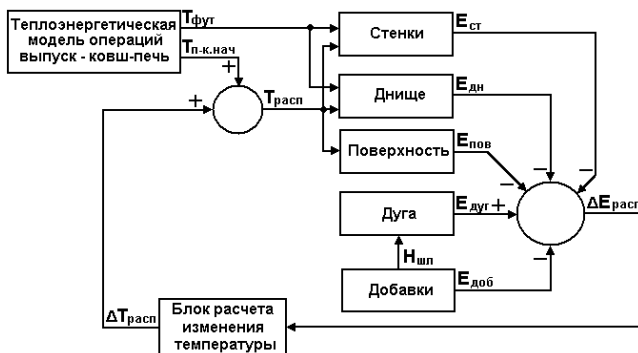


Рис.1. Структурная схема динамической модели тепловых процессов в агрегате ковш-печь

Моделирование и анализ результатов. Разработанная динамическая модель теплоэнергетических процессов в агрегате ковш-печь включает следующие подсистемы: «Дуга», «Добавки», «Поверхность», «Стенки», «Днище». В данных подсистемах оцениваются основные статьи энергетического баланса установки. При заданной начальной температуре стали перед обработкой на установке $T_{п-к.нач}$, температуре футеровки ковша $T_{фут}$, а также массе $M_{расп}$ и теплоемкости расплава $C_{расп}$ определяется текущее значение температуры жидкой стали $T_{расп}$. В подсистеме модели «Дуга» определяется энергия электрических дуг установки, поступающая на нагрев расплава.

$$E_{дуг} = K \cdot \sqrt{3} U_{2,j} \cdot I_{2,j} \cdot \cos \varphi_j \cdot \eta_{эл} \cdot t_{нагр}, \quad (1)$$

где $K = 0,1...1$ – коэффициент, учитывающий потери мощности дуг на облучение стенок ковша и свода У КП в зависимости от толщины шлакового покрова; $U_{2,j}$, $I_{2,j}$ – соответственно номинальные напряжения и токи на вторичной обмотке трехфазного трансформатора j – ой ступени напряжения, $\cos\varphi_j$ – коэффициент мощности трансформатора ступени напряжения j ; $\eta_{эл}$ – электрический к.п.д. У КП, $t_{нагр}$ – время нагрева металла.

В подсистемах модели «Добавки», «Поверхность», «Стенки», «Днище» производится определение энергетических потерь расплавом вследствие нагрева, расплавления введенных шлакообразующих и легирующих материалов, потерь через границу расплав-шлак, теплопередачи через футеровку ковша. По результатам анализа литературных источников, для оценки затрат энергии (кДж) на нагрев и расплавление шлакообразующих, легирующих добавок, раскислителей (подсистема «Добавки») нами предложена линейная модель [5]

$$E_{доб} = 2095 \cdot m_{CaO} + 1676 \cdot m_{CaF_2} + 1680 \cdot m_{SiMn} - 419 \cdot m_{FeSi} + 1341 \cdot m_{FeMn} + 4190 \cdot m_c, (2)$$

где m_i – масса вводимой добавки, кг.

При расчетах тепловых потерь вследствие нагрева футеровки ковша и теплопередачи через нее считали, что стенки ковша представляют собой цилиндр, а днище ковша – плоскую поверхность. Тогда уравнения теплопроводности для каждого m -го материала футеровки имеют вид [6]

$$\begin{aligned} C_m(T_m) \cdot \rho_m \cdot \frac{\partial T_m}{\partial t} &= \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \cdot \lambda_m(T_m) \frac{\partial T_m}{\partial r} \right) \text{ для стенки ковша} \\ C_m(T_m) \cdot \rho_m \cdot \frac{\partial T_m}{\partial t} &= \frac{\partial}{\partial z} \left(\lambda_m(T_m) \frac{\partial T_m}{\partial z} \right) \text{ для днища ковша} \end{aligned}, \quad (3)$$

где r – радиус ковша; z – координата высоты расплава; $C_m(T_m)$ – удельная теплоемкость; T_m – температура; ρ_m – плотность; $\lambda_m(T_m)$ – теплопроводность.

Для границы расплав – футеровка и наружной поверхности ковша задавали граничные условия 3-го рода, а на стыках слоев футеровки и корпуса ковша – граничные условия 4-ого рода [6].

При определении тепловых потерь излучением учитывали наличие открытой поверхности металла, которая образуется восходящими потоками аргона. Считали, что приведенная степень черноты поверхности расплав/шлак в период нагрева $\varepsilon_{p_ш.нр.1}$, степень черноты открытой поверхности металла $\varepsilon_{расп}$ – постоянные величины. Во время технологических остановок, в связи с затвердеванием шлакового покрова, тепловые потери с покрытой шлаком поверхности уменьшаются. Поэтому принималось допущение, что приведенная степень черноты поверхности расплав/шлак описывается уравнением $\varepsilon_{p_ш.нр.2} = a \cdot (t_{ост} + 1)^b$, где $t_{ост}$ – продолжительность остановки.

Агрегат «ковш-печь», под который адаптировалась разработанная модель, имеет следующие технологические параметры: $M_{расп} = 160$ т, $U_{2,j} = 270-390$ В, $I_{2,j} = 20,8-46,3$ кА, активная мощность $P_{акт} = 8,8-21,6$ МВт, длина электрической дуги $L_0 = 60-135$ мм, $P_{дуг} = 8,1-18,8$ МВт, $\cos\varphi = 0,66-0,86$, $\eta_{эл} = 0,84-0,91$. В качестве параметров, которые подстраивались в модели, учитывались, коэффициент теплоотдачи стали $\alpha_{расп}$, степени черноты $\varepsilon_{p_ш.пр.1}$, $\varepsilon_{p_ш.пр.2}$, $\varepsilon_{расп}$. Основной целью адаптации модели является минимизация суммы квадратов разностей между реальными и модельными значениями изменения температуры расплава. Максимальное отклонение между модельными и экспериментальными данными не превышают $\pm 5^\circ$, т.е. находится в пределах погрешности термомпары.

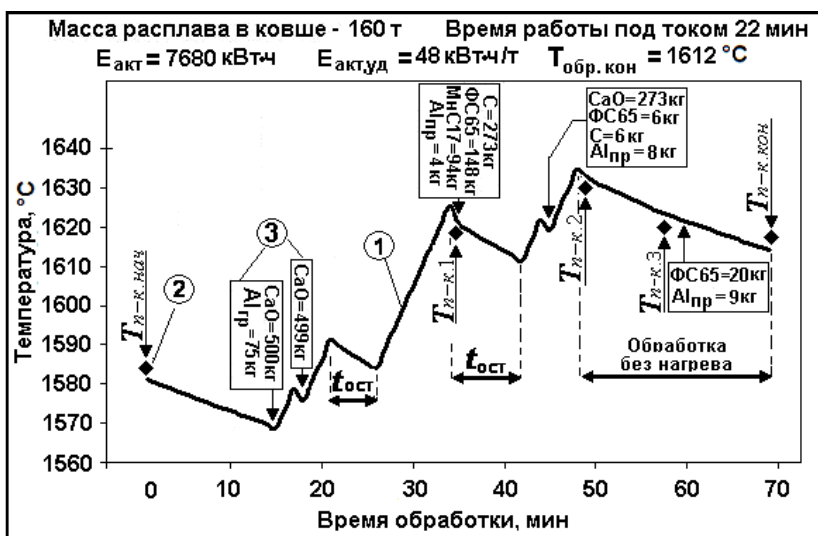


Рис. 2. Динамика температуры колесной стали по ходу обработки на У КП: 1- модельные значения, 2-результаты замеров термомпарами, 3- ввод добавок

Установлено, что приращение температуры расплава во время нагрева на У КП без учета введения шлакообразующих, легирующих добавок, раскислителей хорошо описывается уравнением вида [7]:

$$\Delta T_{расп} = k_1 \cdot t_{нагр}, \quad (4)$$

где k_1 – эмпирический коэффициент, определяемый из выражения

$$k_1 = a_j \cdot H_{шл} + b_j \cdot M_{расп} + c_j \cdot Q_{Ar} + d_j \cdot t_{вып} + e_j \cdot T_{n-к.нач} + f_j \cdot T_{фут.0} + g_j, \quad (5)$$

где $H_{шл}$ – толщина шлакового покрова, мм; $M_{расп}$ – масса расплава, т; Q_{Ar} – удельный расход аргона, л/мин·т; $t_{вып}$ – время с момента окончания выпуска стали в ковш, мин; $a_j, b_j, c_j, d_j, e_j, f_j$, – коэффициенты уравнения, зависящие от степени напряжения трансформатора.

На рис. 3 приведены данные об энергетическом балансе установки при следующих электрических параметрах $U_{2,j} = 360$ В, $I_{2,j} = 35,3$ кА, $P_{полн} = 22$ МВА, $P_{акт} = 17,3$ МВт, $P_{дуг} = 15,4$ МВт, $U_{дуг} = 146$ В, $L_d = 111$ мм, $\cos\varphi = 0,79$, $\eta_{эл} = 0,89$.

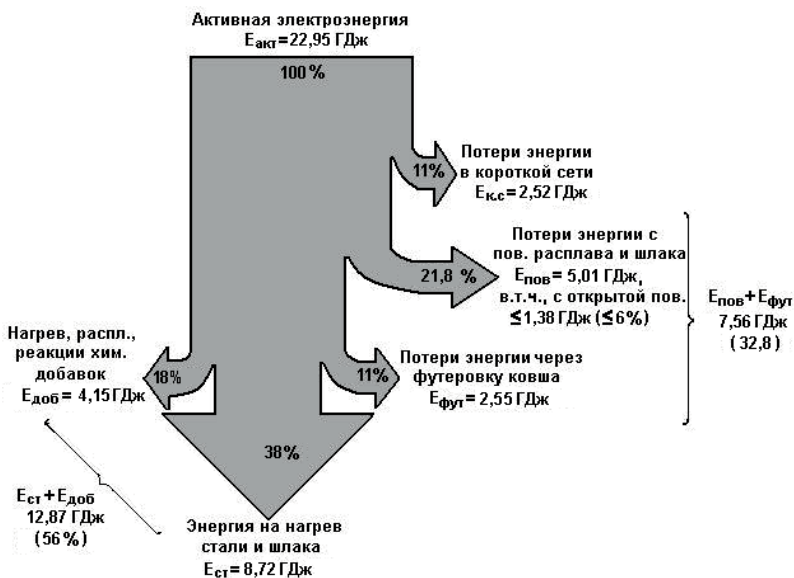


Рис 3. Энергетический баланс установки ковш-печь

Выводы. Разработана динамическая модель тепловых процессов в агрегате ковш-печь, в которой в отличие от полученных ранее теплофизических моделей учтено наличие открытой поверхности металла, площадь которой зависит от интенсивности продувки инертным газом, а также нестационарность начальных условий внутри футеровки ковша. Модель адаптирована к реальным промышленным условиям. Полученные аналитические выражения изменения температуры расплава позволяют интегрировать разработанную модель в существующие АСУ внепечной обработки стали.

Библиографический список

1. Исследования с помощью математической модели теплового состояния агрегата ковш-печь при внепечной обработке металла / Н. Ф. Ахметшин, И. Ю. Зиннуров, В. С. Галаян [и др.] // Электromеталлургия. - 2001. - №10. - С. 23-26.

2. Управление тепловым и электрическим режимами агрегата ковш-печь / Е. Б. Агапитов, Г. П. Корнилов, Т. Р. Храмшин [и др.]. // Электрометаллургия. - 2006. - №6. - С. 11-16.
3. Hoppmann W. Energiehaushalt eines Pfannenofens / W. Hoppmann, F.N. Fett, T. Klages, L. Fiege // Stahl und Eisen. - Band (108) 5. September 1988. - № 18. - S. 841-847.
4. Knüppel Helmut. Desoxydation und vakuum behandlung von Stahlschmelzen. Bad 2.: Grundlagen und verfahren der Pfannenmetallurgie / Helmut Knüppel. - Dusseldorf.: Verlag Stahleisen MBM, 1983. - 417 s.
5. Жаданос А.В. Рациональные режимы внепечной обработки колесной стали в агрегате ковш-печь и на вакууматоре / А.В. Жаданос, И.В. Деревянко, О.Н. Кукушкин // Зб. наукових праць за матеріалами XII-ої Всеукраїнської науково-практичної конференції “Спеціальна металургія: вчора, сьогодні, завтра”, 15 квітня 2014 р., Національний технічний університет “Київський політехнічний інститут”, Київ – С. 378-400.
6. W. Hoppmann, F.N. Fett, T. Klages, L. Fiege. Energiehaushalt eines Pfannenofens // Stahl und Eisen. - Band (108) 5. September 1988. - № 18. - S. 841-847.
7. Жаданос А.В. Исследование теплоэнергетических процессов внепечной обработки стали для разработки автоматизированной информационной системы / А.В. Жаданос, И.В. Деревянко, О.Н. Кукушкин // Автоматизированные технологии и производства №1 (11) март 2016 г. Международный научно-технический журнал – С 77-82.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЕРЕПАДА ТЕМПЕРАТУР ПО ДЛИНЕ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ СОРТОВОЙ МНЛЗ

В большинстве случаев непрерывнолитой металл не является конечной продукцией, он поступает на прокатные станы, где из него получают сортовой металл, трубы, рельсы и др. Рациональная технология должна обеспечивать сочетание процессов разливки и обработки давлением, в первую очередь, для получения продукции высокого качества при низких затратах энергии и небольших потерях металла. Одним из способов повышения производительности машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) является использование локального обжатия слитка перед порезкой [1,2]. Локальную деформацию слитка производят до смыкания закристаллизовавшихся внутренних слоев заготовки при содержании закристаллизовавшейся части не менее 60% от общей площади сечения заготовки [3]. Ранее было показано, что применение локального обжатия слитка позволяет повысить скорость разливки с 4,2 м/мин до 6 м/мин [4].

Работа посвящена определению перепада температур по длине заготовки в зависимости от ее длины и скорости разливки на МНЛЗ. Расчеты процесса охлаждения непрерывнолитого по длине МНЛЗ выполнялись по рекомендациям [4]. Под длиной МНЛЗ понимается расстояние от мениска до конца порезки плюс длина заготовки [5].

Исходные данные соответствовали техническим условиям одного из металлургических заводов Украины.

- 1) Материал: сталь 3. Состав и теплофизические свойства взяты из [6];
- 2) температура перегрева стали: 15 °С;
- 3) размеры поперечного сечения слитка: 0,13×0,13 м;
- 4) длина заготовки, К = 3, 6 и 12 метров;
- 5) скорость разливки: $V_p = 4,2; 6$ м/мин;
- 6) зона охлаждения состоит из 9-ти участков с длинами:
 - кристаллизатор А = 0,85 м;
 - зона вторичного охлаждения (ЗВО) – 4 участка: В = 0,5 м, С = 2,65 м, D = 3,05 м, Е = 3,5 м;
 - зона охлаждения на открытом воздухе – 4 участка:
 - участок выпрямления слитка F = 15 м;
 - предполагаемый участок локального обжатия G = 5 м;
 - участок порезки Н = 5,5 м.
- участок охлаждения на воздухе после порезки (длина непрерывнолитой заготовки) К = 12 м.

7) удельный расход воды на ЗВО для охлаждения заготовок определен по заводским данным из условий эксплуатации существующей сортовой МНЛЗ [$\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{час})$]: участок В – 54; участок С – 10; участок D – 4; участок Е – 2.

1 На рисунках 1 и 2 приведены некоторые результаты численного моделирования.

На рисунке 1 представлена температурная диаграмма процесса охлаждения непрерывнолитого слитка по длине МНЛЗ. Скорость разливки соответствует практическим данным и составляет 4,2 м/мин.

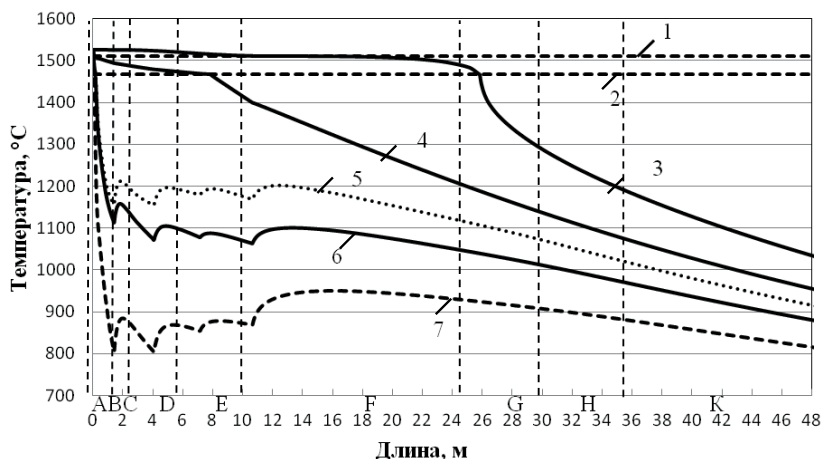


Рисунок 1 – Температурная диаграмма процесса охлаждения непрерывнолитого слитка по длине МНЛЗ при скорости разливки 4,2 м/мин

А-К – см. по тексту; 1 – температура ликвидус, 2 – температура солидус, 3 – температура центра; 4 – среднемассовая температура; 5 – температура середины грани, 6 – усредненная температура поверхности, 7 – температура угла

Как видно из рисунка 1 на момент порезки слиток не имеет жидкую сердцевину. Температура поверхности в первой зоне ЗВО (участок В) опускается до 1115 °С, затем постепенно выравнивается и в момент окончания порезки (в конце участка Н) имеет температуру 977 °С. Среднемассовая температура сечения слитка плавно снижается по всей длине МНЛЗ и в конце участка порезки составляет 1082 °С. При этом среднемассовая температура сечения переднего конца непрерывнолитой заготовки составляет 966 °С, а температура поверхности составляет 877 °С. Перепад среднемассовой температуры сечения по длине заготовки составляет 116 °С.

На рисунке 2 представлена температурная диаграмма процесса охлаждения непрерывнолитого слитка по длине МНЛЗ. Скорость разливки при этом составляет 6 м/мин.

Как видно из рисунка 2 на момент порезки слиток имеет жидкую сердцевину. Температура поверхности в первой зоне ЗВО (участок В) опускается до 1160 °С, затем постепенно выравнивается и на момент окончания порезки составляет (в конце участка Н) имеет температуру 1072 °С.

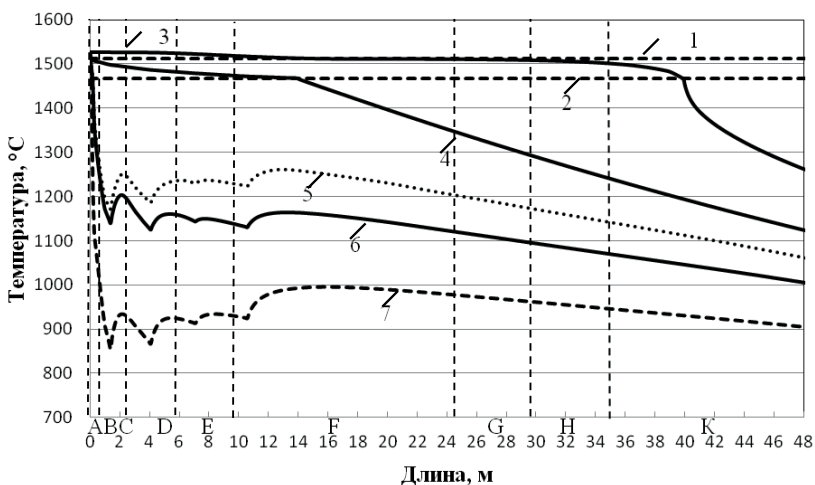


Рисунок 2 – Температурная диаграмма процесса охлаждения непрерывнолитого слитка по длине МНЛЗ при скорости разливки 6 м/мин

А-К – см. по тексту; 1 – температура ликвидус, 2 – температура солидус, 3 – температура центра; 4 – среднемассовая температура; 5 – температура середины грани, 6 – усредненная температура поверхности, 7 – температура угла

В таблице 1 сведены некоторые результаты расчетов температуры при длине заготовки 3, 6 и 12 метров после порезки (зона К).

Таблица 1 – Температурное состояние непрерывнолитой заготовки в момент окончания реза

Скорость разливки		4,2 м/мин			6,0 м/мин		
Длина заготовки		3 м	6 м	12 м	3 м	6 м	12 м
Температура поверхности заготовки, °С	Передний конец	950	918	877	1060	1028	1012
	Задний конец	977			1072		
	Разность по длине	27	59	100	12	44	60
Среднемассовая температура сечения, °С	Передний конец	1036	998	966	1214	1180	1135
	Задний конец	1082			1244		
	Разность по длине	46	84	116	26	70	109

Как видно из таблицы 1 самый большой разброс температур наблюдается в 12-ти метровой заготовке. Так, при скорости разливки 6 м/мин по длине 12-ти метровой заготовки разность среднемассовой температуры сечения составляет 109 °С, а разность температуры поверхности по длине этой заготовки составляет 60 °С. При этом значительным является перепад температуры по сечению как на переднем (270 °С), так и на заднем конце (430 °С) заготовки.

При уменьшении длины заготовки до 3-6 метров, разность температур по длине заготовки снижается. Для возможности прокатки заготовок на прокатном стане перепад температур в объеме заготовки должен составлять не более 50-100 °С, а среднемассовая температура должна быть на уровне 1000-1200 °С. Поэтому для совмещения процессов разливки и прокатки без применения промежуточного нагрева в методической печи необходимо разместить на участке между МНЛЗ и прокатным станом термостатирующее устройство для выравнивания температуры в объеме непрерывнолитой заготовки.

Выводы

1. Выполнен анализ температурного состояния непрерывнолитой заготовки после порезки в линии МНЛЗ.

2. Определено, что разброс температуры в объеме заготовки после порезки на МНЛЗ сильно зависит от длины заготовки. Так, для 12-ти метровой заготовки разброс температуры по сечению составляет до 430 °С, а по длине – до 109 °С.

3. Для выравнивания температур по объему заготовки после МНЛЗ предложено применение термостатирующих устройств, что позволит совместить процессы разливки и прокатки без промежуточного нагрева заготовок в методических печах.

Библиографический список

1. Пат. 175. Россия. МПК В 22 D 11/126. Способ получения непрерывнолитых заготовок / Полещук В.М., Кривченко Ю.С., Бычков С.В. — №2433016; Заявл. 17.11.2008; Оpubл. 10.11.2011, Бюл. №2.
- 2 Киселев А.П. Основные направления развития способов снижения обреза при переработке непрерывнолитых заготовок / Киселев А.П. // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. — 1998. — №4. — С. 31-33.
3. Математическая модель и расчет параметров мягкого обжатия непрерывнолитых заготовок / Буланов Л.В., Юровский Н.А., Химич Т.Г., Масаев М.В. // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. — 2003. — №8. — С. 124-130.
4. Research of temperature fields and thermal stresses in the continuous casting ingot / V. Polyeshchuk, V. Brovkin, T. Viter , L. Lazic, A. Varga, J. Kizek // 14 th International Scientific Conference “Energy transformations in industry”, September 23-25, 2015, Stara Lubovna. — 2015. — P. 136-141.
5. Емельянов В.А. Тепловая работа машин непрерывного литья заготовок / Емельянов В.А. — М.: *Металлургия*, 1988. — 143 с.
6. Огурцов А.П. Непрерывное литье стали / Огурцов А.П., Гресс А.В. — Днепропетровск: *Системные технологии*, 2002. — 675 с.

КЛАСТЕРНИЙ ПІДХІД – «КЛЮЧ» ДО КОНКУРЕНТОСПРОМОЖНОСТІ РЕГІОНУ

Внаслідок глобалізації конкуренції на світовому ринку конкурують не держави або окремі компанії, а галузеві групи. Галузеві групи формуються на рівні регіонів. Сьогодні в руках у регіонів знаходиться «ключ» не тільки від власного економічного успіху, а й від конкурентоспроможності на глобальному рівні. Цим «ключем» є кластери.

Головна сила кластера в його конкурентоспроможності, звідси і ефективність – це перше, що необхідно розуміти. Усередині кластера є розподіл праці, і в нього можуть входити і конкуруючі між собою компанії. Незважаючи на внутрішнє суперництво, вони сукупно утримують конкурентоспроможність, чим і забезпечують ринкові, технологічні або кадрові переваги, які дозволяють їм домінувати на глобальних ринках. У кластер входять компанії, пов'язані в рамках певного технологічного циклу, і зазвичай виділяється ще цілий блок компаній і організацій у так званих підтримуючих галузях. Роль держави або ж якихось форм асоціативної взаємодії дуже важлива, так як вони координують поведінку різних учасників в кластері. Конкурентоспроможна структура – це завжди гарантовані робочі місця.

Перша хвиля кластерної політики була пов'язана з оптимізацією технологічних ланцюжків, усуненням зайвих ланок, досягненням ефекту масштабу без поглинання окремих компаній. Ставка робилася на агрегування, укрупнення самого представництва на ринку. Ефект масштабу досягався в рамках «пухкого» конгломерату, але, тим не менш, стійко існуючого. Однак на досвіді Азії з'ясувалося, що способом оптимізації не обов'язково повинні бути кластери: азіати успішно оптимізувалися в рамках інтегрованих груп - Samsung або LG, наприклад. А оскільки конкурувати з такими гіпероптимізованими технологічними ланцюжками виявилось складно, європейці зробили ставку на нове покоління – на інноваційні кластери [1].

Сенс інноваційного кластеру не стільки в тому, щоб усунути зайві ланки, оптимізувати підприємства і домогтися поставки just in time (точно вчасно) і ввести традиційне для кластерів lean production [2]. Наголос робиться на вичленення певних технологічних компетенцій, які полягають у здатності використовувати технології і вирішувати певний клас виробничих завдань. Компетенції з одного сектора переносяться в інший, що дозволяє привласнити накопичений досвід перших і домогтися інноваційних, а часом – і революційних, змін в тих секторах, куди вони переносяться.

Кластерна форма організації може бути визначена як стратегічна інновація, що забезпечує в перспективі вирішальні конкурентні переваги не тільки для всіх учасників об'єднання, а й для території знаходження кластера в цілому. Оцінка ефективності функціонування кластера може бути проведена: з позиції окремого (у тому числі малого) підприємства, яке входить до нього, з

позиції ефективності функціонування кластера в цілому, з позиції впливу діяльності кластеру на розвиток території (регіону).

Які переваги дає кластерний підхід на регіональному рівні?

По-перше, регіональні інноваційно-промислові кластери мають у своїй основі стійку систему, яка склалася розповсюдження нових технологій, знань, продукції, так звану технологічну мережу, яка спирається на спільну наукову базу.

По-друге, підприємства кластера мають додаткові конкурентні переваги за рахунок можливості здійснювати внутрішню спеціалізацію і стандартизацію, мінімізувати витрати на впровадження інновацій.

По-третє, важливою особливістю інноваційно-промислових кластерів є наявність в їх структурі гнучких підприємницьких структур - малих підприємств, які дозволяють формувати інноваційні точки зростання економіки регіону.

По-четверте, регіональні промислові кластери надзвичайно важливі для розвитку малого та середнього підприємництва: вони забезпечують малим фірмам високий ступінь спеціалізації при обслуговуванні конкретної підприємницької ніші, так як при цьому полегшено доступ до капіталу промислового підприємства, а також активно відбувається обмін ідеями та передача знань від фахівців до підприємців.

На попередній стадії формування кластерів пропонується виділити в регіоні найбільш перспективні напрямки для формування та розвитку кластерів. Проаналізувати галузеву структуру господарства регіону та оцінити, чи показує галузь високу ефективність за наступними критеріями:

- високі темпи приросту обсягів виробництва та реалізації продукції та/або послуг;

- високі обсяги інвестицій в галузь (підгалузь);

- високі показники рентабельності діяльності.

Потім провести аналіз обраної галузі, і оцінити передумови створення кластеру.

Крім аналізу факторів значущості галузі в економіці країни в цілому, доцільно проаналізувати розмір середньої заробітної плати в галузі.

Запропоновані [3] етапи процесу формування кластерів можна об'єднати на другій – основній стадії формування кластерів у регіоні:

1. Формування ініціативної групи, що об'єднує достатню кількість виробників продукції та сприяючих суб'єктів, які поділяють ідею створення кластеру. Згода учасників затверджується підписанням протоколу про наміри. На цьому ж етапі проводиться збір відповідної технологічної та маркетингової інформації, а також проводяться тренінги та узгодження позицій учасників.

2. Розробка реального і з усіма узгодженого проекту. Необхідно враховувати такі фактори: потреби учасників майбутнього кластера та їх відповідні можливості, ринкові умови, доцільність формування кластера на конкретній території, джерела формування матеріальної бази. Всі ці елементи повинні бути узгоджені з усіма учасниками, які спільно приступають до розробки концепції проекту кластеру.

3. Створення координаційного центру кластера та визначення кола суб'єктів кластера. Офіційне оформлення створеного Координаційного центру. Важливо ретельно розробити статут, провести установчі збори і необхідну реєстрацію. Паралельно необхідно планувати і підготувати економічну діяльність кластера на початковому етапі.

4. Початок діяльності кластеру. Необхідно розробити «Правила внутрішньої господарської діяльності кластеру» і бізнес-план. Слід поступово зміцнювати матеріальну базу координаційного центру. Збільшувати чисельність суб'єктів (учасників) кластера, вводити на практиці кластерні принципи.

Підсумком основної стадії є реалізація проекту розвитку, а, отже, створення в регіоні кластеру.

На завершальній стадії моніторингу і контролю – виконується оцінка функціонування кластерів на основі показників, що характеризують економічний розвиток. За результатами оцінки здійснюється коригування програми розвитку кластерів, проводяться необхідні зміни в їх діяльності.

Промисловий комплекс України є пріоритетною галуззю національної економіки. Рівень розвитку металургійної галузі, розвиненість галузевої та міжгалузевої інтеграції, в тому числі за рахунок кластерних ініціатив є основними показниками економічного і, насамперед, промислового розвитку країни. Структура промислового комплексу країни на рівні старопромислових регіонів, характеризується переважанням матеріаломістких галузей і недостатнім розвитком наукоємних. Розміщення металургійної галузі на території України характеризується нерівномірністю і недостатньо ефективною територіальною структурою виробництва.

Економіка регіону, яка заснована на кластерах, – це модель конкурентоспроможної та інвестиційно-привабливої економіки, яка забезпечує високий рівень і якість життя населення регіонів та України в цілому.

Бібліографічний список

1. Тищенко О.М. Класифікація промислових кластерів: типи й моделі // Науковий вісник Волинського національного університету імені Лесі Українки – 2010. - №4 – С.12-18.
2. Вумек Дж. Бережливое производство: Как избавиться от потерь и добиться процветания вашей компании / Джеймс Вумек, Дэниел Джонс; Пер. с англ. – 7-е изд. – М.: Альпина Пабlishер, 2013. – 472 с.
3. 2010 Українське Кластерне Дослідження (Електронний ресурс) – Режим доступу: <http://ucluster.org/universitet/klastery-ukraina/2010-study/>.

**Науково-технічна конференція,
присвячена 100-річчю з дня народження
Георгія Григоровича Єфіменка**

**«АКТУАЛЬНІ ПРОБЛЕМИ РОЗВИТКУ
МЕТАЛУРГІЙНОЇ НАУКИ ТА ОСВІТИ»**

Здано на складання 28.02.2017. Підписано до друку 28.02.2017. Формат 210x148. Папір офсетний. Друк ризографічний. Гарнітура Times. Ум. друк. арк. 2,5. Обл.-вид. арк. 4,5. Тираж 100 прим. Зам. № 11206

Видавництво «*Літограф*»
Ідентифікатор видавця у системі ISBN: 2267
Адреса видавництва та друкарні:
49000, м. Дніпро, вул. ім. М.В. Гоголя, 10/а
тел. : (066) 369-21-55, (056) 713-57-25
E-mail: Litograf.dp@gmail.com

