

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ГОЛОВНОЙ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ ЦЕНТР ПО ОРГАНИЗАЦИИ
ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГИЧЕСКИХ
И РУКОВОДЯЩИХ КАДРОВ СИСТЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ**

**ОТРАСЛЕВОЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ
КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГИЧЕСКИХ КАДРОВ ПРИ ТАШКЕНТСКОМ
ГОСУДАРСТВЕННОМ ТЕХНИЧЕСКОМ УНИВЕРСИТЕТЕ**

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС

по модулю

“ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ”

направления

МЕТАЛЛУРГИЯ

Тошкент – 2016

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ГОЛОВНОЙ НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ ЦЕНТР ПО
ОРГАНИЗАЦИИ ПЕРЕПОДГОТОВКИ И ПОВЫШЕНИЯ
КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГИЧЕСКИХ И РУКОВОДЯЩИХ
КАДРОВ СИСТЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ**

**ОТРАСЛЕВОЙ ЦЕНТР ПЕРЕПОДГОТОВКИ И
ПОВЫШЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ ПЕДАГОГИЧЕСКИХ
КАДРОВ ПРИ ТАШКЕНТСКОМ ГОСУДАРСТВЕННОМ
ТЕХНИЧЕСКОМ УНИВЕРСИТЕТЕ**

УЧЕБНО–МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС

по модулю

**«ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В ЧЕРНОЙ
МЕТАЛЛУРГИИ»**

**Разработали: к.т.н. Худояров С.Р
ст. преп. Арибжонова Д.Е
ст.преп Маткаримов С.Т.**

Ташкент -2016

Данный учебно-методический комплекс разработан на основании учебного плана и программы утвержденного приказом Министерства высшего и среднего специального образования Республики Узбекистан № 137 от 6 апреля 2016 года.

Разработали: Худояров С.Р - к.т.н. доцент, зав. кафедрой «Металлургия» ТГТУ

Арибжонова Д.Е – ст.преп кафедры «Металлургия» ТГТУ

Маткаримов С.Т. – ст.преп кафедры «Металлургия» ТГТУ

Рецензент: India. West Bengali university of technology/ Doctor/
Prof Syed Rafikul Islam

Данный учебно-методический комплекс рекомендован к изданию Советом Ташкентского государственного технического университета (протокол № _____ от _____ 2016 года).

СОДЕРЖАНИЕ

I. Рабочая программа.....	5
II. Интерактивные методы обучения, используемые в модуле	12
III. Теоретические материалы.....	15
IV. Материалы практических занятий.....	60
V. Банк кейсов.....	78
VI. Темы для самостоятельного обучения	81
VII. Глоссарий.....	82
VIII. Список литературы.....	95

РАБОЧАЯ ПРОГРАММА

Введение

Программа составлена на основе указа ПФ-4732 от 12 июня 2015 года Президентом Республики Узбекистан «О мерах улучшения системы переподготовки и повышения квалификации руководящих и педагогических кадров высших учебных заведений», цель которой является улучшение, переподготовка и суть процесса повышения квалификации на основе современных требований, а так же поставленная задача регулярно повышать профессиональную компетентность педагогических кадров высших учебных заведений.

Рабочая программа включает в себя изучение теоретических и практических занятий по модулю «Перспективные направления в черной металлургии». В данном модуле будут изучаться перспективные направления производства стали. В модуле рассматриваются способы переработки железосодержащего сырья методом выплавки чугуна в доменных печах с поледующим получением стали и способ производства стали, минуя плавку в доменных печах, так называемое прямое получение железа.

Цели и задачи учебного модуля

Цель и задача модуля “Перспективные направления в черной металлургии” сформировать у слушателя навыки металлургического мышления, направленного на анализ функционирования последних достижений науки и техники, научно-производственными, научными и проектными организациями, предприятий черной металлургии в целях рационального управления металлургических предприятий, производств.

Требования, предъявляемые к знаниям, умениям, навыкам и компетенциями по модулю

Слушатель в результате освоения модуля “Перспективные направления в черной металлургии” должен:

иметь представление и охарактеризовать:

- основы теории и методики производства стали;
- сущность основных понятий и результатов, изучаемых в дисциплине;
- основные формулировки понятий и результатов, изучаемых в дисциплине;

знать:

- основные методы теории нечётких множеств и нечёткого моделирования.
- новые перспективы развития черной металлургии;
- мировых рынках сырья и металлов.
- перспективы развития доменного процесса.

- подготовки шихтовых материалов к доменной плавке.
- развитие внедоменных процессов получения железа.
- сырьевую базу черной металлургии. (2 часа)
- получение жидкого металла различными процессами.
- современных методов и способах получения жидкого металла.
- общее описание технологии плавки стали в конвертерах и дуговых печах.

уметь и владеть навыками:

- вести расчеты среднего состава шихты и материального баланса ДСП;
- определять основных размеров ДСП;
- вести расчеты энергетического баланса в периоде расплавления;
- вести расчет потери тепла в период межплавочного простоя;
- определять тепловой баланс периода расплавления;
- определять средней тепловой нагрузки и тепловой нагрузки холостого хода;
- пользоваться современными методами внепечной обработки стали;

Овладеть компетенциями

- составлять заявки на выдачу охранных документов на объекты промышленной собственности;
- составлять договоры, заключаемые в сфере интеллектуальной собственности;
- уметь на основе анализа увидеть и корректно сформулировать результат;
- применения на практике компьютерных и коммуникационных технологий;
- применением современных педагогических и информационных технологий их на практике;
- использования электронной учебно-методической базы по данному модулю дисциплин.

Рекомендации по проведению и организации модуля

При проведении обучения запланировано использование современных методов, педагогических и информационно-коммуникативных технологий:

- лекции запланировано проводить в форме презентаций с использованием современных компьютерных технологий;
- практические занятия запланировано проводить с помощью интерактивных методов «Мозговой штурм», «Кластер», «Техника – Зиг-заг» и др.

Взаимосвязь учебного модуля с другими модулями

Содержание модуля непосредственно связано с другими блоками учебного плана и служит для решения вопросов внедрения в педагогическую деятельность проблематики и задач отрасли металлургии и принятия

решений в получении качественного продукта, а также служит для объединения учебного процесса и производства путем внедрения новой техники и технологий данной отрасли. Данный модуль тесно связан с модулями «Перспективные направления в цветной металлургии», «Технологические процессы переработки вторичных техногенных образований».

Роль модуля в системе высшего образования

Происходящие коренные изменения в системе образования, особенно научно-техническое развитие определяет роль модуля «Перспективные направления в черной металлургии» в системе высшего образования.

Организация эффективного и плодотворного образования путем создания новых инновационных технологий обучения дисциплин направления модуля «Перспективные направления в черной металлургии» и их применения в системе образования помогает системно увеличить качество образования. Отдельное внимание обосновывается формированием знаний, умений и навыков применения современных информационных технологий и педагогических программных средств, информационно-коммуникационных технологий в процессе учебно-воспитательной деятельности.

Распределение часов по модулям

№	Темы	Учебная нагрузка, час					
		Аудиторная учебная нагрузка					
		Общие	Итого	Из них:			Самостоятельная работа
				Теоритические	Практические	Внеаудиторное	
1	Новые перспективы развития черной металлургии. Сырьевая база черной металлургии.	4	2	2			2
2	Перспективы развития доменного процесса. Флюсы и топливо доменной плавки. Подготовка шихтовых материалов к доменной плавке.	2	2	2			
3	Развитие внедоменных процессов получения железа. Процессы железной металлургии. Материалы железной металлургии (Прямое восстановление железа).	2	2	2			

4	Получение жидкого металла бездоменными процессами. Процесс «Corex». Процесс «DIOS». Процесс Hismelt	6	4	2		2	2
5	Получение жидкого металла бездоменными процессами. Процесс REDSMELT	2	2	2			
6	Общее описание технологии плавки стали в конвертерах и дуговых печах. Плавка стали с применением металлизированного сырья.	4	4	4			
7	Методы внепечной обработки стали: вакуумная обработка стали, продувка стали в ковше инертным газом, комбинированная обработка стали в ковше с нагревом.	4	4	2		2	
8	Расчет среднего состава шихты и материального баланса ДСП	4	4		4		
9	Определение основных размеров ДСП	4	4		4		
10	Энергетический баланс периода расплавления расчет прихода тепла	4	4		4		
11	Расчет потери тепла с водой	4	4		4		
12	Расчет теплового баланса двухванной сталеплавильной печи	4	4		4		
Общие		44	40	16	20	4	4

СОДЕРЖАНИЯ ТЕОРИТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

1-тема: Новые перспективы развития черной металлургии. Сырьевая база черной металлургии.

Новые перспективные направления в черной металлургии. Восстановление металла твердыми восстановителями. Расход невозобновляемых источники энергии. Мировые рынки сырья и металлов. Минерально-сырьевая база железорудной промышленности.

2-тема: Перспективы развития доменного процесса. Флюсы и топливо доменной плавки. Подготовка шихтовых материалов к доменной плавке.

Железорудное сырьё и восстановитель для металлизации. Возможности использования железорудных материалов. Кричный передел. Совершенствование системы продувки и охлаждения. Замена процесса

обжига железосодержащих руд процессом агломерации. Производство агломерата и окатышей. Применение глиноземистых флюсов при выплавке специальных чугунов. Роль доменного процесса в сталеплавильном производстве.

3-тема: Развитие внедоменных процессов получения железа. Процессы железной металлургии. Материалы железной металлургии (Прямое восстановление железа)

Виды флюсов и металлургического топлива. Применение глиноземистых флюсов. Функции топлива в доменной плавке. Внедоменные процессы получения жидкого металла. Разделение во времени и пространстве стадий восстановления и плавления железорудных материалов. Одностадийные способы прямого получения жидкого металла. Стандартная технология прямого восстановления природным газом.

4-тема: Получение жидкого металла бездоменными процессами. Процесс «Corex». Процесс «DIOS». Процесс Hismelt.

Получение жидкого металла различными процессами. Современные методы и способы получения жидкого металла. Довосстановление металлизированной шихты. Жидкофазное восстановление железа теплом шлаковой ванны. Технологическая схема процесса Dios. Реактор жидкофазного восстановления в ванне с применением азота. Восстановление железа из шлака с применением углерода, растворенным в чугуне

5-тема: Получение жидкого металла бездоменными процессами. Процесс REDSMELT

Методы и средства получения жидкого металла бездоменным процессом. Получение окатышей из железорудного концентрата или металлургических отходов. Восстановление железа из расплава растворенным в металле углеродом по схеме плавление — восстановление.

6-тема: Общее описание технологии плавки стали в конвертерах и дуговых печах. Плавка стали с применением металлизированного сырья

Удаление избыточного углерода из чугуна доменной плавки. Получение низкоуглеродистой стали. Окислительный процесс с верхней продувкой через водоохлаждаемую фурму. Футеровка кислородных конвертеров. Образование шлака и вспенивание смеси из шлака-металла-газа. Электрические печи постоянного и переменного тока. Практика плавки в металлургии. Процесс плавления и образование шлака. Процессом дефосфорации. Шлакообразование в ДСП.

7-тема: Методы внепечной обработки стали: вакуумная обработка стали, продувка стали в ковше инертным газом, комбинированная обработка стали в ковше с нагревом.

Продувка на кислородных станциях металлургических заводов. Обработка стали аргоном. Использование стопоры с огнеупорной пробкой. Помещение изложницы в вакуум-камеру. Вакуумирование в ковше, обработка нераскисленной стали

СОДЕРЖАНИЯ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

1 - практическая занятие

Расчет среднего состава шихты и материального баланса ДСП

Расчет среднего состава шихты, материального баланса, теплового баланса (приход тепла, расход тепла) в печь ДСП.

2 - практическая занятие

Определение основных размеров ДСП.

Объем жидкого металла в дуговой сталеплавильной печи. Диаметр зеркала металла. Уровень порога рабочего окна

3 - практическая занятие

Энергетический баланс периода расплавления расчет прихода тепла

Расчет прихода тепла. Расчет расхода тепла. Расчет потери тепла через подину печи.

4 - практическая занятие

Расчет потери тепла с водой

Расчет потери тепла в период межплавочного простоя. Тепловой баланс периода расплавления. Мощность печного трансформатор.

5 - практическая занятие

Расчет теплового баланса двухванной сталеплавильной печи

Расчет теплового баланса рабочего пространства камеры печи является определение средней тепловой нагрузки и тепловой нагрузки холостого хода. Расчет производим для одной камеры печи.

Выездное занятие

Тема-1: Получение жидкого металла бездоменными процессами. Процесс «Corex». Процесс «DIOS». Процесс Hismelt

Тема-2. Методы внепечной обработки стали: вакуумная обработка стали, продувка стали в ковше инертным газом, комбинированная обработка стали в ковше с нагревом

Форма обучения

Форма обучения отражает такие внешние стороны учебного процесса, как способ его существования: порядок и режим; способ организации обучения: лекция, семинар, самостоятельная работа и др; способ организации совместной деятельности обучающего и обучающихся: фронтальная, коллективная, групповая, индивидуальная.

При обучении важным является выбор формы организации учебной деятельности участников:

- Коллективная – коллективное, совместное выполнение общего учебного задания всеми студентами. Характер полученного результата: итог коллективного творчества.
- Групповая – совместное выполнение единого задания в малых группах. Характер полученного результата: итог группового сотрудничества на основе вклада каждого.
- Индивидуальная – индивидуальное выполнение учебного задания. Характер полученного результата: итог индивидуального творчества. Обычно предшествует групповой работе.

Критерии оценки

№	Критерии оценки	Балл	Максимальный балл
1.	Кейс	1.5 балла	2,5
2.	Самостоятельная работа	1.5 балл	

II. ИНТЕРАКТИВНЫЕ МЕТОДЫ ОБУЧЕНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ В МОДУЛЕ

Метод "Мозговой штурм"

Мозговой штурм (брейнсторминг - мозговая атака) – метод коллективной генерации идеи решения научной или практической задачи.

Во время мозгового штурма участники стремятся совместно решить сложную проблему: высказывают свое мнение по решению задачи (генерируют), отбирают наиболее соответствующие, эффективные и оптимальные идеи без критики остальных вариантов, обсуждают отобранные идеи и развивают их, а также оцениваются возможности их обоснования или опровержения.

Основная цель мозговых атак – активизация учебной деятельности, самостоятельное изучение проблемы и развитие мотивации его решения, культура общения, формирование коммуникативных навыков, избавление от инерции мышления и преодоление привычного хода мышления при решении творческой задачи.

- **Прямой коллективный мозговой штурм** – обеспечивает сбор максимального числа мнений настолько это возможно. Вся группа исследования (не более 20 человек) занимается решением одной проблемы.
- **Массовый мозговой штурм** – дает возможность резко повысить эффективность генерации идей в большой аудитории, разделенной на микрогруппы.
- В каждой группе решается один из аспектов проблемы.

Разработка метода «Мозговой штурм»

Вопросы для мозгового штурма:

1. Что такое обратное тепло?
2. Где применяется обратное тепло?
3. Для чего используются рекуператоры?
4. Какое оборудование используется для производства пара?

Метод “Кластер”

Кластер – (пучок, связка) способ составления карты информации – сбора идей вокруг какого-либо основного фактора для фокусирования и определения смысла всей конструкции.

Стимулирует актуализацию знаний, помогает свободно и открыто вовлекать в мыслительный процесс новые ассоциативные представления по теме.

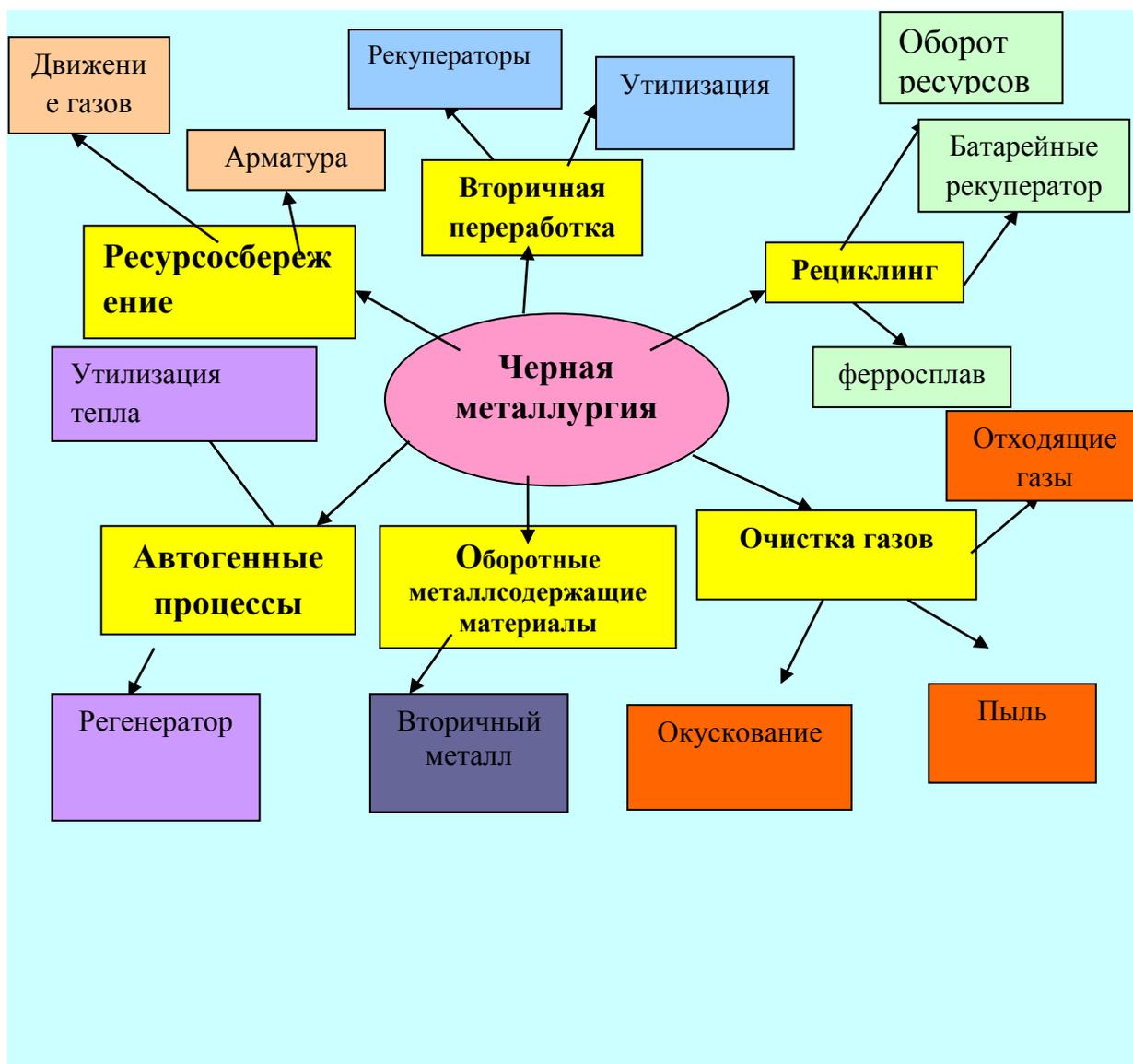
1. Знакомятся с правилами составления кластера.

В центре классной доски или большого листа бумаги пишется ключевое слово или название темы из 1-2-х слов.

2. По ассоциации с ключевым словом приписывают сбоку от него в кружках меньшего размера «спутники» - слова или предложения, которые связаны с данной темой. Соединяют их линиями с «главным» словом. У этих «спутников» могут быть «малые спутники» и т.д. Запись идет до истечения отведенного времени или пока не будут исчерпаны идеи.

3. Обмениваются кластерами для обсуждения.

Разработка метода кластера

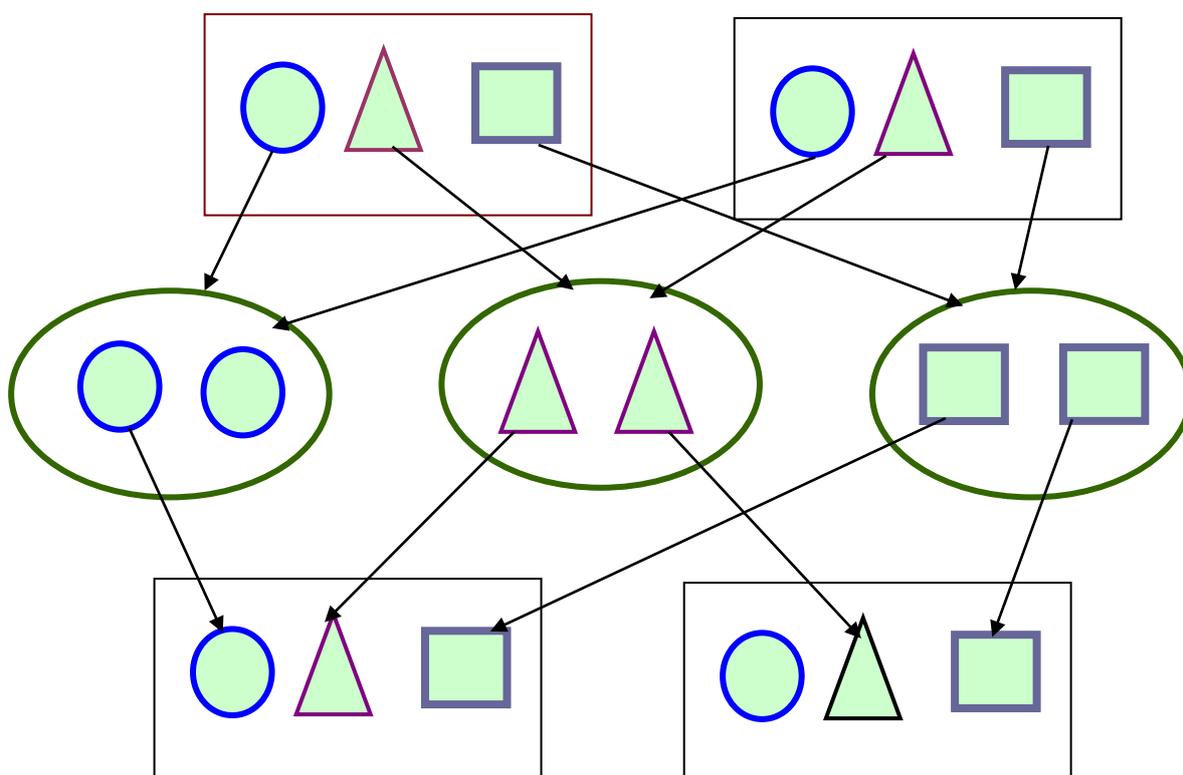


Техника «ЗИГ-ЗАГ»

- 1-Этап. Члены группы знакомятся с информацией учебного текста.
- 2-Этап. Каждый вопрос эксперты анализируют и обмениваются мыслями.
- 3-Этап. Обмен знаниями и проверка знаний.

Задание группам по методу "ЗИГЗАГ":

СЕРНОКИСЛОТНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ ИЗ ОКИСЛЕННОГО МЕДНОГО КОНЦЕНТРАТА.



Для 1-ой группы:
Создание рабочего места для проведения опытов.
Характеристика методов 1-ого вида:
выщелачивание сульфидно-медного
концентрата без обжига.

Для 2-ой группы:
Выбор материалов для проведения опытов.
Характеристика методов 2-ого
вида: Требуют обязательной проверки и
уточнения результатов на практике.

Для 3-ей группы:
**Выбор растворителя для
выщелачивания пробы.**
Характеристика методов 3-его вида: Поиск
подходящих кислот и оптимальной
температуры для выщелачивания

Для 4-ой группы:
**Создание оптимальных вариантов для
извлечения меди.**
Характеристика методов 4-ого вида:
Выщелачивание сульфидно-медного
концентрата после обжига

III. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ

1-тема: Новые перспективы развития черной металлургии. сырьевая база черной металлургии.

План:

1. Современные способы плавления
2. Характеристика сырьевой базы чёрной металлургии

Ключевые слова: окислительные процессы, железорудное сырьё, мономинеральные образования, богатые руды, бедные руды, щелочноразделительные металлы.

1.1 Современные способы плавления

В XXI веке металлургия столкнется с совершенно новыми внешними условиями существования мирового хозяйства. Рассмотрим основные из них.

1. Резкое сокращение или для отдельных регионов полное исчезновение месторождений чистых по примесям железных руд. По данным исследовательских агентств в мире сохраняются некоторые запасы железных руд, свободных в основном от попутных элементов. Изменится и само понятие «чистая руда». В XXI веке уже будет невозможно игнорировать содержание элементов в 0,001% и более. Таким образом, железные руды, попадающие в разработку, будут относиться к классу комплексных руд, а технология, основанная на извлечении лишь одного элемента (железа), в XXI веке не будет иметь права на существование. Поэтому оценивать перспективы того или иного процесса следует с учетом возможности комплексного использования сырья и величины допускаемых в процессе безвозвратных потерь компонентов.

2. Ужесточение требований к расходу невозобновляемых источников энергии. Приоритет в использовании нефти и природного газа по-прежнему сохраняет транспорт, химическая и фармацевтическая промышленность, энергетика и коммунально-бытовое хозяйство. Лимиты использования этих видов топлива для металлургии будут неуклонно снижаться, поэтому наиболее перспективными окажутся процессы, не связанные со значительными расходами нефти и природного газа.

3. В XX веке окончательно сформировались мировые рынки сырья и металлов. На сегодняшний день для многих металлургических производств стало более выгодным использовать сырые материалы и топливо, импортируемые из зарубежных стран. В XXI веке эта тенденция будет только усиливаться.

4. Резко возрастут требования к качеству окучкованного сырья и черных металлов. Требования к продукции сегодня по многим параметрам более жесткие, чем ранее. Поэтому преимущества получают процессы, обеспечивающие более высокое качество продукции, — это новое явление для мировой сферы производства чугуна и стали.¹

1.2 Характеристика сырьевой базы чёрной металлургии

Выявленные ресурсы железных руд известны более чем в 100 странах. По состоянию на начало 2003 г. они оцениваются в 620 млрд т. Значительная их часть сосредоточена в недрах Америки 39,7%, далее следуют Россия 18,1%, Азия 15,4%, Австралия и Океания 9,9%, Европа 8,9% и Африка 8,1%. Наибольшими выявленными ресурсами железных руд, млрд. т, обладают: Россия 112, США 110, Бразилия 100 Австралия 60, Китай 40, Индия 20, Канада 10.

Общие запасы железных руд составляют 301,9 млрд. т, в том числе подтвержденные 156,7 млрд. т. По количеству общих и подтвержденных запасов лидирует Азия: соответственно 19,4 и 21,0% мировых запасов. Заней следует Америка, в недрах которой заключено 19,2% общих и 16,2% подтвержденных запасов, Россия 18,6 и 21,3%, Африка 15,3 и 12,3%. Близки по уровню запасов Европа 13,8% и 17,4%, Австралия и Океания 13,7 и 11,8%.

Подтвержденными запасами в количестве 3 млрд т и более обладают девять стран. На их долю приходится 70,3% мировых запасов, или 110,5 млрд т. К ним относятся: Россия 21,3%, Австралия 11,5%, Украина 9,7%, Китай 9,6%, Бразилия 4,8%, США 4,4%, Индия 4,2%, Казахстан 2,6%, Швеция 2,2%.

Минерально-сырьевую базу железорудной промышленности составляют четыре основных геолого - промышленных типа месторождений. Ведущее место в подтвержденных запасах железных руд (71,3%) занимают метаморфогенные месторождения магнетит - гематитовых руд в докембрийских железистых кварцитах и сланцах. Как правило, месторождения этого типа находятся в крупных железорудных бассейнах. Они разведаны в России, Украине, Индии, Габоне, Гвинее, ЮАР, Бразилии, Венесуэле, Канаде, США, Австралии.

В месторождениях гидрогетит - шамозит - сидеритовых руд, приуроченных к осадочным прибрежно - морским отложениям или эффузивноосадочным толщам, сосредоточено 11,4% суммарных подтвержденных запасов. Месторождения этого типа распространены в России, Украине, странах Западной Европы, Казахстане, Китае, в странах Северной Африки, в США и Австралии.

¹ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 2

Значительные по запасам контактово - метасоматические и гидротермально - метасоматические месторождения железных руд (7,3% подтвержденных запасов) разведаны в России, Вьетнаме, Казахстане, Иране, Турции и других странах Азии и Африки, а также в США, Перу и Чили.

Магматогенные апатит - магнетитовые, а также ильменит-титаномагнетитовые месторождения, включающие в себя 6,5% подтвержденных запасов, известны, главным образом, в странах Европы и Южной Африки. Наиболее крупные разведаны в России, Швеции, Танзании, Уганде и ЮАР.²

На долю второстепенных типов: месторождений железистых латеритов, железомарганцевых месторождений в корках выветривания и месторождений ильменит - магнетитовых и титаномагнетитовых руд, связанных с прибрежноморскими россыпями, приходится суммарно примерно 3,5% подтвержденных запасов. Месторождения первых двух типов широко распространены в Греции, Югославии, на Филиппинах, в странах тропической Африки, на Кубе; третьего типа в Индонезии, Японии, Новой Зеландии, ЮАР, Боливии, Бразилии.

Железная руда в 2003 г. добывалась в 43 странах мира, основное количество на месторождениях магнетит - гематитовых руд в железистых кварцитах и сланцах. Большинство месторождений этого типа разрабатывается открытым способом. Коэффициент извлечения железа при добыче составляет 0,8, при обогащении 0,95. Почти 60% месторождений осадочных гидрогетитшамозит - сидеритовых руд разрабатывается открытым способом и около 40% подземным. Коэффициент извлечения при добыче составляет 0,75, при обогащении 0,80. Примерно 70% контактово - метасоматических и гидротермально - метасоматических месторождений разрабатывается открытым способом. Коэффициент извлечения при добыче составляет 0,75, при обогащении 0,80. Почти 70% магматогенных ильменит - апатит - магнетитовых руд добывается подземным способом. Коэффициент извлечения при добыче составляет примерно 0,7, при обогащении 0,95.

Контрольные вопросы

1. Новые перспективные направления в черной металлургии.
2. Восстановление металла твердыми восстановителями.
3. Расход невозобновляемых источников энергии.
4. Мировые рынки сырья и металлов.
5. Минерально-сырьевая база железорудной промышленности

² TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 3

Использованные литературы

1. TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved.
2. M. Shamsuddin Physical Chemistry of Metallurgical Processes Wiley-TMS; 1 edition (February 29, 2016)
3. Corby G. Anderson, Robert C. Dunne, John L. Uhrie Mineral Processing and Extractive Metallurgy Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (February 18, 2014)

2-тема: Перспективы развития доменного процесса. Флюсы и топливо доменной плавки. подготовка шихтовых материалов к доменной плавке

План:

1. История развития производства стали
2. Начало развития доменной плавки
3. Развитие доменного процесса до настоящего времени
4. Подготовка железных руд к доменной плавке

Ключевые слова: ветреные склоны, кричное железо, кричный передел, восходящий поток восстановительного газа, кричные горны, многоподовые печи, трубчатые печи, процесс EAF, процесс BOF.

2.1 История развития производства стали

В древние времена было известно только метеоритное железо и использовалось оно для украшений и других небольших целей. Приблизительно 3500 лет назад, люди научились производить железо в коммерческих целях, переплавкой железной руды в малых печах - кричные горны.

Железный век начался приблизительно в 1200 в до н.э. Железо выплавлялось в маленьких печах или в земляных ямах из шихты, состоящей из древесного угля и железной руды. Воздух необходимый для процесса горения, вдувался в объём печи при помощи мехов. Так же для подачи воздуха использовалась естественная продувка печей, которые строились на ветреных склонах. Подача воздуха при помощи мехов велась в ручную и это ограничило высоту печи приблизительно до 2 м. Шихта нагревалась приблизительно до высоты 0,5 метров. Когда температура печи становилась высокой, продувка печи останавливалась, и с отверстия в стене печи противоположного стене с которой производится продувка печи, сливалось расплавленное железо. Продуктом данных печей является продукт

называемый кричным железом, который разливался в форме блоков. Таким образом кричный передел был методом прямого получения стали из руды³.

2.2 Начало развития доменной плавки

Совершенствование системы продувки и охлаждения, 700-800 лет назад позволило строить более высокие доменные печи и тем самым увеличить объем печи. Увеличение объёма печи позволило добиться более интенсивного процесса горения, что привело к интенсификации процессов расплавления и восстановления железа углеродом.

Доменный процесс является одним из самых старых процессов, но до сих пор он является главным способом производства чугуна, и сталей для литейных целей.

У первых доменных печей площадь основания печи составляла 6 м², а высота стен выполненных из каменных блоков была около 6-8 метров.

Доменная печь имела узкую горловину, через которую загружалась шихта, состоящая из древесного угля и железной руды, продувка печи осуществлялась одной или более фурм расположенных в нижней части печи. Приблизительно на расстоянии 0,5 м от фурм находился очаг высокой температуры.

Оксиды железа восстанавливались восходящим потоком восстановительного газа, образующимся при горении древесного угля или кокса до металлического состояния. Рудные минералы и уголь расплавлялись и образовывали шлаковый слой на поверхности расплавленного железа. Рудные компоненты РРулрлрлРасплавленные продукты сливались из печи через определённые интервалы времени. Железо в форме чугуна разливалось формы, изготовленные из песка для дальнейшего производства стали или литейных целей. По конструкции первые доменные печи были похожи на кричные горны.

Со времени было выявлено, что при расширении средней части печи, можно сократить расход древесного угля и увеличить производство металла. Усовершенствование системы продувки и охлаждения печи позволило строить более высокие и большие доменные печи⁴.

2.3 Развитие доменного процесса до настоящего времени

В семнадцатом веке потребление древесного угля для производства железа привело к большому уничтожению лесов, что явилось причиной для поиска альтернативного источника энергии для промышленных доменных печей.

³ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 3

⁴ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 4

От древесного угля до кокса

Уголь традиционно добывался и использовался в промышленных целях, но его использование для сталеплавильного производства из-за высокого содержания серы было ограничено. С целью использования угля в сталеплавильном производстве были проведены исследования процессов по преобразованию угля в кокс. В 1709 году в Англии Абрахам Дарби впервые использовал кокс в качестве топлива при доменной плавке. Не всякий уголь подходил для производства кокса для доменных печей. Уголь для производства кокса должен был обладать определённой реакционной способностью и Дарби удалось получить такой кокс. Кокс был более дешёвый, и обладал большей механической прочностью чем древесный уголь. Что позволило строить более высокие и большие доменные печи, которые позволяли производить более качественный чугун для выплавки стали. Таким образом изобретение кокса для доменных печей ускорило промышленную революцию. Изобретение кокса заменило использование древесного угля почти полностью.

2.4 Подготовка железных руд к доменной плавке

Перед плавкой железной руды в доменной печи, руда подвергается предварительной подготовке. Из руд необходимо удалить компоненты, которые отрицательно влияют на процесс плавки. Например в некоторых типах руд железо находится в форме лимонита ($\text{FeO}(\text{OH}) + n\text{H}_2\text{O}$), содержащее большое количество воды, сидерита (FeCO_3) содержащего CO_2 , так же во всех железных рудах содержится сера. Одним из методов, который позволяет удалить из руд компоненты неблагоприятно влияющие на процесс плавки, является обжиг. При обжиге также происходит окисление магнетита до гематита.

Для обжига железной руды можно применять различные виды обжиговых печей – многоподовые печи, трубчатые печи, в которых в качестве топлива применяется уголь, газ и жидкое топливо.

В настоящее время процесс обжига железосодержащих руд заменён процессом агломерации. Процесс агломерации осуществляется в агломерационной машине, которая представляет собой металлический конвейер, каждое звено которого – паллета – представляет собой решётку. На конвейер из бункера загружается руда, смешанная с коксом. В результате обжига образуется агломерат- прочная пористая масса.

Флюсы и топливо доменной плавки

Обязательным компонентом доменной шихты или шихты для производства агломерата и окатышей, являются флюсы. Основное назначение их заключается в снижении температур плавления оксидов пустой породы и золы кокса. Каждый из этих оксидов в отдельности обладает значительно более высокой температурой плавления, чем средние температуры в горне доменной печи ($1400\text{--}1500\text{ }^\circ\text{C}$), которые составляют, $^\circ\text{C}$:

SiO_2 - 1728; Al_2O_3 - 2040; CaO - 2570; MgO - 2800. Кроме того, добавкой флюсов корректируют химический состав доменного шлака, придавая ему необходимые физико - химические свойства, обеспечивающие увеличение или, наоборот, уменьшение степени перехода в чугун того или иного элемента (кремния, марганца, серы и др.), т. е. получение чугуна заданного химического состава и высокого качества.

В зависимости от состава вносимой в печь пустой породы флюсы бывают основные, кислые и глиноземистые.

В тех случаях, когда в железорудных материалах, поступающих в доменную плавку, слишком высокое содержание глинозема, появляется необходимость вводить в шихту кислые флюсы с целью снижения содержания его в шлаке до оптимальных пределов, обеспечивающих нормальные его физико - химические свойства. Отношение SiO_2 : Al_2O_3 в доменных шлаках должно быть не менее 3 - 4. В качестве кислого флюса используют бедную железную руду с кремнеземистой пустой породой. Например, плавка руд Курской магнитной аномалии с глиноземистой пустой породой требует добавки криворожской руды с кремнистой пустой породой, которая фактически является кислым флюсом, иногда для этой цели применяют сварочный шлак, содержащий до 60 - 70% закиси железа и 25-35% кремнезема. При этом не только снижается содержание глинозема в шлаке, но и используется железо отходов производства⁵.

Глиноземистые флюсы применяют редко при выплавке специальных чугунов или при переработке руд с известково - магнезиальной пустой породой, когда необходимо повысить содержание глинозема в шлаке. Обычно для этой цели используют железные руды с высокоглиноземистой пустой породой или бедные бокситы, не пригодные для алюминиевой промышленности.

Для выбора флюса используют закономерность, согласно которой при добавке к данному оксиду оксида с противоположными химическими свойствами температура плавления системы (смеси) существенно снижается. Так как в подавляющем большинстве случаев пустая порода руд представлена кислыми оксидами, главным образом кремнеземом, то наиболее распространенными являются основные флюсы, в качестве которых используют известняк (минерал кальцит CaCO_3) и реже доломитизированный известняк, представляющий изоморфную смесь кальцита и доломита $(\text{CaMg})\text{CO}_3$. Чистый кальцит содержит 56% CaO и 44% CO_2 . Непременным компонентом шихты для производства чугуна, обеспечивающим нормальное протекание доменного процесса, является топливо. В доменной плавке оно выполняет три основные функции:

⁵ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 5

1. Углерод и водород топлива являются восстановителями оксидов железа и других элементов.

2. Топливо источник теплоты, необходимой для нагрева рудных материалов до высоких температур, при которых интенсивно протекают химические реакции, происходит плавление чугуна и шлака. Для получения максимального количества теплоты при горении топливо должно иметь высокое содержание нелетучего углерода и, соответственно, минимальное содержание золы. Последняя, переходя в шлак, увеличивает его выход и относительный расход горючего. Так как восстановительный характер доменной плавки не позволяет гореть такому компоненту как водород, в топливе должно быть низкое содержание летучих веществ, т. е. высокое отношение С:Н.

3. Топливо обеспечивает достаточно высокую газопроницаемость столба доменной шихты, является ее разрыхлителем, особенно в области высоких температур, где происходит плавление рудной части шихты. В этой области твердое топливо образует своеобразную решетку (насадку), через которую проходят горновые газы, стекают в горн жидкие продукты плавки. При отсутствии в этой зоне печи слоя из твердых кусков доменная плавка невозможна.

В связи с этим доменное топливо должно быть кусковым материалом с достаточно высокой прочностью во всем диапазоне температур в доменной печи, чтобы в ходе плавки не образовывалось много мелочи, снижающей газопроницаемость доменной шихты. Начальная кусковатость топлива обеспечивается отсевом мелких фракций перед загрузкой в доменную печь. В то же время куски топлива должны иметь высокую пористость (60 - 80%), что обеспечивает интенсивность горения его у фурм.

Кроме того, топливо должно содержать минимально возможное количество вредных примесей, в частности серы и фосфора, которые могут существенно снизить качество чугуна или увеличить относительный расход горючего.

Роль доменного процесса в сталеплавильном производстве

Сталь производится из двух типов сырья: расплавленного или чушкового чугуна и вторичного стального лома используя два типа процессов: продувка чугуна в кислородных конвертерах (процесс BOF) и производство стали в электрических дуговых сталеплавильных печах (процесс EAF).

В процессе «BOF» в кислородные конвертеры загружается около 75% расплавленного чугуна, полученного в доменных печах и 25% стального лома.

В процессе «EAF» источником сырья для дуговых сталеплавильных печей является 100% стальной лом. На некоторых заводах применяется технология прямого восстановления железа (процесс DRI), являющийся альтернативной технологией доменному процессу производства стали (бездоменный процесс).

В настоящее время около 66 % доменная плавка – конвертирование

(доменная печь – кислородный конвертер), а около 31% выплавляемой стали производится в дуговых сталеплавильных печах⁶.



Рис. 1. Доменная печь Tata Steel в IJmuiden, Нидерланды.

Несмотря на то, что доменный процесс уже в течении двух веков применяется для производства сырья (чугун) для сталелитейной промышленности он не потерял своей актуальности. В настоящее время 93% предприятий производящих сталь из руд применяют доменные печи. На рис 1. Показана современная доменная печь.

Контрольные вопросы

1. Начало железного века.
2. Как развивалось доменная плавка?
3. Как развивался доменный процесс до настоящего времени?
4. Какими способами подготавливаются железные руды к доменной плавке?
5. Какие виды флюсов и топливо пользуются для доменной плавки?

Использованные литературы

1. TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved.
2. M. Shamsuddin Physical Chemistry of Metallurgical Processes Wiley-TMS; 1 edition (February 29, 2016)

⁶ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 6

3-тема: Развитие внедоменных процессов получения железа. процессы железной металлургии. материалы железной металлургии (Прямое восстановление железа)

План:

1. Внедоменные процессы получения жидкого металла
2. Одностадийные способы прямого получения жидкого металла
3. Минералогия руды и депозиты

Ключевые слова: многоступенчатые процессы, одностадийные процессы, шахтные печи, вращающиеся печи, реакторы кипящего слоя, циклонные камеры, конвейерные машины, агрегаты, окончательное восстановление, плавление металла, рафинирование металла, электропечи сопротивления, электропечи индукционные, электропечи дуговые, электропечи плазменные, отражательные печи.

3.1 Прямое восстановление железа

Внедоменные процессы получения жидкого металла непосредственно из железорудных материалов, как достигшие промышленных масштабов, так и находящиеся в стадии лабораторных и полупромышленных испытаний, очень многообразны по типу агрегатов, используемых восстановителей и получаемых продуктов, поэтому можно с различных позиций их и классифицировать.

Прежде всего, целесообразно разделить все предложенные технологические схемы внедоменного получения жидкого металла на две группы: многоступенчатые процессы, которые предусматривают две и более стадий на пути переработки железорудных материалов в жидкий металл, и одностадийные — процессы, осуществляемые в одном агрегате.

Многоступенчатые процессы включают с гадии нагрева и восстановления железорудных материалов, плавления и рафинирования получаемого металла. Все эти стадии могут осуществляться в агрегатах различного типа, работающих в одной технологической цепи. Например, для нагрева и частичного восстановления железорудных материалов могут быть применены шахтные или вращающиеся печи, реакторы кипящего слоя, циклонные камеры, конвейерные машины или другие агрегаты, а для окончательного восстановления, плавления и рафинирования металла — электропечи (сопротивления, индукционные, дуговые, плазменные), отражательные печи и другие.

Разделение во времени и пространстве стадий восстановления и плавления железорудных материалов, осуществляемых при различных температурах, является основным преимуществом многоступенчатых процессов, так как позволяет повысить стойкость огнеупорной футеровки агрегатов, избежать нежелательного явления — настыеобразования и слипания материалов. Многостадийность процесса позволяет также повысить эффективность использования тепловой и химической энергии газов, отходящих из

агрегатов последующих ступеней. Отдельные стадии и процесс в целом поддаются регулированию и управлению.

Недостатком многоступенчатых процессов является взаимозависимость работы отдельных агрегатов, сравнительно низкие температуры на стадии предварительного восстановления, уровень которых ограничивается температурой начала плавления восстанавливаемых железорудных материалов. Это исключает возможность существенного повышения скорости восстановления и, следовательно, производительности многоступенчатого процесса в целом.

В связи с многообразием агрегатов, которые могут применяться на стадии предварительного восстановления, многоступенчатые процессы целесообразно сгруппировать по видам этих агрегатов: процессы с использованием вращающихся шахтных печей, циклонных камер и т. д.⁷

Характерные для многоступенчатых способов недостатки можно устранить организацией высокотемпературного процесса прямого получения жидкого металла в одну стадию. В этом случае в одном агрегате совмещаются стадии нагрева, восстановления, плавления и рафинирования металла. Восстановление железорудных материалов можно осуществлять при неограниченно высоких температурах, что благоприятно сказывается на кинетических параметрах процесса и производительности агрегата.

3.2 Одностадийные способы прямого получения жидкого металла

Недостатком одностадийных процессов является то, что при высоких температурах практически невозможно разделить во времени процессы восстановления и плавления железорудных материалов. Это предопределяет наличие жидких расплавов, содержащих оксиды железа, агрессивно воздействующих на огнеупорную футеровку агрегатов. При реализации одностадийных процессов проблематичным является также вопрос получения металла строго заданного состава, его регулирования.

Несмотря на эти недостатки, одностадийные высокотемпературные восстановительные процессы представляют наибольший интерес для решения задач бескоксовой металлургии. По условиям протекания восстановительных процессов и типу применяемых агрегатов на стадии предварительного восстановления железорудных материалов многоступенчатые процессы мало чем отличаются от рассмотренных ранее способов получения губчатого железа. В связи с этим ограничимся рассмотрением одностадийных высокотемпературных процессов прямого получения жидкого металла.

Одностадийные способы прямого получения жидкого металла условно можно разделить на два вида. Первый вид, когда восстановление

⁷ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 108

железородных материалов протекает в твердой фазе с последующим плавлением и довосстановлением окислов железа из расплава (т. е. по схеме восстановление — плавление). Второй вид, когда восстановление оксидов железа осуществляется из расплава железородных материалов (т. е. по схеме плавление — восстановление).

1. Восстановительные агенты

Основным при прямом восстановлении железа из руд, является восстановление оксидов железа до металлического состояния при помощи восстановительных агентов. Самые распространённые восстановители, применяемые для восстановления оксидов металлов это различные формы углерода (углерод содержащие материалы) или водород. В процессе прямого восстановления железа из руд роль восстановителей немного отличается от роли восстановителей, применяемых при доменной плаке. При прямом восстановлении, химические реакции восстановления протекают между твёрдыми фазами без их расплавления. В процессе прямого восстановления железа из руд реакции восстановления протекают между твёрдой и твёрдой или твёрдой и газовой фазами. При прямом восстановлении необходимо предпринимаются специальные меры для повышения скорости реакций. Так как процесс прямого восстановления протекает без образования жидкой фазы, соответственно не происходит разделение шлака от металла, примеси содержащиеся в восстановительных агентах могут переходить в сталь при плавке, по этой причине к качеству восстановительных агентов предъявляются очень высокие требования в отношении наличия примесей отрицательно влияющих на качество стали.

Широкое промышленное внедрение процесса прямого восстановления железа из руд началось в пятидесятых годах двадцатого века в Мексике с применением шахтной печи для восстановительных процессов. Данная технология получила название HYL I. Двенадцать лет спустя корпорация Midland-Ross в Портланде, Орегоне (США) впервые для прямого восстановления железа из руд в шахтных печах применила природный газ, и данная технология применяется по настоящее время.

Прямое восстановление железа природным газом на сегодняшний день является самой распространённой технологией, но в Индии есть предприятия на которых а качестве восстановителей применяется уголь (твёрдые углерод содержащие восстановители).

2. Прямое восстановление железа из руд природным газом

Стандартная технология прямого восстановления природным газом осуществляется в шахтной печи рис. 2.

Восстановительный газ подаётся в нижнюю часть шахты печи и поток газа проходит через слой железной руды. Отходящие газы очищаются и пропускаются через реформатор, где происходит смешение с природным

газом, с целью сокращения расхода природного газа. Существуют технологии в которых применяют паровые реформаторы, где отходящие газы подаются в реформатор с паром и природным газом

Природный газ выполняет несколько задач в газовых восстановительных печах - получение восстановительного газа.

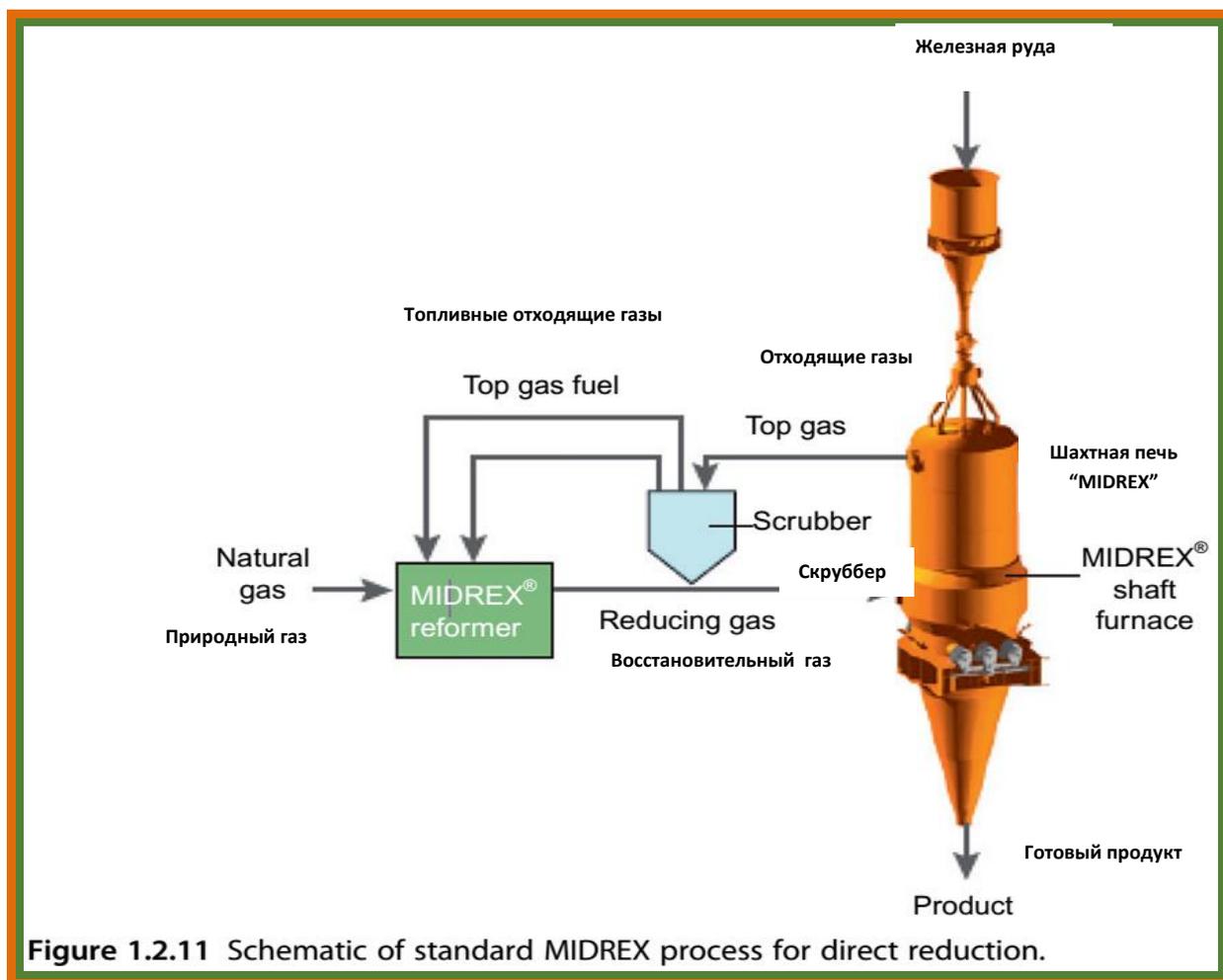
Природный газ не может использоваться непосредственно в восстановлении железной руды, так как он разлагается при температурах более низких чем необходимы для восстановления оксидов железа.

Природный газ применяется в следующих трёх основных направлениях:

- сырьё для производства восстановительного газа;
- как источник топлива для создания высоких температур в печи и в газовом реформаторе;
- в качестве газа для охлаждения и науглероживания.

Прежде, чем природный газ может использоваться для восстановления оксида железа, его необходимо преобразовать в форму монооксида углерода и водорода. Это достигается в специальных паровых (или углекислых) реформаторах в присутствии никелевого катализатора. Данная технология преобразования природного газа в монооксид углерода и водород называется MIDREX[®] - процесс⁸.

⁸ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief
SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights
reserved. p. 108



3.3 Минералогия руды и депозиты

В качестве восстановителя железа из руд может быть использован и уголь. К таким процессам относятся RHF и РК. В процессе RHF для восстановления оксида железа применяется композиционный материал, состоящий из угля и связующих добавок. Для этого железосодержащий концентрат смешивается с восстановителем. Восстановитель находится в виде гранул. При высоких температурах углерод и водород, присутствующие в составе восстановительных гранул взаимодействуют с кислородом с образованием монооксида углерода и водорода. В процессе РК гранулы оксида железа, уголь и флюс загружаются в печь. В печи при высоких температурах углерод и водород, входящие в состав угля, взаимодействуют с кислородом, с образованием CO и H₂ и вступают в химическую реакцию с оксидом железа, восстанавливая его до металлического состояния.

Для прямого восстановления железа из руд, основанного на процессе РК размер частиц восстановителя (угля) не имеет большого значения. Размер частиц восстановителя может колебаться в пределах от 5 до 20 мм. В

отличии от процесса РК в процессе RHF необходимо использование мелких частиц восстановителя 70% класса менее 325 меш (45 мкм).

Применение процесса прямого восстановления железа в коммерческих целях

Процессы прямого восстановления железа MIDREX и ENERGIRON работают в аналогичном режиме. Для восстановления оксидов железа в обоих процессах подается восстановительный газ содержащий 90-95% ($\text{CO} + \text{H}_2$), что в два раза превышает необходимое термодинамически рассчитанное количество. Этот газ подается в нижнюю часть восстановительной зоны шахтной печи. Здесь происходит столкновение восстановительных газов с гранулами руды, в которой железо находится в форме вюстита. Реакции восстановления происходят при высоких температурах, при которых газ имеет наибольший восстановительный потенциал. По мере того как газ протекает вверх печь, она теряет температуры и снижения мощности, но наталкивается на гранулы, которые легче reduce- магнетит в WU stite, затем гематита в магнетит. По мере движения газа в верхние части печи, он остывает и теряет восстановительные свойства, но при взаимодействии с гранулами происходит восстановление магнетита до вюстита, а затем гематита до магнетита.

Отходящие газы выходя из верхней части шахтной печи, остывшие до температуры 400 °C. Содержание ($\text{CO} + \text{H}_2$) в отходящих газах снижается до 70%. Этот газ очищается, разделяется и подаются в реформеры, где смешивается со свежим природным газом для повышения содержания ($\text{CO} + \text{H}_2$) до 90-95%. Реформированный газ возвращается обратно в печь для восстановления оксида железа⁹.

Вблизи холодных зон и металлического железа в печи происходит образование сажи (накопление углерода). Металлическое железо выполняет функцию катализатора для разделения природного газа на восстановительные агенты. Для предупреждения образования сажи самым простым методом является вдувание природного газа в смесь восстановительного газа, что приведёт к более полному использованию природного газа для образования восстановительных агентов ($\text{CO} + \text{H}_2$). Этого можно достичь при восстановлении оксидов железа в две стадии и рис. 3. Для лучшей кинетики процесса целесообразней проводить процесс в 3 или 4 стадии.

⁹ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 110

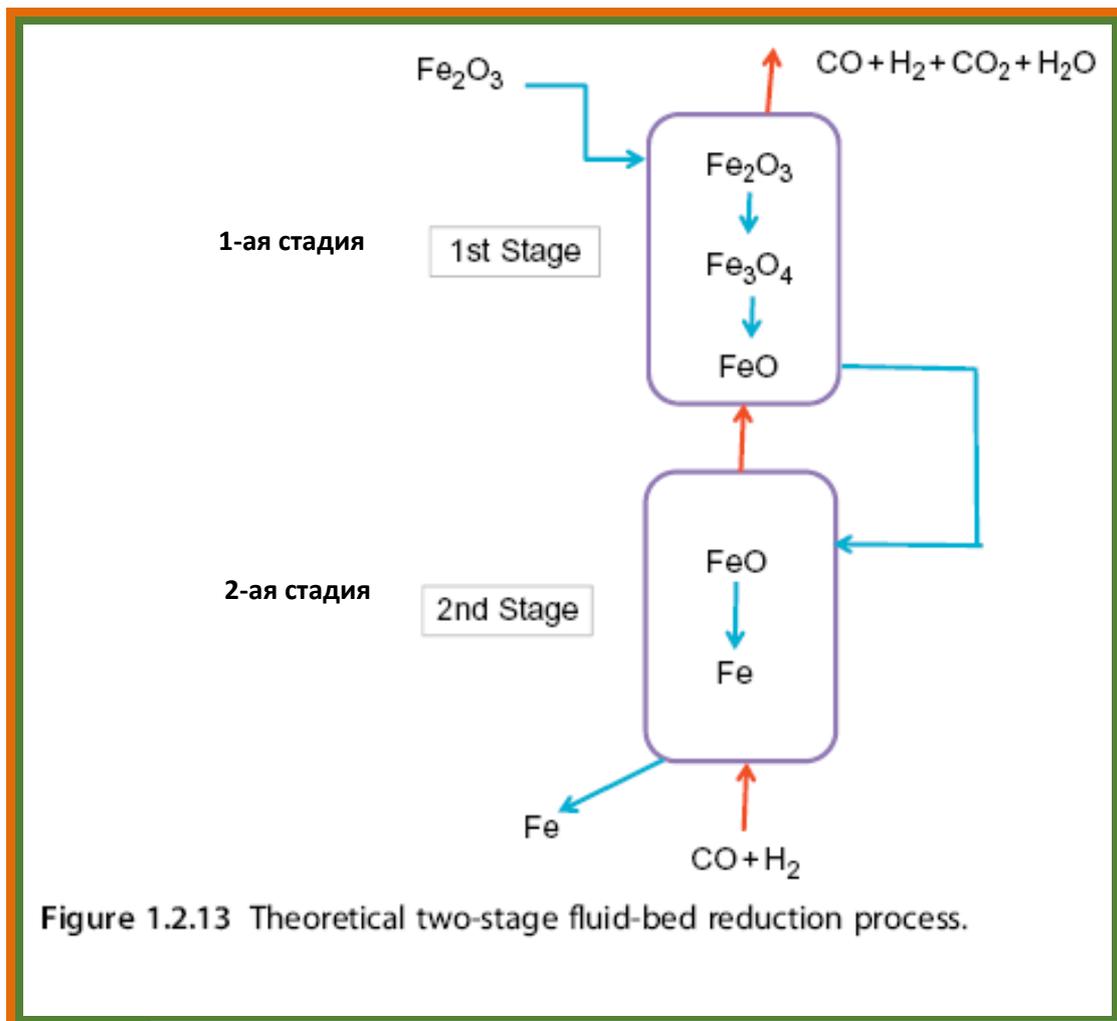


Figure 1.2.13 Theoretical two-stage fluid-bed reduction process.

**Рис.3 Восстановлении оксидов железа в две стадии
Контрольные вопросы**

1. Развитие внедоменного процесса получения жидкого металла
2. Какими способами пользуются для прямого получения жидкого металла?
3. Какие минералы используются для прямого получения жидкого металла?

Использованные литературы

1. TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved.
2. Sachdeva, R.C. Fundamentals of Engineering Heat and Mass Transfer (SI Units) HMR Institute of Technology & Management, Delhi 4th edition, 2014
3. Dr S K Mandal Steel Metallurgy McGraw Hill Education (India), 2014

4-тема: Получение жидкого металла бездоменными процессами

План:

1. Процесс «Corex»
2. Процесс «DIOS»
3. Процесс Hismelt

Ключевые слова: бескоксый способ, плавильно-восстановительный одностадийный процесс, Плавильный реактор, восстановительная шахтная печь; плавильный газификатор, скруббер колошникового газа

4.1 Процесс «Corex»

Процессы с предварительным восстановлением железа в твердой фазе и довосстановлением в жидкой фазе появились вследствие неудачных попыток создания плавильно-восстановительного одностадийного процесса, а также успешного развития технологий твердофазного восстановления, продуктом которых является губчатое железо.

Важнейшим этапом, изменившим отношение металлургов к бескоксовым способам получения жидкого чугуна, стало промышленное внедрение процесса Corex, разработанного фирмами «Korf Engineering GmbH», Германия, и «Voest Alpine Industrieanlagenbau AG» Австрия. Первые опыты по реализации процесса провели на заводе Badische Stahlwerke AG, Германия, в 1977 году. Детальное освоение технологии прошло в период 1981—1987 годов (10 кампаний, 6000 ч работы) на пилотной установке мощностью 70 тыс. т чугуна в год г. Келе, Германия. В конце 1989 году был введен в эксплуатацию первый промышленный комплекс Corex-1000 с фактической производительностью 315 тыс. т чугуна в год на заводе фирмы “Isacor” в Претории, ЮАР.

К настоящему времени процессом Corex произведено белес 6 млн. т чугуна. Действующие компании Corex: ЮАР, — 0,65 млн т/год; Индия, — 0,8 млн т/год; Ю. Корея — 0,8 млн т/год.

В этом процессе восстановителем и источником тепла является уголь. Установка (рис. 4.1) имеет два расположенных друг над другом реактора: нижний плавильный реактор, в котором также регенерируется восстановительный газ, и верхний восстановительный реактор - шахтная печь, в которой получают губчатое железа Плавильный реактор является основным агрегатом установки. Он представляет собой угольный газификатор с вихревым слоем. Загружаемый в реактор уголь (0 - 50 мм) горит в нижней части реактора, где расположен пояс кислородных фурм, в кипящем слое в токе вдуваемого кислорода, при этом температура достигает 2500 °С. Рабочее пространство реактора-газификатора можно разделить на несколько зон (рис. 4.2).¹⁰

¹⁰ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 133

Верхняя часть плавильного газификатора выполнена в виде камеры «успокоения». В этой зоне из вихревого слоя осаждаются мелкие частицы твердого топлива, чем предотвращается их вынос газовым потоком. Здесь же осуществляется газификация твердого топлива. Образующийся газ, содержащий 90 - 95% $\text{CO} + \text{H}_2$ и ($\text{H}_2/\text{CO} = 0,3$) и 1- 5% CO_3 , а также немного азота, разбавляется охлажденным газом того же состава и после очистки с температурой 800 - 900 °С вдувается в шахту, обеспечивая в ней степень металлизации рудных материалов до 93%. Через эту зону проходит поток загружаемых сверху шихтовых материалов и угля. Ниже верхней зоны в угольном слое происходит испарение влаги, пиролиз угля и начинается довосстановление металлизированной шихты¹¹.

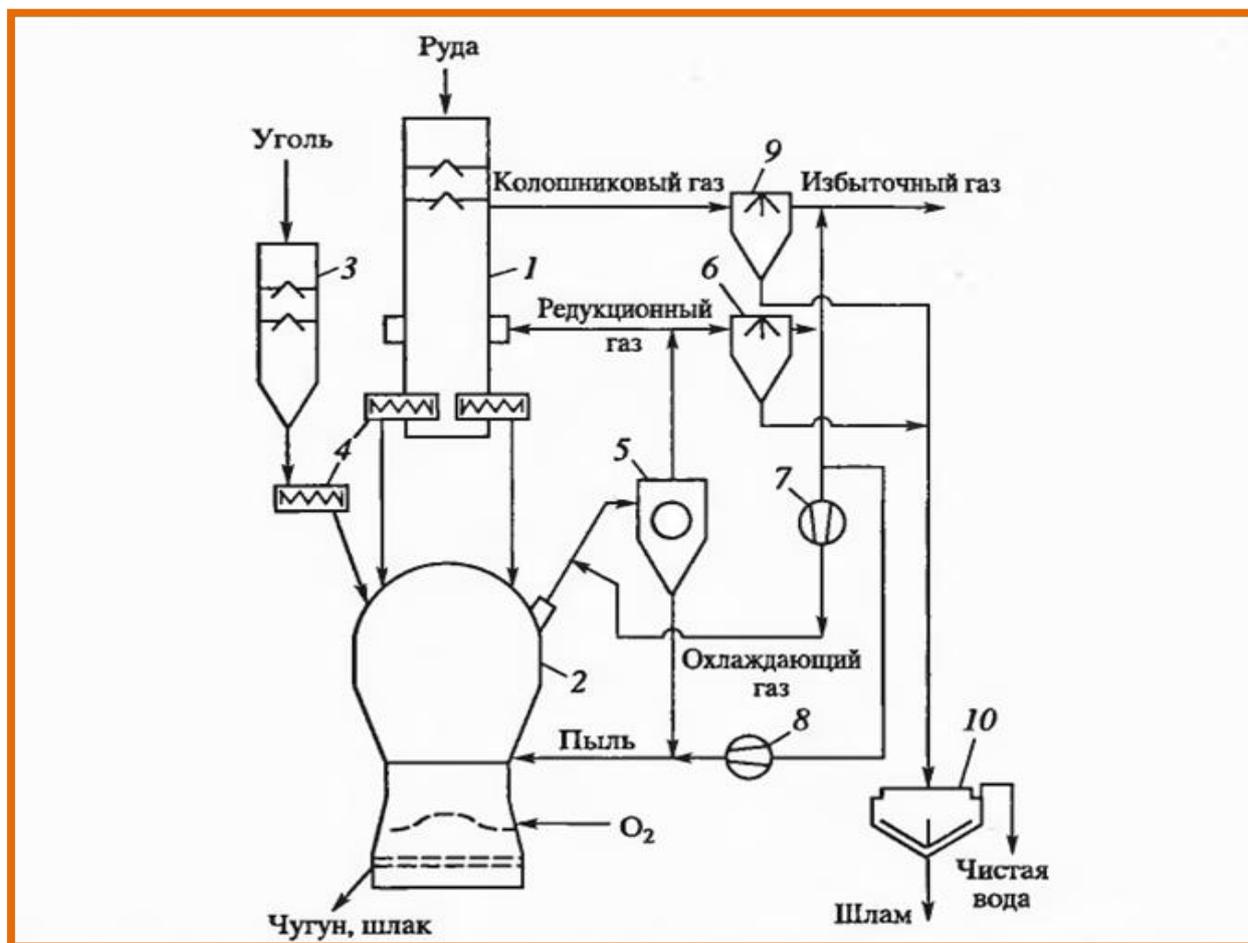


Рис. 4.1. Схема установки прямого получения жидкого металла по способу COREX

1-восстановительная шахтная печь; 2 – плавильный газификатор; 3- бункер для угля; 4- шнеки; 5-циклон; 6-холодильник; 7- нагнетатель охлаждающего газа; 8-нагнетатель рабочего газа; 9-скруббер колошникового газа; 10-сгуститель

¹¹ Sachdeva, R.C. Fundamentals of Engineering Heat and Mass Transfer (SI Units) HMR Institute of Technology & Management, Delhi 4th edition, 2014



Рис. 4.2. Схема рабочего пространства реактора газификатора COREX

Затем расположена зона, где протекает только незначительная газификация угля остаточными количествами влаги и CO_2 . Здесь происходит плавление шихты и завершается восстановление железа из расплава.

Науглероживание железа начинается в верхней восстановительной шахте и завершается в нижнем реакторе-газификаторе.

Плавление металла происходит в нижнем конце вихревого слоя вблизи кислородных форсунок. При этом образуется чугун, содержащий до 4% С, 0,4—2,5% Si и 0,02-0,1% S. Содержание фосфора зависит от состава угля и рудного материала. Температура жидкого чугуна и шлака составляет 1450—1550 °С. Удельная потребность в кислороде составляет 500-600 м³/т чугуна. Потребность в угле зависит от его качества и равна 950 - 1050 кг/г чугуна.

4.2 Процесс «DIOS»

Процессы преимущественно жидкофазного восстановления железа появились в результате попыток лучше сбалансировать энергохимическую работу двух стадий — восстановления и плавления.

В этой группе современных технологий (Dios, AISI, CCF, Hismelt) незначительное (не более 30%) твердофазное восстановление, иногда с плавлением (процесс CCF) железосодержащей шихты, выделено в отдельную стадию и проводится в специальном агрегате. Окончательное восстановление оксидов железа осуществляется в плавильно-восстановительных реакторах — печах жидкофазного восстановления. Восстановление оксидов железа из шлака осуществляется углем и углеродом образующегося чугуна. Как

правило, в этих процессах (кроме первого варианта процесса AISI на окатышах) используют неокискованное, но подготовленное железосодержащее сырье.

Для обеспечения теплом шлаковой ванны, в которой происходит довосстановление, необходимо частично дожигать газ над ней или в ее объеме. Дожигание газа в плавильно-восстановительном реакторе — характерное отличие процессов преимущественно или полностью жидкофазного восстановления железа. Степень дожигания характеризуется отношением $(\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O})/(\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O} + \text{CO} + \text{H}_2)$. Для предварительного восстановления используют отходящий из печи жидкофазного восстановления газ, с более низким восстановительным потенциалом, чем у газа из реактора-газификатора процесса Corex.

При работе установок рассматриваемого типа должна быть решена задача уменьшения влияния на процесс колебаний производительности печи жидкофазного восстановления, чтобы не возникало рассогласования с загрузкой руды в систему подогрева и предварительного восстановления. Практически все установки преимущественно жидкофазного восстановления работают при повышенном давлении и нуждаются в герметизации. Повышенное давление в агрегатах кипящего слоя для предварительного подогрева и восстановления мелкого железосодержащего сырья необходимо для интенсификации процесса восстановления, а также для снижения пылевыноса.

Процесс Dios был разработан в Японии Федерацией чугуна и стали и Центром использования угля при поддержке Министерства внешней торговли и промышленности. Предварительные исследования (1988—1991 гг.) вели на 100-тонном реакторе жидкофазного восстановления, переделанном из 170 т конвертера, на заводе фирмы Nippon Steel Corp. Впервые процесс был реализован на полупромышленной экспериментальной установке с номинальной мощностью 180 тыс. т чугуна в год в 1993 году на заводе Кэйхин фирмы «НКК» (Япония)¹².

В разное время в проекте принимали участие восемь японских сталеплавильных объединений.

Технологическая схема процесса Dios представлена на рис.4.3. Процесс трехстадийный. Он предусматривает стадию предварительного подогрева (до 600 °С) смеси мелкой руды (< 8 мм) и возврата пыли в реакторе псевдоожиженного слоя (диаметр 2,7 м, высота 5 м), куда поступает очищенный в циклоне газ из агрегата предварительного восстановления. Руда из агрегата подогрева поступает в реактор (диаметр 2,7 м, высота 8 м) предварительного восстановления в псевдоожиженном слое (степень восстановления — 27—30% при рабочей температуре 780 °С). Твердофазное

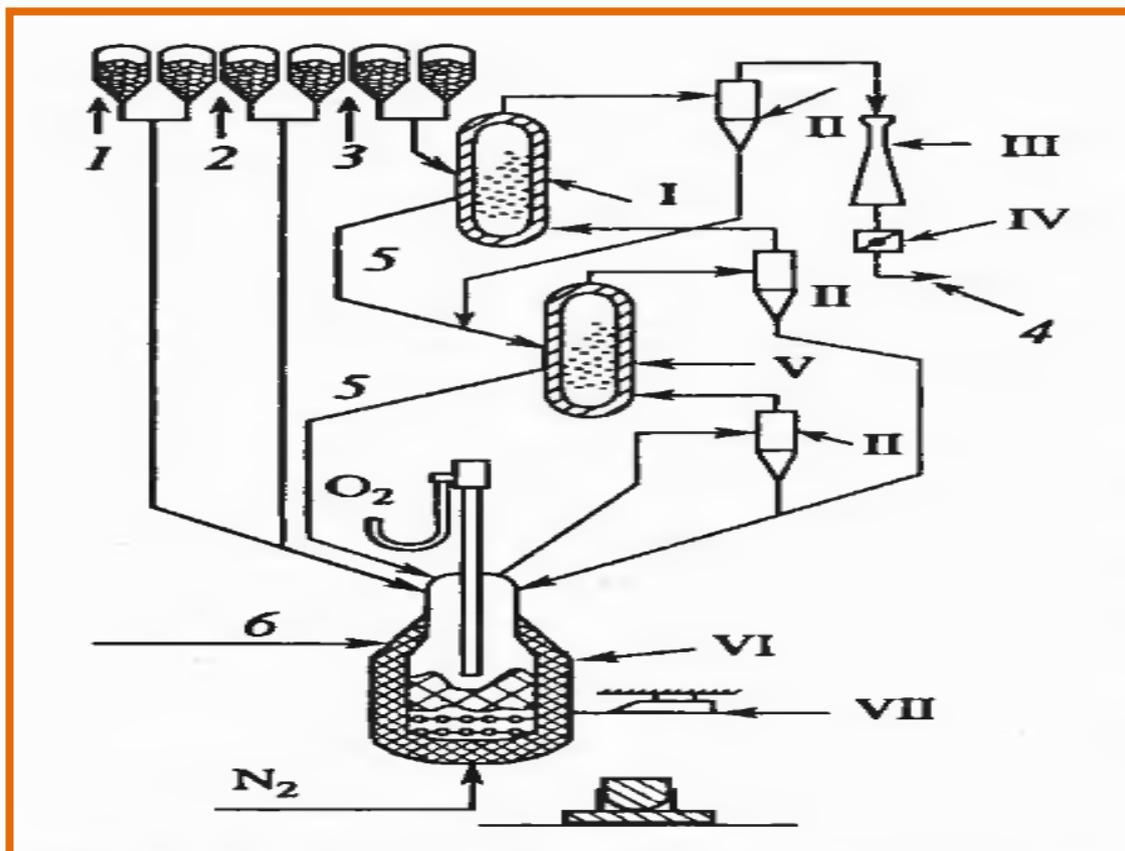
¹² TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 82

восстановление в этом реакторе осуществляется очищенным в циклоне газом, поступающим из агрегата жидкофазного восстановления железа.

Реактор жидкофазного восстановления напоминает кислородный конвертер (диаметр 3,7 м, высота 9,3 м), работающий под давлением $2 \cdot 10^5$ Па. Кислород вдувается в конвертер сверху через водоохлаждаемую форму. Выделяющийся монооксид углерода дожигается кислородом во вспененном шлаке, степень дожигания составляет 45-50%.

Разработчики процесса Dios выделяют в шлаковой ванне две характерные зоны: вспененного шлака в верхней части ванны и «плотного» шлака непосредственно над ванной металла. Соотношение высот этих зон определяется положением фурмы, количеством шлака в шлаковой ванне и массовым содержанием в ней частиц угольного остатка. Восстановление оксидов железа происходит преимущественно в зоне «плотного» шлака, а в зоне вспененного шлака преобладают процессы горения монооксида углерода и угля. В зоне плотного шлака сосредоточено основное количество капель металла и ооксованных частиц угля. Температура верхней части шлаковой ванны на 100—150 °С выше, чем в нижней. Продукты плавки периодически выпускают через летку диаметром 70 мм, выполненную в цилиндрической части реактора.

В процессе Dios для улучшения подвода тепла к металлической ванне применен донный барботаж азотом, подаваемым через несколько фурм,



расположенных в центральной части подины. При этом интенсифицируется процесс восстановления железа.

4.3. Технологическая схема процесса DIOS

I – агрегат подогрева руды; II – циклоны; III – скруббер с трубами Вентури; IV – регулятор давления; V, VI – агрегаты предварительного твёрдофазного и жидкофазного восстановления соответственно; VII – машина для вскрытия и забивки лётки; 1- уголь; 2- флюс; 3,5 – руда; 4- отходящий газ установки; 6- пылеуголь для газового реформирования.

4.3 Процесс Hismelt

В процессе Hismelt (Австралия) восстановление железа из шлака осуществляется преимущественно углеродом, растворенным в чугунах. Подобные технологии весьма привлекательны из-за высоких скоростей восстановления оксидов железа из шлака углеродом, растворенным в металле. Однако до последнего времени считалось, что получение полупродукта указанным способом связано с непреодолимыми техническими и технологическими трудностями.

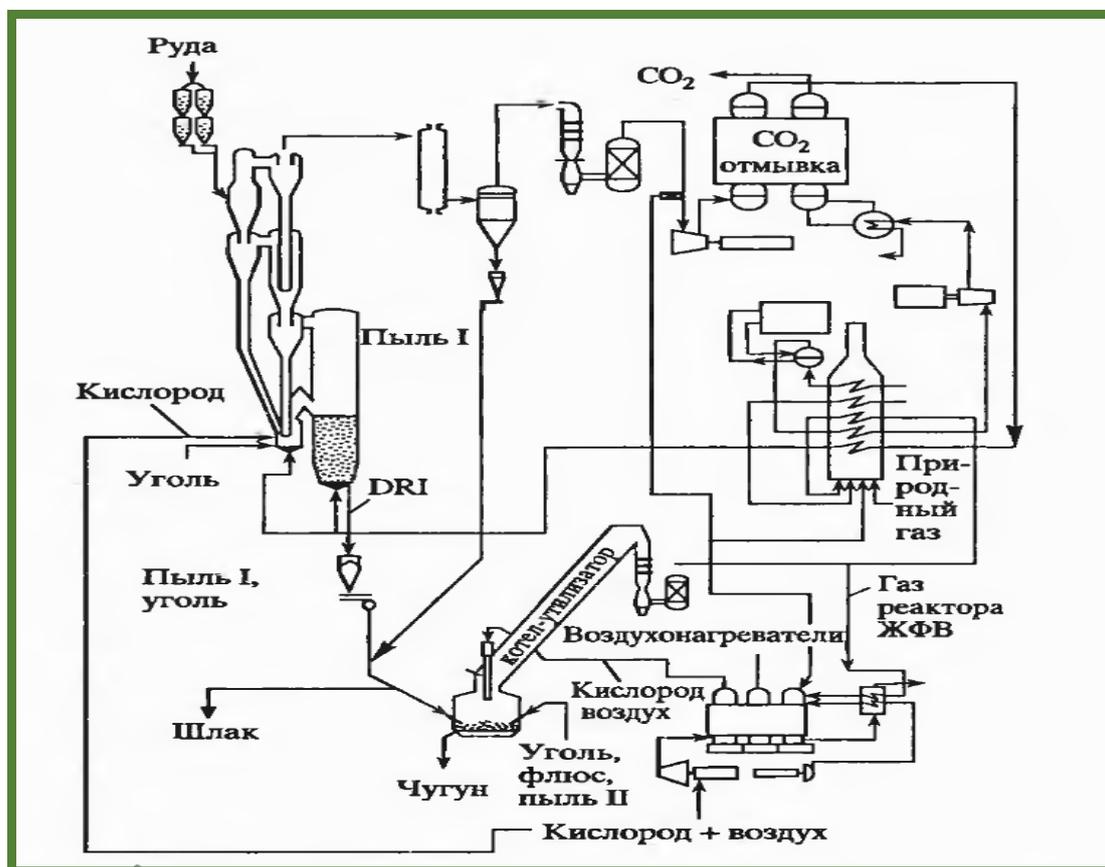


Рис. 4.4. Технологическая схема процесса Hismelt с использованием процесса Circofer на стадии предварительного твёрдофазного восстановления

На рис. 4.4 представлена технологическая схема двухстадийного процесса Hismelt, работающего с подогревом и частичным восстановлением руды в реакторах с кипящим слоем и с полной утилизацией тепла отходящих газов.

Процесс может использоваться и как одностадийный жидкофазный процесс, каковым он был и опробован в пилотной установке¹³.

При работе по двухстадийной схеме железосодержащие материалы после предварительного восстановления, дробленый уголь и флюс инжестируются струями азота в ванну металла через наклоненные в сторону подины водоохлаждаемые фурмы, расположенные по периметру реактора. На фурмах образуется стойкий шлаковый гарнисаж, что обеспечивает их долговременную безопасную эксплуатацию.

При работе по двухстадийной схеме тепло отходящих газов используется для нагрева дутья, сушки, подогрева и предварительного восстановления шихтовых материалов. Плавление и довосстановление шихты осуществляются в вертикальном реакторе диаметром 2,7 м с подачей сверху обогащенного кислородом (22—29%) и нагретого до 1200 °С дутья через вертикальную фурму для дожигания газов (рис. 4.5). Степень дожигания газов составляет 50%. Купольная часть реактора выполнена из водоохлаждаемых панелей. Руда и уголь вдуваются в расплав через наклонные к вертикальной оси реактора фурмы, расположенные по окружности в боковых стенках реактора.

В рабочем пространстве реактора выделяют четыре зоны.

Зона инъекции - зона газожидкостной струи, образуемая у сопла фурмы. В ней вдуваемая в шлак смесь твердых шихтовых материалов практически не прогревается (химическими превращениями в этой зоне можно пренебречь).

Зона прогрева шихты и пиролиза угля. Проходя эту зону, угольные частицы за доли секунды претерпевают быстрый нагрев, сушку и пиролиз, при этом выделяются H_2 , CO , N_2 , углеводороды, сажа.

Зона внедрения шихты в ванну металла. В этой зоне значительная часть угольных частиц и основная часть частиц железосодержащего сырья и флюса в струе газа-носителя внедряется в ванну металла. Вокруг частиц практически мгновенно образуется газовая оболочка. В угольных частицах завершается пиролиз, идет восстановление железа, они вовлекаются в крупные газовые пузыри, генерируемые в металлической ванне от протекания процессов восстановления. Плавающие частицы сырья интенсивно реагируют с углеродом, растворенным в металле, и также находятся в газовой оболочке. Значительный поток шлака вовлекается струями в объем ванны металла, капли шлака активно взаимодействуют с чугуном (концентрация FeO в шлаке составляет 5-6% по массе). Поэтому в средней и верхней зонах ванны металла идет интенсивный барботаж не только струями инъекционных фурм, но и восстановительными газами. Восходящий поток этих газов поглощает и выносит некоторое количество частиц угольного остатка в шлаковую ванну. В нее же выносятся капли

¹³ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 133

шлака. Из-за большой интенсивности газовыделения металлическая ванна и слой шлака находятся в состоянии турбулентного движения. Фактически большая часть ванны металла и слой шлака представляют собой шлакометаллическую эмульсию.

Зона дожигания совмещена с зоной горения/газификации угля. В надслоевом пространстве происходит горение/газификация определенного количества угольных частиц и сажи, которые выносятся из ванны струями газа, оставшиеся частицы угля уносятся из реактора в систему газоочистки.

В зависимости от вида используемых сырьевых материалов производительность опытного агрегата составляет 50000—100000 т/год. За период с февраля 1997 по июнь 1999 года новый агрегат Hismelt проработал 132 дня и выплавил 22100 т чугуна при использовании угля с содержанием углерода от 50 до 73,2%, золы от 4,8 до 12% и летучих от 9,8 до 38,5%, а также коксовой мелочи. В качестве железорудных материалов использовали: мелкую руду с содержанием железа 61% и мелкую фосфористую руду с содержащем 62,4% Fe и 0,12% P, сталеплавильные шламы (53,3% Fe, 10% C) и губчатое железо (90,5% Fe, 84,2% — степень металлизации).

Контрольные вопросы

1. Какие реакции протекают процессы «Cotex»
2. Ваше мнение о процессе «DIOS»
3. Ваше мнение о процессе Hismelt

Использованная литература

1. Dr S K Mandal Steel Metallurgy McGraw Hill Education (India), 2014

5-тема: Получение жидкого металла бездоменными процессами

План:

1. Процесс REDSMELT
2. Процесс «DECU»
3. Способ «Инред»

Ключевые слова: бескоксовый способ, плавильно-восстановительный одностадийный процесс, Плавильный реактор, восстановительная шахтная печь; плавильный газификатор, скруббер колошникового газа.

5.1 Процесс REDSMELT

Процесс REDSMELT разработан фирмами «Inmetco» и «Mannesmann» и отличается от процесса FASTMELT получением чугуна, который выплавляется в модернизированной РЭП из губчатого железа, получаемого в новой ПВП.

Первая стадия процесса REDSMELT (рис. 5.1) — получение окатышей из железорудного концентрата или металлургических отходов — аналогична первой стадии процессов IDI и FASTMELT

Окатыши крупностью 9—15 мм в ПВП (толщина в слое 18—22 мм) находятся в течение 10—18 мин. Температура в восстановительной зоне ПВП достигает 1400 °С. Степень металлизации продукта составляет 85—92%, а содержание углерода в нем от 1,5 до 7% и более. При переработке металлургических отходов, содержащих цинк и свинец, в ПВП достигается практически полное удаление этих металлов из шихты в виде возгонов, полностью улавливаемых при очистке отходящих газов рукавными фильтрами. Концентрация цинкита в такой пыли достаточна для его применения в качестве компонента шихты при производстве цинка. Качество получаемого продукта и производительность процесса обеспечиваются регулированием состава и температуры газов в каждой зоне ПВП, в которой использованы горелки фирмы «Demag».

Благодаря утилизации тепла отходящих газов (производится 1—2 т пара на 1 т ГЖ) эффективность использования тепла составляет более 80%¹⁴.

Фирма «Demag», являющаяся производителем РЭП (в настоящее время в мире работает более 440 РЭП этой фирмы), использовала в процессе REDSMELT именно РЭП, ориентируясь на ее большую «терпимость», по сравнению с ЭЧП, в отношении содержания пустой породы в проплавленном губчатом железе. Основное количество тепла в печи выделяется при прохождении тока в слое шлака между электродами, но возможно получение тепла и от дуги. Максимальная производительность печи может достигать 1000000 т чугуна в год (диаметр более 20 м, трансформатор 30—120 МВА). РЭП конструкции фирмы «Demag» производительностью около 550000 т/год успешно работает на установке 1DI в Батлере (США) с марта 1999 года (время работы 8000 ч в год).

¹⁴ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 172

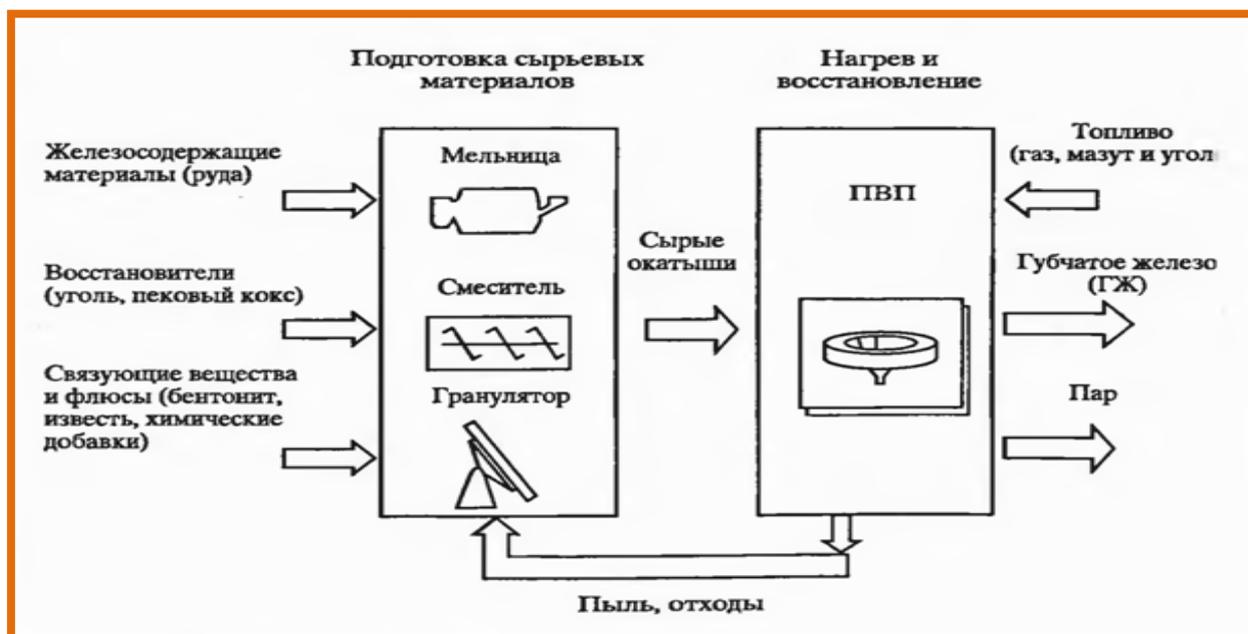


Рис. 5.1. Схема процесса REDSMELT

По оценке разработчиков, себестоимость продуктов процесса REDSMELT для модуля производительностью 500000 т/год в условиях США составляет: губчатое железо 60 дол./т, чугун от 90 до 130 дол./т. В табл. 6.14 приведены расходные коэффициенты и расчет себестоимости ГЖ и чугуна при производстве их процессом REDSMELT.

Производительность одной ПВП составляет до 600000 т/год. Комбинация двух ПВП и одной РЭП позволяет создавать модули REDSMELT производительностью до 1 млн т чугуна в год применительно к интегрированным заводам (переработка отходов) или к мини-заводам.

5.2 Процесс «DECU»

Процесс DECU, аналогичный процессу восстановления железа из расплава растворенным в металле углеродом осуществлен в индукционной печи (рис.5.1). Индукционная печь состоит из двух секций 1 и 2, которые сообщаются между собой каналами 3. В секции 1 металл науглероживается (до 4% C) и в результате электромагнитного перемешивания поступает по каналам в секцию 2, где углерод металла расходуется на восстановление оксидов железа из расплава. Выделяющийся монооксид углерода используется для нагрева и частичного восстановления руды в трубчатой вращающейся печи 5. Регулируя подачу угля в секцию 1, можно получать металл с различным содержанием углерода, а изменяя основность шлака в секции 2, регулировать в металле содержание кремния, серы и фосфора. Такой способ позволяет получать полупродукт, требующий дальнейшего передела, чугун и сталь. В последнем случае плавку предложено проводить в агрегате, имеющем несколько двухсекционных печей, восстановительные ячейки которых сообщаются между собой.

Преимуществом такого процесса является возможность его регулирования как на стадии науглероживания, так и на стадии восстановления железа из расплава. К недостаткам следует отнести сравнительно невысокую производительность агрегата. Она определяется полезным объемом реакционного пространства, существенно увеличить который при использовании индукционного нагрева не представляется возможным, поэтому этот способ применим для производства жидкого металла в небольших масштабах.

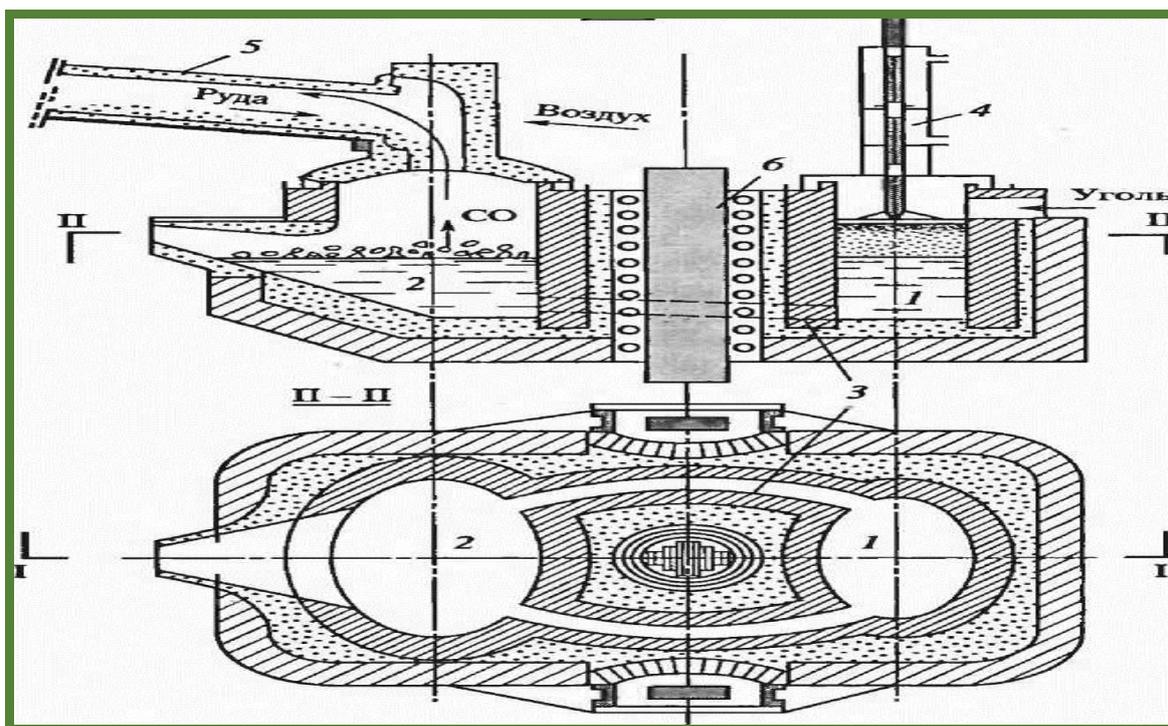


Рис. 5.1. Схема прямого получения металла в индукционной печи (способ DECU):

1 — секция науглероживания; 2 — секция восстановления; 3 — соединительные каналы 4 — плунжер; 5 — вращающаяся печь; 6 — сердечник

5.3 Способ «Инред»

К рассматриваемым процессам, осуществляемым по схеме плавление — восстановление, относится также способ Инред. Он предназначен для выплавки чугуна из мелкодисперсных железорудных материалов с использованием угля в качестве источника тепла и восстановителя. Процесс осуществляется в одном агрегате, верхняя часть которого (рис. 5.2) представляет собой круглую плавильную камеру, а нижняя — дуговую электропечь с закрытой дугой либо высокочастотную — индукционную электропечь¹⁵.

В верхнюю камеру сверху по периферии подается концентрат, уголь и известняк, а по окружности тангенциально через фурмы вдувается

¹⁵ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 133

технический кислород. За счет сгорания части угля в камере достигается температура порядка 1900 °С. Происходит плавление и частичное восстановление окислов железа (до FeO). Оставшийся уголь частично коксуеться и вместе с расплавом, содержащим FeO, поступает в нижнюю камеру. Здесь накапливаются чугун и шлак, на поверхности которых образуются слои кокса и губчатого железа, так как расплавленный монооксид железа при контакте с коксом восстанавливается с понижением температуры до 1450 °С с образованием губчатого железа.

Горение угля в верхней камере регулируется таким образом, чтобы получалось достаточное количество кокса для обеспечения процесса восстановления. Образование чугуна происходит при плавлении губчатого железа вокруг электродов в дуговой печи либо за счет нагрева в индукционной электропечи.

Чугун и шлак выпускаются из печи периодически по мере накопления. Содержание углерода в чугуне составляет ~ 3,5% и зависит от высоты слоя образовавшегося кокса в нижней камере. Содержание Si (~ 1 %) также может регулироваться высотой слоя кокса и температурой в печи. Около 80% S, поступающей с концентратом и углем, удаляется в виде SO₂с отходящими газами. Оставшаяся сера распределяется между шлаком и чугуном (коэффициент распределения ~ 25 при содержании железа в шлаке < 1%). Вместе с серой с отходящими газами удаляются мышьяк, свинец, цинк, щелочные металлы и частично фосфор. Отходящие газы поступают в бойлер, в котором вырабатывают пар, используемый в паровой турбине, которая обеспечивает работу компрессора установки для получения кислорода и электрогенератора плавильной печи.

Преимуществами процесса Инред являются: быстрая, с высоким КПД, передача тепла нагреваемым материалам, возможность использования сернистых углей с высоким содержанием золы и бедных железорудных материалов. Однако этот процесс не исключает двухстадийности при производстве стали, что и является его главным недостатком.

К этому же типу процессов, основанных на схеме плавление — восстановление, относятся также процессы восстановления тонкоизмельченных руд или концентратов в высокотемпературной струе восстановительных газов. Они получили название «струйные процессы». В высокотемпературной газовой струе мельчайшие рудные частицы быстро плавятся, в результате чего обеспечивается высокая реакционная поверхность, равномерный подвод восстановителя и тепла в зону реакции и, как следствие, высокая скорость восстановления.

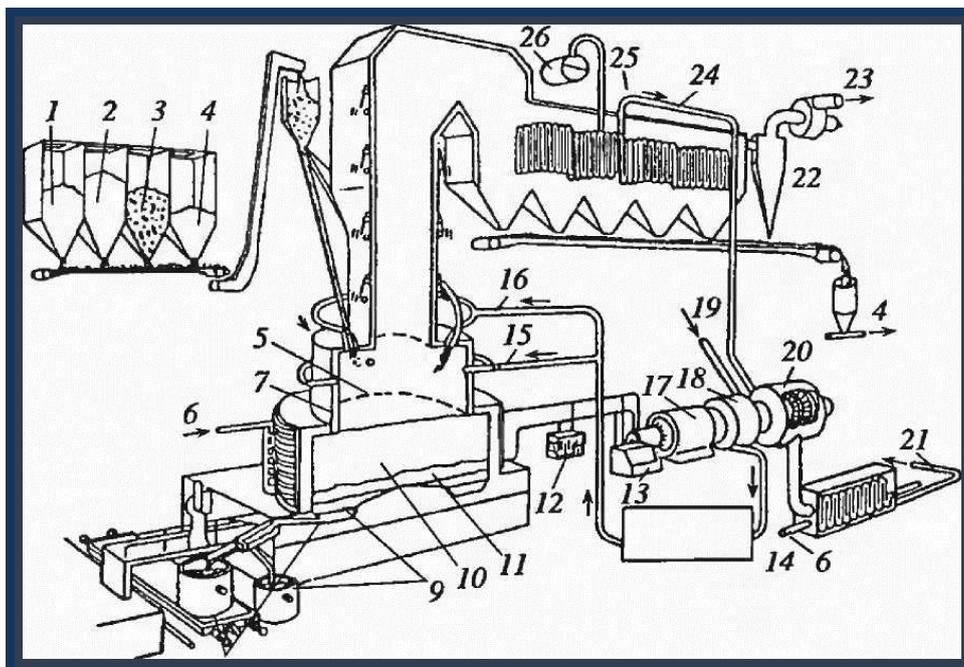


Рис. 5.2. Схема процесса Инред:

1 — известняк; 2 — уголь; 3 — рудный концентрат; 4 — возврат; 5 — плавильная камера; 6 — охлаждающая вода; 7 — индукционная печь; 8 — металл; 9 — шлак; 10 — губчатое железо; 11 — кокс; 12 — конденсатор; 13 — преобразователь частоты; 14 — кислородные установки; 15 — кислород; 16 — кислород для дожигания; 17 — генератор; 18 — компрессор; 19 — воздух; 20 — паровая турбина; 21 — конденсат; 22 — циклон; 23 — на газоочистку; 24 - пар; 25 - бойлер; 26 — котел

Контрольные вопросы

1. Какие реакции протекают в процессе REDSMELT
2. Ваше мнение о процессе «DECU»
3. Ваше мнение о процессе Инред

Использованная литература

1. Corby G. Anderson, Robert C. Dunne, John L. Uhrig Mineral Processing and Extractive Metallurgy Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (February 18, 2014)

**Тема - 6. Общее описание технологии плавки стали
в конвертерах и дуговых печах. плавка стали с применением
металлизованного сырья. (4 часа)**

План:

1. Технологический цикл плавки стали в кислородных конвертерах
2. Огнеупорная футеровка кислородного конвертора(BOF)
3. Основной окислительный процесс при выплавке стали
4. Электросталеплавильное производство

Ключевые слова: металлизированные окатыши, проплавление колодцев, проплавление окатышей, дефосфорация, теплопередачи в ванне, процесс Consteel, непрерывное плавление-рафинирование и дискретный (поплавочный) выпуск, многоступенчатые процессы, одностадийные процессы, шахтные печи, вращающиеся печи, реакторы кипящего слоя, циклонные камеры, конвейерные машины.

6.1 Технологический цикл плавки стали в кислородных конвертерах

Основной задачей процесса конвертирования при выплавке стали является удаление избыточного углерода из чугуна доменной плавки и получения низкоуглеродистой стали.

Процесс конвертирования имеет несколько названий: основной окислительный процесс (BOP), основной окислительный сталеплавильный процесс (BOS), печь окислительного процесса (BOF). На практике данные процессы выполняют одну и ту же функцию. В современных конвертерах в отличие от старых, где для окисления углерода использовался воздух, используется кислород¹⁶.

Процесс конвертирования имеет свои истоки во второй половине 1800-х годов, эти процессы получили своё название как Bessemer и Thomas процессы. Основой процесса является продувка воздухом конверторного судна. Окислительный процесс с верхней продувкой через водоохлаждаемую фурму был разработан австрийскими учеными Линцем и Донвавицем и был назван процесс Linz- Donawitz (LD). Кислородно- донная продувка была успешно продана в конце 1960-х годов в Maxhütte, в Германии. Этот процесс был назван OBM (oxygen bottom Maxhütte). В настоящее время, на общем языке, процесс продувки сверху называется BOP, а процесс донной продувки кислорода снизу называется Q-BOP. Дальнейший прогресс продолжился при комбинировании двух процессов, в которых преимущественно разные технологии были опробованы и включены. Даже другие модифицированные конверторные процессы, такие как конвертирование при боковом вдувании AOD (аргоно- кислородное

¹⁶ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 251

обезуглероживание) и конвертирование с вакуумным обезуглероживанием VODC, предназначенный для окисления и рафинирования высоколегированных сталей, таких как нержавеющая сталь. Основной задачей конвертирования является окисление углерода, а с другой стороны окислительные реакции предназначены для рафинирования других примесей, присутствующих в горячем металле. В производстве нержавеющей стали, процесс дополнительно развивался с уменьшением образования оксида хрома в течении процесса обезуглероживания.

Кислородный конвертор (BOF)

Кислородный конвертер (BOF) представляет собой вертикальный сосуд выложенный из основного огнеупорного материала. Конвертер состоит из сферического дна, цилиндрического кожуха и верхнего конуса. Удельный рабочий объем (определяется как отношение объема конвертера (m^3) к весу загрузки (тонн)), как правило данное соотношение находится в пределах 0,65-0,75. Это означает, что около 20% от общего объема конвертера заполнен горячим металлом и скрапом. Глубина металлической ванны, как правило, составляет 1,2-2 м в зависимости от размера и мощности конвертера. Емкость кислородных конвертеров составляет от 60 до 400 тонн, большинство конвертеров имеют объем свыше 200 тонн. Кислородный конвертер способен вращаться вокруг своей горизонтальной оси. Наклон необходим для загрузки сырья, для отбора проб чугуна расплава, и для выгрузки готовой стали и шлака в конце расплавления. Верхняя продувка (BOF) оборудована водоохлаждаемой фурмой, предназначенной для вдувания кислорода на поверхность расплавленного металла. Расход кислорода, как правило, находится на уровне $6-10 \text{ м}^3/\text{мин}^{-1}\text{тонн}^{-1}$ расплавленного чугуна, давление кислорода находится в пределах 1-1,5 МПа. Срок службы кислородной фурмы обычно равен 400-600 плавов¹⁷.

Схематическое изображение комбинированной продувки в конвертере показан на рис. 6.1.

¹⁷ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 232

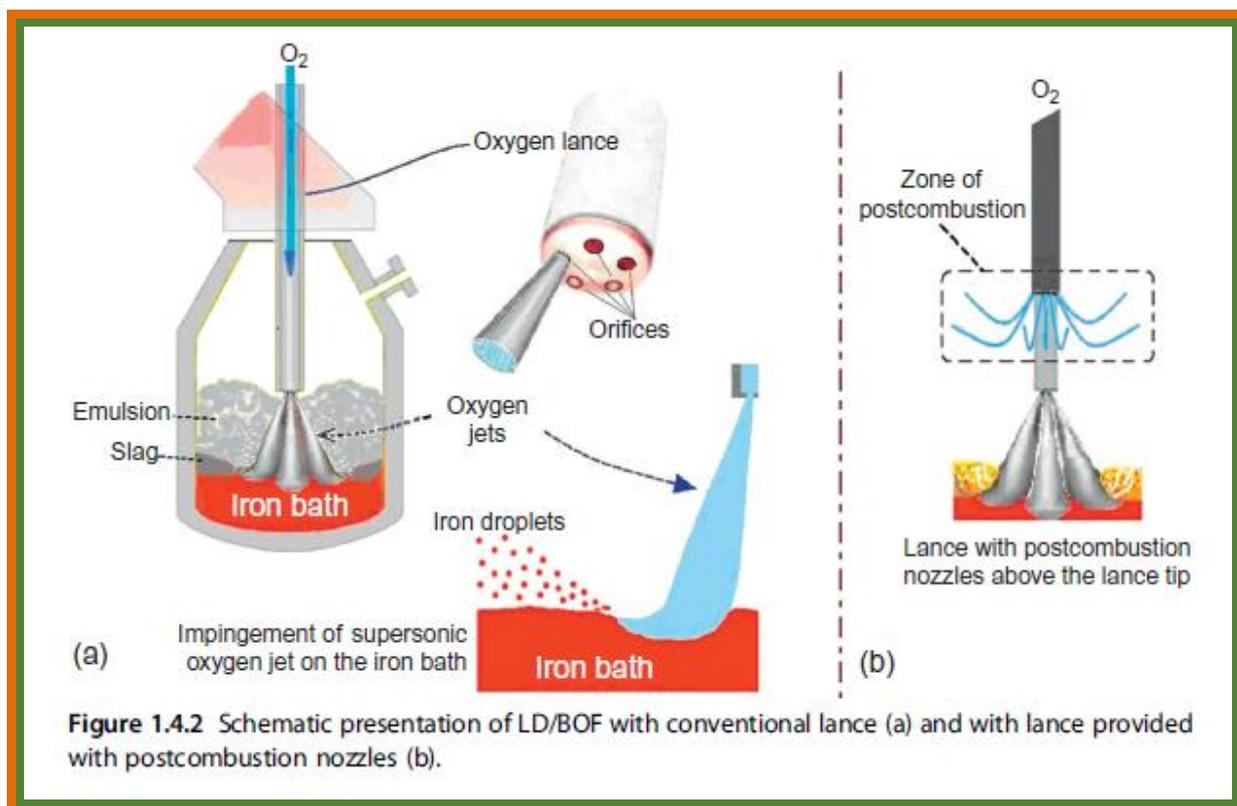


Рис. 6.1. Схематическое изображение процесса LD и BOF

В конвертере с донной продувкой имеются несколько фурм в донной части агрегата для вдувания кислорода или кислорода с порошковой известью в расплавленный чугун.

Донные фурмы не охлаждаются водой, в качестве хладагентов используются углеводородные газы, пропан, метан или различные органические масла.

Конвертора изнутри футерованы основными огнеупорными материалами. Основной износ футеровки происходит в зоне над поверхностью расплава и в местах контакта со шлаком. В качестве огнеупорных материалов используются магнезитовые или доломитовые кирпичи.

Плавка стали в кислородном конвертере, после его осмотра по окончании предыдущей плавки, начинается с завалки лома и части извести. Для этого конвертер (рис. 2) наклоняют в сторону загрузочного пролета. С целью уменьшения возможности разрушения футеровки завалку организуют так, чтобы сначала в конвертер попадал легковесный лом, а затем тяжеловесный. На лом загружают часть извести – 30–60 %. Для равномерного распределения лома до или сразу после заливки чугуна конвертер наклоняют в сторону, противоположную загрузочному пролету. Чугун заливают по возможности быстро в конвертер, наклоненный в сторону загрузочного пролета. После заливки чугуна конвертер выводят в вертикальное положение, в него опускают фурму и начинают продувку¹⁸.

¹⁸ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 233

При продувке давление кислорода перед соплами должно быть 1,1–1,3 МПа, что достигается при давлении его в кислородопроводе $\geq 1,6$ –1,8 МПа. По ходу продувки расстояние среза фурмы над уровнем спокойной ванны меняется. В начале продувки срез фурмы располагается высоко – 2–3 м над уровнем спокойной ванны в конвертерах емкостью 100–350 т, соответственно. Это, как будет показано ниже, способствует быстрому формированию шлака вследствие стремительного повышения содержания в нем оксидов железа. Через 2–4 мин от начала продувки, т.е. после устойчивого зажигания (интенсивного окисления углерода), фурма опускается до рабочего положения. Уровень ее среза при этом находится на расстоянии 0,8–2,0 м.

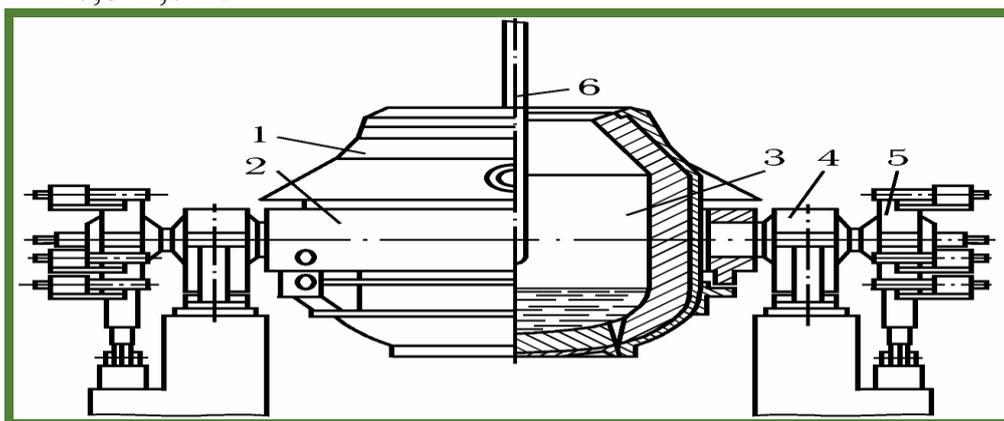


Рис. 2. Кислородный конвертер: 1 – корпус; 2 – опорное кольцо; 3 – рабочее пространство; 4 – опорный узел; 5 – механизм поворота; 6 – кислородная фурма

По ходу первой половины продувки в ванну присаживают несколькими порциями, для предотвращения образования крупных конгломератов, оставшуюся часть извести, а в середине продувки – плавиковый шпат. При получении необходимого состава и температуры металла продувку прекращают.

Применяют два способа окончания продувки:

1. С остановкой на заданном содержании углерода. Момент окончания продувки определяют по количеству израсходованного кислорода или времени продувки, по данным контроля состава отходящих газов, по показаниям автоматизированных систем управления плавкой.
2. С передувом до низкого содержания углерода (0,08–0,10 %) и последующим науглероживанием в ковше термоантрацитом, молотым коксом, порошком электродов, но не более, чем на 0,30 % углерода. Первый способ обеспечивает больший выход годного и целесообразнее, но технологически более сложный.

Металл выпускают через сталевыпускное отверстие (для ковша емкостью 350 т, например, диаметром 200–250 мм), обеспечивая минимальное поступление в ковш шлака.

Раскисление, легирование и, при необходимости, науглероживание металла производят в ковше при его сливе. Это позволяет устранить взаимодействие металла с окислительным конвертерным шлаком и таким образом избежать

вторичного окисления, рефосфорации и повышенного угара раскислителей. Величина угара зависит от состава стали, а также окисленности и состава попадающего в ковш шлака.

При выплавке легированной стали никель, молибден, медь, не окисляющиеся при продувке металла кислородом, присаживают в конвертер. Окисляющиеся элементы дают в ковш, начиная присадки кусков содержащих их ферросплавов, размером не более 100 мм, при наполнении его металлом на 1/5 и заканчивая до подъема уровня мерах емкостью 100–350 т, соответственно. Это, как будет показано ниже, способствует быстрому формированию шлака вследствие стремительного повышения содержания в нем оксидов железа. Через 2–4 мин от начала продувки, т.е. после устойчивого зажигания (интенсивного окисления углерода), фурма опускается до рабочего положения. Уровень ее среза при этом находится на расстоянии 0,8–2,0 м.

По ходу первой половины продувки в ванну присаживают несколькими порциями, для предотвращения образования крупных конгломератов, оставшуюся часть извести, а в середине продувки – плавиковый шпат. При получении необходимого состава и температуры металла продувку прекращают.

Применяют два способа окончания продувки:

1. С остановкой на заданном содержании углерода. Момент окончания продувки определяют по количеству израсходованного кислорода или времени продувки, по данным контроля состава отходящих газов, по показаниям автоматизированных систем управления плавкой.
2. С передувом до низкого содержания углерода (0,08–0,10 %) и последующим науглероживанием в ковше термоантрацитом, молотым коксом, порошком электродов, но не более, чем на 0,30 % углерода. Первый способ обеспечивает больший выход годного и целесообразнее, но технологически более сложный.

Металл выпускают через сталевыпускное отверстие (для ковша емкостью 350 т, например, диаметром 200–250 мм), обеспечивая минимальное поступление в ковш шлака.

Раскисление, легирование и, при необходимости, науглероживание металла производят в ковше при его сливе. Это позволяет устранить взаимодействие металла с окислительным конвертерным шлаком и таким образом избежать вторичного окисления, рефосфорации и повышенного угара раскислителей. Величина угара зависит от состава стали, а также окисленности и состава попадающего в ковш шлака.

При выплавке легированной стали никель, молибден, медь, не окисляющиеся при продувке металла кислородом, присаживают в конвертер. Окисляющиеся элементы дают в ковш, начиная присадки кусков содержащих их ферросплавов, размером не более 100 мм, при наполнении его металлом на 1/5 и заканчивая до подъема уровня мерах емкостью 100–350 т, соответственно. Это, как будет показано ниже, способствует быстрому

формированию шлака вследствие стремительного повышения содержания в нем оксидов железа. Через 2–4 мин от начала продувки, т.е. после устойчивого зажигания (интенсивного окисления углерода), фурма опускается до рабочего положения. Уровень ее среза при этом находится на расстоянии 0,8–2,0 м.

По ходу первой половины продувки в ванну присаживают несколькими порциями, для предотвращения образования крупных конгломератов, оставшуюся часть извести, а в середине продувки – плавиковый шпат. При получении необходимого состава и температуры металла продувку прекращают.

Применяют два способа окончания продувки:

1. С остановкой на заданном содержании углерода. Момент окончания продувки определяют по количеству израсходованного кислорода или времени продувки, по данным контроля состава отходящих газов, по показаниям автоматизированных систем управления плавкой.

2. С передувом до низкого содержания углерода (0,08–0,10 %) и последующим науглероживанием в ковше термоантрацитом, молотым коксом, порошком электродов, но не более, чем на 0,30 % углерода. Первый способ обеспечивает больший выход годного и целесообразнее, но технологически более сложный.

Металл выпускают через сталевыпускное отверстие (для ковша емкостью 350 т, например, диаметром 200–250 мм), обеспечивая минимальное поступление в ковш шлака.

Раскисление, легирование и, при необходимости, науглероживание металла производят в ковше при его сливе. Это позволяет устранить взаимодействие металла с окислительным конвертерным шлаком и таким образом избежать вторичного окисления, рефосфорации и повышенного угара раскислителей. Величина угара зависит от состава стали, а также окисленности и состава попадающего в ковш шлака.

При выплавке легированной стали никель, молибден, медь, не окисляющиеся при продувке металла кислородом, присаживают в конвертер. Окисляющиеся элементы дают в ковш, начиная присадки кусков содержащих их ферросплавов, размером не более 100 мм, при наполнении его металлом на 1/5 и заканчивая до подъема уровня металла на 3/4 высоты. При добавлении тугоплавких ферросплавов, в частности феррохрома, в количестве более 1,5–2 % от массы стали используют экзотермические ферросплавы, содержащие порошкообразный ферросплав и экзотермическую смесь порошков селитры, алюминия и ферросилиция. Применяют также жидкие лигатуры, содержащие в необходимой для данной стали соотношении раскисляющие и легирующие элементы¹⁹.

¹⁹ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 233

При последующей внепечной обработке стали в ковше, необходимо по возможности предупредить попадание в ковш окислительного конвертерного шлака. Для этого чаще всего применяют плавающий шар. Такой шар делается металлическим, со штырями на поверхности. Эти штыри служат для закрепления наносимой на шар огнеупорной массы, которую после нанесения на шар обжигают. Шар, состоящий из металла и огнеупорной массы, имеет плотность, больше плотности шлака, но меньше плотности металла. Во время слива стали из конвертера шар вводят на поверхность жидкой ванны, по возможности над сталевыпускным отверстием. Там он плавает на границе раздела шлак-металл, немного погруженный в металл. При вытекании металла он перекрывает выпускное отверстие, отсекая шлак, который затем выливают отдельно в шлаковню.

При использовании внепечной обработки стали в ковше раскисление и легирование окисляемыми элементами обычно целесообразно производить во время или после такой обработки. Технология такой обработки, а также условия раскисления и легирования рассмотрены во II части книги.

О технико-экономических показателях современного конвертерного производства можно судить по усредненным данным работы Японских заводов черной металлургии в последние годы XX в:

Доля чугуна в шихте 93,3 %

Расход кислорода $52,3 \text{ м}^3/\text{т}$

Продолжительность плавки 38 мин

Производительность 320 т/ч

Разливка на МНЛЗ 93%

6.2 Огнеупорная футеровка кислородного конвертора(BOF)

Футеровка кислородных конвертеров состоит из внутреннего слоя "рабочего слоя" и внешнего теплоизоляционного слоя. Огнеупорная футеровка кислородного конвертера должна быть устойчива к ударам, при тяжелых условиях воздействия агрессивного шлака и жидкого чугуна, к воздействию окислительной атмосферы и высоких температур. Износ футеровки в зоне контакта со шлаком является наиболее серьезной проблемой. Раньше огнеупорная футеровка конвертера была изготовлена из доломитового кирпича (смесь двойного карбона кальция и магния, а также доломит); но в течение последних десятилетий, доломит был заменен оксидом магния (MgO) и внутренний слой огнеупорной футеровки (рабочий слой) современных кислородных конвертеров состоит из смеси магнезиальных кирпичей с углеродной стружкой. Магнезиальные кирпичи имеют лучшую коррозионную стойкость к основным шлакам. Связующие зерна углерода в тугоплавких материалах защищают поверхностный слой

от воздействия шлака, препятствуют проникновению во внутренние слои и повышает термостойкость футеровки²⁰.

Как уже упоминалось выше, футеровка конвертера подвергается химическому, механическому и тепловому воздействию. Химическое воздействие означает растворение поверхностного слоя огнеупорного материала в шлак или жидком металле. Кинетика растворения зависит от движущей силы, т.е. взаимодействия между различными химическими потенциалами шлака и огнеупорного материала, количество которых связано с возможностью шлака растворять тугоплавкие оксиды. При использовании магнезитового слоя, скорость растворения контролируется насыщенным в шлаке MgO. Обычное условие для минимизации химического износа футеровки является добавление в шлак количества MgO до предела насыщения. Другие коррозионные свойства шлака вызваны количеством "FeO"; поддерживая на более низком уровне содержание агрессивного оксида железа в шлаке, уменьшает износ футеровки. Основным механическим воздействием на огнеупорный слой является загрузка скрапа: при загрузке тяжелого лома могут произойти сильные разрушения дна и нижних стенок конвертера. По этой причине огнеупорные кирпичи должны иметь высокую механическую прочность (ударную прочность). Термическое воздействие и износ могут возникнуть либо из-за высокой температуры или температурных перепадов. Для избежания износа огнеупорных материалов необходимо, чтобы конечная температура вдувания (максимальная температура равна 1973 К) и поддержка тепла без охлаждения нижней части конвертера была постоянной.

В 1980-е годы, был разработан еще один метод, защищающий огнеупорную футеровку от воздействий шлака: шлакового разбрызгивания. После того, как готовая сталь сливается, оставшийся в конвертере шлак продувается азотом через кислородную фурму, в результате чего образуется защитный слой футеровки печи. Использование высокомагнезительного огнеупора на уровне шлака заметно увеличивает срок службы огнеупорной футеровки. В первые годы использования процесса конвертирования (BOS)²¹

срок службы огнеупорных материалов достигал лишь нескольких сотен плавов. В результате разработок по улучшению качества материала и методов плавки, срок службы огнеупорного слоя сильно возрос до нескольких тыс. плавов. Во время таких длительных плавильных процессов

²⁰ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 233

²¹ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 234

форма конвертера может существенно измениться от первоначальной цилиндрической конической симметрии, это изменение может повлиять на ход процесса и сделать его труднее.

На рисунке 6.2. схематически показана огнеупорная футеровка кислородного конвертера.

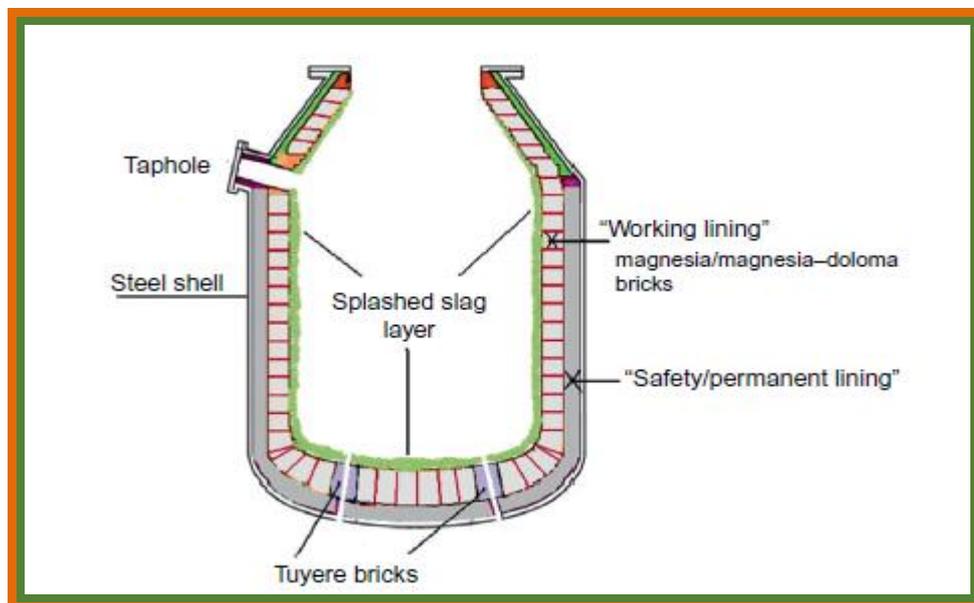


Рис. 6.2. Схематическое изображение огнеупорного слоя кислородного конвертера

6.3. Основной окислительный процесс при выплавке стали

Основной целью окислительного процесса при выплавке стали является уменьшение содержания углерода в жидком металле до требуемого уровня и достижение соответствующей конечной температуры для дальнейшей обработки стали. Как правило, эти две цели являются основными в практике дутья.

Кроме того, незначительные компоненты (Si, Mn, P, Ti, V и т.д.) входящие в состав металлической шихты, как правило окисляются, образуя оксиды, переходящие в шлак, полученный в результате добавления в ванну конвертера негашеной извести и других флюсов. Образование шлака и вспенивание смеси из шлака-металла-газа является очень важным явлением в конвертерном процессе²². Шлак в основном отвечает за удаление фосфора, который является основной вредной примесью, но в некоторых случаях могут удаляться Ti и V. Сильное взаимодействие между шлаком и металлом также связано переходом железа из металла в шлак в результате окисления

²² TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p. 235

Fe до "FeO" и обратного перехода железа в жидкий металл, а также этот процесс влияет на роль капель металла находящихся в шлаковой фазе. Существуют многочисленные механические и тепловые явления, происходящие в конверторном процессе. Эти явления впервые были введены в этот процесс, и учитывая особенности процесса обсуждались различные варианты выплавки.

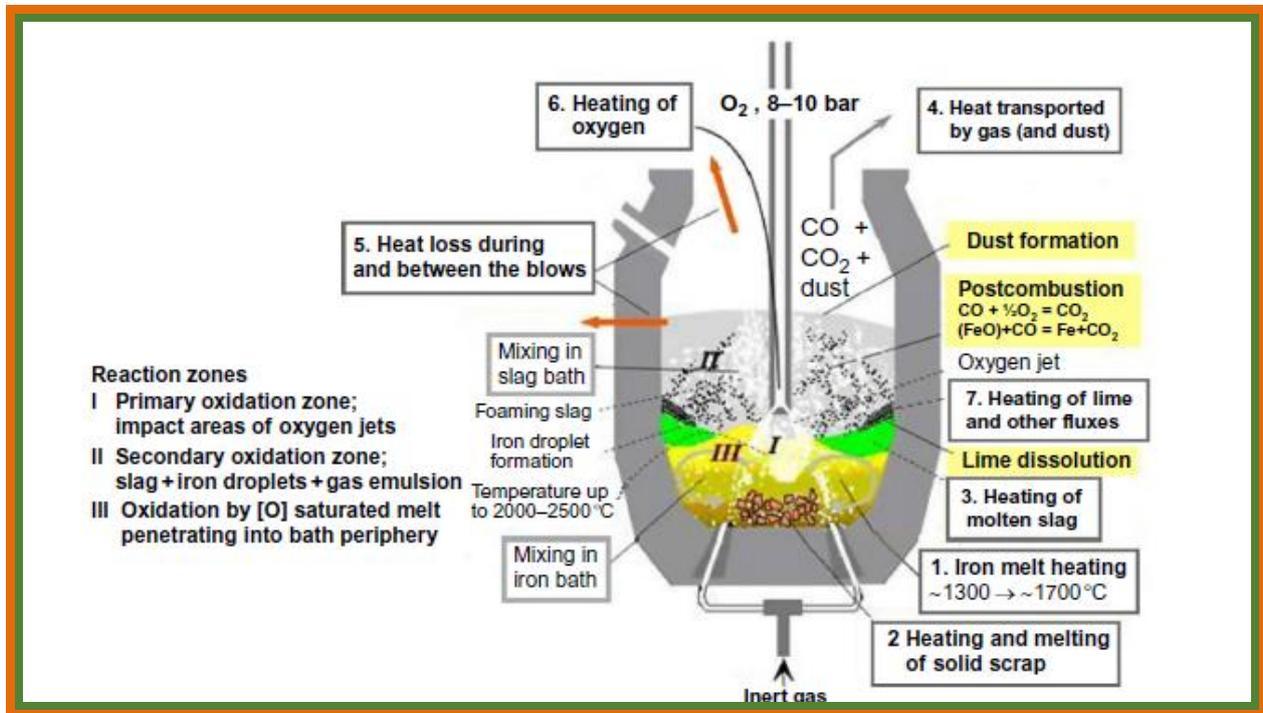


Рис.6.3. Схематическое изображение комбинированной продувки в кислородном конвертере (метод LD/BOF), химические и тепловые явления в зоне взаимодействия

6.4 Электросталеплавильное производство

История электросталеплавильного производства стали довольно коротка- лишь немногим более 100 лет с первого опыта расплавления стали с использованием электрической энергии. В течение этого периода большие достижения были достигнуты как в печном оборудовании так в и технологии производства, а также в практике плавления, переработки сырья и получения готового продукта. В этой главе, описаны краткие сведения о наиболее значимых научных достижениях, функциях, а также представлены процессы протекающие в электросталеплавильном производстве.

Цель использования электросталеплавильного производства

Электродуговая сталеплавильная печь является наиболее важным агрегатом в процессе переработки лома. В развитых странах мира сталь выплавляется с использованием 100% стального лома. Бывают ситуации, где в развивающихся стран отходы стального лома не всегда доступны в необходимом количестве, альтернативой этому является использование материалов, входящих в состав шихты, таких как: DRI, НБИ, чугун и горячего металл. Конвертирование металлического лома в мировой практике для

ДСП охватывает около 75% , в то время как для DRI / HBI охватывает около 15% , а остальная разница покрывается чугуном и горячим металлом.

Кроме переработки металлического лома, в электрических печах необходимо производить очистку отходов переработки, таких как пыль из шлаки , а также очистка огнеупорных материалов. Кроме того, в некоторых странах социальные отходы, такие как шины и пластмассы тоже могут использоваться в ДСП.

Электрические печи постоянного и переменного тока

В большинстве случаев в электродуговых печах использует переменный ток (AC). Тем не менее, в 1990-е годы, активный интерес был направлен на развитие постоянного тока (DC) в ДСП. В результате, чего был меньший расход электродов, а также меньшее потребление энергии, и меньше перепады электроэнергии. Существуют различные конструкции электропечей:

- один электрод и один анод расположенный в нижней части печи (рисунок 6.1) -два электрода с четырьмя анодами (рис 6.2).

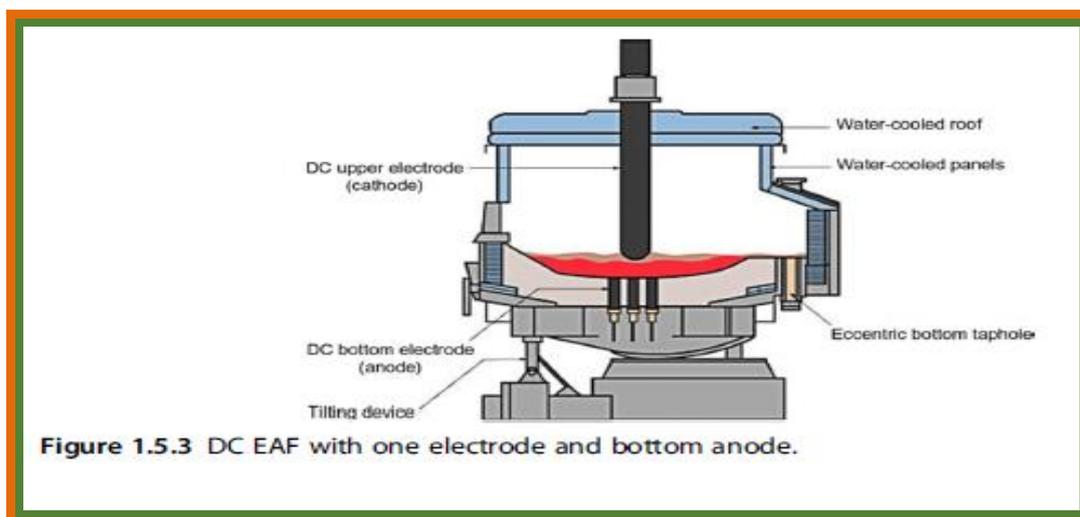
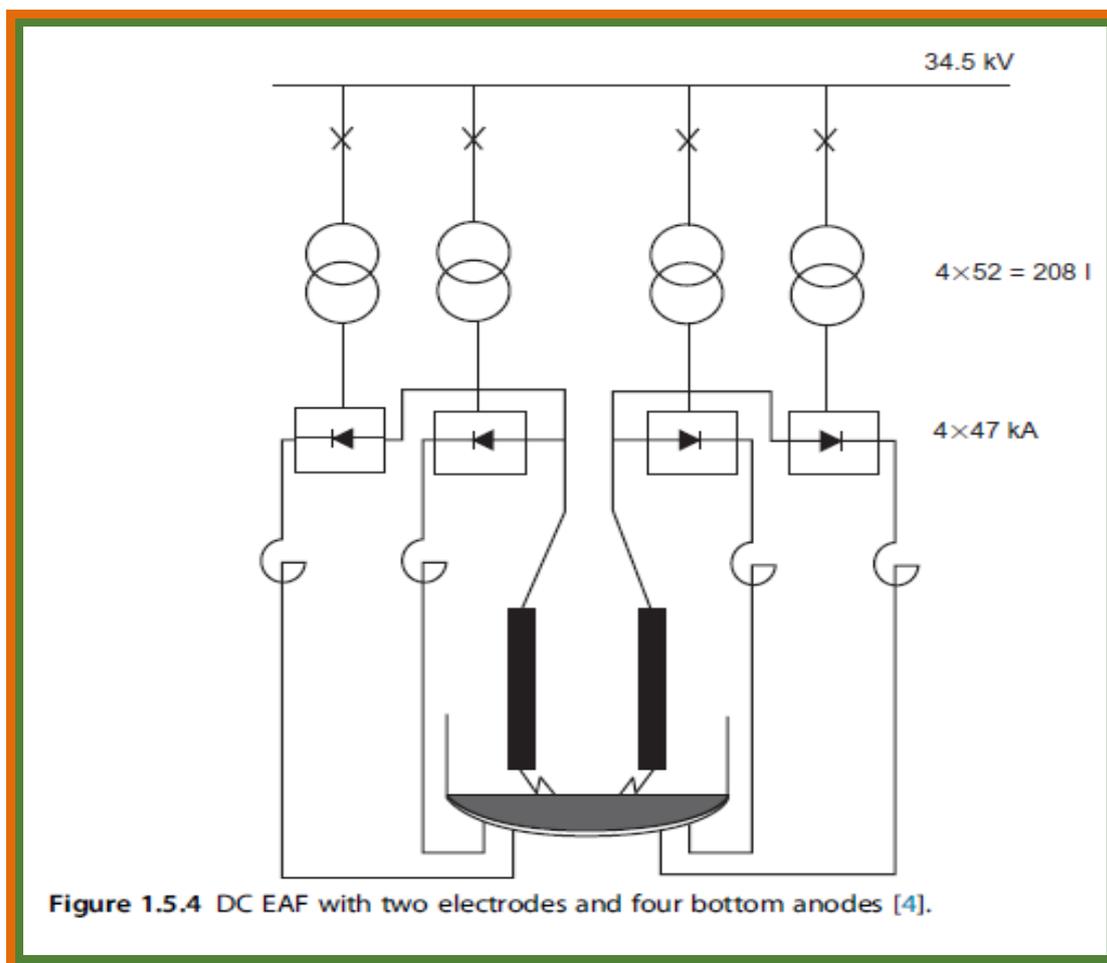


Рис.6.1. Один электрод и один анод расположенный в нижней части ДСП

В начале, в качестве источника питания ДСП использовались тиристорные выпрямители, на которые были положены большие ожидания, основанные на быстрый прогресс работы электропечей. В то же время ожидали работу печей с длительным сроком службы огнеупорных материалов пода печи.

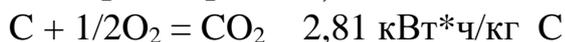
Практика плавки в металлургии

В настоящее время электросталеплавильная печь представляет собой плавильный агрегат для получения стали за счёт протекания химических реакций при высоких температурах. В результате плавки образуется жидкая сталь, которая загружается в ковши для последующей разливки ее в машинах непрерывного литья заготовок. Обычно продолжительность электроплавки находится в пределах 40-60 минут.



**Рис.6.2 Два электрода с четырьмя анодами в ДСП.
Процесс плавления и образование шлака**

Использование печей ультравысокой мощности (УНР) весьма затруднено и весьма не экономично с точки зрения практики. Подача дополнительной энергии к ДСП позволит ускорить процесс плавления и принести экономические выгоды. Кроме электрической энергии при плаке целесообразно пользоваться дополнительной энергией химических реакций. С этой целью в процесс плавки в электрических печах можно вводить кислород, углеродсодержащие материалы, а также природный газ²³. Ниже приведены реакции при протекании которых можно получить дополнительное количество энергии:



Шлакообразование в ДСП. Условия для быстрого шлакообразования в ДСП менее благоприятные, чем в кислородном конвертере с продувкой сверху. Жидкий чугун в ДСП обычно не заливают, что исключает интенсивное

²³ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief
SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p.

образование шлака в начале продувки кислородом вследствие поступления в шлак шлакообразующих оксидов, главным образом SiO_2 и MnO . Интенсивная продувка кислородом в начале плавления не применяется, и содержание FeO в шлаке стремительно не нарастает. Поэтому для интенсификации ассимиляции извести и формирования шлака при плавке в ДСП применяют другие технологические приемы.

С целью повышения содержания оксидов железа в шлаке при плавке в старых печах с удельной мощностью трансформатора порядка 200–250 кВ·А/т с самого начала плавления в завалку дают железную руду. Используют и шлаковую смесь, которая содержит 1,0–1,5 % (от массы металлической завалки) извести и 0,5–1,0 % железной руды, а иногда и 0,4 % плавикового шпата. Смесь дают на подину перед завалкой или в завалку. Во время плавления в ванну присаживают известь одновременно с железной рудой, количество которой составляет ~0,02 %. После расплавления окислительный период проводят комбинированным окислением присадками железной руды в шлак и продувкой кислородом. В это время вместе с железной рудой в ванну мульдами присаживают известь.

При плавке стали в современных сверхмощных дуговых печах железную руду (агломерат) вводят в печь с последней порцией лома. Шлакообразующие, в частности известь загружают из бункерного пролета порциями через специальные отверстия в своде. Размер частиц извести 4–5 мм. Применяют и бункера, расположенные на тележках, с пневматическими устройствами для подачи сыпучих материалов со скоростью 500–1000 кг/мин. Для ускорения шлакообразования в пе-риод плавления, особенно при необходимости получения $[\text{P}] \leq 0,045$ %, работают «на болоте»: в печи оставляют часть металла (до 10 %) и шлака предыдущей плавки.

Контрольные вопросы

1. Какова технологический цикл плавки стали в кислородных конвертерах ?
2. . Какова технологический цикл плавки стали в дуговых сталеплавильных печах ?
3. Расскажите обособенностях применения металлизированного сырья
4. По какой технологии выплавляется металл в дуговой печи?

Использованные литературы

1. TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved.

7- тема: Методы внепечной обработки стали: вакуумная обработка стали, продувка стали в ковше инертным газом, комбинированная обработка стали в ковше с нагревом

План:

1. Повышение качества стали.
2. Методы вакуумирования
3. Процесс вакуумирования.

Ключевые слова: методы вакуумирования, свободные междоузлы, проплавление окатышей, дефосфорация, теплопередачи в ванне, процесс Consteel, непрерывное плавление-рафинирование и дискретный (поплавочный) выпуск, многоступенчатые процессы, одностадийные процессы, шахтные печи, вращающиеся печи, реакторы кипящего слоя, циклонные камеры, конвейерные машины.

7.1 Повышение качества стали.

Внепечная обработка стали начала активно применяться в 60-х годах, главным образом для повышения производительности дуговых печей и конвертеров, позволяя вынести часть процессов рафинирования из этих агрегатов в ковш. Оказалось, однако, что внепечной обработкой можно существенно улучшить качество стали – механические свойства, коррозионную стойкость, электротехнические показатели и др.. более того можно получить сталь с принципиально новыми например сталь со свободными междоузлиями, содержащую 0,003 % С и 0,004 % N и не имеющую, в связи с этим, предела текучести, т.е. способную работать до предела прочности. В дуговых печах и конвертерах такую сталь получить нельзя.

7.2 Методы вакуумирования

Наиболее простым способом внепечной обработки стали с целью улучшения ее качества является продувка жидкого металла в ковше инертным газом, которую применяют как самостоятельно, так и при обработке стали другими более сложными методами. Пузырьки газа, всплывающие при продувке через весь слой металла, оказывают на него рафинирующее действие. Вследствие увеличения интенсивности массопереноса в ковше происходит выравнивание состава и температуры в объеме металла. Интенсивное перемешивание ускоряет дос-тавку неметаллических включений к поверхности металл-шлак и удаления их из стали. Этому же способствует удаление неметаллических включений с пузырьками продуваемого газа вследствие их адсорбции на поверхности этих пузырьков.

Обычно для продувки чают на кислородных станциях металлургических заводов при разделении воздуха с целью производства кислорода. Расход аргона при продувке составляет 0,3–2,0 м³/т стали. Газ в металл подают через погружаемую фурму («ложный стопор»), через пористую огнеупорную пробку в днище ковша или через пористые швы в днище ковша.

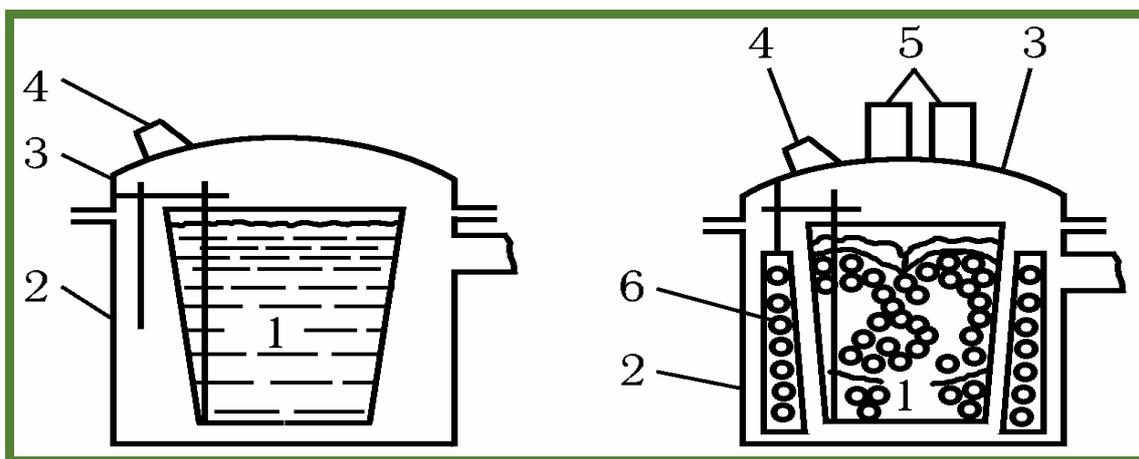
Наиболее простым способом обработки стали аргоном является продувка с применением «ложного стопора», представляющего собой стальную трубу, футерованную снаружи огнеупорными катушками. Для усиления эффекта перемешивания и некоторого удаления всплывающих пузырьков газа от стопора используют стопоры с огнеупорной пробкой, насаженной на выходную часть трубы и имеющей расположенные радиально или перпендикулярно оси стопора отверстия для выхода газа. Стопор опускают на глубину 200–300 мм выше днища ковша. Простота устройства ложного стопора для продувки металла в том, что не требуется вводить никакие изменения в устройство футеровки ковша. Его недостаток состоит в том, что лени в ковше применяют аргон, который полу- при продувке наиболее интенсивное движение газа происходит вдоль стопора, и это приводит к его размыванию и попаданию частиц огнеупоров в сталь. К тому же стопоры представляют собой устройства разового использования²⁴.

7.3 Процесс вакуумирования

Промышленное применение вакуумной обработки стали в струе началось в первой половине 60 годов XX в при отливке крупных слитков с целью удаления водорода для придания стали иммунитета к флокенам. Это достигается при содержании водорода не более $2 \cdot 10^{-4}$ % и особенно важно при изготовлении поковок из слитков массой 50-400 т, так как позволяет избежать длительной и дорогой против флокенной термической обработки. По этой причине, также вследствие сравнительной простоты осуществления струйной отливки в изложницу в настоящее время более 90% всех крупных слитков отливается в вакууме.

Изложницу помещают в вакуум-камеру, которую закрывают крышкой с промежуточной емкостью. Переливное отверстие в промежуточной емкости перекрывают алюминиевым листом толщиной 2–3 мм и в камере создают вакуум. По достижении необходимого разрежения сталь переливают из ковша в промежуточную емкость, откуда она, расплавив алюминиевый лист, поступает в установленную в камере изложницу. Проходя разреженное пространство камеры, струя металла разрывается выделяющимися пузырьками газа на капли диаметром 10–0,001 мм и сталь подвергается интенсивной вакуумной обработке.

²⁴ TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief
SESHADRI SEETHARAMAN Copyright © 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved. p.



Как вакуумирование в ковше, так и вакуумирование струи более эффективны при обработке нераскисленной стали. В результате струйного вакуумирования при остаточном давлении 0,3–1 кПа содержание водорода в стали уменьшается на 70–80 %, кислорода на 50–60 %, азота на 15–25 %. Отливка слитков с вакуумированием струи металла, попадающей прямо в изложницу, имеет важное преимущество по сравнению с переливом из ковша в ковш в том, что металл после обработки вакуумом не контактирует с воздухом. Вторым преимуществом отливки слитков с вакуумированием струи является отсутствие потерь тепла, связанных с вакуумной обработкой стали, поступающей в изложницу.

Для уменьшения потерь тепла, вызывающих особые затруднения при обработке плавки небольшой массы (до 100 т), на некоторых заводах применяют струйное вакуумирование во время выпуска из печи. В этом случае роль вакуум-камеры выполняет сталеразливочный ковш, герметизированный плотно прилегающей крышкой, на которой установлена промежуточная емкость. Сталь из печи черточную емкость и бесстопорное переливное отверстие поступает в разреженное пространство ковша, где подвергается струйному вакуумированию. Ввиду сравнительно малых потерь тепла требуемый дополнительный перегрев при выпуске из печи составляет лишь 25–30 °С.

Контрольные вопросы

1. Какова технологический цикл плавки стали в кислородных конвертерах ?
2. . Какова технологический цикл плавки стали в дуговых сталеплавильных печах ?
3. Расскажите об особенностях применения металлизированного сырья
4. По какой технологии выплавляется металл в дуговой печи?

Использованные литературы

1. Corby G. Anderson, Robert C. Dunne, John L. Uhrie Mineral Processing and Extractive Metallurgy Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (February 18, 2014)
2. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Metallurgy of steel. Theory and technology of steelmaking. Magnitogorsk: MGU, 2000. 544 p.

IV. МАТЕРИАЛЫ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

1- практическая занятие

Примерный расчет дуговой сталеплавильной печи

Цель работы: Расчет среднего состава шихты и материального баланса ДСП. Расчет расхода кислорода. Расчет состава шлака. Материальный баланс периода расплавления

Задание: Плавка в дуговой сталеплавильной печи состоит из следующих основных периодов (цифры в скобках характеризуют примерную продолжительность каждого периода):

- 1) период расплавления (с подвалкой) (60%);
- 2) окислительный период (9, 4%);
- 3) период рафинировки (18,2%);
- 4) период межплавочных простоев, включающий выпуск, заправку, очистку и завалку (12,4%).

В первый период происходит нагрев и плавление загрузки и печь потребляет большую часть электроэнергии. Поэтому обычно при проектировании дуговой сталеплавильной печи расчет проводят только для периода расплавления и он включает:

1. расчет материального баланса;
2. расчет основных размеров печи;
3. расчет энергетического баланса;
4. расчет необходимой мощности трансформатора.

Пример для выполнения практических занятий.

Ниже приводятся данные только для периода расплавления.

Рассчитать дуговую сталеплавильную печь емкостью $G = 100$ т. Для выплавки трансформаторной стали использована шихта, содержащая 11% предельного чугуна, 76,0% паспортной болванки и обрезки; 11 % рядового лома. 1,74 % агломерата и 0,26 % электродов, состав которых стали в конце периода расплавления следующий:

	C	Si	Mn	Fe
Чугун предельный (11%)	(4,6)	0,65	1,04	Ост
Паспортная болванка и обрезки (76%)	0,15	0,30	0,40	Ост.
Лом рядовой (11%)	0,70	0,30	1,00	Ост.
Агломерат (в пересчете на железо) (1,74)	-	-	-	57,4
Электроды (в пересчете на углерод) (0,26 %)	0,99	-	-	-
Средний состав	0,9544	0,3325	0,5284	Ост.
Сталь в конце периода расплавления	0,23	0,036	0,19	Ост.

Расход футеровки за период расплавления примем равным: магнезитохромитовый кирпич - 0,03 %; магнезитовый порошок - 1,03 %; магнезитовый кирпич - 0,28 % массы садки.

Во время периода расплавления в ванну подается: 0,56% (от массы садки) магнезита; 2,25% извести и 3,27% агломерата, состав которых приведен в табл. 41.

Угар примесей определим как разность между средним содержанием элемента в шихте и в стали после расплавления (расчет проводим на 100 кг шихты):

C	0,6544-0,230=0,7244 кг
Si	0,3325-0,036=0,2965 кг
Mn	0,5284-0,190=0,3384 кг
Fe (в дым)	3,0000 кг
Всего	4,3593 кг.

Принимая, что 30 % C окисляется до CO₂, а 70% до CO, найдем расход кислорода на окисление примесей и - массу образовавшихся оксидов:

Расход кислорода, кг	Масса оксида, кг
C→CO ₂ ...0,2173·32: 12 = 0,5795	0,2173 + 0,5795 = 0,796
C→CO ...0,5070·16: 12 = 0,6760	0,5070 + 0,6760 = 1,1830
Si→SiO ₂ ...0,2965·32: 28 = 0,3389	0,2965 + 0,3389 = 0,6354
Mn→MnO ...0,3384·16: 55 = 0,0984	0,3384 + 0,0984 = 0,4368
Fe→Fe ₂ O ₃ ...3,0000·48 : 112 = 1,2857	3,0000 + 1,2857 = 4,28541
(в дым) 2,9785	7,3374

Используя таблицу, находим состав шлака в конце периода расплавления:

	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
Металлическая шихта	0,6354	-	-	-
Магнезитохромитовый кирпич	0,0018	0,0006	0,0198	0,0012
Магнезитовый кирпич	0,0084	0,0073	0,2520	0,0045
Магнезитовый порошок	0,0419	0,0262	0,9431	0,0083
Магнезит (подвалка)	0,0168	0,0146	0,5040	0,0086
Агломерат	0,4359	0,6508	0,0401	-
Известь	0,0787	1,9125		
Итого				

	Cr ₂ O ₃	S	MnO	P ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃
Металлическая шихта	-	-	0,4368	-	-
Магнезитохромитовый кирпич	0,0036	-	-	-	0,0030
Магнезитовый кирпич	-	-	-	-	0,0056
Магнезитовый порошок	-	-	-	-	0,0105
Магнезит (подвалка)	-	-	-	-	0,011

Агломерат	-	-	-	-	-	2
Известь	-	0,0029	-	0,0023	0,007	9
Итого	0,0036	0,0029	0,4368	0,0023	0,038	2

Примечание: магнезитовый кирпич и известь вносят соответственно (см. табл. 41) 0,002 и 0,1557 кг CO₂.

Содержание оксидов железа в шлаке зависит от содержания углерода в металле и согласно данным Ф. П. Еднерала можно принять

Сl, % 0,08 - 0,18 0,20 - 0,32 0,28 - 0,42 0,67 - 1,09

Fe_{общ}, % 12,23 10,05 9,20 9,10

По практическим данным отношение (Fe в FeO)/(Fe в Fe₂O₃) принимаем равным 2—4.

В соответствии с приведенными рекомендациями принимаем, что при содержании углерода в стали в конце периода расплавления разном 0,23 % содержание оксидов железа в шлаке составит 10,05 %, причем FeO будет 7,5 %, а Fe₂O₃ - 2,55%.

Масса шлака без оксидов железа, равная согласно предыдущей таблице 6,1481 кг, составляет 89,95%, а общая масса шлака

L_{шл} - 6,1481/0,8995 = 6,8350 кг.

Масса оксидов железа в шлаке равна 6,8350 - 6,1481 = 0,6869 кг, из которых 0,1717 кг Fe₂O₃ и 0,5152 кг FeO.

Таким образом, состав шлака следующий:

	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃
кг	1,2189	2,6120	1,8377	0,0339	0,0036
%	17,83	38,22	26,89	0,500	0,050

Продолжение

	S	MnO	P ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO
кг	0,0029	0,4368	0,0023	0,1717	0,5152
%	0,040	6,390	0,030	2,51	7,54

Основность шлака равна CaO/SiO₂ - 38,22/17,83 = 2,14.

Окислится железа, кг:

До Fe₂O₃ 0,1717—0,0382=0,1335.

До FeO 0,5152.

Поступит железа из металла в шлак

0,1335·112:160 + 0,5152·56:72 = 0,0092 + 0,4007 = 0,4099 кг.

Выход годного составит

98,0 - 4,3592 - 0,4099 - 0,5 + 3,843 = 96,5739 кг,

где 98,0 - масса металлической части шихты, кг; 4,3592 - угар примесей, кг;

0,4099 - потери железа на образование оксидов железа в шлаке, кг; 0,5 -

количество железа, уносимого шлаком, кг; 3,843 - количество железа, вносимого агломератом (см. табл. 41), кг.

Расход кислорода на окисление железа (определяется как разность между массами оксида и исходного элемента) равен $(0,5152 - 0,4007) + (0,1335 - 0,0092) = 0,2388$ кг.

Расход кислорода на окисление всех примесей $2,9785 + 0,2388 = 3,2173$ кг.

Принимая коэффициент усвоения кислорода равным 0,9, определим потребное количество кислорода на 100 кг шихты

$3,2173/0,9 = 3,5714$ кг или $3,5714 \cdot 22,4:32 \cdot 2,5$ м³.

Количество неусвоенного кислорода

$3,5714 - 3,2173 = 0,3541$ кг или $0,2479$ м³.

Кислороду сопутствует азот в количестве

$3,5714 \cdot 77:23 \cdot 11,9564$ кг или $8,3695$ м³.

Здесь: 77 и 23 —соответственно массовая доля азота и кислорода в воздухе.

При определении количества выделяющихся газов необходимо учесть образование СО и СО₂ (в отношении 70 и 30%) при горении углерода электродов. Согласно практическим данным расход электродов на плавку составляет (4—7) кг/т, причем ~60% их расходуется в период расплавления.

Учитывая, что материальный баланс составляется на 100 кг шихты, и принимая расход электродов в период расплавления равным $0,6 \cdot 5,0 = 3,0$ кг/т (0,3 кг/100 кг шихты), найдем, что с образованием окиси углерода сгорает $0,3 \cdot 0,7 = 0,21$ кг С и образуется $0,21 \cdot 28:12 = 0,49$ кг СО.

О образованием СО₂ сгорает $0,3 \cdot 0,3 = 0,09$ кг С и образуется $0,09 \cdot 44:12 = 0,33$ кг СО₂.

Для горения углерода электродов требуется кислорода

$(0,49 - 0,21) + (0,33 - 0,09) = 0,52$ кг.

Кислороду сопутствует азот в количестве $0,52 \cdot 77:23 = 1,74$ кг.

Теперь можно определить состав и количество выделяющихся газов:

	кг	м ³	%
СО ₂	$0,7968+0,002+0,1557+0,33=1,2845$	0,6539	4,95
СО	$1,1830+0,49=1,6730$	1,3384	10,14
О ₂	0,2479	0,1735	1,88
Ν ₂	$1,74+11,9564=13,6964$	10,9571	83,03
всего		13,1229	100,00

Материальный баланс периода расплавления

Поступило, кг:		Получено, кг:	
Чугун предельный	11,00	Металл	96,57,39
Паспортная болванка и обрезь	76,00	Шлак	6,8350
Лом	11,00	Газ	16,9018
Бой электродный	0,26	Потери металла со шлаком	0,5000
Агломерат	5,01	F ₂ O ₃ (в дым)	4,2854
Магnezит	0,56	Всего	125,0963
Известь	2,25		
Футеровка	1,34		

Электроды	0,30
Воздух	17,38
Всего	125,10

Контрольные вопросы

1. Расчет среднего состава шихты и материального баланса ДСП
2. Расчет расхода кислорода
3. Расчет состава шлака
4. Материальный баланс периода расплавления

Использованные литературы

1. Dr S K Mandal Steel Metallurgy McGraw Hill Education (India), 2014

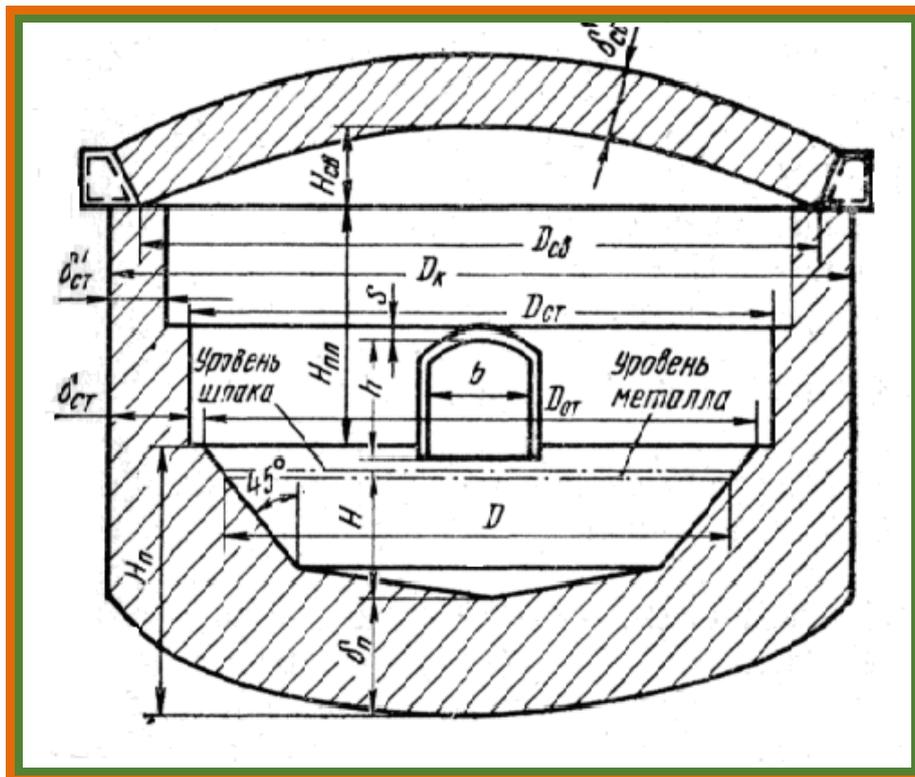
2- практическая занятие Определение основных размеров дсп

Цель работы: Определит объем жидкого металла в дуговой сталеплавильной печи. Диаметр зеркала металла. Уровень порога рабочего окна

Пример для выполнения практических занятий.

Наиболее распространенная форма ванны дуговой сталеплавильной печи— сфероконическая с углом между образующей и осью конуса, равным 45° (рис. 4.1).

Объем жидкого металла в дуговой сталеплавильной печи емкостью $G = 100$ т равен $V = vG = 0,145 \cdot 100 = 14,5$ м³ где $G = 0,145$ м³/т— удельный объем жидкой стали.



Диаметр зеркала металла вычислим по формуле

$$D = 200 \sqrt[3]{V} = 2000 \cdot 1,085 \sqrt[3]{14,5} = 5291,5 \text{ мм} = 5,3 \text{ м},$$

где коэффициент С выбираем из нижеприведенной табли-Цй, принимая значение $D/H = 5,0$

D/H	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0	6,5	7,0
C	1,043	1,064	1,085	1,106	1,127	1,149	1,165

Глубина ванны жидкого металла $H = 5,3/5,0 = 1,06 \text{ м}$.

Принимая расчетный объем шлака равным $0,1 V$, найдем $V_{\text{ш}} = 0,1 \cdot 1,45 = 1,45 \text{ м}^3$, откуда определим высоту слоя шлака

$$H_{\text{ш}} = \frac{4V_{\text{ш}}}{\pi D^2} = \frac{4 \cdot 1,45}{3,14 \cdot 5,3} = 0,0658 \text{ м} = 65,8 \text{ мм}$$

и диаметр зеркала шлака

$$D_{\text{ш}} = D + 2H_{\text{ш}} = 5291,5 + 2 \cdot 65,8 = 5423,1 \text{ мм}.$$

Уровень порога рабочего окна должен быть расположен выше уровня зеркала шлака на 40 мм, а уровень откосов на 65 мм выше уровня порога рабочего окна. Тогда диаметр ванны на уровне откосов равен

$$D_{\text{от}} = D + 2(H_{\text{ш}} + 40 + 65) = 5291,5 + 2(65,9 + 40 + 65) = 5633 \text{ мм}.$$

$$\text{и } D_{\text{ст}} = D_{\text{от}} + 200 = 5633 + 200 = 5833 \text{ мм}.$$

Высота плавильного пространства $H_{\text{пл}}$ и толщина футеровки зависит от емкости печи:

G, т	0,5—6,0	12—50	>100
$H_{\text{пл}}/D_{\text{от}}$	0,5—0,45	0,45—0,4	0,38—0,34
$\delta_{\text{п}}$, мм	450—550	600—700	800—1000
$\delta_{\text{св}}$, мм	230	300	380—460
$\delta_{\text{ст}}$, мм	300—350	300—350	300—350

В соответствии с приведенными рекомендациями находим $H_{\text{пл}} = 0,36 \cdot 5633 = 2028 \text{ мм}$.

Футеровка подины имеет толщину $\delta_{\text{п}} = 960 \text{ мм}$ и состоит из огнеупорной магнезитовой набивки толщиной 125мм, огнеупорной кладки из магнезитового кирпича толщиной 575 мм и шамота-легковеса толщиной 260 мм.

Футеровка стен на уровне откосов ($\delta_{\text{от}} = 500 \text{ мм}$) состоит из магнезитового кирпича толщиной 460 мм с засыпкой зазора между кладкой и кожухом шириной 40 мм магнезитовой засыпкой.

Внутренний диаметр кожуха $D_{\text{к}} = D_{\text{ст}} + 2 \cdot 500 = 5833 + 2 \cdot 500 = 6833 \text{ мм}$.

Толщину магнезитовой футеровки в верхней части стен принимаем равной $\delta_{\text{т}} = 300 \text{ мм}$.

Свод выполняют из хромомагнезитового кирпича толщиной $\delta_{\text{св}} = 460 \text{ мм}$. Стрела пролета свода печи принимается равной 15% пролета (внутреннего диаметра) свода, т.е.«

$$h_{св} = 0,151D_{св} = 0,15 (D_{к} - \delta_{св}), \text{ мм.}$$

Размеры рабочего окна выбираем из условий удобства загрузки в печь шлакообразующих и легирующих материалов мульдами: $b \times h = 1600 \times 1600 \text{ мм.}$

Контрольные вопросы

1. Объем жидкого металла в дуговой сталеплавильной печи
2. Диаметр зеркала металла
3. Уровень порога рабочего окна

Использованные литературы

1. Dr S K Mandal Steel Metallurgy McGraw Hill Education (India), 2014

3- практическая занятие

Энергетический баланс периода расплавления . расчет прихода тепла.

Цель работы: составления энергетического баланса является определение суммарного количества электрической энергии, которого необходимо выделить в дуговой сталеплавильной печи в период расплавления, по которому затем определяют необходимую мощность печного трансформатора

Пример для выполнения практических занятий.

Для современных ДСП емкостью 100 т продолжительность периода расплавления τ_p в зависимости от мощности трансформатора равна

N, МВА	25	32	42
τ_p , с	12240	9504	7452

Примерно в середине периода расплавления происходит подвалка шихты, продолжительность которой составляет $\tau_{п} = 2160$ с. Следовательно, продолжительность расплавления «под током» составляет $\tau_{p,т} = \tau_p - 2160$ с. Принимая $\tau_p = 9504$ с, находим, что

$$\tau_{p,т} = 9504 - 2160 = 7344 \text{ с. Приход тепла}$$

1. Тепло, вносимое шихтой ($t_{ш} = 20^\circ\text{C}$)

$$Q_{ш} = 100 \cdot 10^3 \cdot 0,98 \cdot 0,469 \cdot 20 = 919,24 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 0,919 \text{ ГДж.}$$

2. Тепло, вносимое электрическими дугами

$$Q_d = \eta_{эл} W_{эл} \cdot 10^{-6}, \text{ ГДж,}$$

где $\eta_{эл}$ - электрический к. п. д., равный 0,87-0,92; $W_{эл}$ вводимая в печь электроэнергия, кДж. Для рассматриваемого примера

$$Q_d = 0,9 W_{эл} \cdot 10^{-6} \text{ ГДж.}$$

3. Тепло экзотермических реакций

$$C \rightarrow CO_2 . . . 0,002173 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 34,09 = 7407,76$$

$$C \rightarrow CO 0,005070 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 10,47 = 5308,29$$

$$Si \rightarrow SiO_2 . . . 0,002965 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 31,10 = 9221,15$$

$$Mn \rightarrow MnO . . 0,003384 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 2494,01$$

$$Fe \rightarrow Fe_2O_3 . . . 0,001335 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 983,90$$

$$\text{Fe} \rightarrow \text{FeO} \dots 0,005152 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 4,82 = 2483,26$$

$$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ (в дым)} 0,03000 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 22\,110,00$$

$$Q_{\text{экз}} = 50008,37 \text{ МДж} = 50,0 \text{ ГДж.}$$

4. Тепло шлакообразования

$$\text{SiO}_2 \rightarrow (\text{CaO})_2 \text{ SiO}_2 0,006354 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 2,32 = 1481,09 \text{ МДж}$$

$$Q_{\text{шл}} = 1,48 \text{ ГДж.}$$

РАСЧЕТ РАСХОДА ТЕПЛА

1. Физическое тепло стали

$$Q_{\text{ст}} = 0,965739 \cdot 100 \cdot 10^3 [0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837(1600-1500)] = 135770 \cdot 10^3 \text{ кДж} \\ = 135,77 \text{ ГДж}$$

2. Физическое тепло стали, теряемой со шлаком

$$Q_{\text{ст-шл}} = 0,005 \cdot 100 \cdot 10^3 [0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837(1700-1500)] = 745230 \text{ кДж} = \\ 0,745 \text{ ГДж.}$$

3. Физической тепло шлака

$$Q_{\text{шл}} = 0,068350 \cdot 100 \cdot 10^3 (1,25 \cdot 1700 + 209,35) = 15955,282 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 15,955 \text{ ГДж.}$$

4. Тепло, уносимое газообразными продуктами реакций с температурой $t_{\text{yx}} = 1500^\circ\text{C}$

$$Q_{\text{yx}} = 0,131229 \cdot 100 \cdot 10^3 \cdot 2244,83 = 29625,3 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 29,625 \text{ ГДж.}$$

Энтальпию газообразных продуктов реакций находим с использованием приложения II:

$$\text{CO}_2 \dots 0,0495 \cdot 3545,34 = 175,49$$

$$\text{H}_2\text{O} \dots 0,1014 \cdot 2200,26 = 223,11$$

$$\text{O}_2 \dots 0,0188 \cdot 2296,78 = 43,18$$

$$\text{N}_2 \dots 0,8308 \cdot 2170,55 = 1803,05$$

$$1500 = 2244,83 \text{ кДж/м}^3.$$

$$i_{\text{yx}}^{1500} = 2244,83 \text{ кДж/м}^3$$

5. Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3

$$Q_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 0,042854 \cdot 100 \cdot 10^3 (1,23 \cdot 1500 + 209,34) = -8803,67 \text{ ЮЗ кДж} = 8,8 \text{ ГДж.}$$

6. Потери тепла теплопроводностью через футеровку.

Стены имеют два равных по высоте участка разной толщины: 500 мм на нижнем и 300 мм на верхнем участке. Материал— магнезитовый кирпич. Тепловым сопротивлением слоя магнезитовой засыпки толщиной 40 мм пренебрегаем.

Принимая, что к концу кампании футеровка стен и свода может изнашиваться на 50 %, принимаем расчетную толщину футеровки равной 75 % первоначальной толщины. С учетом изложенного принимаем толщины участков стен равными соответственно $0,75 \cdot 500 = 375$ мм и $0,75 \cdot 300 = 225$ мм.

Согласно приложению IX, коэффициент теплопроводности магнезита равен $\gamma_{\text{м}} = 6,28 - 0,0027 \cdot t$ Вт/(м·К). Температура внутренней поверхности/

футеровки равна $t_1 = 1600^\circ\text{C}$, температуру наружной/поверхности верхней части стены примем равной $t_2^{\text{верх}} = 350^\circ\text{C}$, нижней $t_2^{\text{низ}} = 300^\circ\text{C}$. Тогда

$$\lambda_{\text{м}}^{\text{верх}} = 6,28 - 0,0027 (1600 + 350)/2 = 3,65 \text{ Вт}/(\text{м}\cdot\text{К});$$

$$\lambda_{\text{м}}^{\text{низ}} = 6,28 - 0,0027 (1600 + 300)/2 = 3,715 \text{ Вт}/(\text{м}\cdot\text{К}).$$

В соответствии с примечанием к формуле (31)

$$\alpha_{\text{конв}}^{\text{верх}} = 10 + 0,06 \cdot 350 = 31 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К});$$

$$\alpha_{\text{конв}}^{\text{низ}} = 10 + 0,06 \cdot 300 = 28 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}).$$

Принимая температуру в цехе равной 30°C , с использованием формулы [68] находим

$$Q_{\text{тепл}}^{\text{ст.верх}} = \frac{1600 - 30}{\frac{0,225}{3,65} + \frac{1}{31}} 21,76 \cdot 9504 = 3,46 \cdot 10^9 \text{ Дж} = 3,46 \text{ ГДж};$$

$$Q_{\text{тепл}}^{\text{ст.низ}} = \frac{1600 - 30}{\frac{0,375}{3,715} + \frac{1}{28}} 21,76 \cdot 9504 = 2,38 \cdot 10^9 \text{ Дж} = 2,38 \text{ ГДж};$$

где $F_{\text{нар}}^{\text{ст}} = \pi D_{\text{к}} H_{\text{пл}}/2 = 3,14 \cdot 6,833 \cdot 2028/2 = 21,7 \text{ м}^2$ - площадь наружной поверхности верхней и нижней частей стен печи.

Потери тепла через свод определяем, принимая температуру внутренней поверхности свода равной $t_1 = 1600^\circ\text{C}$, наружной $t_2 = 320^\circ\text{C}$, коэффициент теплопроводности магнезитохромита (приложение IX)

$$\lambda_{\text{мх}} = 4,1 - 0,0016 (1600 + 320)/2 = 2,564 \text{ Вт}/(\text{м}\cdot\text{К}).$$

Коэффициент теплоотдачи конвекцией в окружающую среду

$$\alpha_{\text{конв}} = 1,3(10 + 0,06 \cdot 320) = 37,96 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}).$$

Толщина футеровки свода равна $0,75 \cdot 0,46 = 0,345 \text{ м}$, а площадь наружной поверхности

$$F_{\text{нар}}^{\text{св}} = \pi(H_{\text{св}}^2 + D_{\text{св}}^2)/2 = \pi[0,15^2(D_{\text{к}} - \delta_{\text{см}}')^2 + (D_{\text{к}} - \delta_{\text{см}}')^2]/2 = \\ = 3,14[0,15^2(6,833 - 0,3)^2 + (6,833 - 0,3)^2]/2 = 68,5 \text{ м}^2$$

Теперь

$$Q_{\text{тепл}}^{\text{ст.верх}} = \frac{1600 - 30}{\frac{0,345}{2,564} + \frac{1}{37,96}} 68,5 \cdot 9504 = 6,35 \cdot 10^9 \text{ Дж} = 6,35 \text{ ГДж};$$

Расчет потери тепла через подину печи

Определим потери тепла через подину печи, считая, что футеровка подины ниже уровня откосов состоит из магнезитовой набивки и магнезитовой футеровки (принимая их как один слой толщиной $0,6 \text{ м}$) и шамота-легковеса толщиной $0,26 \text{ м}$. Температура внутренней поверхности подины ($t_1 = 1600^\circ\text{C}$, наружной $t_2 = 200^\circ\text{C}$). Согласно приложению IX

$$\lambda_{\text{м}} = 6,28 - 0,0027 t_{\text{м}}, \text{ Вт}/(\text{м}\cdot\text{К});$$

$$\lambda_{\text{ш}} = 0,465 + 0,000387 t_{\text{ш}}, \text{ Вт}/(\text{м}\cdot\text{К}).$$

Принимая в первом приближении линейное распределение температуры по толщине футеровки, найдем температуру на границе раздела слоев

$$t_{u-m} = t_2 + (t_1 - t_2) \frac{\delta_u}{\delta_u + \delta_m} = 200 + (1600 - 200) \frac{0,26}{0,6 + 0,26} = 623,3^\circ \text{C}$$

Коэффициенты теплопроводности материалов равны

$$\lambda_m = 6,28 - 0,0027 t_m (1600 + 623,3)/2 = 3,28 \text{ Вт/(м·К)};$$

$$\lambda_{ш} = 0,465 + 0,00038 t_{ш} (623,3 + 200)/2 = 0,621 \text{ Вт/(м·К)}.$$

Учитывая, что при $t_2 = 200^\circ \text{C}$ коэффициент теплоотдачи конвекцией обращенной вниз поверхности равен

$$\alpha_{\text{конв}} = 0,7(10 + 0,06 \cdot 200) = 15,4 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)},$$

по формуле (68) находим

$$q_{\text{нод}} = \frac{1600 - 30}{\frac{0,6}{3,28} + \frac{0,26}{0,621} + \frac{1}{15,4}} = 2355,44 \text{ Вт / м}^2.$$

Уточним значение температуры на границе раздела слоев футеровки, используя формулу (69), и наружную температуру по формуле (69, а)

$$t_{m-ш} = 1600 - 2355,44 \frac{0,6}{3,28} = 1169^\circ \text{C}$$

$$t_2 = 30 + 2355,44/15,4 = 182,9^\circ \text{C}$$

Тогда

$$\lambda_m = 6,28 - 0,0027(1600 + 1169)/2 = 2,54 \text{ Вт/(м·К)};$$

$$\lambda_{ш} = 0,465 + 0,00038(1169 + 182,9)/2 = 0,72 \text{ Вт/(м·К)};$$

$$\alpha_{\text{конв}} = 0,7(10 + 0,06 \cdot 182,9) = 14,68 \text{ Вт/(м·К)};$$

$$q_{\text{нод}} = \frac{1600 - 30}{\frac{0,6}{2,54} + \frac{0,26}{0,72} + \frac{1}{14,68}} = 2359,3 \text{ Вт / м}^2.$$

Поскольку величины плотностей тепловых потоков мало отличаются друг от друга, дальнейшего уточнения проводить не будем.

При определении площади наружной поверхности подины примем, что она состоит из поверхности $F_{\text{нар1}}^{\text{нод}}$ сферического сегмента, равной площади

наружной поверхности свода $F_{\text{нар1}}^{\text{с3}} = 154,1 \text{ м}^2$ и цилиндрической поверхности

$F_{\text{нар2}}^{\text{нод}} = \pi D_k (H_{\text{под}} - \delta_{\text{п}})$, причем в соответствии с вышеприведенными данными

$$H_{\text{под}} = \delta_{\text{п}} + H + H_{\text{шл}} + 0,04 + 0,065 = 0,86 + 2,028 + 0,0658 + 0,04 + 0,065 = 3,06 \text{ м}.$$

Тогда

$$F_{\text{нар2}}^{\text{нод}} = 3,14 \cdot 6,833 (3,06 - 0,86) = 47,2 \text{ м}^2$$

Окончательно получаем

$$F_{\text{тепл}}^{\text{нод}} = 2359,3 (68,5 + 47,2) 9504 = 2,59 \cdot 10^9 \text{ Дж} = 2,59 \text{ ГДж}.$$

Общие потери тепла теплопроводностью через футеровку печи

$$Q_{\text{тепл}} = 3,46 + 2,38 + 6,35 + 2,59 = 14,78 \text{ ГДж}.$$

Контрольные вопросы

1. Расчет прихода тепла
2. Расчет расхода тепла
3. Расчет потери тепла через подину печи

Использованные литературы

1. Dr S K Mandal Steel Metallurgy McGraw Hill Education (India), 2014

4- практическая занятие

Расчет потери тепла с водой

Цель работы: Расчет потери тепла в период межплавочного простоя. Тепловой баланс периода расплавления. Мощность печного трансформат. Потери тепла с водой, охлаждающей рабочее окно.

Пример для выполнения практических занятий.

- Рабочее окно ДСП, имеющее размеры $b \times h = 1600 \times 1600$ м, закрыто водоохлаждаемой заслонкой и для защиты футеровки от разрушения изнутри обрамлено П-образной водоохлаждаемой коробкой шириной $S = 0,15$ м.
- Принимая температуру поверхности коробки равной $t_k = 80^\circ\text{C}$, а степень черноты $\varepsilon_k = 1$, определим потери тепла с водой, охлаждающей коробку

$$Q_{охл}^к = C_0 \left[\left(\frac{T_n}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_k}{100} \right)^4 \right] (2h + b) S \tau_p = 5,7 \left[\left(\frac{1600 + 273}{100} \right)^4 - \left(\frac{80 + 273}{100} \right)^4 \right] (2 \cdot 1,6 + 1,6) \cdot 0,15 \cdot 9504 = 4,79 \cdot 10^9 \text{ Дж} = 4,79 \text{ ГДж}$$

Потери тепла с водой, охлаждающей заслонку окна найдем по формуле (156)

$$Q_{охл}^{зас} = 5,7 \cdot 0,78 \left[\left(\frac{1600 + 273}{100} \right)^4 - \left(\frac{80 + 273}{100} \right)^4 \right] (1,6 \cdot 1,6 \cdot 9504 = 13,3 \cdot 10^9 \text{ Дж} = 13,3 \text{ ГДж}$$

Здесь $\varepsilon_{пр} = 0,78$ - приведенная степень черноты, определяемая по графику на рис. 12 для $l/a = \delta_{ст}/h = 0,5/1,6 = 0,31$ для поверхностей квадратной формы.

- Итого, потери тепла через рабочее окно
 - $Q_{охл} = 4,79 + 13,3 = 18,08 \text{ ГДж}$.

Расчет потери тепла в период межплавочного простоя.

В период подвалки шихты печь раскрывается и потери тепла в этот период складываются из потерь тепла излучением через раскрытый свод, потерь тепла с газами, с охлаждающей водой и теплопроводностью через футеровку печи. Расчет этих величин в случае раскрытой печи достаточно сложен, так как температура внутренней поверхности футеровки быстро падает. Поэтому ориентировочно примем, что потери тепла в период межплавочного простоя будут равны

$$Q_{м.п} = (Q_{тепл} + Q_{охл} + 0,5 Q_{ух}) r_n \tau_{п} / \tau_p = (14,78 + 18,09 + 0,5 \cdot 29,625) \cdot 1,15 \cdot 2160 / 9504 = 12,447 \text{ ГДж}$$

Здесь η_n -коэффициент неучтенных потерь, $\eta_n=1,1 \div 1,2$. Расход электроэнергии найдем из уравнений теплового баланса периода расплавления дуговой сталеплавильной печи

$$Q_{\text{прих}} = Q_{\text{расх}}$$

$$0,919 + 0,9 \cdot 10^{-6} W_{\text{эл}} + 50,008 + 1,48 = 135,77 + 0,715 + 15,955 + 29,625 + 8,8 + 14,78 + 18,09 + 12,447$$

Откуда $W_{\text{эл}} = 204,23$ ГДж ($56,73 \cdot 10^3$ кВт·ч).

Результаты расчета теплового баланса периода расплавления дуговой сталеплавильной печи представлены в табл. 1.

Удельный расход электроэнергии на 1 кг жидкого металла

$$\omega_1 = W_{\text{эл}} / G_{\text{жс}} = 204,23 / 96,5789 = 2,1 \frac{\text{ГДж}}{\text{кг}} \left(587,4 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{кг}} \right)$$

Таблица №1.

Тепловой баланс периода расплавления

Статья прихода	ГДж (%)	Статья расхода	ГДж (%)
Тепло вносимое шихтой.....	0,909 (0,39)	Физическое тепло: Стали.....	
Энергия, вносимая дугами.....	183,805 (77,81)	Стали теряемой со шлаком.....	136,77(57,48)
Тепло экзотермических реакций....	50,008 (21,17)	Шлака	0,745 (0,32)
Тепло шлакообразования.....	1,480 т(0,63)	Тепло, уносимое: газами.....	15,955(6,76)
		Частицами Fe ₂ O ₃	29,625 (12,54)
		Потери тепла теплопроводностью	8,8 (3,73)
		Потери тепла с водой.....	14,78(6,25)
		Потери тепла в периодах межплавочного простоя.....	18,09 (7,66)
Итого	236,212 (100,0)	Итого	12,447 (5,26)
			236,212 (100,0)

Удельный расход электроэнергии на 1 кг металлической завалки

$$\omega_1 = W_{\text{эл}} / G_{\text{жс}} = 204,23 / 98,0 = 2,084 \text{ ГДж} / \text{кг}$$

Тепловой коэффициент полезного действия равен

$$\eta_m = \frac{Q_{\text{ст}} + Q_{\text{ст-шл}} + Q_m}{Q_{\text{прих}}} = \frac{135,77 + 0,745 + 15,955}{236,212} = 0,65$$

Учитывая, что $\eta_{\text{эл}} = 0,9$, найдем общий коэффициент полезного действия

$$\eta_{\text{общ}} = \eta_{\text{эл}} / \eta_{\text{т}} = 0,9 \cdot 0,65 = 0,585.$$

Несколько повышенный расход электроэнергии и соответственно пониженные значения величин $\eta_{\text{т}}$ и $\eta_{\text{общ}}$ обусловлены большой потерей тепла с уходящими

газами. Для Уменьшения этих потерь целесообразно подать в ванну в период расплавления технический кислород.

Мощность печного трансформатора

Средняя мощность в период расплавления

$$N_{\text{ср}} = W_{\text{эл}}/\tau_{\text{р.т}} = 204,23 \cdot 10^6 / 7344 = 27,81 \cdot 10^3 \text{ кВт.}$$

Максимальную мощность определим, учитывая, что коэффициент использования мощности $K = 0,75 \div 0,9$

$$N - N_{\text{ср}} / K = 27,81 \cdot 10^3 / 0,825 = 33,71 \cdot 10^3 \text{ кВт.}$$

Принимая значение средневзвешенного коэффициента мощности $\cos \varphi = 0,707$, найдем необходимую полную мощность трансформатора

$$N' = N \cos \varphi = 33,71 \cdot 10^3 / 0,707 = 47,68 \text{ кВА.}$$

Это значение округляется до ближайшего значения стандартной мощности трехфазного трансформатора.

Контрольные вопросы

1. Расчет потери тепла в период межплавочного простоя.
2. Тепловой баланс периода расплавления
3. Мощность печного трансформат

Использованные литературы

1. Dr S K Mandal Steel Metallurgy McGraw Hill Education (India), 2014

5- практическая занятие

Расчет теплового баланса двухванной сталеплавильной печи

Целью расчета: теплового баланса рабочего пространства камеры печи является определение средней тепловой нагрузки и тепловой нагрузки холостого хода. Расчет производим для одной камеры печи.

Пример для выполнения практических занятий.

Приход тепла

1. Тепло, вносимое скрапом

$$Q_{\text{СК}} = c_{\text{СК}} D_{\text{СК}} G t_{\text{СК}} = 0,469 \cdot 0,39 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 20 = 914,55 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 0,914 \text{ ГДж.}$$

Здесь $c_{\text{СК}} = 0,469 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ – удельная теплоемкость скрапа при $t_{\text{СК}} = 20^\circ\text{C}$; $D_{\text{СК}} = 0,39$ – доля скрапа в шихте; $G = 250 \text{ т}$ емкость одной ванны печи.

2. Тепло, вносимое чугуном

$$Q_{\text{ч}} = G D_{\text{ч}} [c_{\text{ч}}^{m6} t_{\text{н.л.ч}} + L_{\text{ч}} + c_{\text{ч}}^{жс} (t_{\text{ч}} - t_{\text{н.л.ч}})] = 250 \cdot 10^3 \cdot 0,61 [0,745 \cdot 1200 + 217,72 + 0,837(1300 - 1200)] = 182301,55 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 182,3 \text{ ГДж,}$$

где $D_{\text{ч}} = 0,61$ – доля чугуна в шихте; $c_{\text{ч}}^{m6} = 0,745 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ – средняя удельная теплоемкость твердого чугуна в интервале температур $0 - 1200^\circ\text{C}$; $c_{\text{ч}}^{жс} = 0,837 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ – тоже жидкого чугуна в интервале температур $1200 - 1300^\circ\text{C}$;

$L_{\text{ч}} = 217,72 \text{ кДж}/\text{кг}$ – скрытая теплота плавления чугуна;

$t_{\text{ч}} = 1300^\circ\text{C}$ – температура заливаемого чугуна;

$t_{пл.ч} = 1200^{\circ}\text{C}$ – температура плавления чугуна.

2. Тепло экзотермических реакций

$\text{C} \rightarrow \text{CO}_2$	$0,02405 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 34,09 = 204966,1$
$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2$	$0,00650 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 31,10 = 50537,5$
$\text{Mn} \rightarrow \text{MnO}$	$0,00680 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 12529,0$
$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$ (в дым)	$0,010000 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 18425,0$
$\text{P} \rightarrow \text{P}_2\text{O}_5$	$0,00129 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 25,00 = 8062,5$
$\text{S} \rightarrow \text{SO}_2$	$0,00012 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 9,28 = 278,4$
$\text{Fe} \rightarrow \text{FeO}$	$(0,01940 + 0,00053) 250 \cdot 10^3 \cdot 4,82 = 24015,6$
$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$	$(0,00232 - 0,00018) 250 \cdot 10^3 \cdot 7,37 = 394,0$
	$Q^{\text{ЭКЗ}} = 322757,1 \text{ МДж} = 322,76 \text{ ГДж}$

[здесь первый столбик чисел – доля выгоревшей примеси;
второй – емкость ванны, кг;
третий – тепловые эффекты реакций, отнесенные к 1 кг элемента, МДж/кг].

4. Тепло шлакообразования

$$\text{SiO}_2 \rightarrow (\text{CaO})_2 \text{SiO}_2 \dots 0,01393 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 28 \cdot 60 \cdot 2,32 = 8075,75$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 \rightarrow (\text{CaO})_3 \text{P}_2\text{O}_5 \cdot \text{CaO} \dots 0,033 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 62 \cdot 142 \cdot 4,71 = 738,63$$

$$Q_{ш.о} = 8,81 \text{ ГДж} = 8814,38 \text{ МДж}$$

здесь первая колонка – доля оксида;

третья и четвертая колонки – молекулярные массы
элемента и соединения, соответственно;

пятая колонка – тепловые эффекты реакции шлакообразования, МДж/кг.

5. Тепло от горения природного газа

$$Q_{пр.г} = 35069,6 \text{ В кДж} = 0,035 \text{ В ГДж},$$

где $Q_H^p = 35069,6 \text{ кДж/м}^3$ – низшая теплота сгорания природного газа;

V – расход природного газа на плавку, м^3 .

6. Тепло, вносимое подсасываемым в рабочее пространство воздухом,
идущим на сжигание природного газа и СО

$$Q_{возд} = (V_6^{np.z} B + D_{CO} G : M_{CO} 22,4 V_B^{CO}) c_B t_B = (9,28V + 0,06279 \cdot 250 \cdot 10^3 : 28 \cdot 22,4 \cdot 2,38) 1,3226 \cdot 20 = 245,47V + 790598,34 \text{ кДж} = 0,000245V + 0,79 \text{ ГДж}.$$

Здесь

$$(V_6^{np.z} B + D_{CO} G : M_{CO} 22,4 V_B^{CO}) c_B t_B = (9,28V + 0,06279 \cdot 250 \cdot 10^3 : 28 \cdot 22,4 \cdot 2,38) 1,3226 \cdot 20 = 245,47V + 790598,34 \text{ кДж} = 0,000245V + 0,79 \text{ ГДж}.$$

Здесь $V_6^{np.z}, V_B^{CO}$ – теоретические расходы воздуха для сжигания 1 м^3
природного газа и $1 \text{ м}^3 \text{ СО}$, соответственно равные $9,28$ и $2,38 \text{ м}^3/\text{м}^3$;

D_{CO} – доля образующегося СО (см. материальный баланс плавки);

$M_{CO} = 28 \text{ кг}$ – молекулярная масса СО;

$c_B = 1,3226 \text{ кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$ – теплоемкость воздуха при $t_B = 20^{\circ}\text{C}$.

Расход тепла

1. Физическое тепло стали

$$Q_{ст} = D_{ст} G [c_{ст}^{тв} t_{пл.ст} + L_{ст} + c_{ст}^{ж} (t_{ст} - t_{пл.ст})] = 0,91119 \cdot 250 \cdot 10^3 [0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837(1600 - 1500)] = 320251,39 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 320,25 \text{ ГДж}.$$

Здесь $D_{ст} = 0,91119$ выход стали стали (см. материальный баланс плавки);

$c_{ст}^{тв} = 0,7 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ - удельная теплоемкость твердой стали, средняя в интервале температур $0-1500^\circ\text{C}$;

$c_{ст}^{ж} = 0,837 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ - то же, жидкой стали средняя в интервале температур $1500-1600^\circ\text{C}$;

$t_{пл.ст} = 1500^\circ\text{C}$ - температура плавления стали;

$L_{ст} = 272,16 \text{ кДж}/\text{кг}$ - скрытая теплота плавления стали.

2. Физическое тепло стали, теряемой со шлаком

$$Q_{ст-шл} = 0,00734 \cdot 250 \cdot 10^3 [0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837(1600 - 1500)] = 2579,753 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 2,58 \text{ ГДж}.$$

3. Физическое тепло шлака

$$Q_{шл} = (1,25 \cdot 1550 + 209,5) 0,06 \cdot 250 \cdot 10^3 + (1,25 \cdot 1600 + 209,35) 0,0628 \cdot 250 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 66,89 \text{ ГДж}.$$

Здесь $1,25 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ - теплоемкость шлака, средняя в интервале температур $0-1600^\circ\text{C}$;

$209,35 \text{ кДж}/\text{кг}$ - скрытая теплота плавления шлака;

$0,06$ и $0,0628$ - доля шлака скаченного и конечного соответственно (см. материальный баланс).

4. Тепло, уносимое продуктами сгорания при средней температуре $t_{yx} = 1600^\circ\text{C}$.

$$Q_{yx} = \sum V_{yx} i_{yx} = 0,0268 \cdot 2592,64 \cdot 10^3 = 26807,9 \text{ В кДж} = 0,0268 \text{ В ГДж}.$$

Здесь:

$$i_{CO_2} \dots 0,0955 \cdot 3815,86 = 364,41$$

$$i_{H_2O} \dots 0,1875 \cdot 2979,13 = 558,59$$

$$i_{N_2} \dots 0,7170 \cdot 2328,65 = 1669,64$$

$$i_{y_0}^{1600} = 2592,64 \text{ кДж}/\text{м}^3.$$

Доли CO_2 , H_2O , N_2 и V_{yx} заимствованы из табл. их энтальпии - из приложения II при $t_{yx} = 1600^\circ\text{C}$.

5. Тепло, расходуемое на разложение известняка

$$Q_{изв} = 1775,5 \cdot 0,0507 \cdot 250 \cdot 10^3 = 22555 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 22,56 \text{ ГДж}.$$

Здесь $1775,5 \text{ кДж}/\text{кг}$ - теплота разложения 1 кг известняка;

$0,0507$ - доля известняка (см. материальный баланс).

6. Тепло, затрачиваемое на испарение влаги и нагрев паров воды до $t_{yx} = 1600^\circ\text{C}$.

$$Q_{H_2O} = 0,000786 \cdot 250 \cdot 10^3 [4,187 \cdot 100 + 2256,8 + 1,88 (1600 - 100)] = 22,4 \cdot 18 = 1297594,2 \text{ кДж} = 1,3 \text{ ГДж}.$$

Здесь $4,187 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ - теплоемкость воды, средняя в интервале температур $0-100^\circ\text{C}$;

$1,88 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ - то же, пара в интервале температур $100-1600^\circ\text{C}$;

2256,8 кДж/кг – скрытая теплота испарения 1 кг воды;

0,000786 – доля H₂O в продуктах плавки (см. материальный баланс).

7. Тепло, затраченное на нагрев выделяющихся из ванны газов до $t_{yx}=1600^{\circ}\text{C}$.

$$\text{CO}_2 \dots 3815,86 \cdot 0,02146 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4:44 = 10422,15 \cdot 10^3$$

$$\text{CO} \dots 2526,85 \cdot 0,06279 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4:28 = 31732,18 \cdot 10^3$$

$$\text{SO}_2 \dots 3815,86 \cdot 0,00101 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4:64 = 337,23 \cdot 10^3$$

$$\text{N}_2 \dots 2328,65 \cdot 0,00320 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4:28 = 1490,33 \cdot 10^3$$

$$\text{O} \dots 2463,97 \cdot 0,00664 \cdot 250 \cdot 10^3 \cdot 22,4:32 = 2863,13 \cdot 10^3$$

$$Q_{\text{газ}} = 46845,02 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 46,85 \text{ ГДж}$$

Здесь первый столбик чисел – энтальпия газов при $t_{yx}=1600^{\circ}\text{C}$; второй столбик чисел – доля газа от массы садки (см. материальный баланс).

8. Тепло, теряемое с уносимыми частицами Fe₂O₃

$$Q_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 0,01571 \cdot 250 \cdot 10^3 (1,23 \cdot 1600 + 209,35) = 16773,76 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 16,78 \text{ ГДж}$$

9. Потери тепла с охлаждающей водой.

В рабочем пространстве двухвальной печи водой охлаждаются заслонки окон (расход воды по $1,67 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$), змеевики столбиков (по $0,56 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$), амбразура шлаковой летки ($1,12 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$) и кислородные фурмы (по $0,28 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$). Принимая, что повышение температуры воды в водоохлаждаемом элементе не должно превышать 20 К, находим потери тепла с охлаждающей водой:

Заслонки	$3 \cdot 1,67 \cdot 10^{-3} \cdot 4,187 \cdot 10^3 \cdot 14400 \cdot 20 = 6041,34 \cdot 10^3$
Змеевики	$6 \cdot 0,56 \cdot 10^{-3} \cdot 4,187 \cdot 10^3 \cdot 14400 \cdot 20 = 4051,68 \cdot 10^3$
Амбразура	$1 \cdot 1,12 \cdot 10^{-3} \cdot 4,187 \cdot 10^3 \cdot 14400 \cdot 20 = 1350,56 \cdot 10^3$
Фурмы	$3 \cdot 0,28 \cdot 10^{-3} \cdot 4,187 \cdot 10^3 \cdot 6840 \cdot 20 = 481,14 \cdot 10^3$
	$Q_{\text{охл.1}} = 11924,72 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 11,92 \text{ ГДж}$

Здесь первый столбец чисел – количество водоохлаждаемых элементов; второй – расход воды, $\text{м}^3/\text{с}$; третий – теплоемкость воды, $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$; четвертый – время теплового воздействия на водоохлаждаемый элемент, с; пятый – разность температур выходящей и входящей воды, К.

Рамы завалочных окон и пятовые балки свода имеют испарительное охлаждение. Принимая расход химически очищенной химически очищенной воды на каждый элемент $0,11 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$, найдем общий расход воды:

Рамы завалочных окон	$3 \cdot 0,11 \cdot 10^{-3} = 0,33 \cdot 10^{-3}$
Пятовые балки передней стенки	$3 \cdot 0,11 \cdot 10^{-3} = 0,33 \cdot 10^{-3}$
Пятовые балки задней стенки	$3 \cdot 0,11 \cdot 10^{-3} = 0,33 \cdot 10^{-3}$
	Всего $0,99 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$

Считая, что выход пара составляет 90% ($0,89 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$), найдем потери тепла с испарительным охлаждением

$$Q_{\text{охл.2}} = 4,187 \cdot 10^3 \cdot 0,99 \cdot 10^{-3} (100 - 30) 14400 + [2256,8 + 1,88(150 - 100)] 10^3 \cdot 0,89 \cdot 10^{-3} \cdot 14400 \cdot 18:22,4 = 27952,17 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 27,95 \text{ ГДж}$$

Суммарные потери тепла с охлаждающей водой равны

$$Q_{\text{охл}} = 11,92 + 27,95 = 39,87 \text{ ГДж}$$

10. Потери тепла через футеровку

Потери тепла через свод

$$Q_{\text{свод}} = \frac{1580 - 50}{\frac{0,28}{2,6} + \frac{1}{28,0}} 91,4 \cdot 14400 = 14042,073 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 14,04 \text{ ГДж}.$$

Коэффициент теплопроводности магнезитохромита согласно приложению XI при средней температуре свода $0,5(1580+300)=9400^\circ\text{C}$ равен $\lambda_{\text{мх}}=4,1-0,0016 \cdot 940=2,6 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$. Коэффициент теплоотдачи конвекцией равен $\alpha = 10+0,06 \cdot 300=28 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$. Толщина футеровки $\delta_{\text{мх}}= 0,5(0,46+0,10)=0,28 \text{ м}$ взята средней за кампанию печи.

Потери тепла через стены печи

Задняя стенка слой легковесного шамота толщиной $\delta_{\text{шл}}=0,065 \text{ м}$. Принимая температуру наружной поверхности футеровки равной 200°C , а на границе раздела слоев 1100°C , согласно приложению 11 получим

$$\lambda_{\text{м}}=6,28-0,0027 \cdot 0,5 \cdot (1580+1100)=2,66 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К}) \text{ и}$$

$$\lambda_{\text{шл}}=0,314+0,00035 \cdot 0,5(1100+200)=0,54 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К}) \text{ и}$$

$$\alpha = 10+0,06 \cdot 200=22 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}).$$

Тогда

$$Q_{\text{з.ст}} = \frac{1580 - 30}{\frac{0,75}{2,66} + \frac{0,065}{0,54} + \frac{1}{22}} 23,1 \cdot 14400 = 1159,32 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 1,16 \text{ ГДж}$$

Потери тепла через переднюю стенку

$$Q_{\text{н.ст}} = \frac{1580 - 30}{\frac{0,6}{3,88} + \frac{1}{22}} 12,54 \cdot 14400 = 1398,8 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 1,4 \text{ ГДж}$$

Здесь $\lambda_{\text{м}}= 6,28-0,0027(1580+200)/2=3,88 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$.

Потери тепла через под равны

$$Q_{\text{под}}=5100 \cdot 102,4 \cdot 14400=6475,78 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 6,48 \text{ ГДж}.$$

Здесь: $5100 \text{ Вт}/\text{м}^2$ – удельные потери тепла через под;

$102,4 \text{ м}^2$ – площадь пода.

Всего теряется через футеровку

$$Q_{\text{тепл}} 14,04+1,16+1,4+6,48=23,08 \text{ ГДж}.$$

11. Потери тепла излучением через окна печи

$$Q_{\text{изл}}=5,7 \cdot 0,65 \left(\frac{1600 + 273}{100} \right)^4 1,6 \cdot 1,7 \cdot 5400=6697,34 \cdot 10^3 \text{ кДж} = 6,7 \text{ ГДж}.$$

12. Потери тепла на диссоциацию CO_2 и H_2O примем равными 2,5% от тепла, получаемого при сжигании природного газа, т.е.

$$Q_{\text{дисс}}=0,02 \cdot 0,035 \text{ В} = 0,0007 \text{ В ГДж}.$$

13. Потери тепла с выбивающимися газами и примем равными 2,5% от тепла, получаемого при сжигании природного газа

$$Q_{\text{выб}}=0,025 \cdot 0,035 \text{ В} = 0,00088 \text{ В ГДж}.$$

Расход природного газа найдем из уравнения теплового баланса

$$Q_{\text{прих}}= Q_{\text{расх}}$$

$$0,82+194,26+322,76+8,81+0,035\text{В}+0,000245\text{В}+0,79=320,25+2,58+66,89+0,0268 \text{ В}+22,56+1,3+46,85+16,78+39,87+23,08+6,7+0,0007\text{В}+0,00088\text{В}$$

или

$0,006865V=20,21,$

откуда

$V=2943,9 \text{ м}^3.$

Тепловой баланс рабочего пространства камеры двухванной печи представлен табл. 3.

Средняя тепловая нагрузка равна

$Q_{\text{ср}}=35,0 \cdot 2943,9:14400=7,155 \text{ МВт}.$

Тепловая нагрузка холостого хода равна

$(39,87+23,08+6,7):14400=4,84 \text{ МВт}.$

Таблица 3. Тепловой баланс камеры двухванной печи

Статья прихода	ГДж(%)	Статья прихода	ГДж(%)
Физическое тепло:		Физическое тепло:	
скрапа	0,82(0,13)	стали	320,26(50,74)
чугуна	194,26(30,78)	металла в шлаке	2,58(0,41)
воздуха	1,51(0,24)	шлака	
Тепло реакций:		Разложение известняка	22,56(3,57)
экзотермических	322,76(51,13)	Испарение влаги	1,30(0,21)
шлакообразования	8,81(1,39)	Нагрев газов	46,85(7,42)
Тепло от горения природного газа	103,04(16,33)	Вынос с частицами Fe_2O_3	16,78(2,66)
Итого	631,20(100,0)	Водяное охлаждение	39,87(6,33)
		Потери тепла:	
		через футеровку излучением	23,08(3,66)
		на диссоциацию	6,70(1,08)
		с выбивающимися газами	2,63(0,42)
		с продуктами сгорания	79,60(12,62)
		Итого	631,20(100,0)

Контрольные вопросы

1. Тепло, вносимое скрапом
2. Тепло, расходуемое на разложение известняка
3. Тепловой баланс камеры двухванной печи

Использованные литературы

1. Dr S K Mandal Steel Metallurgy McGraw Hill Education (India), 2014

VI. БАНК КЕЙСОВ

«Кейс-стади» (Case-study) – это система обучения, основывающаяся на анализе, решении и обсуждении реальных и смоделированных (вымышленных) ситуаций. Метод «кейс-стади» интегрирует в себе технологии развивающего обучения, включая процедуры индивидуального, группового и коллективного развития, и формирования различных личностных качеств обучаемых.

Под методом «кейс-стади» понимается активный метод обучения, основанный на организации преподавателем в группе обучающихся обсуждения задания, представляющего собой описание конкретной ситуации с явной или скрытой проблемой.

Кейс-стади (от англ. слова *case* – реальная ситуация) – метод конкретных реальных ситуаций.

Сущность кейс-стади – изучение общих закономерностей на примере анализа конкретных случаев.

Что такое кейс? Кейс – это жизненная история, включающая в себя необходимую информацию: для принятия решения, для разрешения конфликта или проблемы, которая может быть предложена для обсуждения в группе и выявления позиций слушателей по существу вопроса.

Особое место в организации обсуждения и анализа кейса принадлежит использованию метода генерации идей, получившего название «мозговой атаки» или «мозгового штурма». В процессе обучения «мозговая атака» выступает в качестве важнейшего средства развития творческой активности участников.

КЕЙСЫ

1-кейс: Получение качественной стали в печах ДСП в АО «Узметкомбинат» является важнейшим фактором определяющий место комбината в мировом рынке. Который непосредственно влияет на себестоимость получения высококачественной стали. Изучение способов получения стали требует тщательного изучения состава выпускаемой стали. Во время выплавки стали часто в выпускаемом продукте остаются газы, которые препятствуют получению высококачественной стали. Решите эту проблему.

Тема:	Газы в сталях и расплавах при получении готового продукта в печах ДСП в Бекабадском комбинате по производству стали в АО «Узметкомбинат»
Цель:	Изучение способов удаления газов в сталях и расплавах и создание условий для получения качественной инструментальной стали
Задачи:	Выбор эффективного удаления газов из стали методом вакуумирования в условиях АО «Узметкомбинат»
Результативность обучения:	Участники имеют представление о газах, выделяющихся в производстве инструментальной стали.

	Научатся применять в конкретных условиях наиболее эффективных способ удаления газов из стали.
Критерии успешности:	Понимание необходимости совершенствования способа получения качественной инструментальной стали в вакууматорах. Составляются разные варианты получения качественной стали методом вакуумирования. Выбирается наиболее приемлемый вариант получения качественной стали.
Ключевая идея:	Выбор оптимальных вариантов получения качественной стали в печах ДСП в Бекабадском комбинате по производству стали в АО «Узметкомбинат» с целью снижения газов в сталях и расплавах.
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Вопросы.

1. В вышеуказанной ситуации как можно решить эту проблему?
2. Что нужно делать, чтобы извлечь газы из стали?
3. Чтобы решить эту ситуацию какие решения могли бы дать?

2-кейс: Получение жидкого металла доменным процессом весьма трудоёмкая. Во избежание этого процесса ученые пытаются получить жидкий металл бездомненным процессом Dios. Процесс Dios был разработан в Японии Федерацией чугуна и стали и Центром использования угля при поддержке Министерства внешней торговли и промышленности. Процесс Dios преимущественно жидкофазного восстановления железа появились в результате попыток лучше сбалансировать энергохимическую работу двух стадий — восстановления и плавления. Для применения этого процесса в наших условиях препятствуют различные факторы. Как можно решить эту проблему?

а:	ПОЛУЧЕНИЕ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА БЕЗДОМЕННЫМИ ПРОЦЕССАМИ Процесс «DIOS»
Цель:	Жидкофазное восстановление железа сбалансированием энергохимическую работу двух стадий — восстановления и плавления.
Задачи:	Изучение жидкофазное восстановление железа процессом «DIOS»
Результативность	участники имеют представление о жидкофазном

обучения:	восстановлении железа в стадиях восстановления и плавления .
Критерии успешности:	- понимание совершенствования получения жидкого металла двух стадиях — восстановления и плавления. - Разрабатываются меры по производству жидкого металла процессом «DIOS» - Выбирается наиболее приемлемый вариант получения жидкого чугуна.
Ключевая идея:	Получение жидкого металла процессом «DIOS»
Ресурсы, материалы и оборудование:	Флипчарт, маркеры, стикеры, проектор и презентационный материал

Вопросы:

1. Выше указанная ситуацию можно ли использовать в АО «Узметкомбинат»?
2. может ли ответить производственным требованиям?
3. Каким образом можно распространить эту ситуацию и каким образом можно решить эту проблему?

VI. ФОРМА И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Слушатель во время подготовки самостоятельной работы по данной дисциплине должен:

- изучить главы и содержание учебника и учебных пособий по предмету;
- освоить по раздаточному материалу определенные части лекций;
- работать над темами модуля с использованием специальной литературы;
- глубоко изучить главы предмета, связанные с выполнением учебно-научной работой;
- использовать интерактивные методы обучения, дистанционное обучение.

ТЕМЫ САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ РАБОТ:

1. Методы внепечной обработки стали.
2. Структура сталеплавильного производства.
3. Источники газов. Растворенных в металле.
4. Раскисление и легирование стали.
5. Применение комплексных раскислителей.
6. Производство стали в мартеновских печах.
7. Производство стали в сталеплавильных агрегатах непрерывного действия.
8. Устройство сталеплавильных цехов и организация их работы.
9. Дуговые вакуумные печи.
10. Индукционные тигельные печи.
11. Оборудование для вакуумной обработки металла.
12. Ковшевые вакууматоры.
13. Плазменно-дуговые печи.
14. Основные характеристики исходного сырья для выбора и обоснования способов разделения компонентов переработанных сталеплавильных шлаков
15. Фракционный анализ переработанных сталеплавильных шлаков
16. Анализ процессов образования сталеплавильных шлаков
17. Машины для непрерывной разливки стали

VII. ГЛОССАРИЙ

Термин	Понятие на узбекском языке	Понятие на английском языке
АВТОКЛАВ	герметичный аппарат для ускорения проведения физико-химических процессов при нагреве и повышенном давлении.	[autoclave] impermeable apparatus for the acceleration of realization of physical and chemical processes at heating and enhanceable pressure.
АБСОРБЦИЯ	Поглощение (извлечение) веществ из газовой смеси всем объемом жидкости (абсорбентом). Абсорбция - один из процессов растворения определенного газа в жидком растворителе.	Absorption (extraction) of substances from gas mixture all volume of liquid (by an absorbent). Absorption - one of processes of dissolution of certain gas in a liquid solvent.
АГЛОМЕРАТ	Кусковой материал, продукт агломерации, сырье для черной и цветной металлургии. 2. Соединение в более крупные образования частицы порошков, получаемые адгезией, межчастичным схватыванием или агломерацией, используемые для улучшения технологических свойств порошков	sinter, agglomerate piece material, product of agglomeration, raw material for ferrous and coloured metallurgy. 2. <u>compound</u> in more large formations of particle of sprinkles-of snow of, got <u>adhesion</u> interparticle grasping or agglomeration, use for the improvement of technological properties on powders
АГЛОМЕРАЦИЯ	термический процесс окускования мелких материалов (руды, рудных концентратов, содержащих металлы отходов и другие) — составных частей металлургической шихты путем их спекания с целью придания формы и свойств необходимых для плавки.	sintering, agglomeration thermal process sintering fine materials (ores, ore concentrates, soder-zhaschih waste metals and other) - the components of metallurgical charge by their speka-niya in order to give shape and properties required for melting.

АДСОРБЦИЯ	гетерогенный процесс на границе раздела фаз (газ, пар — твердое, жидкость) и состоящий в концентрировании (поглощении) вещества (адсорбата) из объема на поверхности или в объеме микро-пор твердого тела (адсорбента) или на поверхности жидкости)	Adsorption heterogeneous process at the interface (gas, vapor - solid, liquid) and consisting in a concentration (absorption) of the substance (adsorbate) of the volume on the surface or in the bulk micro-pore solid (adsorbent) or on the liquid surface)
АУСТЕНИТ	Твердый раствор на базе FeC ГЦК -решеткой. Аустенит — одна из основных фаз в сталях и чугунах.	Austenite The solid solution on the basis of FCC FeC -lattice. Austenite - one of the key phases in steels and cast irons.
БАДЬЯ	металлическая емкость для транспортировки и послед, загрузки шихты сверху в плавильные агрегаты. Для загрузки вагранок используют цилиндрические опрокидыватели бадьи с открывающимся днищем.	Charging metal container for transport and after loading of the charge in the melting units top. For over-load use cylindrical cupolas tilting tub with openable ends.
БИОТЕХНОЛОГИЯ металлов	технология извлечения металлов из руд, концентратов, горных пород и растворов с использованием микроорганизмов или их метаболитов (продуктов обмена в живых клетках).	metal biotechnology technology of extracting metals from ores, concentrates, rocks and rastvororov using microorganisms or their metabolites (products of metabolism in living cells).
БОКСИТ	порода, состоящая из гидроксидов и оксигидроксидов Al и в средний, близкая по составу к $Al_2O_3 \cdot H_2O$, включающий гиббсит (гидраргиллит) $Al(OH)_3$;	Bauxite rock composed of hydroxide and oxyhydroxide Al and the average, which is close in composition to $Al_2O_3 \cdot H_2O$, including Gibbs

	бемит α -АЮ(ОН) и диаспор $NAIO_2$, примеси: SiO_2 , P_2O_5 , CaO , MgO , CO_2 .	(gibbsite) $Al(OH)_3$; α -boehmite $AlO(OH)$ and diaspore $NAIO_2$ impurities: SiO_2 , P_2O_5 , CaO , MgO , CO_2 .
БРИКЕТИРОВАН ИЕ	переработка мелких материалов в куски правильной формы равной массы (брикеты) прессованием в ленточных, вальцевых, штемпельных и кольцевых прессах.	Briquetting processing of materials in small pieces of the correct form of equal mass (briquettes) in pressovaniem tape, Roller, shtempelnyh ring and presses.
БРИКЕТЫ	Спрессованные в виде кирпича, плитки или кусков мелкие материалы (уголь, руда и т.п.) с использованием или без добавок. Брикеты должны быть водо- и атмосферостойкие, высокопрочны, не содержать вредных веществ, иметь высокие металлургические свойства.	briquet Pressed as bricks, tiles or small pieces of materials (coal, ore, etc.), with or without additives. Briquettes should be water- and weather-resistant, high strength, not containing harmful substances have high metallurgicheskihsvoystva.
БУНКЕР	емкость для хранения сыпучих и кусковых материалов (руды, концентратов, металлизированных окатышей и т.п.), выгружаемых в нижней части через затвор или тарельчатый питатель. Для разгрузки самотеком нижнюю часть бункера выполняют с наклонными стенками в виде перевернутой усеченной пирамиды или конуса.	Bunker storage capacity bulk materials (ores, concentrates, metallized pellets and the like) discharged through the bottom of the poppet valve or the feeder. To unload the bottom of the hopper samotekom performed naklonnyimi walls of an inverted pyramid or truncated cone.
ВАГРАНКА	шахтная печь для плавки чугуна в литейных цехах, работающая по принципу противотока.	Cupola shaft furnace for melting iron foundries, working on the principle of counterflow.

ВАКУУМ	состояние заключен, в сосуд (герметичная емкость) газа, имеющий давление $< 10^{-3}$ ат (10^2 Па); при давлении газа от 10^{-3} до 10^{-1} ат (10^2 - 10^4 Па) в. называют частичным.	Vacuum the state entered into a vessel (airtight container) gas having a pressure of $<10^{-3}$ atm (10^2 Pa); gas at a pressure of 10^{-3} to 10^{-1} atmospheres (10^2 - 10^4 Pa). Partial call.
ВАКУУМАТОР	Технологическая установка для вакуумирования стали после выпуска из плавильного агрегата.	vacuum degasser Technological systems for the evacuation began after the release of the melting unit.
ВАКУУМИРОВАНИЕ	Удаление газа, пара или парогазной среды из сосудов или аппаратов с целью получения в них давления ниже атмосферного.	vacuum degassing Removal of gas, steam or vapor medium from the vessels and devices with the aim of getting them below atmospheric pressure.
ВОССТАНОВЛЕНИЕ	Присоединение элементов атомом, молекулой или ионом, приводящее к понижению степени окисления. 2. Отнятие и связывание кислорода, хлора и т.п. из оксидов, хлоридов и других соединений металлов, а также из руд с помощью восстановителей	reduction; recovery Joining elements atom, molecule or ion that leads to a decrease in the degree of oxidation. 2. Weaning and binding oxygen, chlorine, etc. of oxides, chlorides and other metal compounds, and also of reducing ores using
ВСКРЫТИЕ	Вскрытие месторождения полезного ископаемого — проведение капитальных горных выработок, доступ с поверхности к месторождению или его части и дающих возможность подготовить, горных выработок для обслуживания добычных забоев	opening; stripping Opening of mineral deposits - conducting capital mining, access from the surface to the deposit or part of it, and making it possible to prepare, open workings for mining services <u>face</u>

ВЫКРУЧИВАНИЕ	гидролиз алюмината натрия с введением за- травки свежесажженных кристаллов $Al_2(OH)$, и с перемешиванием при производстве Al_2O_3 .	twisting; unscrewing hydrolysis of sodium aluminate with the introduction of freshly precipitated crystals za-travki $Al_2(OH)$ and stirring at proizvodstve Al_2O_3 .
ВЫЖИГАНИЕ	удаление из пористых брикетов добавок (пластификаторов, смазок) путем нагрева до или после спекания.	firing, burning removal of the porous briquettes of additives (plasticizers, lubricants) by heating before or after sintering.
ВЫПАРИВАНИЕ	отделение жидкого летучего растворителя в виде пара от рренного в нем малолетучего вещества путем подвода теплоты с целью получения более концентрированных Растворов либо веществ, практически не со- держащих растворителя. При атм. давлении в. ве- дут, как правило, при температуре кипения раствора, при которой испарение происходит наиб, интенсивно.	Evapoliiquid separation of the volatile solvent in the form of a pair of p-rennogo it nonvolatile veschestvaputem podvoda heat in order to obtain a con-centered. rastvorovlibo vesch-in, Practical. not with-holding district-solvent. When atm. pressure. vedut, usually at the rate of re-boiling p-pa, with a swarm evaporation occurs verry intensive
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ	Отдельные составляющие твердого материала с использованием раство- рителя, основанный на способности извлечения вещества растворяться лучше, чем остальные компоненты; примеси при гидрометаллургическом. извлечении металлов из руд, в порошковой	Leaching Individual components of the solid material using a solvent extraction based on the ability to dissolve substances better than other components; impurities during hydrometallurgical. extracting metals from ores, powder metallurgy etc.

	металлургии и т.д.	
ГАРНИСАЖ	Твердый защитный слой из проплавляемых материалов или шлака, образующийся на рабочей поверхности стенок рабочего пространства некоторых металлургических агрегатов в результате физико-химического взаимодействия шихты и газов, а в печах с футеровкой также и огнеупорных материалов при высокой разности температуре внутренней и наружной поверхности.	Skull The hard protective layer from the deposited materials or slag formed on the working surface of the working space wall certain metallurgical aggregates resulting physico-chemical interaction of the charge and gases in the furnaces and also lined with refractory material and high-time to reduce the heat of the inner and outer surfaces .
ГЕМАТИТ	минерал состава FeO, одна из важнейших железных руд.	Hematite mineral composition FeO, one of the most important iron ores.
ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ	Извлечение металлов из руд и концентратов и отходов разных производств при помощи водных растворов химических реагентов с последующим выделением металлов или их соединений из растворов.	Hydrometallurgy Extracting metals from ores and concentrates, and the waste of different industries using aqueous solutions of chemical agents followed by isolation of metals or their compounds from solutions.
ГЛИНОЗЕМ	белый кристаллический порошок, состоящий до 98 % из алюминия и модификаций Al ₂ O ₃ и являющийся исходным сырьем для получения металлического Al, специальных видов керамики, белого электрокорунда, огнеупоров,	Alumina white crystalline powder, consisting of up to 98% of aluminum and Al ₂ O ₃ modifications; O ₃ and is a raw material for producing metallic Al spetsialnyh kinds of ceramics, white-Elektrokom Runda, refractories, elektroizolyatornyh izdeliy

	электроизоляторных изделий и катализаторов при производстве каучука.	and catalysts in the production of rubber.
ГОРЕЛКА [Устройство для образования смесей газообразного, жидкого или пылевидного топлива с воздухом или кислородом и осуществления их сжигания.	Burner Apparatus for forming mixtures of gaseous, liquid or pulverized fuel and air or kislodrom of incineration.
ГОРН	Простейший металлургический печьючаг на раннем этапе развития металлургии.	Hearth The simplest metallurgical furnace hearth at an early stage of development of metallurgy.
ДЕСОРБЦИЯ	удаление поглощение вещества (газа, пара, жидкости, ионов) с поверхности твердого или жидкого тела. Десорбция осуществляют в десорберах нагревом, понижением давления, продувкой нейтральными несорбируемыми газами, промывкой десорбирующими растворами.	Desorption removing substance absorption (gas, vapor, liquid, ions) with the surface of solid or liquid body. Desorption carry the stripper heat, decreasing
ДЕФОСФОРАЦИЯ	удаление фосфора из расплавленного чугуна, стали или шлака.	Dephosphorization dephosphorization of molten pig iron, steel and slag.
ДИНАС	Огнеупорный материал, содержащий 93 % SiO ₂ ; широко применяемый. в металлургии для футеровки плавильных и нагревательных печей, ковшей и т. п.	Silica The refractory material containing 93% SiO ₂ ; widely used. in metallurgy for the lining of melting and heating furnaces, ladles, etc. n.
ДИСТИЛЛЯЦИЯ	перегонка, разделение жидких смесей, основанных на отличии	Distillation distillation, separation of liquid mixtures, based on the

	состава жидкости от состава равновесного с ней пара.	difference between the liquid composition from the composition of vapor in equilibrium with it.
ДИФФУЗИЯ	Самопроизвольный перенос вещества и выравнивание неоднородной концентрации атомов или молекул вследствие теплового движения частиц. Беспорядочное движение атомов относится к кристаллическим решеткам тех же атомов называют самодиффузией.	Diffusion Spontaneous transfer of material and non-uniform alignment of the concentration of atoms or molecules due to thermal motion of the particles. Chaotic motion of atoms include lattices of the same atoms are called self-diffusion.
ДОВОДКА	комплекс заключительных технологических приемов по обеспечению заданной температуры и химического состава расплавленной стали перед выпуском.	Refining the final set of technological methods to ensure the desired temperature and the chemical composition of the molten steel before <u>edition</u>
ДОЛОМИТ	Природный минерал, карбонат кальция и магния.	Dolomite Natural mineral, calcium carbonate, and magnesium.
ДРОБИЛКА	машина для дробления кусковых твердых материалов, главным образом, минерального сырья, отработанных огнеупоров, металлического лома и других.	crasher, grinder Machine for crushing lumpy solid materials, mainly minerals, waste огнеупоров, scrap metal and other
ДУТЬЕ	Подача газа или смеси газов под давлением в металлургические агрегаты для ведения или интенсификации физико-химических процессов.	Blast Feed gas or a mixture of pressurized gas in the metallurgical units for management or intensification of physical and chemical processes.

ЕМКОСТЬ (вместимость)	в металлургии количеств, параметров характеризующий объем или садку металлургического агрегата	Capacity in metallurgy quantities, parameters are characterized by volume or your batch metallurgical unit
ЖАРОПРОЧНОСТЬ	комплекс свойств конструкций материалов (металлических, керамических, полимерных и др.), обеспечивающий работоспособность деталей при повышенных температурах без существенных пластических деформаций и разрушений в заданное время.	heat resistance complex material properties of structures (metal, ceramic, polymer, etc.), obespetchivayuschy performance parts at elevated temperatures without substantial plastic deformation and fracture at a given time.
ЗАВАЛКА	загрузка твердых шихтовых материалов в плавильные печи мульдами, совками, корзинами или бадьями, вводимыми в рабочее пространство через завалочные окна, открытый проем агрегата при убранном на этот период своде или горловину агрегата (конвертера).	Charging loading solid charge material in melting furnaces mulda-mi, shovels, baskets or tubs, TSB-sary in the workspace through the dam-lactic windows open doorway of the unit when retracted this period vault or neck unit (converter).
ЗАГРЯЗНЕНИЕ	присутствие в металле или сплаве отдельных элементов или соединений, которые не вводятся преднамеренно, их наличие обычно ухудшает свойства металла или сплава	Contamination in the presence of certain metal or alloy of elements or compounds which are not introduced predna-merenno, their presence usually impairs the properties of the metal or alloy
ЗАПЫЛЕННОСТЬ	содержание пыли в единицу объема воздуха	dust content (burden), dustiness

	или отходящих газов.	
ИЗВЕСТЬ	обобщенное название продуктов обжига (и последующей переработки) известняка, мела и др. карбонатных пород; является основным источником поступления в сталеплавильный шлак CaO — главного рафинирующего шлакового реагента	Lime dust content per unit volume of air and flue gases. generic name calcine (and downstream processing) of limestone, chalk and other carbonate rocks.; It is the main source of income in the steelmaking slag CaO - Chief rafiniruyushego slag agent
ИЗВЛЕЧЕНИЕ	оценка полноты использования исходного сырья в разделительной технологии, процессах (обогащение полезных ископаемых, металлургия, химическая технология и др.).	Extraction assessment of completeness of the feedstock in the separation technology processes (mineral processing, metallurgy, chemical engineering, and others.).
ИЗЛОЖНИЦА	металлическая форма для отливки металла в виде слитка.	ingot mold Metal mold for casting metal ingot
ИНТЕНСИВНОСТЬ	удельный показатель или средняя величина во времени какой-либо характеристики процесса, явления, действия и т.п.;	intensity, strength; rate specific index or the average value over time of any characteristics process, events, actions etc .;
КИСЛОТНОСТЬ шлака	отношение числа атомов O, связанных с Si, Al, P, Ti, т.е. входящего в кислотные оксиды (SiO ₂ , Al ₂ O ₅ , TiO ₂ , P ₂ O ₅), к числу атомов O, образующего основные оксиды (FeO, CaO, BaO, MnO и др.).	slag acidity the ratio of oxygen atoms associated with Si, Al, P, Ti, ie entering the acid oxides (SiO ₂ , Al ₂ O ₅ , TiO ₂ , P ₂ O ₅), to the number of O atoms forming the basic oxides (FeO, CaO, BaO, MnO, etc.).
КЛИНКЕР	Твердого спеченного, остаток после вельцевания отходов металлургических произв	Clinker Solid sintered, Waelz residue waste metallurgical production (muffins,

	одства (кеков, раймовки, шлаков), а также других продуктов, содержащих Zn.	raymovki, slag), as well as other products containing Zn.
КОКС	Твердый горючий остаток, образующийся при нагреве ограниченных веществ без доступа воздуха..	Coke Solid combustible residue resulting from the heating of the limited materials without air ..
КОКСИК	коксовая мелочь — каменного угля кокс крупностью 0-10 мм. Коксик используют как топливо и восстановитель при агломерации железных руд.	coke fines coke breeze - coal coke with grain size of 0-10 mm. Coke fines is polzuyut as fuel and reducing agent during sintering of iron ore.
КОНВЕРТЕР	металлургический агрегат для получения стали из расплавленного чугуна, а также для переработки Si-, Ni- и Si—Ni-штейнов при продувке воздухом или кислородом.	converter, vessel metallurgical plant for producing steel from molten iron, and silica processing, Ni- and Cu-Ni-matte by blowing air or oxygen
КОРРОЗИЯ	Разрушение металлов и сплавов вследствие химических и электрохимических взаимодействий их с внешней средой.	Corrosion Destruction of metals and alloys by chemical and electrochemical interactions with their external environment.
ЛЕГИРОВАНИЕ	Целенаправленное изменение состава металлических сплавов введением легирующих элементов для изменения структуры и физико-химических и механических свойств.	Alloying Purposeful change in the composition of metal alloys by introducing alloying elements to change the structure and physico-chemical and mechanical properties.
ЛЕЩАДЬ	нижняя (донная) часть футеровки шахтной печи	Hearth lower (bottom) part of the lining of the shaft furnace
ЛОМ	пришедшие в негодность или потерявшие эксплуатационную	Scrap unusable or lost value in use of the products of ferrous and nonferrous

	ценность изделия из черных и цветных металлов и сплавов, а также образующиеся в процессе их металлургического производства и металлопереработки отходов, используемые для переплава в металлургических агрегатах.	metals and alloys, as well as produced in the process of steel production and metal processing wastes, used for remelting in metallurgical aggregates.
МАГНЕТИТ	Магнитный железняк, минерал группы шпинели, состоящий из сложного оксида FeO-Fe ₂ O ₃ ; содержит 31 % FeO, 69 % Fe ₂ O ₃ ; 72,4 % Fe; часто присутствуют примеси MgO, Cr ₂ O ₃ , Al ₂ O ₃ , MnO, ZnO и др	Magnetite-Magnetite, spinel, a mineral group consisting of a complex oxide FeO- Fe, O ₃ ; contains 31% FeO, 69% Fe ₂ O ₃ ; 72,4% Fe; impurities are often present MgO, Cr ₂ O ₃ , Al ₂ O ₃ , MnO, ZnO, etc.
МНЛЗ	машина непрерывного литья заготовок агрегат непрерывной разливки, в котором идет процесс кристаллизации жидкого металла и формирования литой заготовки	CCM (continuous casting machine- continuous casting machine continuous casting machine in which the process of crystallization of the molten metal and the formation of a cast billet
МЕЛЬНИЦА	агрегат для измельчения твердого минерального сырья, порошков и т.п.	Mill - machine for grinding solid mineral raw materials, powders, etc.
МЕТАЛЛУРГИЯ	область науки и техники и отрасль промышленности, охватывающий получение металлов из руд и других материалов, а также процессы, связанные с изменением химического состава, структуры и свойств металлических сплавов.	metallurgy field of science and technology and industry, covering the production of metals from ores and other materials, as well as the processes related to the change in the chemical of composition, structure and properties of metallic alloys.
МЕТАЛЛЫ	простые вещества, обладающие в обычных	Metals simple substances having the characteristic in

	<p>условиях характерными свойствами: высокой электро- и теплопроводностью, отрицательным температурным коэффициентом электропроводности, способностью хорошо отражать электромагнитные волны, пластичностью.</p>	<p>normal conditions, properties of high electrical and thermal conductivity, negative temperature coefficient of electrical conductivity, a good ability to reflect electromagnetic waves ductility.</p>
--	--	---

VIII. СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Основная литература:

1. Chiranjib Kumar Gupta Chemical Metallurgy: Principles and Practice. Copyright, 2003. WILEY-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA, Weinheim
2. TREATISE ON PROCESS METALLURGY Industrial Processes Editor-in-Chief SESHADRI SEETHARAMAN, 2014 Elsevier Ltd. All rights reserved.
3. J.W. Newkirk Advanced methods and Technologies in Metallurgy (Wit Transaction on Ecology and the Environment). Wit Pr/Computational mechanics, 2015.
4. Санакулов К. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. –Т.: ФАН, 2009. – 405 с.
5. К.С. Санакулов, А.С. Хасанов Переработка шлаков медного производства. –Т.: ФАН, 2007. -256 с.

Интернетные ресурсы :

- 1.<http://www.agmk.uz>
- 2.<http://www.ngmk.uz>
- 3.<http://misis.ru>
- 4.<http://www.mining-journal.com/mj/MJ/mj.htm>