

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И.Носова»

Б.Н. Парсункин
С.М. Андреев
Е.С. Рябчикова

**АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ
ПРОЦЕССОВ И ПРОИЗВОДСТВ В МЕТАЛЛУРГИИ**

Под общей редакцией доктора технических наук,
профессора Парсункина Б.Н.

*Утверждено Редакционно-издательским советом университета
в качестве учебного пособия*

Магнитогорск
2011

УДК 662.869:65.011.056 (0.75)

ББК 34.31-51

П 18

Рецензенты:

*Заведующая кафедрой информатики и математики
Магнитогорского филиала
Московского социально-психологического института,
доктор технических наук
О.С. Логунова*

*Директор ООО
«Научно-производственный центр «УРАЛ»,
кандидат технических наук
У.Б. Ахметов*

Парсункин Б.Н., Андреев С.М., Рябчикова Е.С.

П 18 Автоматизация технологических процессов и производств в металлургии: учеб. пособие. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2011. – 151 с.
ISBN 978-5-9967-0214-5

Рассмотрены технологические задачи и приведены функциональные схемы контроля и автоматического управления основными технологическими процессами и производствами в металлургии.

Предназначено для студентов дневного и заочного отделения специальности 220301 – «Автоматизация технологических процессов и производств (в металлургии)» и направления 220200 – «Автоматизация и управление», изучающих дисциплины «Автоматизация технологических процессов и производств», «Системы автоматизации и управления», а также при выполнении курсовых и дипломных проектов по соответствующим дисциплинам.

УДК 662.869:65.011.056(0.75)

ISBN 978-5-9967-0214-5

© Магнитогорский государственный
технический университет
им. Г.И. Носова, 2011

© Парсункин Б.Н., Андреев С.М.,
Рябчикова Е.С., 2011

ПРЕДИСЛОВИЕ

Использование автоматизированных систем управления технологическими процессами металлургического производства является необходимым и обязательным условием дальнейшего повышения производительности и качества продукции на каждом металлургическом переделе.

Представленное учебное пособие в виде курса лекций по дисциплине АСУ ТП охватывает практически все основные технологические процессы, начиная от дробления рудных материалов до нагрева заготовок перед прокаткой и термохимического отжига готовой продукции с целью придания необходимых потребительских свойств.

Рассмотрены технологические особенности каждого процесса и сформулированы основные задачи, решаемые в процессе автоматизированного управления этими процессами на различных уровнях управления.

Достаточно подробно рассмотрено технологическое обоснование работы отдельных локальных систем управления основными ведущими и приоритетными параметрами каждого технологического процесса.

Особое внимание уделено рассмотрению систем автоматического управления процессом внепечной доводки стали и разновидностей математических моделей технологических процессов на примере конвертерного производства.

Приведены упрощенные функциональные схемы контроля и управления основными технологическими процессами современного металлургического производства.

Авторы надеются, что в условиях дефицита учебной технической литературы данное учебное пособие позволит читателям получить хотя бы необходимый уровень знаний по вопросу автоматизации металлургического производства.

Учебное пособие может быть полезно и студентам технологических специальностей, связанных с производством черных металлов.

ВВЕДЕНИЕ

Высокая производительность технологических агрегатов современного металлургического производства обеспечивается использованием автоматизированных систем управления технологическими процессами.

Применение свободно программируемых микропроцессорных регулирующих контроллеров позволяет разрабатывать и использовать высокоэффективные интеллектуальные программно-реализованные автоматические системы управления, способные обеспечивать высокопроизводительную и безаварийную работу технологических агрегатов металлургического производства.

В представленной работе основное внимание уделено технологическому обоснованию и краткому описанию систем автоматизированного управления технологическими процессами всего металлургического производства, начиная от дробления материалов до управления термохимической обработкой готового продукта прокатного производства.

Рассмотрены современные методы и способы контроля и управления отдельными параметрами и определены основные задачи и цели автоматизированного управления технологическими процессами современной металлургии.

Учитывая определенный ограниченный объем учебных занятий по курсу АСУ ТП и АСУП в металлургии, отдельные вопросы синтеза АСУ ТП рассмотрены на отдельных процессах, что не исключает использования рассмотренной методологии при автоматизации каждого конкретного технологического процесса.

Особое внимание уделено рассмотрению типов математических моделей технологических процессов и современных методов выпечной доводки стали и электрометаллургии.

Несмотря на краткость изложения материала, читатели и пользователи данного учебного пособия получают основные сведения об уровне и возможностях систем автоматизированного управления технологическими процессами в металлургии.

1. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА МЕЛКОГО ДРОБЛЕНИЯ

Дробление материалов является начальным этапом подготовки сырья в металлургическом производстве.

Практически все исходные материалы, используемые в технологическом процессе производства стали, подвергаются дроблению.

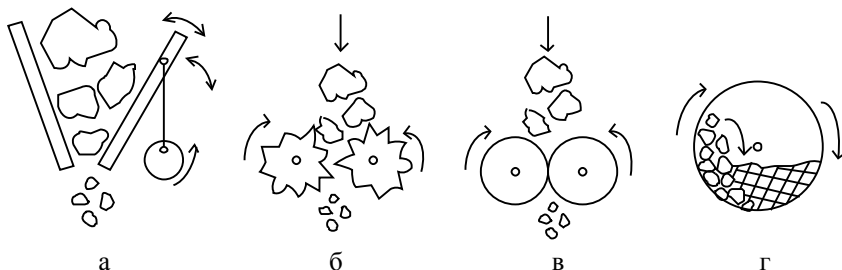


Рис.1. Типы дробилок:

а – щековая; б – вальцевая; в – валковая; г – шаровая мельница

Дробление материалов на крупные фракции (10-20 мм) происходит в щековых или вальцевых дробилках (рис. 1, а, б).

Среднее дробление материала осуществляется в валковых мельницах, в которых куски шихты как бы проталкиваются через валки, где происходит их разрушение (рис. 1, в).

Мелкое дробление осуществляется в шаровых или стержневых мельницах. Шихта заваливается в барабан со стержнями, при этом барабан вращается (рис. 1, г).

Как правило, устройства для мелкого дробления работают с возвратом, то есть часть материала большей крупности, чем требуется, и не прошедшего через классификатор (сито) возвращается в дробильное устройство.

Целью оптимизации управления процессом дробления материала является определение и поддержание такого режима работы дробильного устройства, при котором обеспечивается максимально возможная производительность для данного вида материала.

Для автоматизации управления дробильными устройствами и определения возможности оптимизации управления процессом дробления используется статическая характеристика дробильного устройства (рис.2), представляющая собой зависимость между количеством исходного сырья X_u и количеством выходного продукта – измельченного материала Y .

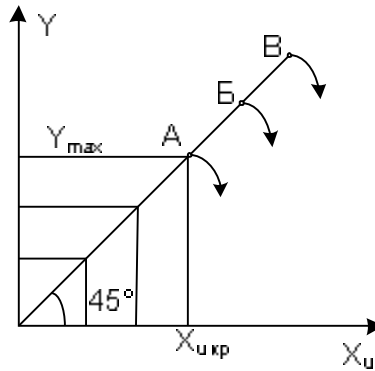


Рис. 2. Статическая характеристика дробильного устройства

Обычно статическая характеристика дробильного устройства, производительность которого не достигла предельного значения, представляет собой прямую линию $Y = X_u$, и при достижении некоторого значения расхода исходного сырья X_u наступает момент «заваливания» дробильного устройства, в результате чего производительность установки будет резко снижаться. Точками А, Б и В показаны максимальные производительности дробилки для разных материалов.

Пределом максимальной производительности будет $X_{u\text{кр}} = Y_{\text{max}}$.

Таким образом, для каждого минералогического состава исходного продукта и твердости исходного материала существует такое оптимальное значение расхода исходного сырья, дальнейшее увеличение которого приведет к снижению производительности дробильного устройства.

Задачей автоматизированной системы управления процессом дробления является обеспечение максимально возможной производительности дробильного устройства в зависимости от текущих условий.

На производстве используются два вида дробления: мокрое и сухое. При мокром дроблении получается пульпа, при сухом – сухой материал. Мокрое дробление предпочтительнее, так как образуется меньше пыли.

Структурная схема установки мокрого дробления представлена на рис.3.

Исходное сырье из расходного бункера 1 через вибрационный питатель 11 подается на транспортер 2, где взвешивается конвейерными весами 3 и затем подается в дробильное устройство 4. Одновременно в дробильное устройство 4 подается вода и возврат из классификатора 5 в виде непродробившейся части материала.

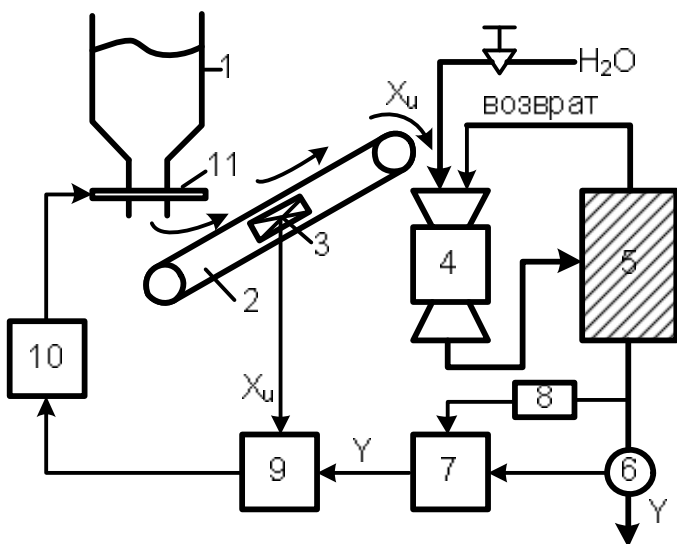


Рис.3. Структурная схема установки мокрого дробления

На выходе классификатора установлены два датчика: расхода пульпы 6 и плотности пульпы 8. Эти два сигнала с выхода датчиков поступают на множительное устройство 7, на выходе которого формируется сигнал Y , пропорциональный весу готового продукта.

Логическое устройство 9, на вход которого подаются два сигнала X_u и Y , вырабатывает управляющие команды исполнительному устройству 10, который управляет работой вибрационного питателя в соответствии с условиями.

1. $Y - X_u = 0 \rightarrow \Delta X_u / \Delta \tau > 0$ – регулятор должен дать команду на увеличение расхода исходного сырья.

2. $Y - X_u < 0 \rightarrow \Delta X_u / \Delta \tau < 0$ – загружается больше, чем получается продукта (правее точки А статической характеристики); необходимо уменьшить расход сырья в дробильную установку.

3. $Y - X_u > 0 \rightarrow \Delta X_u / \Delta \tau = 0$ – дробилка начинает перерабатывать тот материал, излишки которого загрузили на втором этапе управления.

Если использовать этот алгоритм, то в автоматическом режиме без ограничения на запрет уменьшения расхода сырья загрузить пустую мельницу невозможно.

Загрузить дробилку в автоматическом режиме нельзя, поэтому возможны два варианта: 1) загружать дробилку в режиме дистанционного

управления; 2) в алгоритм второй операции ввести логическое условие, запрещающее уменьшать расход исходного сырья ниже определенного порога разности $Y - X_u = J$.

Данная система по контролю за выходными параметрами Y и X_u при инерционном процессе дробления замедляет процесс определения оптимальных параметров дробилки.

Для ускорения процесса дробления можно применить схему экстремального регулирования, в которой управление ведется не по изменению выхода объекта, а по скорости изменения циркулирующей нагрузки (возврата), вызванной пробным шагом. Используется способность объекта резко увеличивать циркулирующую нагрузку при прохождении оптимального режима.

Упрощенная блок-схема системы представлена на рис. 4.

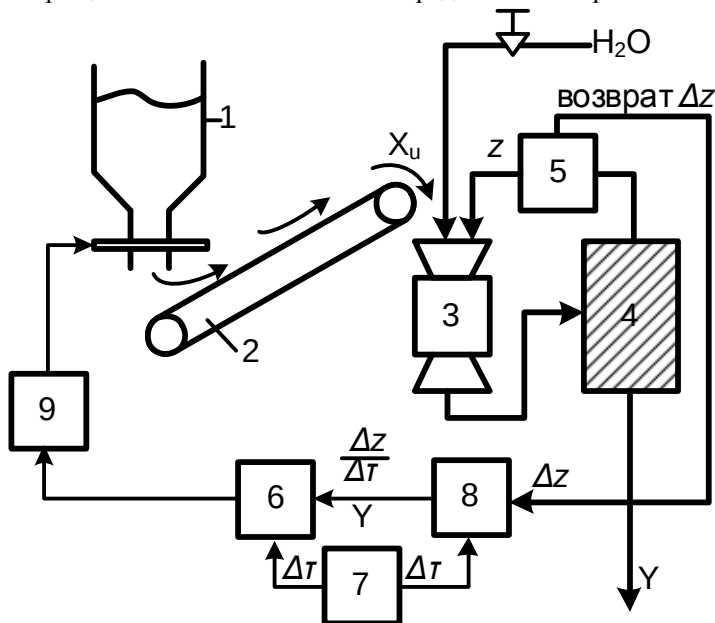


Рис. 4. Структурная схема оптимизации процесса дробления по анализу количества возврата

Руда из бункера 1 по транспортеру 2 поступает в дробильный агрегат 3 вместе с возвратом из классификатора 4. Чувствительным элементом системы является датчик 5 циркулирующей нагрузки Z . По сигналу этого датчика в дифференцирующем устройстве оптимизатора 8 вырабатывается производная $\Delta Z / \Delta \tau$.

Сигнал производной подается на логическое устройство 6. Реле времени 7 определяет последовательность действия элементов схемы. Командами с регулятора управляется исполнительный механизм 9, изменяющий подачу руды в дробильный агрегат.

Система производит поиск экстремума шагами, после совершения которых делаются паузы. Во время пауз оценивается результат шага по средней скорости изменения веса циркулирующего материала $\Delta Z / \Delta \tau$.

В зависимости от знака этой величины дается команда исполнительному механизму в соответствии со следующим алгоритмом.

1. $\Delta Z / \Delta \tau = 0 \rightarrow$ циркулирующая нагрузка во времени не меняется, то есть процесс установился ($0 \leq \Delta Z / \Delta \tau \leq \varphi$).

Для ликвидации этого состояния необходимо увеличить питание, то есть $\Delta X_u / \Delta \tau > 0$.

2. $\Delta Z / \Delta \tau > 0 \rightarrow$ дробильное устройство вышло на предельную мощность (движение в зону завала, $0 \leq \Delta Z / \Delta \tau < \varphi$).

Необходимо дать команду на уменьшение расхода исходного сырья, то есть $\Delta X_u / \Delta \tau < 0$.

3. $\Delta Z / \Delta \tau < 0 \rightarrow$ дробилка начинает перерабатывать материал, следовательно, расход исходного сырья остается без изменения, то есть $\Delta X_u / \Delta \tau = 0$.

Равенство нулю производной $\Delta Z / \Delta \tau$ говорит о том, что переходный процесс закончился, объект работает в устойчивом режиме. Следовательно, питание может быть увеличено, и регулятор выдает соответствующую команду исполнительному механизму.

По мере увеличения расхода руды производительность агрегата приближается к предельному значению (для данного типа руды). Дальнейшее увеличение загрузки дробильного агрегата приведет к завалу агрегата. Возникает самозатягивающийся процесс ($\Delta Z / \Delta \tau > 0$), свидетельствующий о движении внутрь неустойчивой области, поэтому логическое устройство регулятора дает команду на уменьшение подачи сырья.

При третьем случае рассогласование отрицательно, что служит признаком дальнейших устойчивых режимов. Команда на изменение подачи сырья не поступает.

В данной схеме, формально рассуждая, можно также доказать, что заполнение мельницы с включенным оптимизатором невозможно, так как при заполнении пустого агрегата возникает циркуляционная нагрузка $\Delta Z / \Delta \tau > 0$, и регулятор закрывает питатель.

Указанный недостаток частично устраним введением в схему реле минимальной чувствительности. Сигнал с устройства, определяющего

$\Delta Z / \Delta \tau$, не пропускается, если эта величина становится меньше ее заданного значения φ .

В этом случае действие регулятора представляется следующим алгоритмом:

1. $\Delta Z / \Delta \tau = 0 \rightarrow$ Увеличить питание при $0 \leq \Delta Z / \Delta \tau \leq \varphi$, то есть $\Delta X_u / \Delta \tau > 0$.
2. $\Delta Z / \Delta \tau > \varphi \rightarrow$ Уменьшить питание, то есть $\Delta X_u / \Delta \tau < 0$.
3. $\Delta Z / \Delta \tau < 0 \rightarrow$ Оставить без изменения, то есть $\Delta X_u / \Delta \tau = 0$.

Оба рассматриваемых варианта справедливы как для сухого, так и для мокрого дробления.

Второй вариант, с использованием скорости изменения возврата $\Delta Z / \Delta \tau$, является более предпочтительным и более быстросействующим, как и любое управление по производной (скорости изменения управляемого технологического параметра).

Вопросы для самопроверки

1. Какие бывают типы дробилок и какое дробление в них осуществляется?
2. Что представляет собой статическая характеристика дробильного устройства?
3. Какие элементы входят в структурную схему установки мокрого дробления?
4. Какие существуют недостатки управления процессом дробления при использовании в качестве управляющего параметра количества возврата?
5. Какая схема применяется для ускорения процесса дробления?

2. УПРАВЛЕНИЕ И КОНТРОЛЬ СОСТАВЛЕНИЯ ШИХТЫ И ПОДАЧИ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ В АГРЕГАТ

Управление подачей компонентов шихты в металлургические агрегаты невозможно без контроля состава и измерения количества подачи этих материалов.

Определение химического состава и физических свойств исходных компонентов шихты производится пока вручную в лабораториях. Это в какой-то мере сдерживает возможность оперативного управления и снижает качество подготовки шихты.

Весь процесс контроля и подачи шихты включает в себя определенную систему:

1. Контроль наличия материала.
2. Дозирование сыпучих материалов.
3. Составление из различных компонентов шихты и взвешивание материалов в потоке.

2.1. Контроль количества и уровня материалов

Для подачи материалов существует два типа бункеров: расходный и резервный. Из расходного бункера отбирается шихта, в резервный бункер шихта загружается. Назначение бункеров периодически меняется.

Количество бункеров каждого вида зависит от количества потребляемого материала.

Система отбора материала из бункеров включает в себя систему аварийного переключения бункера, то есть переход от расходного бункера на резервный бункер.

Устройства для контроля количества материалов в бункере одновременно являются и датчиками наличия материала, и датчиками контроля уровня материала.

Информация, формируемая этими датчиками, в основном используется в системах дозирования компонентов.

Датчики наличия материала в бункерах бывают дискретного и непрерывного типа.

В системах дискретного действия чувствительными элементами являются контактные устройства или емкостные датчики, установленные на определенных фиксированных уровнях по высоте.

Принцип действия этих датчиков основан на изменении сопротивления или емкости пространства, заполненного материалом и при отсутствии материала (рис.5).

При контакте шихты с электродом включаются соответственно реле 1Р-4Р. Реле своими контактами включают соответствующие лампы Л1-Л4. Горящая лампа свидетельствует об изменении уровня материала.

Вместо электродов или емкостных датчиков могут использоваться инфракрасные, оптические или радиоактивные излучатели. В этом случае источник должен располагаться на одной стороне бункера, а приемник – на другой.

Инфракрасные датчики лучше оптических, так как они лучше работают в запыленной среде. Реже используют радиоактивные датчики.

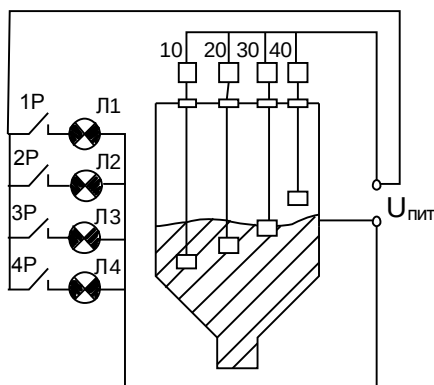


Рис.5. Структурная схема дискретных датчиков

Для **непрерывного контроля** уровня шихты могут быть использованы датчики, построенные по принципу линейных трансформаторов, работающие при изменении магнитной проницаемости материала (рис.6).

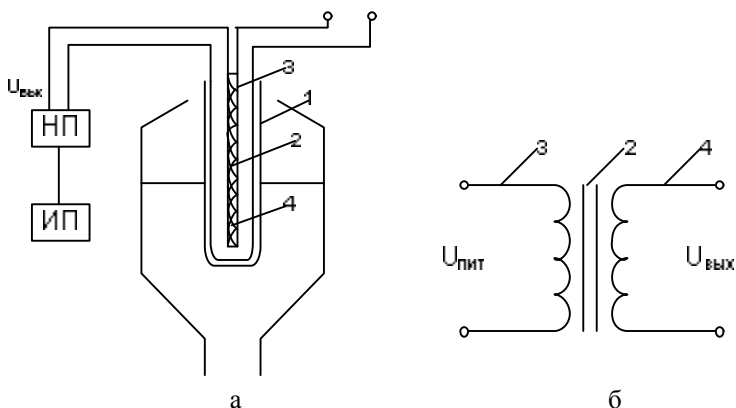


Рис.6. Структурная (а) и электрическая (б) схемы непрерывного датчика

В защитном чехле 1 из нержавеющей стали (немагнитный материал) помещен сердечник 2 из ферромагнитного материала, на котором

размещены по всей длине первичная обмотка 3 и вторичная обмотка 4. Длина датчика определяется величиной требуемого контроля уровня (измеряемой рабочей высоты).

Сигнал со вторичной обмотки трансформатора преобразуется нормирующим преобразователем НП в унифицированный сигнал.

Выходное напряжение пропорционально уровню материала в бункере, так как материал увеличивает магнитную проницаемость пространства вокруг линейного трансформатора и приводит к соответствующему изменению величины выходного напряжения.

При опускании материала ниже контролируемого уровня величина взаимной индукции между обмотками будет минимальна, и выходное напряжение также будет иметь минимальную величину. По мере заполнения бункера материалом меняется магнитное сопротивление окружающей датчик среды, что приводит к росту взаимной индукции и увеличению выходного напряжения.

В отдельных труднодоступных местах по температуре, по запыленности, по загазованности целесообразно использовать **радиоизотопные датчики**, которые характеризуются повышенной надежностью, долговечностью и низкими эксплуатационными затратами.

Работа такого способа заключается в поглощении гамма-излучений при прохождении их через слой материала. Интенсивность излучения I_x на выходе материала

$$I_x = I_0 \cdot e^{-\mu S};$$

где I_0 – интенсивность гамма-излучений при отсутствии материала;

μ – коэффициент ослабления излучения, зависящий от свойств материала;

S – толщина слоя.

Радиоизотопные датчики могут быть позиционного, дискретного типа, а могут обеспечивать и непрерывный контроль.

Структурная схема радиоизотопных датчиков непрерывного действия представлена на рис.7.

Имеется штанга, на которой размещены с определенной дискретизацией Δh несколько источников γ -излучения. На противоположной стороне с той же дискретизацией размещены счетчики радиоактивного излучения. На вход нормирующего преобразователя НП 3 подается интегрированный сигнал со всех приемников излучения, который обратно пропорционален величине уровня материала в бункере. Этот сигнал подается на измерительный прибор 4.

В некоторых случаях кроме уровня материала необходимо контролировать и **профиль материала в бункере**. Например, в доменной печи на колошнике необходимо определить не только общий уровень материалов, но и их профиль, то есть расположение материалов на поверхности.

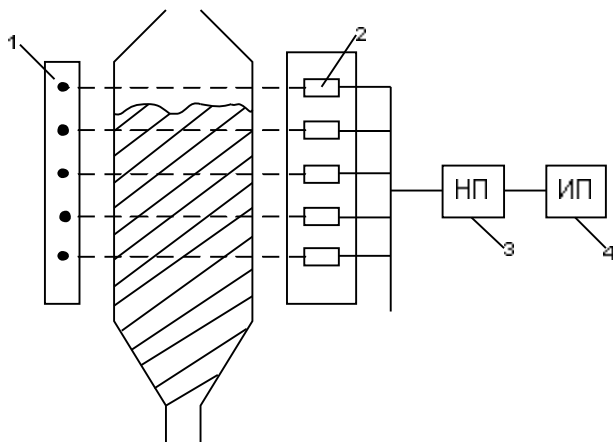


Рис.7. Структурная схема радиоизотопных датчиков

Для контроля за профилем по колошнику установлены четыре независимых системы контроля уровня по четырем частям света (рис.8).

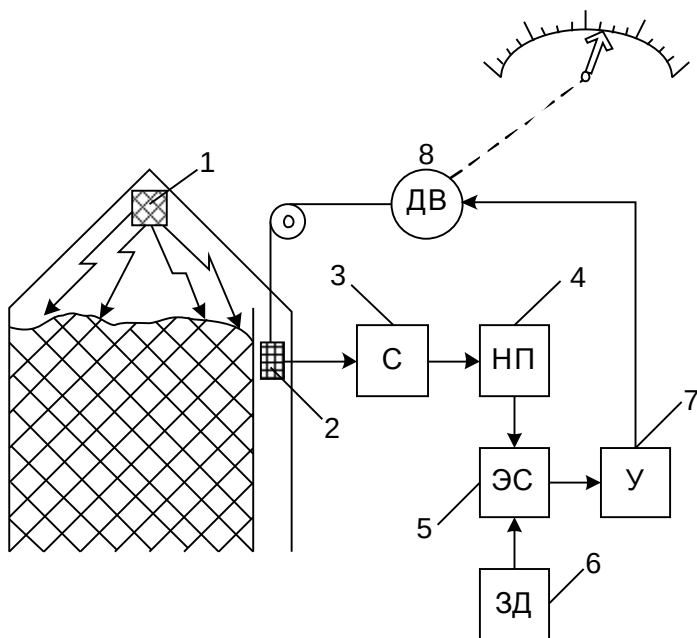


Рис. 8. Структурная схема системы контроля профиля материала в бункере

Гамма-излучение, формируемое источником 1, укрепленным на воронке большого конуса, равномерно облучает поверхность шихты на колошнике. Приемники излучения 2 размещены в защитных трубах и могут перемещаться при вращении двигателя ДВ. Излучение от приемника 2 фиксируется счетчиком 3 и преобразуется нормирующим преобразователем НП 4 в сигнал, доступный для измерения. Этот сигнал подается в элемент сравнения ЭС 5, где сравнивается с сигналом, формируемым задатчиком ЗД 6. Величина сигнала, формируемого задатчиком, равна величине сигнала нормирующего преобразователя, когда приемник излучения находится на уровне шихты. Элемент сравнения формирует разность сигналов, которая зависит от положения датчика относительно уровня материала.

Если приемник излучения находится ниже уровня засыпи, то его сигнал меньше сигнала задания, так как часть излучения поглощается материалом.

Если уровень шихты понизится и приемник будет обнажен полностью, то сигнал с НП будет больше сигнала с ЗД. Сигнал рассогласования усиливается усилителем У 7 до величины, достаточной для срабатывания двигателя ДВ, который перемещает приемник 2 до момента равенства сигналов НП и ЗД.

Механическое перемещение передается на измерительный прибор.

2.2. Дозирование сыпучих материалов

При управлении процессом отбора сыпучих материалов из бункеров обычно используются следующие типы питателей:

- вибрационные;
- барабанные;
- тарельчатые.

Наиболее простым устройством для регулирования расхода сыпучих материалов является вибрационный питатель (рис.9).

Вибрационный питатель представляет собой лоток 1, подвешенный под бункером 2, который приводится в колебательное движение (вибрирует) под действием вибропривода, в качестве которого может использоваться электродвигатель постоянного тока 3 с кулачковым механизмом 4. Наиболее часто используется электромагнитное реле с возвратной пружиной 5.

Производительность питателя может быть определена по формуле

$$Q = k \cdot A \cdot f \cdot b \cdot h;$$

$$k = f(\alpha),$$

где Q – производительность вибропитателя;

A – амплитуда колебаний лотка;

f – частота колебаний;
 b, h – сечение разгрузочного окна;
 k – коэффициент расхода.

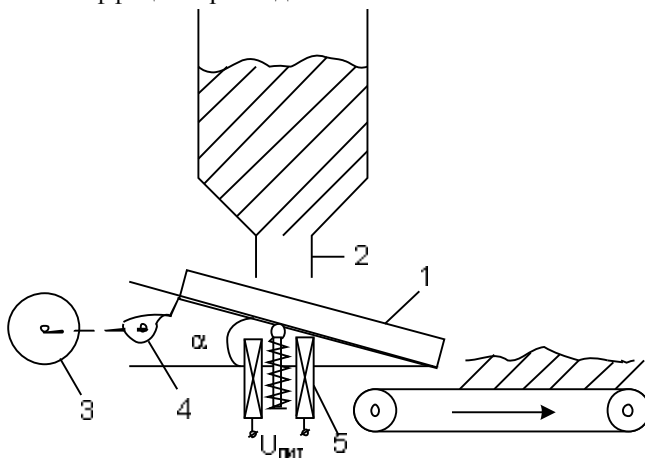


Рис. 9. Вибрационный питатель

У каждого лотка есть небольшой ленточный транспортер, который подает шихту.

Для изменения расхода материала, как правило, используют изменение частоты вращения электродвигателя, или путем изменения амплитуды A за счет изменения напряжения $U_{пит}$ от 120 до 250 В.

Достоинство данного метода дозирования – простота конструкции. Недостаток – сильный шум и большое пылеобразование.

Более современными, но дорогими являются барабанные и тарельчатые питатели (рис. 10).

Производительность барабанного питателя зависит от размера разгрузочного отверстия в барабане и от числа оборотов двигателя $V_{об}$ (рис. 10, а):

$$Q = k \cdot b \cdot h \cdot V_{об}.$$

Для привода барабанного питателя используются двигатели постоянного тока, которые позволяют регулировать скорость в больших пределах.

Так как размер разгрузочного отверстия является аргументом в функции производительности питателя, то производительность питателя можно регулировать путем изменения площади разгрузочного отверстия. Изменение площади обычно производится с помощью шибер, перемещаемого исполнительным механизмом постоянной скорости. В этом слу-

чае электродвигатель самого питателя может быть асинхронным, с постоянной частотой вращения.

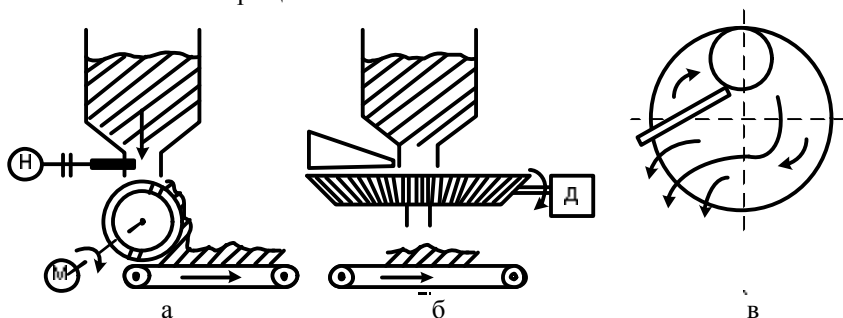


Рис. 10. Питатели: а – барабанный; б – тарельчатый; в – схема сброса материала на транспортер

Такая система дешевле системы с двигателями постоянного тока, однако на статическую характеристику сильное влияние оказывает изменение крупности дозируемого материала.

В тарельчатом питателе над бункером устанавливается тарелка, которая приводится в движение двигателем Д (рис.10, б). Расход шихты также зависит от пропорций размера разгрузочного окна и скорости двигателя. Шихта с тарелки сбрасывается на транспортер специальным скребком (рис. 10, в).

2.3. Измерение веса сыпучих материалов на транспортёре

Измерение веса сыпучих материалов на движущихся транспортерных лентах представляет собой достаточно сложную проблему. Используются разные весоизмерительные устройства непрерывного типа.

Для маленьких расходов (около $15\text{--}25 \text{ кг/м}^2$) обычно используются транспортные, конвейерные или ленточные весы. Это простые рычажно-механические весоизмерители, структурная схема которых представлена на рис. 11.

При увеличении веса начинает действовать вращающий момент шихты $M_{\text{ш}}$, который уравнивается отклонением груза от положения равновесия.

Есть различные конструкции весоизмерительных рычажных механизмов, принцип действия которых и градуировочные характеристики определяются рассмотренным принципом уравнивания момента и веса груза.

Но в связи с развитием тензометрии в последнее время широко используются весоизмерительные устройства, чувствительным элементом которых являются магнитоупругие и тензоэлектрические датчики, формирующие выходной сигнал $Q_{\text{ВЫХ}}$ (рис.12).

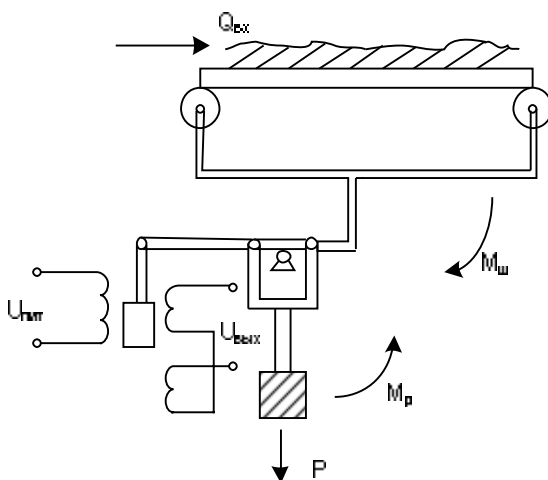


Рис.11. Структурная схема рычажно-механических весоизмерителей

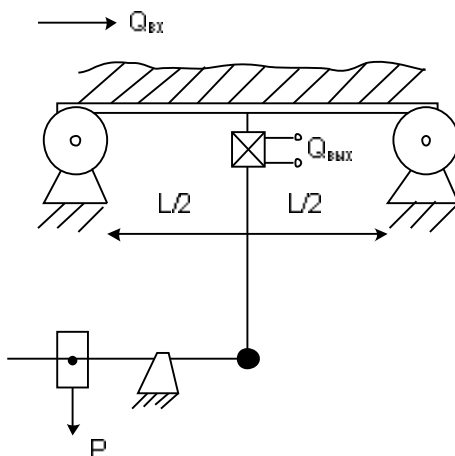


Рис. 12. Тензометрический весоизмерительный датчик

На участке транспортера устанавливаются два опорных ролика. По середине измерительного участка укреплен магнитоупругий элемент, или тензоизмерительный мост. Груз P предназначен для компенсации веса транспортера и установки нуля. По выходному напряжению судят о весе материала.

Достоинством тензометрических весоизмерителей является возможность контроля на транспортере нескольких компонентов шихты.

2.4. Управление дозированием сыпучих материалов при формировании шихты из нескольких компонентов

Принципиальная схема дозирования определенного компонента шихты из бункера представлена на рис.13.

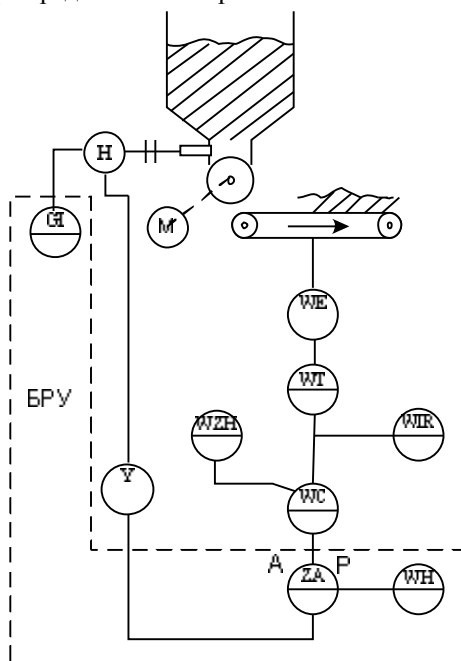


Рис. 13. Принципиальная схема дозирования определенного компонента шихты из бункера

Система включает в себя барабанный питатель, управление которым производится исполнительным механизмом ИМ.

Вес шихты измеряется первичным датчиком WE, сигнал с которого нормирующим преобразователем WT преобразуется в унифицированный сигнал, который одновременно подается на измерительный прибор WIR и на регулятор WC расхода компонента.

На выходе регулятора включен блок ручного управления БРУ, который включает в себя:

ЗА – переключатель выбора режима работы (автомат – ручное);

WH – управление ИМ в ручном режиме работы;

Y – усилитель (ПБР), обеспечивает усиление управляющего сигнала до величины, достаточной для управления ИМ;

GI – указатель положения ИМ (ДУП).

В настоящее время на практике при составлении многокомпонентной шихты используется два вида систем управления дозированием.

В системах первого вида задание и поддержание массы каждого компонента шихты осуществляется стабилизирующими системами рассмотренного типа. В этом случае при изменении любого компонента шихты необходимо для обеспечения постоянства состава менять количество (задание) всех других компонентов.

В состав агломерационной шихты, к примеру, входят следующие компоненты: железная руда, концентрат железной руды, известняк, кокс, возврат, различные добавки.

Для повышения оперативности управления и обеспечения стабильных свойств шихты используются системы поддержания постоянства объемного соотношения нескольких компонентов.

Для рассматриваемого случая содержание каждого компонента шихты рассчитывается по формуле

$$G_i = K_i \cdot G_{\text{Ш}},$$

где G_i – заданный вес i -го компонента;

K_i – весовой коэффициент (процент содержания компонента в шихте);

$G_{\text{Ш}}$ – общий заданный вес шихты.

Реализация схемы объемного пропорционирования ничем не отличается от рассмотренной ранее схемы, только добавляются дополнительные элементы.

Рассмотрим вариант схемы, который одновременно позволял бы реализовывать оба принципа управления (рис. 14).

Вид контура управления задается сигналом задания. При первом варианте схемы (когда каждый компонент задается индивидуально) используется задатчик WZH, при втором варианте схемы сигнал задания формируется с выхода множительного устройства (WY), причем задание K_i осуществляется вручную для каждого компонента. Переключение способа задания осуществляется переключателем SH.

При построении систем дозирования компонентов необходимо помнить, что в динамическом отношении участок «бункер, питатель, транспортер и весоизмеритель» представляет собой звено чистого (транспортного) запаздывания, его передаточная функция имеет вид

$$W(p) = e^{-\tau_s p}, \tau_s = \frac{L}{V_L},$$

где L – длина участка;

V_L – средняя скорость движения материала.

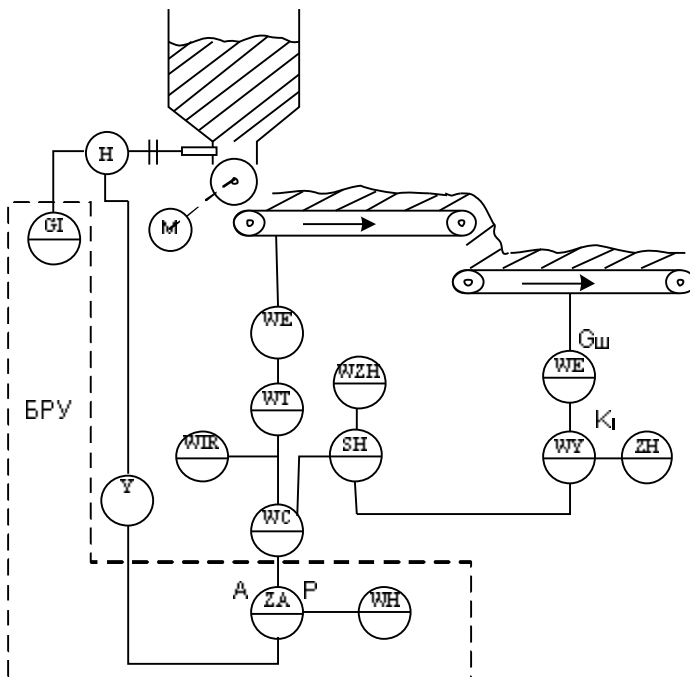


Рис. 14. Универсальная схема дозирования компонентов шихты

Учитывая сказанное, для управления такими системами целесообразно применять дискретные (импульсные) системы управления, причем период повторения управляющих импульсов τ_n должен быть намного больше ($\tau_z + \tau_n$). То есть управляемый процесс должен успеть среагировать на управляющее воздействие τ_n .

Вопросы для самопроверки

1. Каким образом можно осуществлять контроль количества и уровня сыпучих материалов в бункерах?
2. Перечислить основные виды питателей, указать их достоинства и недостатки.
3. Перечислить основные весоизмерительные устройства.
4. Принципиальная схема дозирования определенного компонента шихты из бункера.
5. Универсальная схема дозирования компонентов шихты.

3. АВТОМАТИЗАЦИЯ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОИЗВОДСТВА

3.1. Регулирование технологических параметров агломерационного производства

3.1.1. Контроль и регулирование влажности шихты

Контроль влажности шихты в агломерационном производстве и контроль влажности кокса в доменном производстве играет важное значение для достижения высокой производительности технологических агрегатов. Во многих случаях влажность шихты имеет существенное влияние на производительность. Применительно к агломерационному процессу зависимость производительности от влажности шихты имеет экстремальный вид (рис.15).

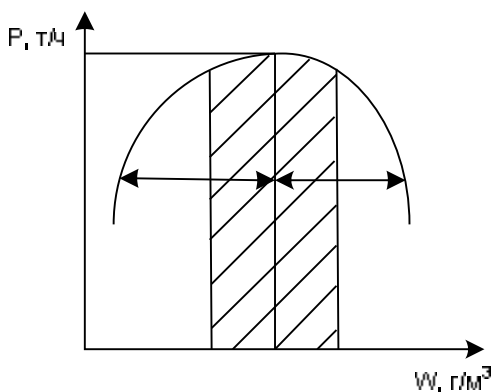


Рис. 15. Зависимость производительности агломашины от влажности шихты

Влажность шихты определяет газопроницаемость слоя, которая обеспечивает нормальное условие для прохода воздуха и движения фронта горения. При малой влажности мелкие фракции шихты уменьшают газопроницаемость среды. При значительной переувлажненности шихты по сечению пирога образуется переувлажненный слой, который также мешает проходу воздуха.

Задачей контуров управления влажности является поддержание влажности на уровне, близком к оптимальному.

В настоящее время для измерения влажности шихты или сыпучих материалов используются различные способы: прямого и косвенного принципа действия.

К системам измерения влажности прямого действия можно отнести кондуктометрические и нейтронные методы (нейтронные влагомеры).

В производственных условиях наиболее часто используется **кондуктометрический способ**, основанный на зависимости активного сопротивления слоя шихты R_X от влажности W :

$$R_X = \frac{K}{W^n},$$

где K и n – эмпирические коэффициенты, определяемые одним из статистических методов для данных условий и зависящие от толщины слоя шихты, на котором производятся измерения, от структуры и физических свойств контролируемых материалов.

Технически этот способ реализуется следующим способом. В шихту погружаются на определенном расстоянии между собой два металлических электрода в виде пластин или трубок из стали, которая имеет минимальную способность к абразивному износу. Затем измеряется сопротивление R_X на этих двух электродах. Это сопротивление, как правило, включено в мостовую схему, в измерительной диагонали этой мостовой схемы на выходе появляется сигнал, зависящий от влажности. Шкала прибора отградуирована в единицах измерения влажности.

В последнее время на практике наибольшее распространение получили нейтронные влагомеры.

Нейтронный метод измерения влажности основан на измерении количества медленных нейтронов, полученных от столкновения быстрых нейтронов с атомами водорода. Количество замедленных нейтронов пропорционально влажности.

Если облучать влажный материал быстрыми нейтронами и затем считать количество медленных нейтронов, полученных в результате рассеивания нейтронного потока в материале, то можно определить количество атомов водорода или косвенно содержание влаги в материале. Чем больше количество медленных нейтронов, тем выше влагосодержание.

Конструкция нейтронного влагомера представлена на рис.16.

Для получения быстрых нейтронов во влагомере используют плутоний-бериллевый источник 1, который представляет собой смесь порошков плутония и бериллия, запаянных в металлический кожух 2. Источник излучения изолируется от приемника излучения медленных нейтронов 4 свинцовой перегородкой 3. Вся конструкция датчика помещена в металлическую трубу 8, которая погружена в материал 7.

Количество медленных нейтронов, образованных от столкновения быстрых нейтронов с атомами водорода, фиксируется счетчиком 4. Количество импульсов преобразуется в аналоговый сигнал радиометром 5 и подается на измерительный прибор 6, отградуированный в единицах измерения влажности.

Влажность аглошихты регулируется с использованием обычного типового контура регулирования путем подачи воды в барабан смесителя.

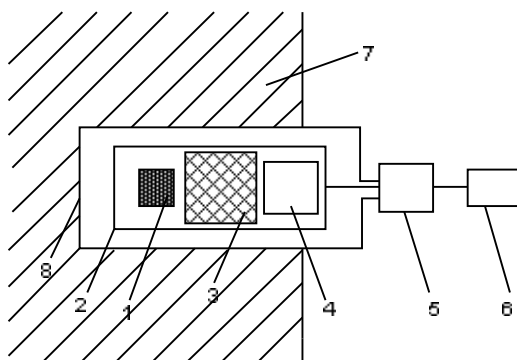


Рис. 16. Конструкция нейтронного влагомера

При управлении влажностью необходимо учитывать специфические особенности данного контура управления.

1. Все исходные материалы, составляющие шихту, имеют начальную влажность, что необходимо учитывать.
2. В динамическом отношении смеситель представляет собой инерционное звено с запаздыванием. При этом постоянная времени обычно 200–300 с, при запаздывании 90–100 с.

В таких условиях нормальная работа контура по отклонению не может дать требуемых по быстродействию показателей точности.

Поэтому целесообразно использовать для формирования управляющего воздействия как бы двухконтурную схему. Первый контур – быстрый, работает для компенсации технологических возмущений (в рассмотренном случае технологические возмущения могут включать изменение расхода шихты в смеситель). Грубо расход воды подается по схеме объемного пропорционирования: расход шихты – расход воды. А затем заданное значение расхода воды корректируется по отклонению действительной влажности от задания. Такой режим работы схемы называется управлением путем компенсации возмущений с коррекцией по отклонению.

В качестве возмущающих воздействий могут быть также изменения влажности составляющих компонентов шихты (руды, концентрата), то есть их начальной влажности.

В принципе, возможно использование систем автоматической оптимизации для регулирования влажности шихты, но возникают трудности из-за большой инерционности процесса. В данном случае целесообразно для коррекции влажности по производительности использовать дискретные (шаговые) системы автоматической оптимизации.

3.1.2. Контроль и регулирование высоты слоя шихты на агломашине или других транспортных устройствах

Укладка сыпучих материалов на транспортер или агломерационную ленту является заключительным этапом транспортировки сыпучих материалов.

Подача шихты на стол загрузки (лоток) из промежуточного бункера осуществляется обычным барабанным питателем, скорость вращения которого определяет высоту слоя шихты.

Существует несколько способов контроля высоты слоя сыпучих материалов на транспортной ленте.

Наиболее простыми являются датчики непосредственного измерения слоя шихты, механическая конструкция которых заключается в подвижном ролике, который катится по поверхности шихты (рис. 17). Угол поворота ролика характеризует высоту слоя и может быть легко преобразован в любой аналоговый сигнал.

Существуют и более сложные способы контроля уровня с использованием системы, представленной на рис. 18.

Чувствительным элементом датчика при данной схеме является гибкий щуп, который выполнен из непроводящего материала 2, на конце которого имеется металлический наконечник 3, который погружен в слой шихты.

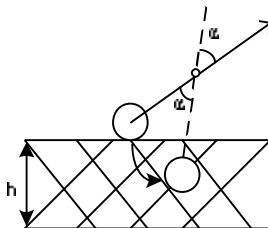


Рис. 17. Конструкция датчиков непосредственного измерения слоя шихты

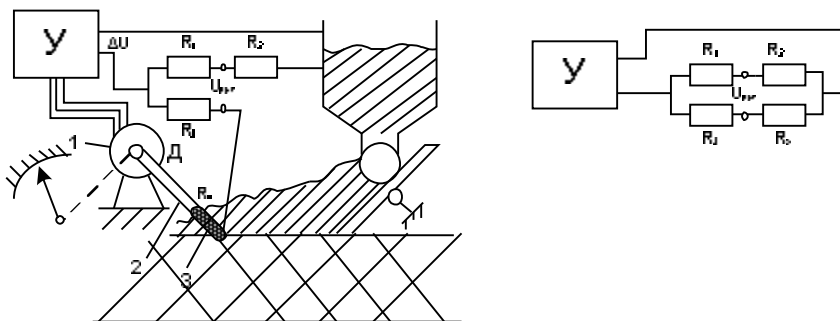


Рис.18. Конструкция датчиков измерения слоя шихты с использованием мостовой схемы

Сопротивление R_x между шихтой и щупом включено в мостовую схему, образованную сопротивлениями R_1 , R_2 , R_3 , R_x . В измерительной диагонали моста формируется сигнал рассогласования, причем мостовая схема сбалансирована таким образом, чтобы величина порогового сопротивления определялась положением щупа на поверхности шихты. При изменении откоса шихты на лотке щуп или погружается, или освобождается, что вызывает разбаланс схемы и появление сигнала ΔU в измерительной диагонали, который усиливается усилителем до величины, достаточной для срабатывания двигателя Д. Направление вращения двигателя выбрано таким, чтобы обеспечивать равновесие мостовой схемы.

Угол поворота двигателя преобразуется в электрический сигнал, который измеряется прибором, отградуированным в единицах высоты слоя.

3.1.3. Контроль законченности процесса спекания

Все современные агломерационные машины должны иметь зону охлаждения. На большинстве машин старого типа зона охлаждения организовывается на самой агломерационной ленте.

Процесс агломерации должен быть закончен на активной длине ленты L_a , и некоторая часть агломерационной ленты должна использоваться для охлаждения готового агломерата.

Если L_a расположена очень близко к концу ленты, то горячий агломерат не успевает приобрести достаточную механическую прочность и, попадая на дробилку роторного типа, сильно размельчается, при этом увеличивается доля возврата, что приводит к прямым потерям, снижая производительность.

Наоборот, если L_a расположена далеко от заданной зоны, то часть ленты будет использоваться вхолостую, что опять снижает производительность.

Одним из наиболее простых индикаторов законченности процесса спекания является температура продуктов сгорания в общем коллекторе $t_{\text{колл}}$ или в двух-трех последних вакуум-камерах.

В случае, если плотность (герметичность) последних камер достаточно высока, то можно полагать, что процесс спекания заканчивается в $n-1$ камере, если:

$$t_{n-1} - t_n \approx 0 - 10^\circ \text{C}.$$

Если же температура t_n искажена подсосами атмосферного воздуха, то законченность процесса спекания можно оценить по отношению разностей температур в предпоследних камерах разрежения (рис.19).

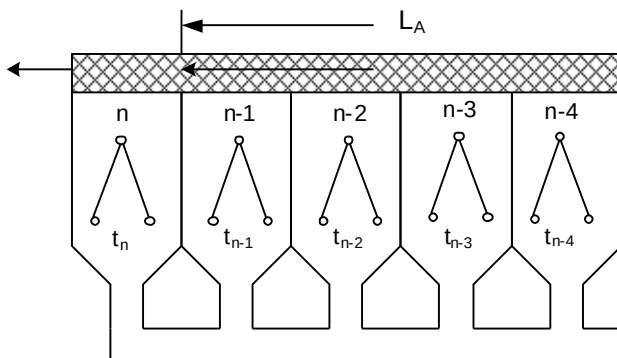


Рис. 19. Метод определения законченности процесса спекания по отношению разностей температур в предпоследних камерах разрежения

$$K = \frac{t_{n-1} - t_{n-2}}{t_{n-2} - t_{n-3}}.$$

Таблица 1

Зависимость отношения разностей температур в предпоследних камерах разрежения от активной длины аглоленты

La	n-2	n-1,5	n-1	n	n+1
K	-1.0	0.0	0.3	0.5	1.5

С ростом величины $(t_{n-1} - t_n) + t_{\text{колл}}$ точка окончания спекания смещается в головную часть аглоленты.

При автоматическом регулировании активной длины аглоленты для оперативности управления целесообразно применить способ компенсации возмущений.

Этот метод позволяет установить скорость движения агломерационной ленты V_L в соответствии со статической характеристикой:

$$\frac{h}{V_h} = \frac{L_A^3}{V_L}; V_L \cdot h = V_h \cdot L_A^3; V_L = \frac{V_h \cdot L_A^3}{h},$$

где h – высота слоя спекаемого агломерата;

V_h – вертикальная средняя скорость спекания (скорость перемещения фронта горения);

L_A^3 – заданная активная длина аглоленты;

V_L – скорость ленты.

Если агломашина имеет зону охлаждения, то в этом случае удастся достаточно точно определить восходящую и нисходящую ветви кривой распределения температуры продуктов сгорания в последних вакуум-камерах.

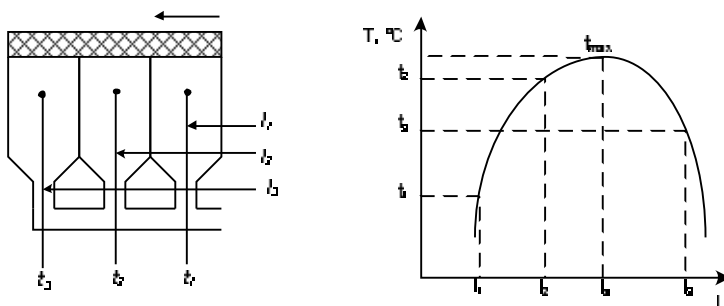


Рис. 20. Модель определения текущего значения активной длины аглоленты по распределению температуры продуктов сгорания в последних вакуум-камерах

Если в районе окончания процесса спекания измерять температуру в трех вакуум-камерах t_1 , t_2 , t_3 , расположенных соответственно на расстояниях l_1 , l_2 , l_3 от головной части машины, то координату точки L_a окончания процесса спекания можно вычислить следующим образом.

1. Принимаем параболической форму температурной кривой в соответствии с выражением

$$\bar{t} = a + b \cdot l + c \cdot l^2,$$

где a , b , c – постоянные коэффициенты.

2. Продифференцируем полученное уравнение по l и приравняем нулю, тогда:

$$b + 2cl = \frac{dt}{dl} \quad 0; l_a = -\frac{b}{2c}.$$

Постоянные коэффициенты a , b и c определяем из системы уравнений:

$$\begin{cases} t_1 = a + b \cdot l_1 + c \cdot l_1^2, \\ t_2 = a + b \cdot l_2 + c \cdot l_2^2, \\ t_3 = a + b \cdot l_3 + c \cdot l_3^2. \end{cases}$$

Затем определяется L_a .

Существуют и другие методы определения законченности процесса спекания агломерата:

- по освещенности в последних вакуум-камерах;
- по концентрации СО в отходящих газах;
- по температуре газов в последних вакуум-камерах;
- по магнитному сопротивлению шихты и готового агломерата.

Рассмотрим метод определения законченности процесса спекания по магнитному сопротивлению шихты и готового агломерата (рис. 21).

Индукционный датчик представляет собой два П-образных магнитопровода 1, разомкнутые концы которых имеют контакт с поверхностью агломерационного пирога. Вследствие различной магнитной проницаемости спеченного 2 и неспеченного 3 слоев пирога, а также наличия между ними немагнитной прослойки (зона горения топлива), сопротивление магнитопроводов изменяется в соответствии с ростом спекающейся части агломерата по длине аглоленты.

Магнитопроводы расположены в головной (после зажигательного горна) и хвостовой частях агломашины и включены в мостовую измерительную схему (резисторы R_1 , R_2). С увеличением толщины слоя агломерата увеличивается его магнитная проницаемость, рост которой изменяет соотношение индуктивностей L_1 и L_2 в катушках 4 и 5, что приводит к разбалансу мостовой схемы. На выходе появляется сигнал ΔU , пропорциональный толщине спеченного слоя. После усиления в устройстве 6 сигнал подается на измерительный прибор 7, шкала которого проградуирована в сантиметрах высоты слоя спеченного агломерата.

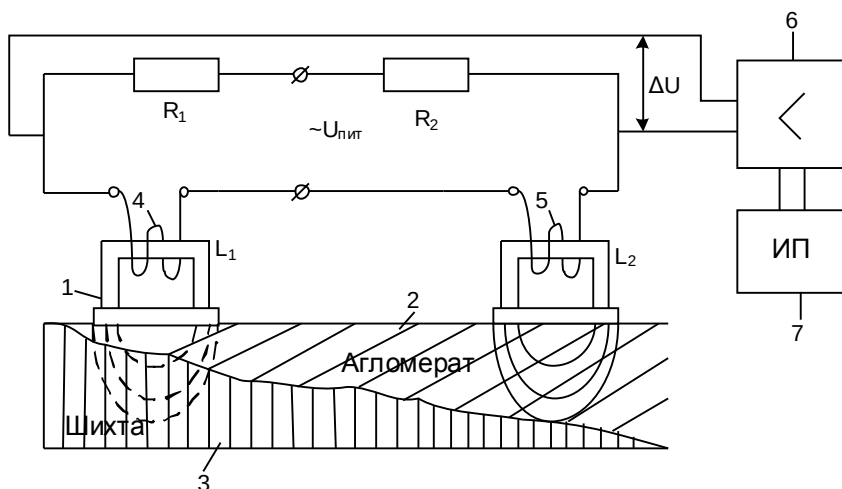


Рис. 21. Прямой метод измерения законченности процесса спекания

Основной задачей управления процессом спекания является автоматическое согласование горизонтальной скорости аглоленты V_L и вер-

тикальной скорости спекания V_h , чтобы закончить процесс спекания на заданной длине L_a^3 аглоленты.

Для управления этим процессом автоматически изменяют скорость движения аглоленты, разрежение в вакуум-камерах (вертикальную скорость спекания), толщину слоя шихты h .

Представляет интерес система, разработанная Киевским институтом автоматики (рис. 22).

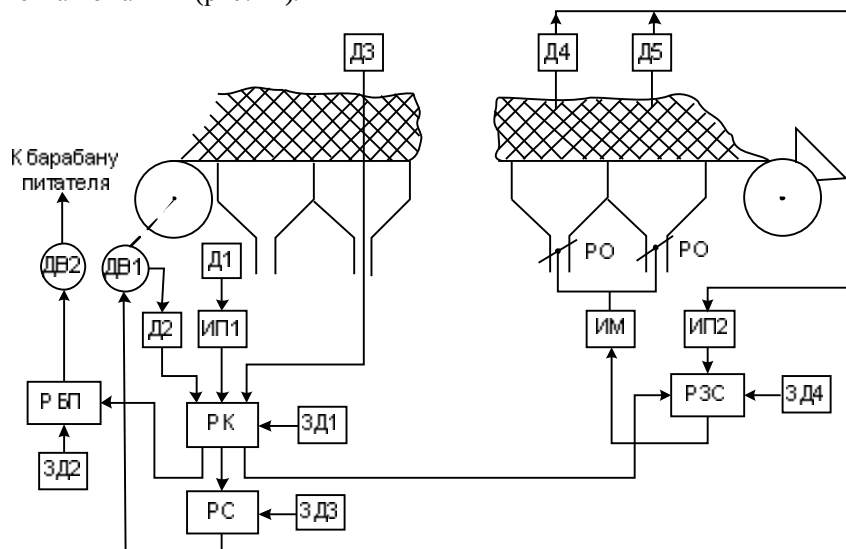


Рис. 22. Система управления процессом спекания агломерата

Устройством для контроля газпроницаемости шихты служит «нулевая» вакуум-камера, установленная перед зажигательным горном и оборудованная отдельным эксгаустером. Вакуум-камера снабжена системой стабилизации заданного значения вакуума и датчиком D_1 со вторичным прибором расхода воздуха, просасываемого через слой шихты.

Сигналы с датчиков газпроницаемости D_1 , скорости аглоленты D_2 , высоты слоя шихты D_3 поступают на корректирующий регулятор РК, который суммирует поступившие сигналы и рассчитывает высоту слоя готового агломерата.

Регуляторы скорости аглоленты РС, скорости вращения барабанного питателя РБП и законченности спекания РЗС (разности температур в последних вакуум-камерах) стабилизируют соответствующие параметры, заданные соответственно задатчиками $Z_{д3}$, $Z_{д2}$, $Z_{д4}$. При неравенстве рассчитанной высоты слоя готового агломерата H , заданного задатчиком $Z_{д1}$, регулятор РК вырабатывает воздействие на коррекцию задания регулятором РС, РБП, РЗС.

Указанные регуляторы с помощью исполнительных устройств ДВ₁, ДВ₂ и ИМ приводят скорость аглоленты, высоту слоя шихты и разность температур с последних вакуум-камерах к новым (скорректированным) заданным значениям.

3.2. Функциональная схема контроля и регулирования процесса агломерации

Функциональная схема контроля и регулирования процесса агломерации предусматривает (рис. 23):

1 и 14 – измерение и регулирование температуры рабочего пространства зажигательного горна.

Горн отапливается смешанным газом (коксовый+доменный), температура в рабочем пространстве достигает 1300 °С.

Иногда зажигательный горн разбивается на три зоны: зона предварительного нагрева, зона зажигания и зона замедленного охлаждения. Разбивка на три зоны способствует увеличению производительности, так как делает более мягким температурный перепад на выходе зажигательного горна, так как в зоне замедленного охлаждения поддерживается температура 600-800 °С и предотвращается растрескивание агломерата от термических деформаций.

2 – измеряется давление отопительного газа на зажигательный горн. Схемой предусматривается аварийная сигнализация при падении давления.

6 – измеряется давление вентиляторного воздуха, используемого для сжигания отопительного газа. Схемой предусматривается аварийная сигнализация при падении давления.

3,4,5 – измеряется расход газа (3) и воздуха (4).

Схемой предусмотрено управление процессом сжигания топлива с использованием способа объемного пропорционирования расхода: ведущий – газ, ведомый – воздух. Управление осуществляется за счет стабилизации коэффициента расхода воздуха (5) путем изменения расхода воздуха.

8 – измеряется разрежение в нулевой вакуум-камере.

Данный параметр характеризует начальную газопроницаемость слоя шихты, эта газопроницаемость характеризует влажность шихты, и измеряемый параметр может использоваться в системе регулирования влажности шихты.

9,10 – измеряется разрежение и температура в вакуум-камере на уровне зажигательного горна. Эти параметры характеризуют начало процесса зажигания кокса в слое шихты.

11,12 – измеряется температура и разрежение в вакуум-камерах средней части ленты, то есть в месте наибольшей конденсации влаги, когда из-за переувлажнения шихты газопроницаемость (производительность) резко уменьшается.

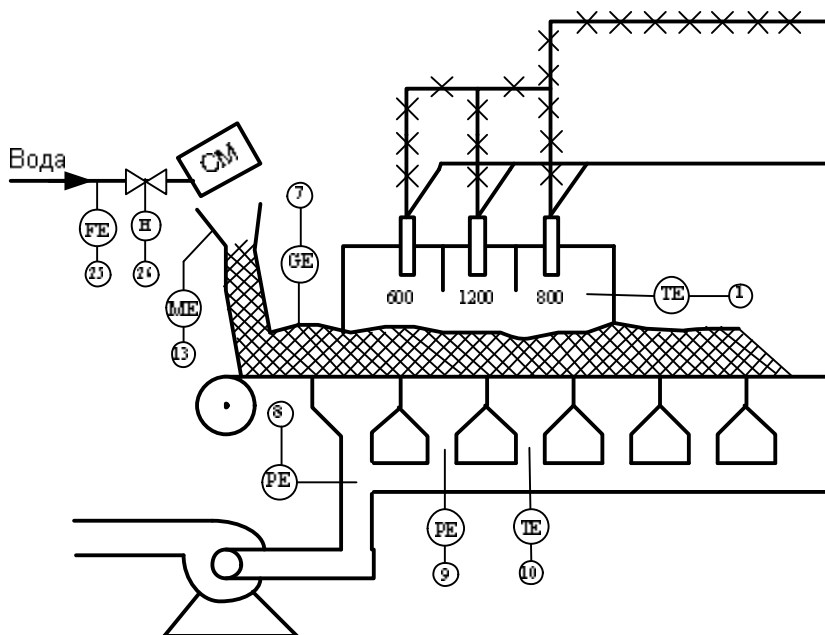
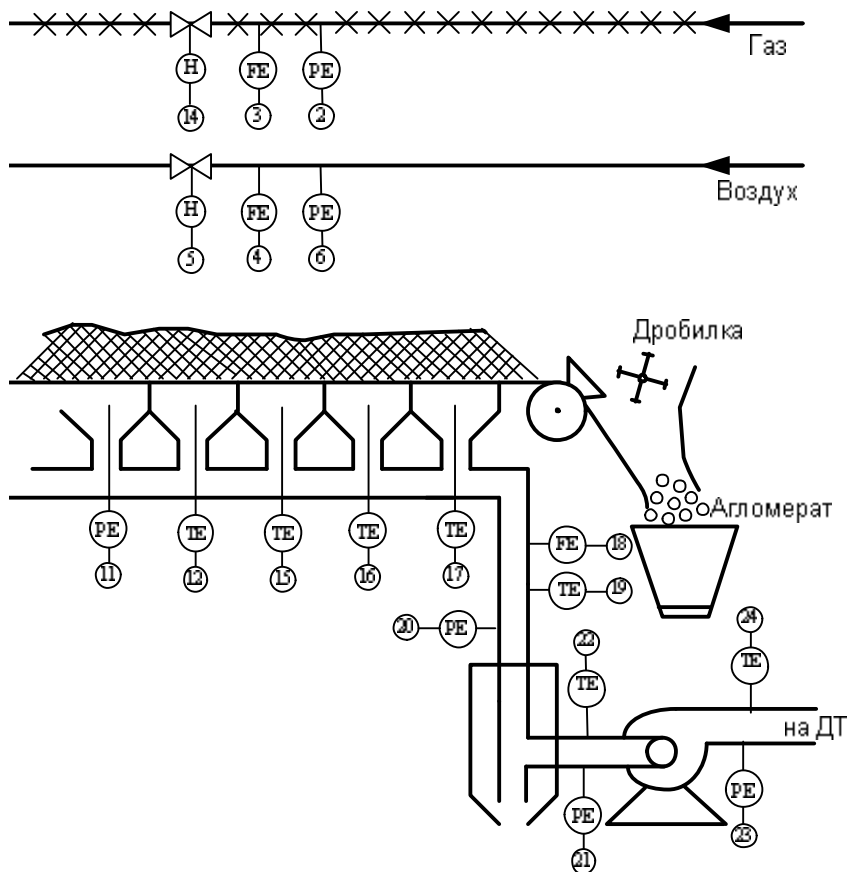


Рис. 23. Функциональная схема контроля и регулирования



процесса агломерации

13,25 – измеряется и регулируется влажность шихты, которая определяет газопроницаемость и производительность.

15,16,17 – измеряется температура в вакуум-камерах в районе окончания процесса спекания (активные длины ленты) для управления скоростью движения ленты.

18 – измеряется расход, а по расходу и количество (проинтегрировав расход) газов в общем коллекторе.

Расход и количество косвенно характеризуют вертикальную скорость спекания, и этот параметр может также использоваться для регулирования скорости ленты.

19 – измеряется температура отходящих газов на входе в пылеуловитель-циклон, используемый для очистки газов.

20,21 – измеряется разрежение на входе и выходе пылеуловителя.

В результате засорения пылеуловителя может произойти его разрушение.

22 – измеряется температура газов, отсасываемых на входе в дымосос.

23,24 – измеряется разрежение и температура удаляемых газов на входе в дымовую трубу.

25, 26 – измеряется и регулируется расход воды в смеситель.

3.3. АСУ ТП агломерационного производства

Для функционирования АСУ ТП необходимо иметь математическую модель процесса, используя которую можно сформулировать цель управления в виде определенного критерия.

Универсальной, общей математической модели агломерационного процесса нет. Есть разные варианты модели, которые учитывают содержание возврата в шихте, содержание топлива в шихте, влажность шихты и высоту слоя шихты. В зависимости от соотношения этих параметров формируются расчетные значения выходного параметра.

Наиболее предпочтительным значением выходного параметра для агломерационного производства является текущая производительность агломерационной машины.

Структурная схема АСУ ТП процесса спекания представлена на рис.24.

Представленная АСУ ТП предусматривает стабилизацию основных параметров процесса спекания и обеспечивает оптимизацию процесса по производительности и качеству готового агломерата.

Локальные контура управления I, II, III служат для стабилизации расходов соответственно топлива, воды и шихты в смеситель, заданные значения которых могут корректироваться регулятором скорости аглоленты IV (2).

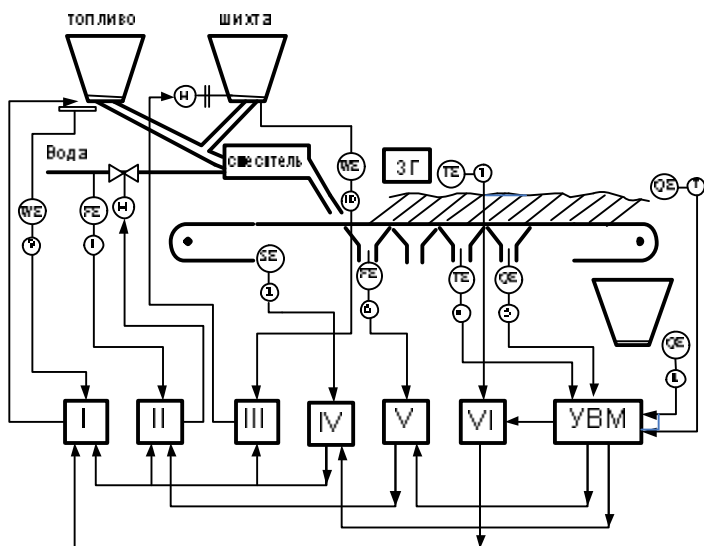


Рис. 24. Структурная схема АСУ ТП агломерационного производства

Скорость аглоленты регулируется таким образом, что процесс спекания заканчивается в районе последней вакуум-камеры заданной активной длины ленты.

Координата точки окончания спекания определяется УВМ с учетом информации, формируемой датчиком температуры газов в вакуум-камере 4 и датчиком освещенности 5 в вакуум-камере зоны спекания.

Газопроницаемость шихты измеряется при помощи датчика расхода 6 в нулевой вакуум-камере. Газопроницаемость регулируется (стабилизируется) регулятором V за счет коррекции задания регулятору расхода воды II.

Температура зоны спекания в верхнем слое контролируется оптическим пирометром 3, который установлен непосредственно за зажига-тельным горном ЗГ и свизирован на поверхность агломерата.

Стабилизация температуры зоны спекания осуществляется регуля-тором VI за счет коррекции задания регулятору расхода кокса.

Оптимизация процесса спекания осуществляется двумя программ-но-реализуемыми подсистемами. Первая подсистема использует показани-я прибора 7, измеряющего твердость агломерата по количеству опреде-ленной фракции, выделяемой после дробления горячего агломерата роторной дробилкой. Эта подсистема обеспечивает поиск и поддержание оптимального значения температуры в зоне горения, поскольку эта тем-пература обеспечивает прочность агломерата. Излишек топлива может привести к оплавлению агломерата. Агломерат необходимо спечь, но не

расплавить. Управление качеством агломерата осуществляется коррекцией регулятору VI от УВМ.

Вторая подсистема использует данные о производительности агломашины, которая измеряется датчиком веса 8.

Этот датчик контролирует вес готового агломерата, отгруженного с данной ленты потребителю. УВМ в зависимости от принятой математической модели и для обеспечения заданной производительности ленты формирует корректирующий сигнал регулятору скорости ленты IV.

Качество агломерата кроме прочности оценивается еще по степени окисленности агломерата. Окисленность агломерата определяется как отношение содержания FeO к Fe_2O_3 . Окисленность можно оценить по магнитным свойствам агломерата.

АСУ ТП агломерационного производства, кроме отмеченных систем, включает и другие подсистемы, реализуемые УВМ верхнего уровня управления, которые выполняют дополнительные функции:

1. Автоматический контроль запасов материалов во всех расходных и резервных бункерах шихтового отделения.
2. Автоматическая система управления подачи возврата в шихту.
3. Система автоматического согласования работ спекательного и подготовительного отделений аглофабрики.
4. Автоматическое управление загрузкой шихты на аглоленту.
5. Автоматическое управление процессом зажигания шихты (тепловой режим ЗГ).
6. Автоматическое управление процессом охлаждения спёка (горячего агломерата).
7. Автоматический централизованный контроль и анализ общих результатов технологического процесса по производству готового агломерата с выдачей отчетных документов по производительности и расходным материалам за час, смену, сутки, месяц и год.

Вопросы для самопроверки

1. Каким образом осуществляется контроль и регулирование влажности шихты?
2. Основные способы контроля и регулирования высоты слоя шихты на агломашине.
3. Что такое активная длина аглоленты?
4. Какие существуют методы определения законченности процесса спекания?
5. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров агломерационного процесса.
6. Какие элементы входят в структурную схему АСУ ТП агломерационного процесса?
7. Какие функции выполняют УВМ верхнего уровня управления агломерационного процесса?

4. УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛИЗИРОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ

Вторым способом (после агломерационного спекания) обогащения (окускования) рудной части шихты для доменного производства является получение окатышей.

На фабриках по производству окатышей основными являются две системы автоматического управления, которые подразделяются в соответствии с разделением технологического процесса:

1. Система управления гранулятором.
2. Система управления обжиговой машиной.

Все остальные системы, используемые на фабриках производства окатышей, аналогичны рассмотренным ранее для аглофабрик.

Структурная схема гранулятора представлена на рис.25.

Работа гранулятора в основном зависит от угла наклона барабана к горизонту и скорости его вращения. Комбинируя эти два параметра, можно получать окатыши заданного размера. Структурная схема обеспечивает автоматизацию производства окатышей.

Так, регулятор Р1 поддерживает постоянный расход воды к форсункам. Расход воды измеряется диафрагмой 1 и регистрируется измерительным прибором ИП1. С использованием типового закона регулирования регулятор управляет исполнительным механизмом ДВ0, который перемещает РО1. Этот контур осуществляет грубое предварительное регулирование влажности.

Окончательно влажность шихты в процессе грануляции (определяющий процесс параметр), поддерживается на заданном постоянном уровне дополнительным корректирующим регулятором Р2. Этот регулятор получает исходную информацию по следующим каналам:

1. Расход воды к водяным форсункам от ИП1.
2. Текущий расход воды на брызгало (от датчика 2 и ИП2).
3. Влажность исходной шихты по каналу ДВл-ИПВл (датчик влажности - измерительный прибор влажности).
4. Текущий расход шихты от датчика ДР-ИП4.

Регулятор Р4 управляет скоростью вращения барабанного питателя и одновременно скоростью транспортной ленты.

Регулятор Р3 управляет процессом окомкования и получает исходную информацию по трем каналам:

- 1) от датчика расхода шихты (ДР-ИП4);
- 2) от датчика производительности гранулятора (ДП-ИПП);
- 3) от датчика крупности окатышей (ДК).

В зависимости от алгебраической суммы этих трех сигналов, регулятор Р3 управляет скоростью вращения гранулятора (двигатель ДВ1) и углом наклона гранулятора (двигатель ДВ3).

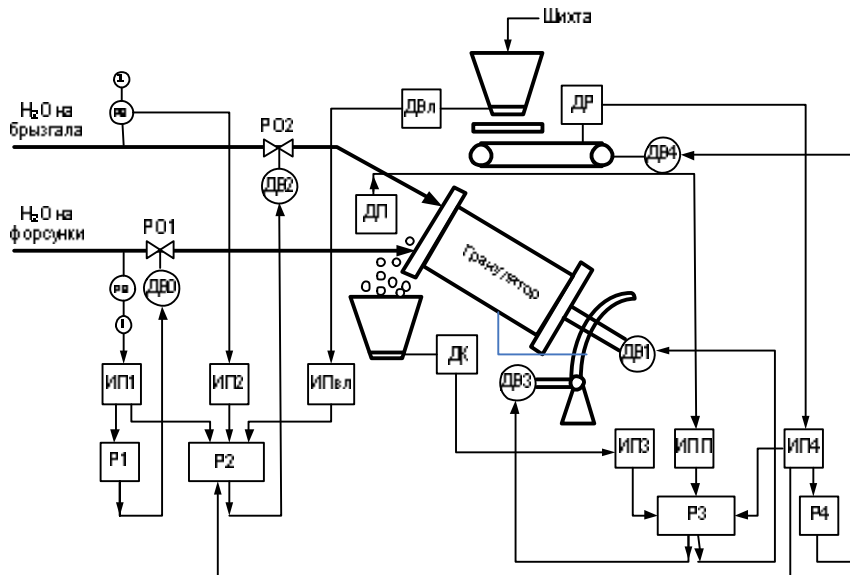


Рис. 25. Структурная схема управления гранулятором

Полученные окатыши из гранулятора подаются на обжиговую машину, представляющую собой металлический транспортер, проходящий через зону обжига, по конструкции аналогичной агломерационной ленте.

Для управления обжиговой машиной используются контуры регулирования температуры в зонах, управление соотношением газ-воздух в каждой зоне и контур управления газодинамическим режимом (давлением в каждой зоне). Есть также контур управления высотой слоя окатышей на обжиговой машине.

Вопросы для самопроверки

1. Какие системы автоматического управления являются основными на фабриках по производству окатышей?
2. От каких параметров зависит работа гранулятора?
3. Перечислить основные элементы системы управления гранулятором.
4. Что представляет собой обжиговая машина?
5. Каким образом осуществляется управление обжиговой машиной?

5. АВТОМАТИЗАЦИЯ КОКСОХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Кокс образуется при нагреве определенных типов углей (коксующихся) в специальных камерах, составляющих коксовые батареи. Длина камеры до 11–13 м; высота до 3–4 м; ширина 300–400 мм. Причем камера имеет неодинаковую ширину для того, чтобы облегчить выталкивание коксового пирогa.

Коксохимическое производство состоит технологически из трех отделений:

- углеобогадательная фабрика;
- коксовые печи (батарей);
- сульфатно-передийное отделение, состоящее из комплекса установок, позволяющего выделить из образующегося коксового газа много полезных веществ (бензол, толуол...).

Задачей углеобогадательного отделения является обеспечение коксовых печей угольной шихтой постоянного качества:

- по ситовому составу;
- по содержанию влаги в шихте;
- по насыпному весу;
- по содержанию углерода в углях, составляющих шихту.

В настоящее время угольная шихта состоит из 3-4 углей различных месторождений, подаваемых в шихту в определенных пропорциях.

Углеобогадательное производство относится к классу взрывоопасных помещений, поэтому все технические средства должны иметь взрывобезопасное исполнение.

С точки зрения автоматизации углеобогадательного отделения необходимо решать следующие задачи:

1. Автоматизация процесса дробления углей.
2. Автоматизация процесса контроля и регулирования влажности шихты (1% избыточной влажности увеличивает продолжительность процесса коксования на 5%).
3. Контроль и регулирование постоянства ситового состава технологических групп углей после каждой дробилки.
4. Автоматический контроль и регулирование постоянства насыпного веса шихты.
5. Автоматический контроль и регулирование состава шихты путем дозирования каждого компонента в шихту.

В основном при автоматизации углеобогадательных отделений приходится решать задачи механизации технологических операций.

Процесс получения кокса осуществляется в коксовых печах. Так как камера несимметрична, то в системе автоматического управления также произведено разделение систем соответственно на машинную (МС) и коксовую (КС) сторону, причем каждая из сторон управляется

индивидуально. Так как на КС шихты больше, то и отопительного газа туда надо больше, чем на МС.

Коксовые печи относятся к печам, в которых подача воздуха на сжигание газа организуется за счёт тяги дымовой трубы.

Регулирование расхода воздуха осуществляется изменением разрежения в дымовом борове каждой из сторон батареи.

Функциональная схема контроля и регулирования технологического процесса производства кокса представлена на рис.26.

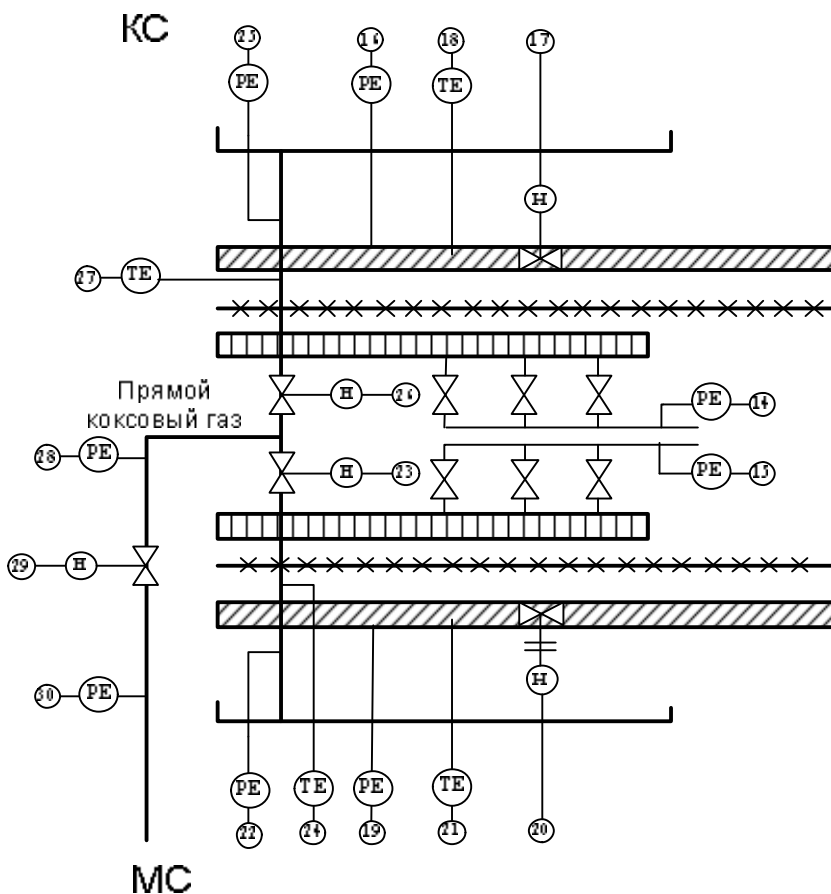
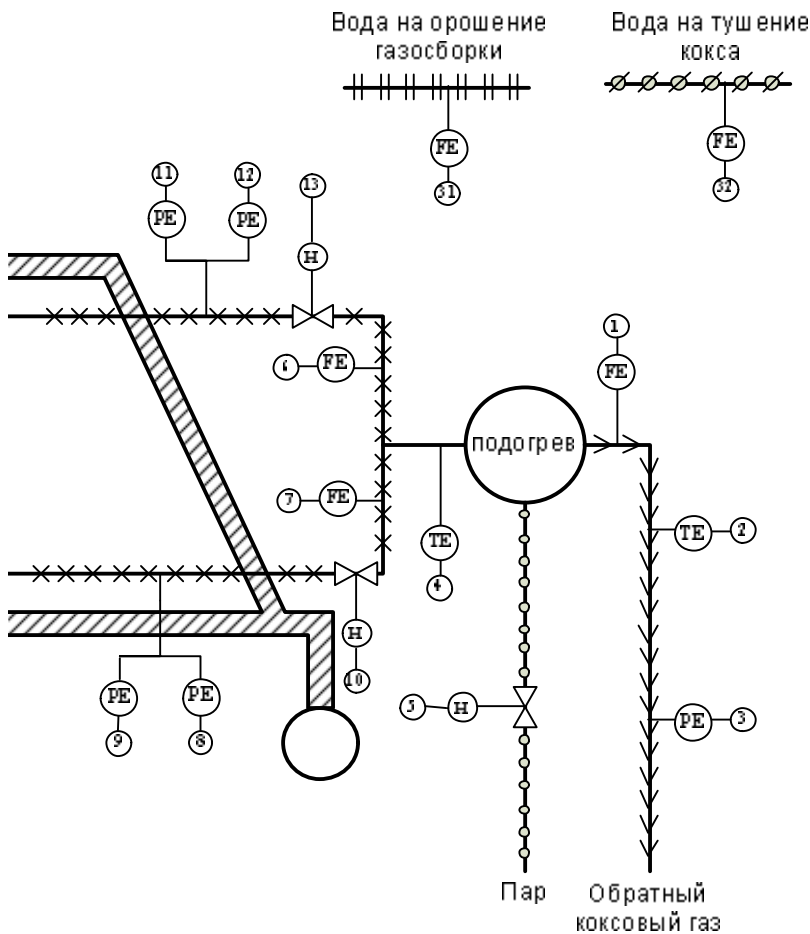


Рис.26. Функциональная схема контроля и регулирования

Схемой предусмотрено:
 расхода отопительного (обратного) коксового газа.
 2 – измерение температуры отопительного газа с помощью термометров сопротивления.
 3 – измерение давления отопительного газа.
 4,5 – измерение и регулирование температуры коксового газа, подаваемого на отопление.



технологического процесса производства кокса

1 – измерение

В коксовом газе содержится много различных веществ, в частности нафталин, который может выпадать при низких температурах, забивая газопровод. Подогрев осуществляется в пароподогревателе за счет подачи пара.

6,7 – измерение стандартным комплектом САПФИР расхода коксового газа соответственно на КС (6) и МС (7).

Так как объем шихты с КС больше, для обеспечения равномерного процесса коксования на эту сторону подается больше топлива.

8,9,11,12 – измерение давления отопительного газа соответственно на МС (8,9) и КС (11,12).

Схемой предусмотрено (8,11) наличие аварийной сигнализации при падении давления коксового газа на соответствующую сторону.

9,10,12,13 – регулирование давления отопительного газа на МС и КС.

14,15 – измерение (периодически) разрежения в регенераторах на КС и МС.

Воздух на смешение газа подается только за счет тяги дымовой трубы, поэтому контроль разрежения определяет количество воздуха, который засасывается в регенератор, и это количество воздуха определяет качество сжигаемого топлива в обогревательных простенках.

16,17,19,20 – измерение и регулирование разрежения в дымовых боровых (дымоотводящих каналах) соответственно на КС и МС.

Данный импульс определяет газодинамический режим тепловой работы всей батареи.

18,21 – измерение температуры продуктов сгорания в дымовом борове соответственно с КС и МС.

Температура определяет тягу дымовой трубы.

22,23,25,26 – измерение и регулирование давления прямого коксового газа с каждой из сторон коксовой батареи.

Данные системы предназначены для предотвращения возможного перетока образующегося коксового газа с одной стороны на другую.

24,27 – измерение температуры прямого коксового газа с МС и КС.

Данный импульс косвенно характеризует температуру газопровода, который для предотвращения перегрева орошается (охлаждается) водой.

28,29 – измерение и регулирование давления прямого коксового газа в общем (батарейном) газопроводе.

Необходимо, чтобы давление коксового газа в сборном газопроводе батареи было больше, чем в общецеховом коллекторе, на который работает несколько батарей.

30 – измерение давления коксового газа в общецеховом коллекторе.

31 – измерение расхода воды на орошение газосборников.

32 – измерение расхода воды на тушение кокса.

Вопросы для самопроверки

1. Что такое кокс?
2. Из каких отделений состоит коксохимическое производство?
3. Что является задачей углеобогательного производства?
4. Какие задачи необходимо решать при автоматизации углеобогательного отделения?
5. Что собой представляет коксовая печь?
6. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров при автоматизации производства кокса.

6. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ ЧУГУНА В ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ

Доменные печи (ДП) являются самыми безотходными, экономичными и высокопроизводительными агрегатами для выплавки чугуна. В ДП осуществляется восстановление железа из окислов.

Восстановление осуществляется двумя способами: прямое восстановление углеродом кокса при температуре до 2000°C и косвенное восстановление за счет монооксида углерода (СО) в процессе встречного движения шихты (вниз) и потока газа (вверх).

Для осуществления процесса горения кокса в нижнюю часть печи подается горячее дутье (воздух с температурой до 1200°C и давлением до 3 атмосфер), поэтому рабочее пространство ДП представляет собой герметичный сосуд, находящийся под большим давлением. Вследствие этого прямые измерения параметров процесса затруднены.

Кампания (срок работы печи) составляет 10 лет, поэтому основной задачей, которая решается при автоматизации закрытого доменного процесса, является стабилизация параметров процесса; поскольку прямые способы недоступны, управление осуществляется по косвенным параметрам. Таким образом, решаются две проблемы: контроль за техническим состоянием печи и стабилизация её режима работы.

6.1. Функциональная схема контроля и регулирования доменного процесса

Для решения поставленных задач ДП оснащена системой контроля и регулирования технологических параметров (рис.27).

Схемой предусматривается:

1 – измерение давления природного газа по цеху (в общем коллекторе).

2 – измерение давления природного газа на печь.

2,10 – измерение перепада давления между природным газом и горячим дутьем (для предотвращения попадания дутья в газопровод природного газа). Схемой предусматривается сигнализация при уменьшении перепада ниже предельного уровня (0,5 атм).

Природный газ подается в ДП для компенсации части кокса, который расходуется как источник тепла. Стоимость 1 т кокса – 2500 руб., 1000 м³ природного газа – 900 руб., поэтому для получения тепловой энергии выгодно сжигать природный газ и компенсировать часть кокса.

3,4 – измеряется и регулируется расход природного газа на печь.

При оптимизации процесса подачи природного газа в ДП с использованием системы автоматической оптимизации следует помнить, что постоянная времени процесса зависит от объема печи и изменяется в пределах от 6 до 12 ч; статическая характеристика процесса «расход кокса»-«расход природного газа» смещается в зависимости от удельного расхода кислорода в печь.

5 – измеряется температура холодного дутья.

Холодное дутье производится с использованием многоступенчатых турбовоздуходувки. При получении дутья воздух механически нагревается.

6,7 – регулируется давление горячего дутья на печь путем сброса части холодного дутья в атмосферу.

Давление горячего дутья является важным параметром, так как от него зависят все физико-химические процессы в печи и по распределению дутья по высоте шахты судят об интенсивности восстановления.

8 – измеряется расход холодного дутья, так как измерить расход горячего дутья трудно.

От расхода дутья на печь зависит производительность печи. Расход и давление дутья определяют динамический напор потока газа. До 80% веса шихты уравнивается дутьем, поэтому всегда должен быть баланс между сходом шихты и подъемной силой.

9,12 – измеряется и регулируется температура горячего дутья.

Нагретое дутье вносит физическое тепло в рабочее пространство печи, что способствует повышению температуры в зоне горна и снижению расхода кокса. Температура горячего дутья должна быть стабильной, поэтому горячее дутье разбавляется холодным для обеспечения ровного хода ДП.

10 – измеряется давление горячего дутья. Также импульс используется для измерения частных перепадов по высоте шахты:

10-20 – измеряется перепад давления по высоте шахты;

10-19 – измеряется нижний перепад давления;

19-20 – измеряется верхний перепад давления.

11,13 – измеряется и регулируется влажность горячего дутья.

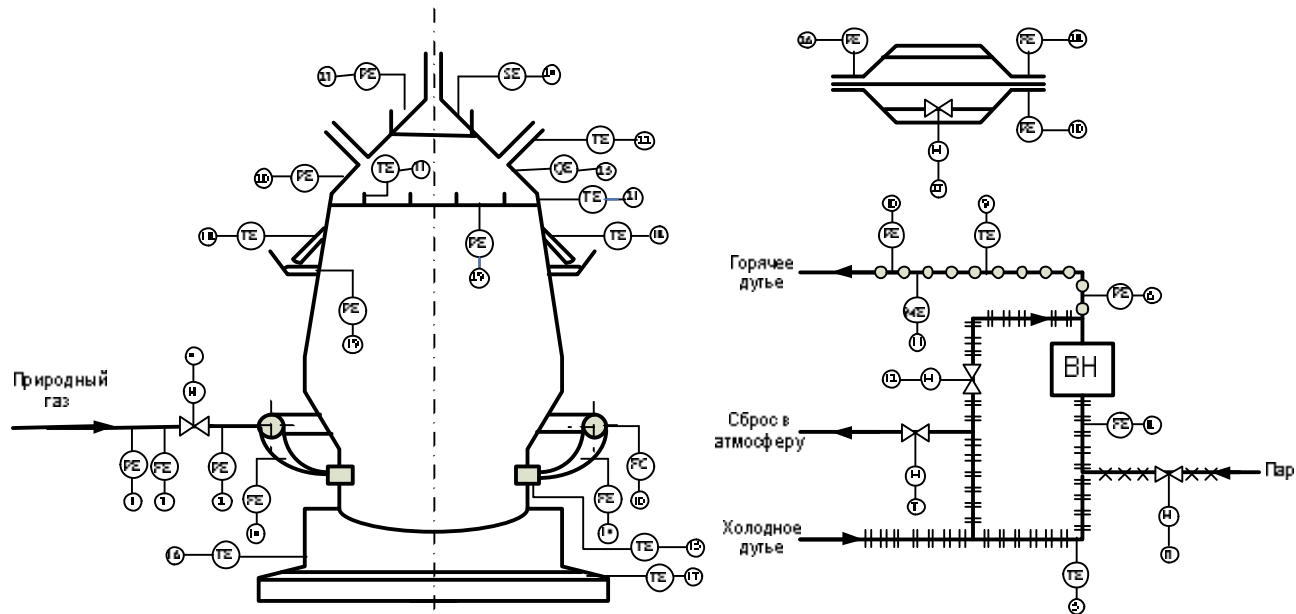


Рис. 27. Функциональная схема контроля и регулирования доменного процесса

Влажность регулируется подачей пара в холодное дутье. Влажность атмосферного воздуха сезонно меняется от 4–8 до 25–30 мг/м³. Для ДП важно стабильное содержание влаги, хотя влага для печи приносит вред. Влажность дутья поддерживается максимальной (30 мг/м³). Холодное дутье увлажняется для того, чтобы интенсифицировать процесс нагрева (так как кислород и азот не нагреваются излучением).

14 – измеряется расход горячего дутья на каждую фурму.

Сложность измерения заключается в высокой температуре и значительной абразивной загрязненности дутья. Измерительные диафрагмы из жароупорной стали работают всего 10 дней. Сигнал измерения расхода осуществляется по перепаду давления на фурменном колене. Для каждой печи существует свое индивидуальное распределение дутья по фурмам, при котором достигается максимум производительности.

15 – измеряется температура охлаждающей воды на сливе из каждой фурмы. Режим охлаждения определяется температурой выпадения солей (50–60°C).

16 – контролируется температура лещади печи (днища).

За 10 лет работы печи лещадь, выполненная из графитовых блоков, постепенно разгорается и в нижней части ниже выпускной летки образуется жидкая масса чугуна объемом более 300 т. Прорыв этого чугуна из печи недопустим.

17 – измеряется температура воздуха, охлаждающего лещадь. Для уменьшения разгара лещади через нее продувают воздух. Температура воздуха на выходе также контролируется.

18 – контролируется температура воды на сливе шахтных холодильников. Для предотвращения разрушения кладки печи в шахту ДП вмонтированы холодильники (от 50 до 100).

21,29 – измеряется температура и давление в разных точках по радиусу ДП путем использования информационного зонда.

По распределению температуры и давления судят о распределении газового потока по сечению шахты. Чем меньше температура и меньше содержание СО, тем лучше выделяется в печи тепловая и химическая энергия.

22 – измеряется температура доменного газа в вертикальных газоходах ДП. Характеризует процессы косвенного восстановления и теплообмена по высоте шахты.

23 – измеряется давление газа в межконусном пространстве

24 – чтобы обеспечить равномерное (требуемое) распределение шихты, кокса и руды по поверхности большого конуса, воронка малого конуса поворачивается на определенный угол с помощью вращающего распределителя шихты (ВРШ). Этот угол называется станцией и контролируется датчиком положения.

25 – контролируется состав доменного газа на выходе из печи.

Газ, благодаря наличию CO и H_2 , является вторичным технологическим топливом ($700\text{--}900 \text{ ккал/м}^3$). Стоимость $1000 \text{ м}^3 - 80 \text{ руб.}$; на каждую тонну выплавленного чугуна приходится около 900 м^3 газа. Тепловорность газа определяется содержанием CO : чем лучше работает печь, тем ниже калорийность.

26,27 – измеряется и регулируется давление доменного газа на колошнике.

Чем выше давление, тем лучше косвенное восстановление. Регулирование давления осуществляется дроссельной группой, причем 2-3 дросселя открыты всегда, а регулирование осуществляется одним дросселем. С увеличением давления доменного газа растет сопротивление по каналу фурма-колошник, что приводит к увеличению времени контакта шихты с газами и повышению времени косвенного восстановления.

28 – измеряется расход доменного газа на выходе печи.

30 – измеряется давление доменного газа в общецеховом коллекторе (должно быть ниже давления в печи).

6.2. Автоматизация теплового режима воздушонагревателей доменной печи

Для снижения расхода дорогостоящего кокса в качестве физического источника тепла используют горячее дутье. Температура нагрева воздуха колеблется $1150\text{--}1250^\circ\text{C}$.

Нагрев воздуха осуществляется в воздушонагревателе (каупере).

Каупер – это теплообменный аппарат регенеративного типа, представляющий собой высокую камеру, заполненную кирпичом (насадкой), уложенным по специальной схеме, позволяющей образовать вертикальные каналы сверху донизу для прохода продуктов сгорания или воздуха II. Часть рабочего пространства образует камеру горения I (рис. 28).

Воздушонагреватель является аппаратом периодического действия: в один период работы он нагревается (насадка из кирпичей), в другой период (дутьевой) через каупер продувается холодный воздух для нагрева. Воздух нагревается только за счет конвективного теплообмена.

Основной задачей при управлении тепловым режимом в период нагрева является обеспечение максимально возможной аккумуляции тепла насадкой.

В период дутья основное внимание уделяется интенсификации теплообмена между воздухом и нагретой насадкой ($\text{O}_2 + \text{N}_2 + \text{H}_2\text{O}$ ($21\% + 79\%$)).

Отапливается воздушонагреватель смешанным газом, представляющим собой смесь коксового (до 15%) и доменного газов:

$$Q_{\text{к.г}} = 3700\text{--}4000 \text{ ккал/м}^3;$$

$$Q_{\text{д.г}} = 800\text{--}1000 \text{ ккал/м}^3.$$

На каждый блок воздухонагревателей, состоящий из 3–4 аппаратов, смешанный газ формируется индивидуально.

Горелка воздухонагревателя выполнена конструктивно заодно с вентилятором. В связи с этим практически невозможно измерить расход вентиляторного воздуха, и он измеряется косвенно по положению жалюзи вентилятора.

Функциональная схема регулирования теплового режима воздухонагревателей доменной печи представлена на рис.28.

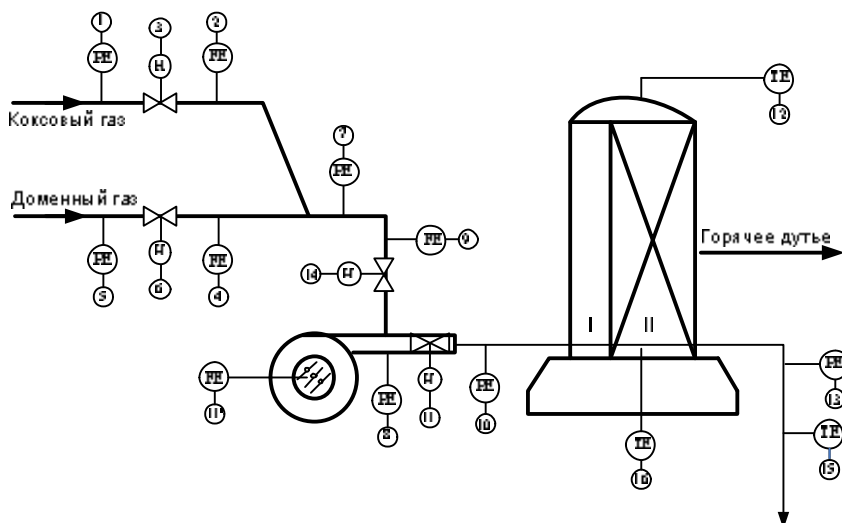


Рис.28. Функциональная схема регулирования теплового режима воздухонагревателей доменной печи

Схемой предусмотрено:

1,5 – измерение давления соответственно коксового и доменного газов.

Схемой предусмотрено наличие аварийной сигнализации при падении давления каждого из этих газов.

2,4,3 – измеряются отдельно расходы коксового и доменного газов.

Калорийность (теплотворная способность) смеси регулируется по схеме объемного пропорционирования изменением расхода коксового газа как высококалорийной составляющей (3).

7,6 – измерение и регулирование давления смешанного газа на воздухонагреватель. Давление регулируется изменением расхода доменного газа как большей по объему составляющей смеси.

9,14 – измерение и регулирование расхода смешанного газа на каждый воздухонагреватель.

Так как основной задачей в период нагрева является максимальная аккумуляция тепла, то расход смешанного газа устанавливается на максимально возможном уровне, ограниченном тягодутьевыми возможностями аппарата.

Как правило, при последовательном режиме подключения на дутье находится один аппарат, на нагреве – два или три, но возможен попарно параллельный и смешанный режим работ воздухонагревателей.

8 – измерение давления вентиляторного воздуха на горелку.

Предусмотрена аварийная сигнализация при падении давления.

10 – измерение давления горячего дутья.

12,11,11' – измерение и регулирование температуры купола воздухонагревателя.

Как правило, это температура поддерживается на предельном проектно допустимом значении.

Имеется специфическая особенность схемы регулирования температуры: регулирование осуществляется на правой нисходящей ветви статической характеристики. То есть для повышения температуры дается команда на уменьшение расхода воздуха; для снижения температуры – команда на увеличение расхода воздуха, за счет поворота жалюзи вентилятора или регулирующего клапана 11.

Увеличение расхода воздуха путем разбавления продуктов сгорания увеличивает их объем, возрастает скорость продуктов сгорания в каналах, тем самым интенсифицируется конвективный теплообмен и насадка лучше прогревается по высоте.

13,15 – измеряется температура дыма и разрежение на входе в дымовую трубу.

16 – измерение температуры дыма в поднасадочном пространстве. Насадка из кирпича в нижней части опирается на чугунные колонны и поэтому для обеспечения термической прочности колонн недопустимо превышение температуры дыма более 400-450 °С.

В теплотехническом отношении блок воздухонагревателей представляет собой достаточно сложный ОУ, поэтому функции АСУТП сводятся к решению трех задач:

1. Определение оптимальной продолжительности цикла работы блока воздухонагревателей. Цикл работы определяется суммой продолжительностей дутья каждого воздухонагревателя на блоке.
2. Выбор рациональных параметров температуры хотя бы в одной точке по высоте воздухонагревателя (если ее нет, то используется температура дыма).
3. Определение режима работы блока (последовательный, попарно-параллельный, смешанный).

При *последовательном режиме* на дутье находится поочередно один воздухонагреватель, остальные – на нагреве.

При *попарно параллельном режиме* на дутье одновременно находится два воздухонагревателя – новый, более нагретый и старый, уже остывающий. По мере остывания старого и нового, старый становится на нагрев, а к новому добавляется следующий воздухонагреватель.

При *смешанном режиме* – на дутье находится один воздухонагреватель, затем, по мере его остывания, к нему подключается второй и постепенно через него увеличивается расход воздуха. Остывающий воздухонагреватель переводится в режим нагрева.

Далее рассмотрим ***определение оптимальной продолжительности периода нагрева воздухонагревателей.***

Целью решения такой задачи является определение времени, в течение которого количество усвоенного тепла насадкой максимально. Для определения оптимальной продолжительности периода τ_{opt} воспользуемся уравнением теплового баланса для отдельного воздухонагревателя:

$$Q_{усв} = Q_{прих} - Q_{пот.дым} - Q_{пот.пост} - Q_{пот.пер},$$

$Q_{усв}$ – количество тепла, усвоенного насадкой;

$$Q_{прих} = Q_{нр} \cdot V_m \cdot \tau,$$

где $Q_{нр}$ – теплотворная способность (калорийность) смеси;

V_m – расход;

τ – текущее время;

$$Q_{пот.дым} = V_{н.г} \cdot C_{н.г} \cdot t_{н.г} \cdot \tau,$$

где $V_{н.г}$ – расход продуктов сгорания, рассчитанный по методике горения топлива;

$C_{н.г}$ – теплоемкость продуктов сгорания;

$t_{н.г}$ – температура продуктов сгорания;

τ – текущее время;

$Q_{пот.пост} = const$ 3–5% от $Q_{прих}$ – постоянные потери тепла через насадку воздухонагревателя, которые принимаются постоянными и в пределах одного нагрева не меняются;

$Q_{пот.пер}$ – тепловые потери при перекидке воздухонагревателя с нагрева на дутье или с дутья на нагрев;

$$Q_{пот.пер} = Q_{нр} \cdot V_m \cdot \Delta \tau_{пер}.$$

Они оцениваются как часть тепла, которое недополучит воздухонагреватель за время перевода с нагрева на дутье $\Delta \tau_{пер}$.

Если рассматривать тепловой баланс в условных единицах, приведенных к приходящему теплу, то в относительных единицах мы будем иметь:

$$q_{усв} = 1 - q_{пот.дым} - q_{пот.лост} - q_{пот.пер} \cdot \Delta\tau_{пер} / \tau.$$

Графическое изображение теплового баланса в условных единицах для отдельного воздухонагревателя представлено на рис. 29.

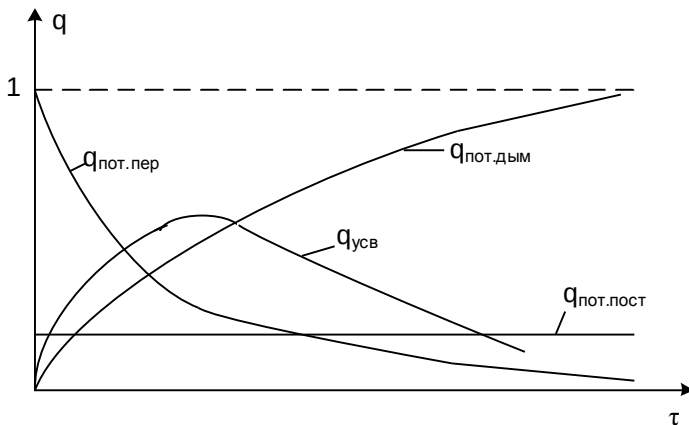


Рис. 29. Тепловой баланс в условных единицах для отдельного воздухонагревателя

В реальных условиях целесообразно держать продолжительность нагрева несколько большей, чем при определенных теоретических условиях.

Реализация такого метода с использованием современных программируемых микропроцессорных технических средств не представляет практически никаких проблем.

6.3. АСУ ТП доменного процесса

Доменный процесс определяется сложными физико-химическими и механическими процессами, которые протекают в закрытом объеме под высоким давлением. Поэтому задачей АСУ ТП является обеспечение условий для наилучшего протекания каждого из процессов.

В АСУ ТП доменной печи можно отчетливо выделить четыре подсистемы, каждая из которых может управляться в какой-то мере автономно с использованием отдельных подсистем. Но для координации работы этих подсистем должна быть предусмотрена единая координирующая система, работа которой основана на использовании принципов искусственного интеллекта или искусственных нейросетей.

Структурная схема АСУ ТП доменной печи представлена на рис.30.

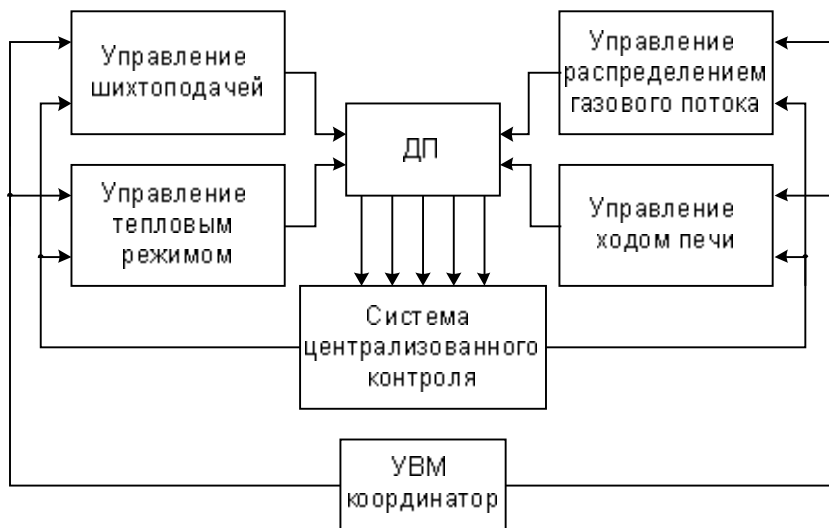


Рис. 30. Структурная схема АСУ ТП доменного процесса

Для каждой из четырех подсистем АСУ ТП доменной печи необходимо четко сформулировать цели (критерии) управления и алгоритмы для формирования управляющих воздействий на процесс.

Вся исходная информация из доменной печи собирается системой централизованного контроля (СЦК) и нужная информация по запросу из СЦК передается в соответствующую подсистему.

Корректирующая УВМ (машина-диспетчер) управляет работой всех четырех подсистем, координируя управляющее воздействие, формируемое каждой подсистемой на доменную печь.

В Японии 98,7% рабочего времени доменные печи работают под управлением АСУ ТП в реальном времени. Отечественные АСУ ТП позволяют реализовать управление в режиме совета.

6.3.1. Управление набором, взвешиванием и доставкой шихтовых материалов для загрузки в доменную печь

Система управления шихтовкой плавки и шихтоподачи осуществляет решение следующих задач:

- расчет шихты доменной плавки для получения заданной марки чугуна требуемой температуры из существующих исходных материалов;

- управление набором, взвешиванием и доставкой каждого компонента шихты к аппарату загрузки (скипу);
- управление порядком загрузки материалов в доменную печь путем управления загрузкой скипов.

На доменных печах в основном используются транспортные системы подачи шихты к скипам через весовые воронки.

Структурная схема управления набором, взвешиванием и загрузкой материала в доменную печь представлена на рис.31.

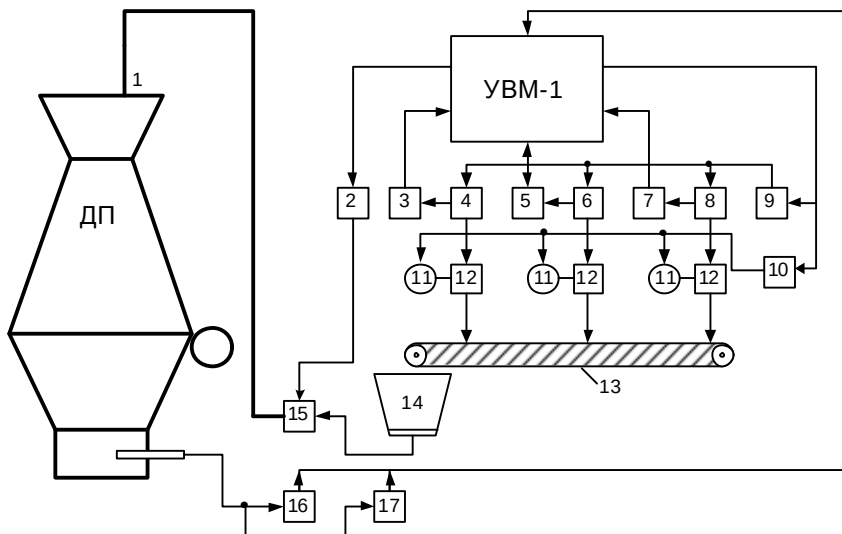


Рис. 31. Структурная схема управления набором, взвешиванием и доставкой шихтовых материалов для загрузки в доменную печь

Управление процессом загрузки осуществляет УВМ-1, работающая в комплекте с тремя подчиненными подсистемами.

Подсистема 9 осуществляет выбор бункера, из которого должен быть отобран материал с учетом уровня материала в данном бункере. Она осуществляет отбор агломерата из бункера 4, флюсующих добавок из бункера 6 и кокса из бункера 8.

Все отобранные материалы по транспортерам подаются в дозирующие весовые устройства 12.

Каждое из дозирующих устройств снабжено задатчиком массы 11. Задание на отбор каждого материала определяет подсистема 10 по командам из УВМ-1.

Материалы из весовых устройств по двум транспортерам 13 поступают в промежуточные бункера 14, которые установлены у двух скиповых подъемников 15.

Порядок загрузки материалов в скипы из промежуточных бункеров и отправка скипов на колошник осуществляет подсистема 2 по командам от УВМ-1. Скипы по наклонной эстакаде поставляются на колошник 1, где опрокидываются в приемный бункер или в воронку малого конуса.

Алгоритм расчета шихты предусматривает учет химического состава компонентов шихты, зольности и влажности кокса по датчикам анализатора кокса 7, флюса 5 и агломерата 3.

Для корректировки правильности расчета шихты по анализу чугуна и шлака в УВМ-1 подается информация об их составе из лаборатории (датчики 16 и 17).

В реальных условиях система дополняется датчиками контроля состояния механизмов, участвующих в шихтоподаче, и наличием мнемосхемы, на которой отображается текущая работа механизмов шихтоподачи.

Данная подсистема представляет собой последовательность механических операций и поэтому может управляться программируемым логическим контроллером.

6.3.2. Управление тепловым режимом доменной печи

Текущее тепловое состояние доменной печи определяется разностью между количеством тепла, поступающего в печь, и количеством тепла, которое необходимо для выплавки чугуна заданного состава, причем выплавленный чугун должен иметь заданную температуру. На тепловое состояние доменной печи влияет множество факторов: изменение состава шихты; распределение газового потока по высоте; влажность кокса; изменение физических свойств шихты. Тепловое состояние доменной печи оказывает заметное влияние на производительность и удельный расход дорогостоящего дефицитного кокса на тонну чугуна.

Целью управления тепловым режимом является стабилизация теплового режима печи для обеспечения равномерного хода и снижения расхода кокса.

Тепловое состояние печи принято оценивать по косвенным параметрам: по содержанию кремния в чугуне на выпуске; по содержанию серы в чугуне.

Дополнительную информацию о тепловом состоянии доменной печи несет температура чугуна и шлака на выпуске, но эти замеры производятся периодически, и они характеризуют состояние печи за прошедший период времени. В этих условиях важное значение имеет выбор критерия и алгоритма управления тепловым режимом. В настоящее время нет единого мнения по выбору критерия управления тепловым режимом, но можно выделить несколько направлений работ в этой области.

1. Создание математической модели процесса и алгоритмов управления на основе материального и теплового баланса, рассчитанного как для всей печи, так и отдельных участков по высоте шахты.

2. Разрабатываются алгоритмы оценки текущего теплового состояния и управления тепловым состоянием на основе анализа скоростей изменения некоторых параметров, которые характеризуют тепловое состояние печи. При этом учитывается не только величина, но и знак отклонения выбранного параметра за фиксированный интервал времени.

3. Разработка методов оценки теплового состояния по характеру изменения температуры поля по высоте шахты печи. Измерение температуры в шахте печи на разных горизонтах осуществляется с помощью специальных термозондов, вводимых в рабочее пространство печи на разную глубину по радиусу шахты. При этом оценивается соотношение температур, реально измеряемых, по отношению к расчетным теоретическим значениям температур на каждом уровне, которые обеспечивали бы максимальную скорость восстановительных процессов.

4. Прогнозирование и определение теплового состояния печи осуществляется по величине изменения некоторого параметра на выпуске чугуна. Наиболее используемым параметром является содержание кремния в чугуне.

5. Разработка математических динамических моделей процесса на основе изучения процессов тепло- и массопереноса, протекающих на различных участках печи.

6. Разработка нейросетевых моделей оценки теплового состояния доменной печи.

Обилие методов при формировании алгоритмов управления тепловым режимом свидетельствует о том, что точного и объективного метода до сих пор не создано.

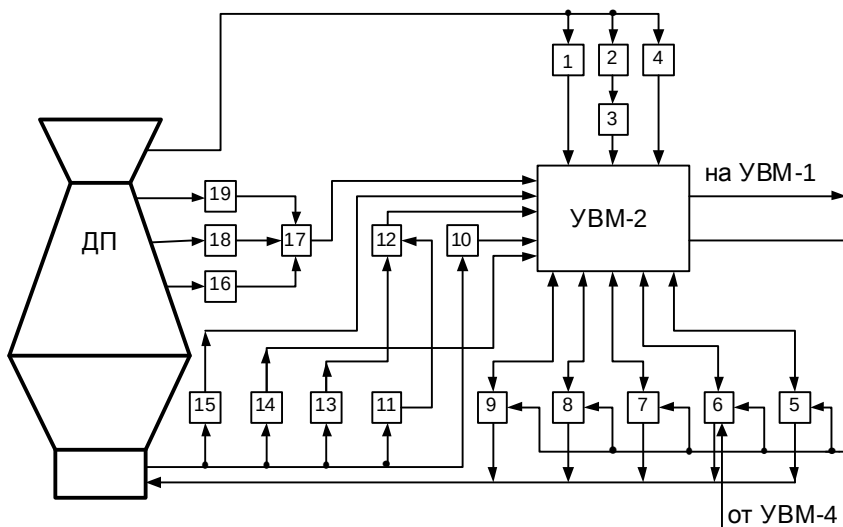
В основном алгоритмы управления функционируют в режиме «советчик мастера».

Структурная схема управления тепловым режимом печи представлена на рис.32.

Управление тепловым режимом осуществляется на основе информации о составе и температуре колошникового газа, о температурном поле шахты печи, параметрах комбинированного дутья, температуре, составе чугуна и шлака на выпуске и составе шихтовых материалов.

Вся текущая информация о параметрах, характеризующих температурное состояние печи, поступает на УВМ-2, которая способна реализовывать один из ранее названных алгоритмов управления.

Данные о температуре колошникового газа 1, о температурном поле шахты печи 17 по данным отдельных термозондов 16,18, 19, о температуре фурменной зоны 10, температуре чугуна 14 и шлака 15 характеризуют текущее тепловое состояние доменной печи.



Информация о составе чугуна 11 и шлака 13 из экспресс-лаборатории 12 позволяет корректировать тепловое состояние по окончании результирующей плавки.

Важное значение для контроля текущего теплового состояния имеет информация о составе колошникового газа, формируемая комплексом 2 и 3. Также учитывается влажность, содержащаяся вода в колошниковом газе.

УВМ-2, управляющая тепловым режимом доменной печи, корректирует рудную нагрузку через УВМ-1 и выдает управляющие воздействия путем формирования заданного значения в контуре управления:

- регулирование температур горячего дутья 5;
- регулирование расхода дутья 6;
- регулирование влажности дутья 7;
- регулирование расхода природного газа 8;
- регулирование расхода кислорода 9.

Расход дутья 6 корректируется дополнительно командами УВМ-4. Как правило, подсистема 2 функционирует в режиме «советчик мастера».

6.3.3. Управление газодинамическим режимом или распределением газового потока по сечению шахты доменной печи

Тепло- и массообмен между шихтовыми материалами и встречным потоком газа в значительной мере зависит от распределения газового потока по сечению шахты доменной печи.

Для каждой ДП в соответствии с имеющимся профилем шахты существует свое индивидуальное распределение газового потока, при котором производительность печи достигнет максимального значения. И это распределение называется нормальным режимом.

О распределении газового потока судят по косвенным параметрам. Например, по распределению содержания СО и СО₂ по радиусу ДП. Контроль содержания СО и СО₂ обычно осуществляют в 5-6 точках по двум перпендикулярным направлениям. Содержание СО и СО₂ характеризует интенсивность процесса косвенного восстановления. Чем выше содержание СО₂, тем лучше идет процесс восстановления.

Менее информативным параметром может служить температура колошникового газа в определенных точках по сечению шахты ДП. Чем ниже температура газа, тем лучше газ отдает тепловую энергию шихте.

На мощных печах для косвенного контроля за распределением потока измеряется состав колошникового газа в 6–8 точках по радиусу на колошнике над уровнем засыпи. Информацию о составе газов получают с помощью информационных зондов, вводимых в ДП.

Чем больше содержание СО₂ и меньше температура газов, тем эффективнее их энергия используется в ДП.

При анализе газораспределения выделяют четыре режима работы печи.

Нормальный режим – поддерживается оптимальное или рациональное распределение газового потока, при котором обеспечивается максимальная производительность печи.

Периферийный ход печи – по периметру шахты печи образуется более рыхлая зона, через которую газы прорываются на колошник.

Центральный ход печи – рыхлый слой образуется в центре шахты (кокс – разрыхлитель; агломерат, окатыши – уплотняют шихту).

Канальный ход печи – в результате каких-то условий в печи образуется канал, через который газы прорываются на колошник.

Основным способом решения задачи по распределению газового потока является целенаправленное изменение структуры столба шихты по высоте шахты. А средством формирования этой структуры служит управление порядком загрузки в печь рудно-флюсовой и коксовой части подачи путем коррекции работы вращающего распределителя шихты при конусной системе загрузки.

Дополнительным фактором изменения газораспределения может служить изменение уровня засыпи (верхнего уровня шихты в печи) и изменение массы материала в одной подаче.

Все указанные управляющие воздействия (связанные с изменением подачи шихты) называются *управлением сверху* и они являются основными стратегическими факторами.

Кроме управления сверху на распределение газового потока оказывает заметное влияние и распределение дутья, природного газа и кислорода по фурмам ДП.

Изменение этих параметров характеризует *управление снизу*. И с помощью этого можно решать достаточно оперативно тактические задачи. Но эффективность их относится к низу ДП.

Структурная схема управления газодинамическим режимом работы ДП представлена на рис.33.

УВМ-3 получает информацию о распределении CO_2 или температуры по диаметру колошника (или в 2-х перпендикулярных направлениях). Данная информация получается путем использования специальных информационных зондов 1, которые вводятся в рабочее пространство. Кроме того, используется температура в вертикальных газоходах печи, формируемая датчиками 2.

При формировании газодинамического режима используется информация о расходе дутья 7 и расходе природного газа 6.

УВМ-3 формирует управляющее воздействие путем корректировки порядка загрузки материалов в печь подсистемой 3 изменением угла поворота вращающегося распределителя подсистемой 4. И формирует величину уровня засыпи с помощью подсистемы 5.

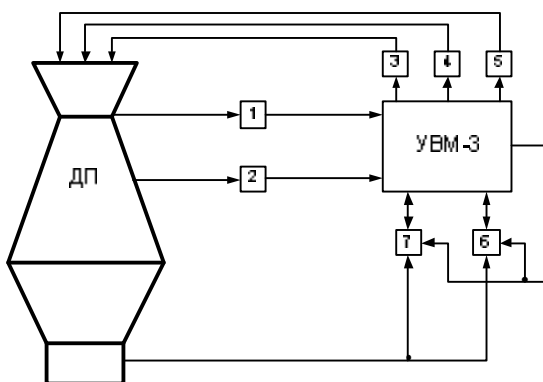


Рис.33. Структурная схема управления газодинамическим режимом доменной печи

Все управляющие воздействия сверху формируются и реализуются в соответствии с изменением работы УВМ-1.

Управление снизу осуществляется путем изменения расхода дутья и природного газа по фурмам, а также частичным изменением распределением этого дутья по фурмам.

6.3.4. Автоматическое регулирование хода доменной печи

Движение вниз шихтовых материалов обуславливается плавлением рудно-флюсовой части шихты и горением кокса.

Если слой шихты опускается равномерно, то ход печи называется ровным и при этом наблюдается максимальная производительность. Если наблюдается подвисание и обрывы шихты, то все это приводит к неравномерному сходу и снижает производительность – это нежелательное явление.

На ход печи влияют два противоречивых фактора. Для увеличения производительности печи желательно увеличить расход дутья. Но для каждого реального состояния профиля шахты, который определяется нарастанием гарнисажа, существует определенное критическое значение расхода дутья, при котором динамический напор вызывает прекращение схода шихты, что ведет к снижению производительности.

Задачей управления ходом печи является определение и поддержание такого состояния, при котором используется максимально возможный расход дутья без нарушения равномерного схода шихты.

Объективной и контролируемой информацией о сходе ДП являются шомпольные диаграммы, которые позволяют реально измерить физический сход шихты.

На крупных ДП большого объема используются сложные системы контроля уровня сыпучих материалов, как для аглофабрики. Для увеличения оперативности управления ходом ДП используется информация о скорости изменения уровня засыпи.

Косвенными показателями, характеризующими сход шихты, являются и частные перепады давления газа по высоте шахты. Дополнительным параметром, характеризующим ход ДП, могут служить траектории изменения СО и температуры по радиусу шахты на колошнике или в верхней части шахты.

Управляющим воздействием является порядок загрузки материалов в печь при нарушении равномерности хода печи в верхней части шахты и изменение расхода дутья и перераспределения дутья по фурмам при нарушении равновесия в нижней части.

Структурная схема управления ходом ДП представлена на рис.34.

УВМ-4, управляющая сходом материалов ДП, получает информацию от датчика 1, контролирующего сход материала по шомпольной диаграмме, и от датчика 2, характеризующего давление доменного газа на колошнике. Но регулирование давления доменного газа на колошнике меняет газодинамический режим при повышении давления. Увеличивая скорость газового потока и естественный газодинамический напор, под-

держивается слой шихты, но ухудшаются условия для косвенного восстановления.

Используется нижний перепад давления 3, формируемый датчиком между горячим дутьем и серединой шахты, верхний перепад давления 4 и общий перепад давления 5. Эти частные перепады характеризуют потери давления на различных участках шахты, в свою очередь, потери характеризуют силу, которая держит шихту.

Также контролируется общий расход дутья на печь 6.

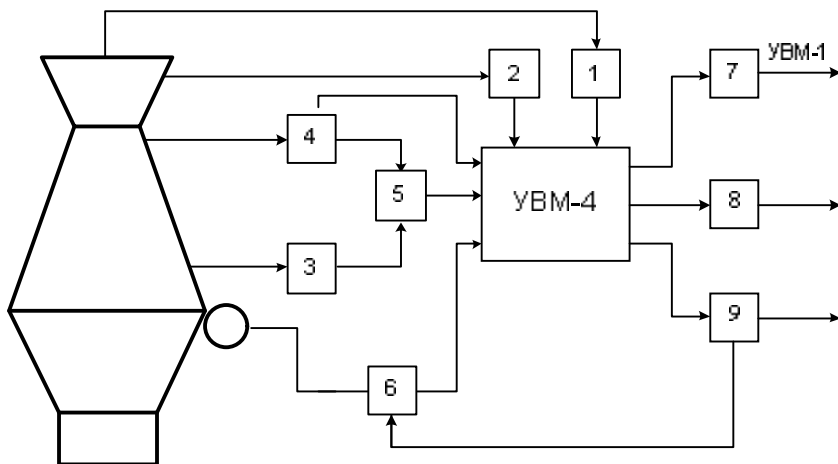


Рис. 34. Структурная схема управления ходом доменной печи

Управляющими воздействиями являются:

- порядок загрузки материалов 7 в печь через УВМ-1;
- управление расходом 8 и влажностью дутья 9 снизу.

Вопросы для самопроверки

1. Доменная печь как объект управления.
2. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров при автоматизации доменного процесса.
3. Принцип действия и особенности работы доменных воздухонагревателей.
4. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров при автоматизации теплового режима воздухонагревателей доменной печи.

5. Определение оптимальной продолжительности периода нагрева воздухонагревателей.
6. Какие подсистемы можно выделить в АСУ ТП доменной печи?
7. Какие задачи решаются системой управления набором, взвешиванием и доставкой шихтовых материалов для загрузки в доменную печь?
8. Особенности управления тепловым режимом доменной печи.
9. Какие существуют в настоящее время методы при формировании алгоритмов управления тепловым режимом доменной печи?
10. Какие задачи решаются системой управления тепловым режимом доменной печи?
11. Особенности газодинамического режима доменной печи.
12. Какие задачи решаются системой управления газодинамическим режимом доменной печи?
13. Особенности регулирования хода доменной печи.
14. Какие задачи решаются системой управления ходом доменной печи?

7. АВТОМАТИЗАЦИЯ МИКСЕРНЫХ ОТДЕЛЕНИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЦЕХОВ

Миксерное отделение сталеплавильных цехов предназначено для накопления чугуна, периодически поступающего из доменного цеха; усреднения химического состава чугуна, выплавленного в разных печах, и бесперебойного снабжения сталеплавильных агрегатов по требованию.

Для предотвращения охлаждения чугуна, хранящегося в миксере, рабочее пространство отопливается с использованием газообразного топлива.

Главной задачей при автоматизации технологического режима миксерного отделения является:

- учет поступающего чугуна (по весу) из доменного цеха;
- дозирование и учет по весу сливаемого чугуна для подачи в сталеплавильный агрегат;
- контроль за техническим состоянием миксера и управлением температурным режимом.

Схема автоматизации миксерного отделения представлена на рис.35.

Масса заливаемого чугуна контролируется крановыми весами с использованием информации от тензодатчиков 10 грузоподъемностью до 200 т.

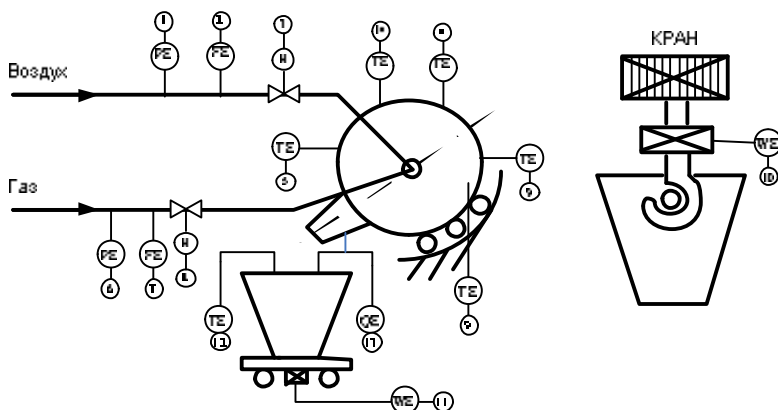


Рис. 35. Схема автоматизации миксерного отделения

Масса сливаемого из миксера чугуна контролируется платформенными или вагонными весами 11 грузоподъемностью до 100 т.

Проблема, которая возникает при этом, заключается в отсутствии информации о количестве шлака, попадающего в миксер. Поэтому периодически накопленный шлак сливается и масса его вычитается из массы чугуна.

Для предотвращения разрушения огнеупорной кладки миксера, емкость которого достигает 1000 т, контролируется датчиками 9 температура кожуха в наиболее опасных местах.

1,6 – контролируется давление воздуха и газа, которые используются при сжигании для подогрева чугуна.

14,8 – контролируется и регулируется температура свода в миксере; регулирование осуществляется изменением расхода топлива.

4 – контролируется температура чугуна, подаваемого в сталеплавильный агрегат. Контроль осуществляется периодически термопарами погружения или оптическими пирометрами спектрального отношения при сливе чугуна.

2,3,7 – управление сжиганием топлива. Осуществляется по схеме объемного пропорционирования расходов путем стабилизации коэффициента расхода воздуха.

12 – контролируется температура чугуна.

13 – периодически контролируется состав чугуна при сливе на содержание C, Si, Mn, S, P.

Вопросы для самопроверки

1. Для чего предназначено миксерное отделение сталеплавильных цехов?

2. Какие меры применяются для предотвращения охлаждения чугуна, хранящегося в миксере?
3. Что является главной задачей при автоматизации технологического режима миксерного отделения?
4. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров при автоматизации миксерного отделения.

8. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТАХ ПОДОВОГО ТИПА

Мартеновские и двухванновые сталеплавильные печи относятся к агрегатам подового типа. В настоящее время выплавка стали в них сокращена.

Одними из главных параметров плавки, которые учитываются при управлении процессом выплавки стали, являются температура металла и содержание углерода $[C]$ в металле.

Процесс доводки стали до нужного состава заключается в следующем (рис.36).

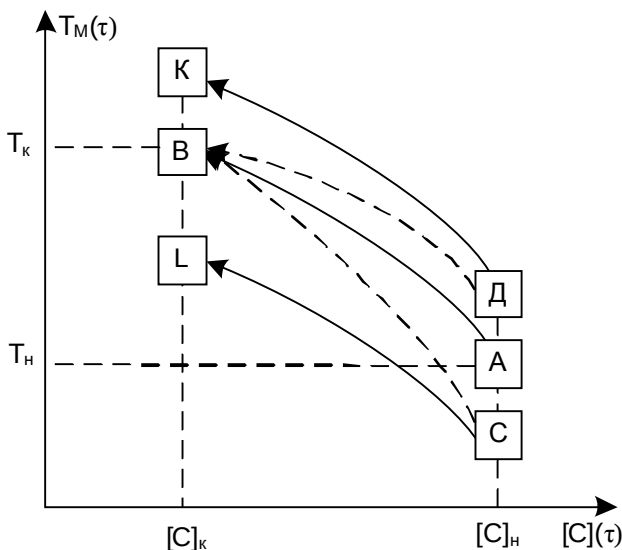


Рис. 36. Диаграмма состояния углерода $[C]$ в процессе доводки стали

Необходимо металл из области А, которая определяет состояние металла после расплавления, перевести в область В, которая соответствует выпуску стали в заданном диапазоне [С] и температуры.

При использовании двухванных агрегатов, как и в конвертерах, тепла экзотермических реакций при окислении Si, Mn, Fe и С достаточно для того, чтобы нагреть металл до требуемой температуры. Но сложность управления заключается в том, что по мере уменьшения энергетического потенциала ванны (уменьшается концентрация Si, Mn и С, необходимо нагревать сталь до более высокой температуры, определяемой выпуском стали).

Поэтому возникают три возможных варианта процесса:

1. *Линия нормального процесса А-В* – не требуется никаких управляющих воздействий, и при сохранении выбранного режима продувки (расхода O_2) процесс автоматически идет по траектории А-В.
2. *Линия Д-К* – в ванне есть избыток тепла, и мы попадем в область К, то есть в область перегретой стали, возникнут проблемы по ее разливке. В этом случае в процессе продувки необходимо корректировать процесс, чтобы он шел по траектории Д-В, то есть необходимо в ванну с металлом добавлять охладители, в качестве которых используется железная руда (агломерат) или добавки металлического лома.
3. *Линия С-Л* – при сохранении режима придем в область L, где будет низкая температура стали (проблема разливки стали). Необходимо корректировать процесс по линии С-В, то есть в ванну доливают жидкий чугун, повышая температуру расплава. Можно также поднять положение продувочной фурмы и дожигать СО в рабочем пространстве.

Задача при управлении процессом доводки стали заключается в своевременном обнаружении отклонения хода процесса от нормального режима А-В и в принятии соответствующих мер путем своевременного формирования управляющих воздействий.

Решить эту проблему можно с помощью современных микропроцессорных технических средств.

Структурная схема системы автоматического управления двухванным сталеплавильным агрегатом с использованием микропроцессорного контроллера Р-130 представлена на рис.37.

1. Схемой предусматривается точное измерение, с коррекцией по температуре и давлению, расхода кислорода, подаваемого на продувочные фурмы и газокислородные горелки, которые используются для подогрева ванны при холодном ходе процесса.

Расход регулируется с ограничением максимального расхода, который действует и в режиме дистанционного управления. Ограничение необходимо для предотвращения аварийных ситуаций, выбросов металла и шлака из печи при интенсивном обезуглероживании.

Аналогично регулируется расход природного газа на газокислородные горелки и на дожигающие горелки в дымовом борове.

2. Измеряется и регулируется разрежение в дымоотводящем канале перед котлом-утилизатором (КУ). Разрежение необходимо для обеспечения полного отвода плавильных газов из рабочего пространства и обеспечения комфортных условий.

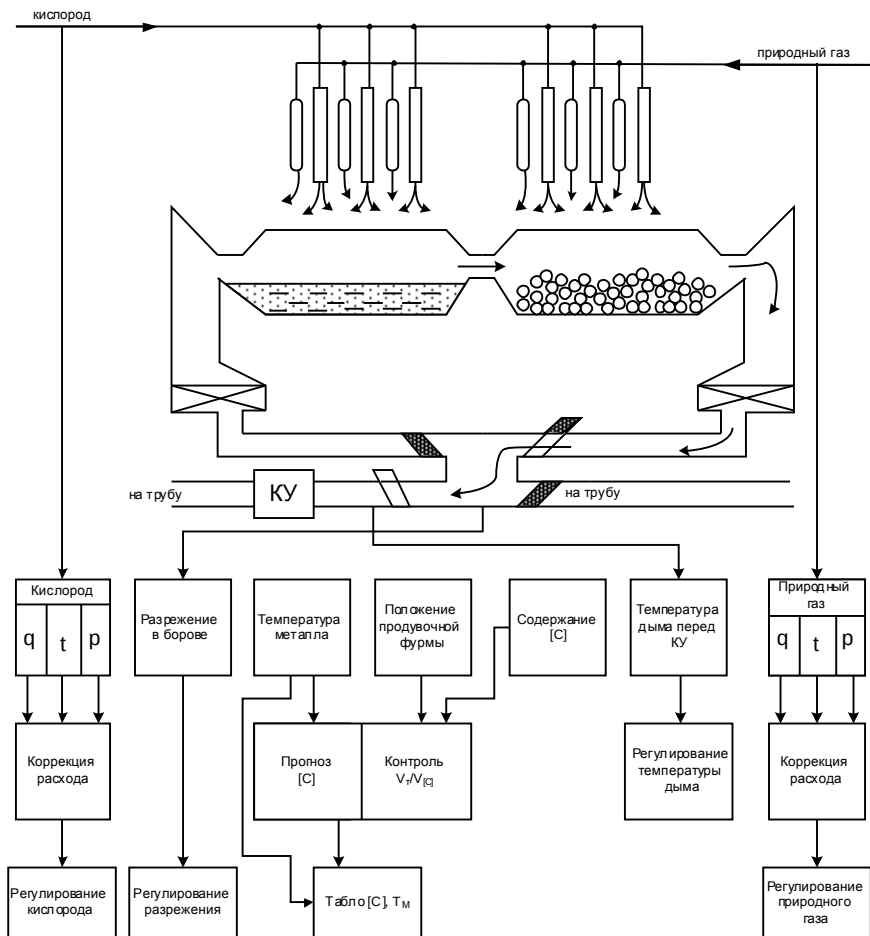


Рис. 37. Структурная схема системы автоматического управления двухваннным сталеплавильным агрегатом с использованием микропроцессорного контроллера Р-130

3. Измеряется текущее значение температуры металла, положение каждой продувочной фурмы, содержание углерода (методом термо-ЭДС) путем анализа проб, периодически отбираемых из ванны.

Температуру металла можно приборно контролировать путем применения разовых термопар погружения и постоянных термопар.

Измерение содержания $[C]$ в ванне жидкого металла до сих пор недоступно для непрерывного контроля. Поэтому для управления процессом доводки стали используются косвенные методы.

На кафедре ПК и СУ разработан метод определения концентрации $[C]$ по анализу соотношения скоростей нагрева к скорости обезуглероживания.

Если траектория нормального хода плавки представлена в виде

$$T = A + B[C] + C[C]^2, \text{ то}$$

$$V_T = \frac{dt}{d\tau}; V_{[C]} = \frac{d[C]}{d\tau},$$

$$\frac{V_T}{V_{[C]}} = B + 2C \cdot [C],$$

где $V_{[C]}$ – текущая скорость обезуглероживания.

Анализ этого выражения показывает, что соотношение скоростей нагрева и обезуглероживания зависит только от содержания $[C]$ в ванне. Поэтому для контроля теплового состояния ванны в процессе доводки стали достаточно иметь информацию о текущем содержании $[C]$.

Текущее содержание $[C]$ в металле может быть определено из зависимости

$$[C](\tau) = [C]_H - \int_{\tau_H}^{\tau_K} V_{[C]}(\tau) d\tau.$$

Неизвестным параметром является текущая скорость обезуглероживания $V_{[C]}(\tau)$. Ее определяют по обработке экспериментальных данных за прошлые плавки с учетом расхода кислорода.

Также есть много способов экспресс-анализов содержания металла на углерод. Самым эффективным является использование спектральных квантометров, которые обеспечивают определение компонента по разложению спектра дуги, получаемой при сжигании пробы металла.

Для удешевления стоимости анализа можно использовать экспресс-анализ на углерод методом термо-ЭДС, который разработан в МГТУ на кафедре физики. Суть метода заключается в том, что измеряется величина ЭДС термопары, образованной двумя электродами: первый – чистое железо марки АРМК; второй – закаленная проба стали. И если спай нагреть до температуры 150-200°C, то величина ЭДС, развиваемая

термопарой, пропорциональна содержанию углерода. Аналогично могут измеряться содержание марганца, фосфора, серы.

4. Измеряется и регулируется температура дыма перед котлом-утилизатором КУ. Необходимость данного контура вызвана тем, что при интенсивном окислении углерода в дымовых газах образуется значительное количество СО, которое за счет подсосов воздуха может образовать взрывоопасную смесь, и для дожигания СО температура плавильных газов на входе КУ должна быть на уровне более 600 °С, чем обеспечивается спокойное дожигание СО без взрыва.

Система обеспечивает прогнозирование содержания углерода и контролирует соотношение скоростей нагрева и скорости обезуглероживания с выводом на индикатор, выдается оперативная информация на табло сталевара о содержании углерода и текущей температуре металла.

Вопросы для самопроверки

1. В чем заключается процесс доводки стали до нужного состава?
2. Какие существуют возможные варианты процесса доводки стали?
3. Перечислить основные элементы структурной схемы системы автоматического управления двухванным сталеплавильным агрегатом с использованием микропроцессорного контроллера Р-130.
4. Пояснить суть метода определения концентрации [С] по анализу соотношения скоростей нагрева к скорости обезуглероживания.
5. Пояснить суть метода термо-ЭДС для определения анализа металла на углерод.

9. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Виды математических моделей практически любых технологических процессов рассмотрим на примере конвертерного процесса, для которого эти модели разработаны наиболее полно, так как управление конвертерной плавкой невозможно без автоматизации процесса, а автоматизация процесса невозможна без создания математических моделей.

Математические модели технологических процессов могут быть контролирующими и прогнозирующими.

Примером контролирующей модели может служить модель определения текущего содержания углерода по ходу продувки по анализу отходящих плавильных газов или скорости обезуглероживания.

В основном цель моделирования заключается в прогнозировании процесса плавки, и большинство моделей является прогнозирующими.

Прогнозирующие модели делятся, в свою очередь, на статические и динамические.

9.1. Статические модели технологических процессов

Под статическими моделями технологического процесса понимаются такие модели, в которых используется априорная информация, известная до начала процесса.

Эти модели позволяют рассчитать итоговое значение параметров и выходных величин в конце процесса по известным входным условиям в установившемся режиме.

Они позволяют также рассчитать управляющее воздействие для получения требуемых конечных значений параметров управляемого процесса.

Статические модели составляются, исходя из представления процесса в виде объекта с сосредоточенными параметрами, не подразделяя процесс на его отдельные зоны. Поэтому не учитывается взаимодействие отдельных зон.

Математическим аппаратом объектов с сосредоточенными параметрами, как правило, являются алгебраические выражения.

Объекты с распределенными параметрами, когда учитывается взаимодействие различных параметров друг с другом, описываются дифференциальными уравнениями в частных производных.

Статические модели делятся на следующие типы:

- детерминированные модели;
- статистические модели;
- эмпирические модели.

По статическим моделям можно рассчитать весь процесс, и они позволяют решить две задачи:

1. Как при известном количестве различных исходных материалов рассчитать управляющее воздействие для получения конечного продукта в заданных объемах определенного качества.
2. Как для известного объема и состава конечного продукта и при известных управляющих воздействиях определить количество исходных материалов при шихтовке плавки.

9.1.1. Детерминированные модели

Детерминированные модели составляются на основании использования фундаментальных физических законов:

- закон сохранения энергии;
- закон сохранения количества вещества.

Поэтому эти модели представляют собой совокупность балансных уравнений, которые определяют переход определенных компонентов из одного состояния в другое.

Для большинства технологических процессов в металлургии, которые сопровождаются выделением и поглощением тепла, детерминированные модели строятся на основе материальных и тепловых балансов.

По сути дела, речь идет о составлении уравнения вида:

$$\sum_{i=1}^{h_1} G_i C_i = \sum_{j=1}^{h_2} G_j C_j ,$$

где G_i и C_i – масса и концентрация i -го компонента в исходном продукте;

G_j и C_j – масса и концентрация j -го компонента в конечном продукте.

Установлено, что при составлении балансных уравнений число неизвестных факторов, как правило, больше числа известных факторов. Поэтому в детерминированных моделях вводятся дополнительные уравнения, которые построены на эмпирических зависимостях или уравнения, построенные на законах термодинамики для условия равновесия систем.

Достоинством детерминированных моделей является их универсальность, то есть они позволяют определить ход однотипных процессов в среднем.

К недостаткам этих моделей необходимо отнести их неспособность точно отразить специфические условия каждого отдельного процесса.

В качестве примера детерминированной модели конвертерного процесса, в которой используются физико-химические соотношения, может служить модель, предложенная ЦНИИЧМ для определения различных компонентов или параметров конвертерной плавки.

По сути дела, эта модель представляет собой совокупность балансовых алгоритмов расчета различных компонентов плавки с учетом обратной связи.

В этой модели рассчитывается количество кислорода на плавку; количество железной руды, которую нужно подать в конвертер; количество извести при известном составе и температуре чугуна и заданном составе и температуре стали.

Количество металлического лома в этой модели принимается постоянным и определяется по количеству лома в предыдущей плавке.

В качестве примера балансового уравнения по этой модели приведем выражение для расчета количества кислорода, которое необходимо подать в конвертер:

$$U_{O_2} = \frac{100}{O_{2k}} [G_u(9.33C_u + 8.01Si_u + 2.04Mn_u + 9.03P_u + 20\Delta Fe) - \\ - G_{cm}(9.33C_{cm} + 2.04Mn_{cm} + 9.03P_{cm}) - G_p(2.1Fe_2O_{3p} + 1.55FeO_p) + L].$$

Здесь U_{O_2} – объем технического кислорода, поданного в конвертер;

O_{2k} – содержание кислорода в техническом кислороде;

Fe_2O_{3p} и FeO_p – содержание соответствующих компонентов в руде;

ΔFe – количество железа, окислившегося в процессе конвертерной плавки (точно не определено);

L – количество кислорода, которое не используется в ванне и, по сути дела, идет на дожигание CO до CO₂ в конвертерном газе (точно не определено).

Аналогичные уравнения есть для расчета массы стали, количества руды, извести и так далее. Эти уравнения для конкретной плавки нуждаются в уточнениях.

9.1.2. Экспериментально-статистические модели

Любой технологический процесс, в том числе и конвертерный, подвержен воздействию многих случайных факторов, влияние которых на процесс не может быть точно определено из-за отсутствия необходимой информации. Поэтому для анализа воздействия этих случайных факторов на исследуемый процесс используются методы математической статистики, которые позволяют создать статистическую модель исследуемого процесса.

Как правило, экспериментально-статистическая модель представляет собой одно- или многофакторные линейные (где каждый фактор в первой степени) или нелинейные (где каждый фактор минимум во второй степени) регрессионные уравнения.

Регрессионное уравнение определяет статистическую вероятностную связь между выходным параметром процесса и учитываемыми факторами. Процесс представляется в этом случае как «черный ящик».

Достоинством статистической модели является точное отражение индивидуальных характеристик процесса, так как она составляется по экспериментальным данным.

Недостатком статистических моделей является отсутствие универсальности, то есть они пригодны только для рассматриваемого процесса.

Кроме того, статистические модели ограничены в диапазоне. Они обладают свойством интерполяции и лишены свойства экстраполяции, то есть их нельзя применять на те участки, по которым нет экспериментальных данных.

Статистические модели в силу своей специфичности (экспериментальности) могут быть получены двумя путями:

- методами пассивного эксперимента;
- методом активного эксперимента.

Эти два принципа регламентируют порядок сбора исходного экспериментального материала, по которому будет составлена математическая модель.

При пассивном эксперименте необходимо составить план сбора исходных данных и в этом плане указать наиболее значимые факторы, которые необходимо учитывать при составлении уравнения регрессии и которые оказывают наиболее существенное влияние на величину исследуемого выходного параметра, используя метод ранговой корреляции или экспертных оценок.

Необходимо определить интервал времени с учетом инерционности процесса, через который необходимо снимать (хронометрировать) исходные данные.

Пассивный эксперимент характеризуется отсутствием какого-либо вмешательства исследователя в изучаемый процесс. Это определяет простоту реализации данного способа, так как исключается возможность возникновения каких-либо аварийных ситуаций.

Однако такой пассивный способ получения экспериментальных данных обладает целым рядом явных недостатков, которые связаны с тем, что метод наименьших квадратов, положенный в основу определения коэффициентов уравнения регрессии, может дать достоверные значения коэффициентов только при соблюдении определенных условий:

1. Входные величины факторов, входящих в уравнение, должны измеряться с точностью, значительно (на порядок) превышающей точность измерения выходной величины.
2. Входные величины уравнения регрессии не должны быть статистически связаны (коррелированы) между собой.
3. Выходной параметр процесса является случайной величиной, которая подчиняется нормальному закону распределения.
4. Рассеяние (дисперсия) выходного параметра не должно зависеть от абсолютной величины параметра, то есть должно соблюдаться правило равноотности или равнозначности.

При использовании пассивного эксперимента необходимо учитывать следующие особенности реального процесса.

Некоторые факторы исследуемого процесса при постановке пассивного эксперимента изменяются незначительно, так как экспериментально было определено в какой-то мере их оптимальное значение. Тогда при оценке значимости коэффициентов уравнения регрессии этот опти-

мально выбранный фактор, существенно влияющий на процесс, окажется незначимым.

Многих указанных недостатков можно избежать, если специальным образом спланировать эксперимент для сбора экспериментальных данных, то есть активно вмешаться в технологический процесс, и менять каждый фактор отдельно на определенных уровнях по определенному плану.

Такой метод сбора экспериментальных данных называется полным факторным экспериментом ПФЭ.

Если варьирование фактора осуществляется на двух уровнях – минимальном и максимальном по отношению к среднему значению – то этот ПФЭ называется экспериментом типа 2^n , где n – число варьируемых факторов (рис. 38).

Достоинством данного метода является автоматическое соблюдение правила воспроизводимости результата, независимости факторов друг от друга и равноточности.

Недостатком метода является трудность реализации в производственных условиях.

При составлении матрицы планирования при активном эксперименте должно соблюдаться правило рандомизации, то есть реализация опытов матрицы должна быть случайна.

№	X_0	X_1	X_2	$X_1 X_2$	Y
1	+1	-1	-1	+1	Y_1
2	+1	+1	-1	-1	Y_2
3	+1	-1	+1	-1	Y_3
4	+1	+1	+1	+1	Y_4

Рис. 38. Матрица планирования ПФЭ типа 2^2

Активный эксперимент имеет две разновидности: однофакторный эксперимент и многофакторный эксперимент.

При однофакторном эксперименте используют поочередное варьирование каждого фактора, оставляя остальные на постоянном уровне. Речь идет о применении метода Гаусса-Зейделя.

Недостатком метода является то, что при его использовании необходимо провести большое число экспериментов, даже по сравнению с многофакторным способом.

Второй недостаток – невозможность выхода при оптимизации процесса из локального оптимума.

Третий недостаток – при данном способе невозможно учесть эффекты парных и троичных взаимодействий.

Этих недостатков лишен многофакторный эксперимент, в котором четко ограничено число опытов формулой 2^n , где n – количество факторов (см. рис. 38).

Но даже этот метод при использовании более пяти факторов имеет избыточность эксперимента, и для сокращения времени и затрат на сбор экспериментальных данных используют дробный факторный эксперимент (ДФЭ), в котором число опытов может быть сокращено наполовину или на одну четвертую в зависимости от числа факторов.

Эти сокращенные варианты называются дробными репликами:

$$\text{ПФЭ } 2^5 \rightarrow \text{ДФЭ } 2^4.$$

Расчет коэффициентов при ДФЭ осуществляется по определенным методикам.

Статистические модели по определению любых выходных параметров технологических процессов формально имеют один и тот же вид.

В качестве примера статистической модели конвертерного процесса можно привести модель, разработанную в ЦНИИКА.

В этой модели процесса учитываются управляющие и возмущающие воздействия в функции времени. Вся конвертерная плавка разбивается на несколько временных интервалов, внутри которых учитываемые факторы остаются постоянными, то есть независимыми от времени.

Для расхода кислорода интервал принят 5 мин, а для расхода руды – 10 мин. С учетом сказанного, уравнения для определения концентрации углерода в стали или температуры стали будут иметь вид, различающийся значением коэффициентов a_i :

$$\begin{aligned} x_i = & a_0 + a_1 t_{cm} + a_2 G_{cm} + a_3 G_p' + a_4 G_p'' + a_5 G_{ил} + a_6 \tau_{нод} + \\ & + a_7 G_u + a_8 t_u + a_9 Si_u + a_{10} Mn_u + a_{11} G_l + a_{12} N_\phi + a_{13} \tau_{просл} + \\ & + a_{14} U_{O_2}' + a_{15} U_{O_2}'' + a_{16} U_{O_2}''' + a_{17} U_{O_2}'''' + a_{18} H_\phi' + a_{19} H_\phi'' + \\ & + a_{20} H_\phi''' + a_{21} H_\phi'''' + b; \\ H_\phi' \approx & \int_0^{\tau_i} H_\phi(\tau) d\tau. \end{aligned}$$

Здесь x_i – выходной параметр процесса;

G_p' , G_p'' – расход руды в первый и второй 10-минутный интервал времени по ходу плавки;

N_ϕ – номер фурмы, которая используется для продувки;

H_ϕ^i – положение фурмы относительно уровня спокойного металла в каждый i -й (из четырех) 5-минутный интервал плавки;

$\overline{H}_\phi \approx \int_{\tau_1}^{\tau_2} H_\phi(\tau) d\tau$ – среднее значение положения фурмы.

Данное регрессионное уравнение (статистическая модель определения данного параметра) имеет ограниченную точность и коэффициент b учитывает поправку на неучтенные факторы или случайные воздействия.

Так как статистические модели всегда носят отпечаток субъективизма (человеческого фактора) в оценке переменных исследуемого процесса, то для ограничения этого субъективизма введены определенные критерии, которые позволяют оценить пригодность статистической модели для реального использования. Эти оценки сформулированы в виде определенных критериев, существование которых обосновано правилами математической статистики и теории вероятностей.

Равнозначность (равноточность) опытов, зависящая от дисперсии (разброса), определяется **критерием Кохрена**, который говорит, сколько данных при данной дисперсии вы должны иметь в эксперименте.

Статистическая значимость коэффициентов регрессионного уравнения, которая определяет долю участия каждого фактора в общем результате и определяет погрешность опыта, оценивается **критерием Стьюдента**.

Иногда при пассивном эксперименте некоторые факторы практически не меняются. Они находятся на оптимальном уровне и при оценке значимости коэффициентов по критерию Стьюдента ошибочно могут быть признаны незначимыми.

Главной задачей при статистическом моделировании является проверка полученного регрессионного уравнения на адекватность, то есть соответствие модели реальному процессу. Эта проверка осуществляется с использованием **критерия Фишера**.

Все критерии для каждого конкретного случая приведены в специальных таблицах.

9.1.3. Эмпирические модели

Каждому типу рассмотренных ранее моделей свойственны свои недостатки.

Детерминированные балансовые модели очень громоздки, требуют знания основных законов и обычно реализуются с использованием некоторых допущений и эмпирических зависимостей.

Статистические модели лишены универсальности и пригодны только для определенного объекта, справедливы только в определенном интервале изменения фактора и требуют периодического уточнения по ходу компании агрегата.

На практике существует определенный эмпирический метод создания математической модели, который является синтезом двух рассмотренных ранее методов.

Принцип составления модели при этом методе основан на формализации действий лучших технологов-операторов (экспертов) по управлению данным технологическим процессом.

Суть эмпирических моделей заключается в формировании по каждому параметру корректирующих поправок для управления n -м процессом по результату, полученному при управлении $(n-1)$ -й плавкой (метод проб и ошибок).

В какой-то мере к эмпирическому виду математической модели процесса можно отнести и модели, созданные на основе искусственных нейросетей, обладающих способностью к адаптации.

По внешнему виду эмпирические модели не отличаются от статистических моделей, и при формализации опыта эксперта используются упрощенные балансовые уравнения с целью определения корректирующих поправок, формируемых по результату предыдущего управления.

Вся модель в результате этого представляет собой сумму элементарных поправок воздействия каждого исследуемого фактора на общую оценку.

Так, при определении эмпирической модели для расчета количества руды на 1 т выплавляемой стали в n -ой плавке $q_p(n)$ учитывается величина $q_p(n-1)$ и величина поправки $\Delta q_p(n)$:

$$q_p(n) = q_p(n-1) + \Delta q_p(n).$$

Суть модели заключается в определении корректирующей поправки $\Delta q_p(n)$:

$$\begin{aligned} \Delta q_p(n) = & k_1[t_{cm}(n-1) - t_{cm}(n)] + f[C_{cm}(n-1) - C_{cm}(n)] + \\ & + k_2[t_c(n-1) - t_c(n)] + k_3[Si_c(n-1) - Si_c(n)] + k_4[Mn_c(n-1) - Mn_c(n)] + \\ & + Y[\tau_{ном}(n-1) - \tau_{ном}(n)] + m_1[q_{\lambda}(n-1) - q_{\lambda}(n)] + m_2[q_u(n-1) - q_u(n)] + \\ & + m_3[q_{ни}(n-1) - q_{ни}(n)]. \end{aligned}$$

Здесь $q_{ни}$ – плавиновый шпат;

k_i , m_i – эмпирические коэффициенты;

f и Y – эмпирические функции с коэффициентами, определяемыми по экспериментальным данным.

9.2. Динамические модели

В связи с появлением современных микропроцессорных технических средств с большой скоростью обработки информации большое развитие на производстве получили динамические модели технологических процессов.

Динамические модели строятся на основании физических и химических закономерностей, протекающих в технологическом агрегате (конвертере).

Динамические модели, как правило, являются прогнозирующими и характеризуют ход протекания технологических процессов и изменение параметров этих процессов во времени. По своей сути в формализованном виде они представляют собой систему дифференциальных уравнений вида:

$$\frac{\partial x}{\partial \tau} = f(x, z, u, \tau),$$

где x – отдельный параметр процесса;
 z – возмущающее воздействие на процесс;
 u – управляющее воздействие;
 τ – текущее время.

Применительно к процессу растворения извести в конвертере речь идет о решении дифференциальных уравнений вида:

$$T_u \frac{\partial q_u}{\partial \tau} + q_u = q_u^0,$$

или в общем виде при $q_u = y_i$ получим

$$T_0 \frac{\partial y}{\partial \tau} + y(\tau) = x(\tau).$$

Для решения этих уравнений целесообразно использовать метод Эйлера. Каждое уравнение характеризуется коэффициентом или постоянной времени T_{0i} , которая определяется экспериментально или расчетным путем.

В динамическую модель технологического процесса входят и уравнения динамических тепловых балансов. В динамический баланс входят составляющие прихода и расхода тепла.

Тепло в конвертер вносится чугуном, за счет физического тепла экзотермических реакций окисления и с подогретым ломом.

В качестве источника тепла учитывается тепло кладки.

В расходные статьи входят:

- нагрев расплава (стали) до требуемой температуры;
- тепло на расплавление сыпучих, извести, руды и других шлакообразующих материалов;

- тепловые потери с плавильными газами, уходящими из рабочего пространства.

В настоящее время существует несколько разновидностей динамических моделей.

Структурную схему динамической модели конвертерного процесса можно представить в виде (рис.39):

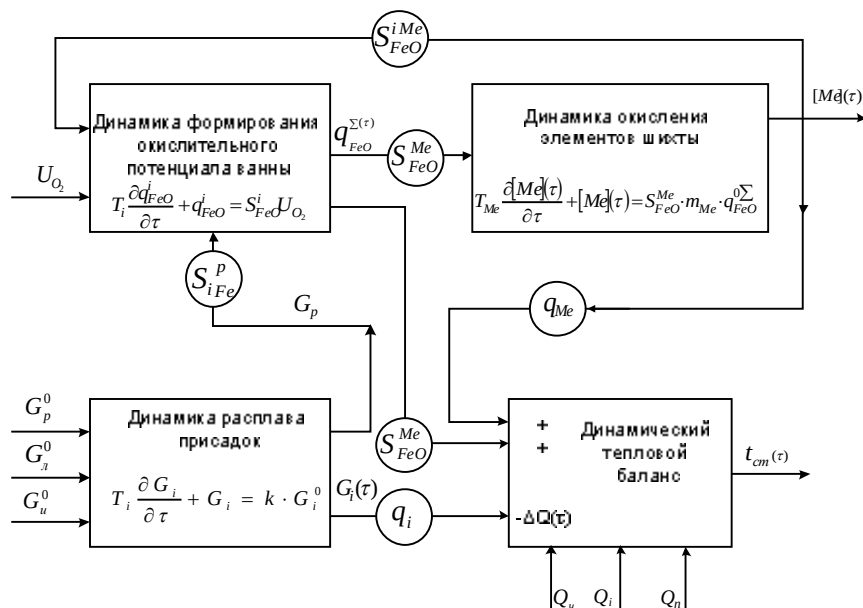


Рис. 39. Структурная схема динамической модели конвертерного процесса:

S_{FeO}^{Me} – стехиометрический коэффициент, учитывающий количество окислившихся примесей на 1 кг FeO;

q_{iFeO} – количество окислительного динамического потенциала данного i-го компонента в руде в процессе плавки

В этой схеме часть постоянных времени определяется экспериментально, а часть коэффициентов и количеств некоторых компонентов в процессе плавки рассчитываются по математической модели.

Динамическая модель любого технологического процесса позволяет обеспечить более высокую по сравнению с ранее рассмотренными моделями точность управления.

По литературным данным точность динамического управления по попаданию содержания углерода в диапазон $\pm 0,004\%$ повысилась с 60 до 70%.

Вопросы для самопроверки

1. В чем заключается цель моделирования?
2. Что такое статические модели технологического процесса? Каким образом они составляются? Каких видов бывают?
3. Какие две задачи позволяют решить статические модели?
4. Каким образом строятся детерминированные модели? В чем их достоинства и недостатки?
5. Каким образом строятся экспериментально-статистические модели? В чем их достоинства и недостатки?
6. В чем заключается суть эмпирических моделей?
7. Каким образом строятся динамические модели?
8. Что представляет собой динамическая модель конвертерного процесса?

10. АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕПЛОВОГО И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕЖИМОВ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В КОНВЕРТЕРЕ

В настоящее время кислородно-конвертерный процесс с верхней продувкой получил наибольшее распространение.

В связи с ужесточением требований по экологии газовой среды появились разновидности процессов с донной продувкой кислорода, которые обеспечивают более эффективное использование O_2 и снижение вредных выбросов в атмосферу.

При экзотермических реакциях окисления примесей выделяется тепла больше, чем требуется для нагрева стали и шлака до требуемых температур. Поэтому в конвертер кроме жидкого чугуна добавляется до 25% от веса садки металлического лома.

Высокая производительность (350 т за 20 мин) конвертера обеспечивается тем, что в результате продувки металл как бы вспенивается, обеспечивая доступ кислороду.

Главной задачей конвертерного процесса является контроль за двумя параметрами: содержанием углерода и температурой металла. Но в последнее время в связи с развитием процессов внепечной обработки металла конвертер стал использоваться для получения полупродукта (расплава металла), и продувку ведут до минимального значения содержания углерода, переводя все последующие операции на внепечную обработку.

Скорость окисления примесей такова, что одна минута продувки переводит сталь из одной марки по углероду в другую. В этом и заключается сложность управления этим процессом.

По ходу продувки скорость окисления углерода не равномерна. В начальный период, после зажигания плавки, скорость окисления C мала, так как в это время интенсивно окисляются Si и Mn чугуна, имеющие лучшее сродство к O_2 , чем углерод. Затем скорость окисления C достигает максимального значения и определяется интенсивностью продувки – расходом O_2 , который практически весь идет на окисление C . Далее скорость окисления C падает, так как снижается концентрация C в металле.

Основные выходные управляемые параметры:

- 1) $G_m(\tau)$ – масса металла в процессе продувки;
- 2) $G_{ст}$ – масса стали на выпуске;
- 3) $[C](\tau)$, $[Si](\tau)$ – содержание C , Si и т.д. в процессе продувки;
- 4) $t_m(\tau)$ – температура металла в процессе продувки;
- 5) $t_{ст}$ – температура стали на выпуске.

Это основные группы параметров, которые характеризуют ход плавки в процессе продувки.

Кроме основных параметров, существуют дополнительные выходные параметры:

$G_{шл}$ – масса шлака;

$G_{л}$ – масса лома, которая дается в процессе плавки для охлаждения;

$t_{шл}$ – температура шлака;

$t_{кг}$ – температура конвертерных газов на выходе из конвертера;

$V_{кг}$ – количество конвертерных газов.

Иногда в качестве параметра используется расход газов.

Используется также состав конвертерных газов на выходе и состав шлака.

Управляющими воздействиями на конвертерный процесс являются:

$G_{ч}$ – масса чугуна, заливаемого в конвертер (τ);

$G_{лз}$ – количество лома, которое дается в завалку;

$G_{л}$ – масса лома, который дается в процессе продувки для охлаждения;

G_p – масса руды, которая дается в каждой порции в процессе продувки;

$G_{изв}$ – масса извести, которая дается в начале плавки и в процессе продувки;

$T_{доб}$ – время ввода (подачи) шлакообразующих добавок в процессе плавки;

J_{O_2} – расход O_2 (интенсивность продувки);

V_{O_2} – количество кислорода, поданного за плавку;

$H_{1,2}$ – положение (расстояние) продувочной фурмы от уровня спокойного металла в начале плавки;

$T_{прод}$ – время продувки металла кислородом.

Из управляющих воздействий масса чугуна и лома являются разовыми, которые изменить в процессе продувки невозможно.

При управлении любыми технологическим процессом в реальных условиях существует множество различных технологических возмущений, которые, воздействуя на процесс, определяют отклонение конкретных параметров процесса от требуемых значений. Поэтому основные возмущающие воздействия должны быть определены и по возможности приняты меры, чтобы своевременно компенсировать негативные влияния этих возмущений на управляемый процесс.

Применительно к конвертерному производству возмущающие воздействия таковы:

1. Состав чугуна, заливаемого в конвертер.
2. Состав сыпучих материалов.
3. Состав лома.

К возмущающим воздействиям можно отнести содержание кислорода в процентах в техническом кислороде.

Возмущающим воздействием служит также время простоя конвертера между плавками $\tau_{\text{простоя}}$. Во время простоя конвертер остывает и на нагрев его огнеупорной кладки будет затрачено в последующей плавке определенное количество тепла.

Указанные возмущающие факторы можно с какой-то достоверностью контролировать. Но есть возмущения, которые практически не поддаются контролю:

1. Состав загружаемого лома по крупности.
2. Количество доменного шлака, которое попадает в конвертер из миксера.

После определения параметров процесса и классификации по видам необходимо четко сформулировать главную цель управления.

Необходимо получить сталь заданного состава по углероду в заданных пределах, нагретую до определенной температуры.

Достижение этой цели обеспечивается определением времени продувки $\tau_{\text{прод}}$.

Эта основная задача в решении очень сложна. Достижение заданных параметров не всегда возможно. Процент получения готовой стали без додувки меньше 80%.

Кроме содержания углерода и обеспечения заданной температуры большое внимание при конвертерном процессе уделяется содержанию серы и фосфора в металле, которые являются вредными примесями. Эти два вещества удаляются только химическим путем за счет изменения основности шлака. Причем этот параметр для серы и фосфора является противоречивым: сера удаляется при большой основности шлака и больших температурах, фосфор – при малой основности и малых температу-

рах. Поэтому сначала удаляется фосфор при низких температурах и низких основностях, затем – сера.

Выбор управляющих воздействий сводится к определению следующих показателей:

1. Количество лома и чугуна в завалку – определяется по результату расчета шихты для нахождения количества материала, которое надо подать в конвертер для получения стали заданного состава и температуры.
2. Рациональный режим продувки – выбор определенного расхода кислорода, положения продувочной фурмы и определение времени ввода шлакообразующих добавок. Рациональный режим продувки, кроме указанных параметров, должен дополнительно обеспечивать минимизацию потерь металла с окислением железа и потерю металла в виде мелких включений в шлаке.
3. Обеспечение безопасных условий работы дымоотводящей системы с целью предотвращения образования взрывоопасных концентраций.

Очень важно своевременное прекращение продувки при достижении углеродом и температуры заданных значений. Важное значение при управлении имеет также своевременная подача в ванну металлических раскислителей, то есть веществ, удаляющих кислород из стали (FeSi, FeMn, Al).

После определения всех управляющих воздействий необходимо при проектировании АСУ ТП четко сформулировать критерий (цель) управления. Как правило, этот критерий необходимо поддерживать на оптимальном уровне.

Применительно к конвертерному процессу критерий управления может быть двух видов:

1. Обеспечение максимально возможной производительности процесса.
2. Обеспечение минимальной себестоимости выплавляемой стали при соблюдении заданного объема производства.

В качестве вспомогательного критерия может быть выбран максимальный выход годного в виде максимально возможного соотношения $G_{ст}/(G_{ч}+G_{лз})$.

10.1. Измерение температуры жидкой стали в конвертерном производстве

Одним из основных параметров, определяющих ход конвертерной плавки, является температура металла. Существуют следующие методы измерения температуры жидкой стали в конвертере:

1. **Традиционный способ** измерения температуры термопарами погружения ТПР со сменными блоками. Этот способ обычно используется в начале продувки для определения температуры жидкого чугуна и в конце продувки для определения температуры стали. Для этого при повалке конвертера термопару опускают в металл.
 2. В процессе продувки предусматриваются разовые периодические измерения температуры *с помощью информационных зондов*, представляющих собой водоохлаждаемую систему, которая погружается в конвертер (3–4 раза за плавку). Одновременно при этом измеряется содержание углерода по методу Ликвидуса, измеряется окисленность металла (содержание кислорода) и отбирается проба металла для анализа на квантометр. Измерение производится 3–4 раза за плавку (через 5 мин).
 3. **Бомбовый метод** (Япония и США) – термопара из неблагородных металлов закрепляется в железной болванке, которая забрасывается в конвертер, и за время 5–6 с, пока не сгорят электроды, измеряет температуру спаев. Точность соизмерима с термопарами погружения.
 4. **Непрерывное измерение** температуры жидкого металла: в огнеупорную футеровку закладывается световод, выполненный из тугоплавкого лейкосапфира; на другом конце световода визируется оптический пирометр частичного излучения или спектрального отношения. Этот способ самый эффективный и самый дорогой.
 5. **Косвенный метод измерения** температуры металла.
- Термопары заключаются в огнеупорную кладку на некотором расстоянии друг от друга и от конца кладки (рис.40).

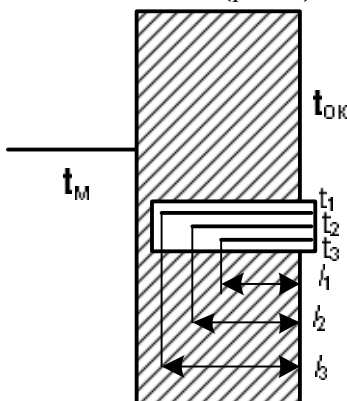


Рис. 40. Косвенный метод измерения температуры жидкого металла

Составляется дифференциальное уравнение теплопроводности для материала, из которого изготовлена огнеупорная кладка стенки. В качестве граничных условий используется, с одной стороны, температура металла, с другой – температура окружающей среды. Рассчитывается распределение температур по сечению кладки при разных граничных условиях.

Одновременно с помощью кабельных термопар измеряется температура в нескольких точках по толщине кладки. Варьируя (при известной температуре окружающей среды) расчетную температуру металла таким образом, чтобы расчетное значение распределения температур совпало с действительным, можно подтвердить, что принятая в расчете температура металла равна действительной. Стойкость термопары соизмерима со стойкостью кладки. Точность непрерывного измерения $\pm 8^\circ\text{C}$. Данный метод позволяет при использовании более мощных технических средств прогнозировать и разгар огнеупорной футеровки.

10.2. Функциональная схема контроля и регулирования конвертерного процесса

Функциональная схема контроля и регулирования конвертерного процесса представлена на рис. 41.

Схемой предусматривается:

1 – контроль положения конвертера, который может поворачиваться для выполнения технологических операций на определенные углы (операция «повалка» - нормальное положение – вертикальное).

2,3 – контроль положения основной (рабочей) и резервной продувочных фурм; за исходное состояние принимается положение фурмы в начале продувки относительно спокойной ванны расплава; положение фурмы можно определить путем измерения давления кислорода (чем ниже фурма, тем больше давление), по вибрации фурмы.

4 – измерение температуры отходящих конвертерных газов на выходе из конвертера, в его горловине; по этой температуре можно косвенно судить о процессах нагрева ванны и окисления углерода: чем больше температура, тем более интенсивно идет процесс.

5 – измеряется температура металла термопарой разового погружения в начальный и заключительный период плавки (сменные блоки).

6 – измерение температуры кладки или кожуха конвертера в месте наибольшей вероятности разрушения огнеупорной футеровки.

7,8 – измерение давления кислорода на каждую продувочную фурму; схемой предусмотрена аварийная отсечка кислорода с помощью электрофицированных задвижек при возникновении аварийной ситуации.

9,10,11 – измеряется температура, давление, расход кислорода на продувку.

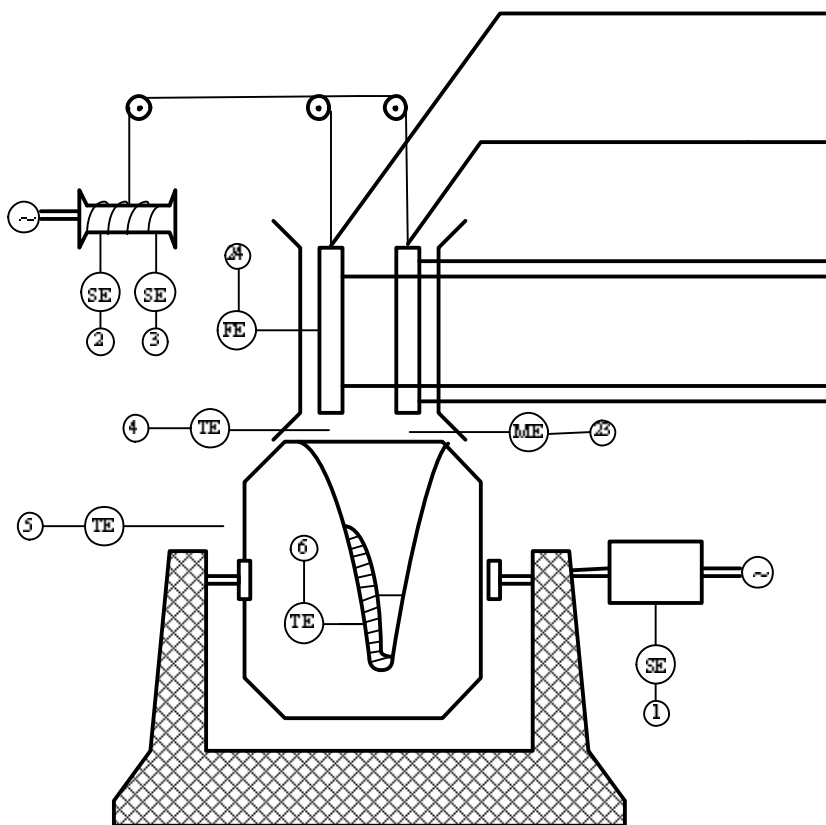
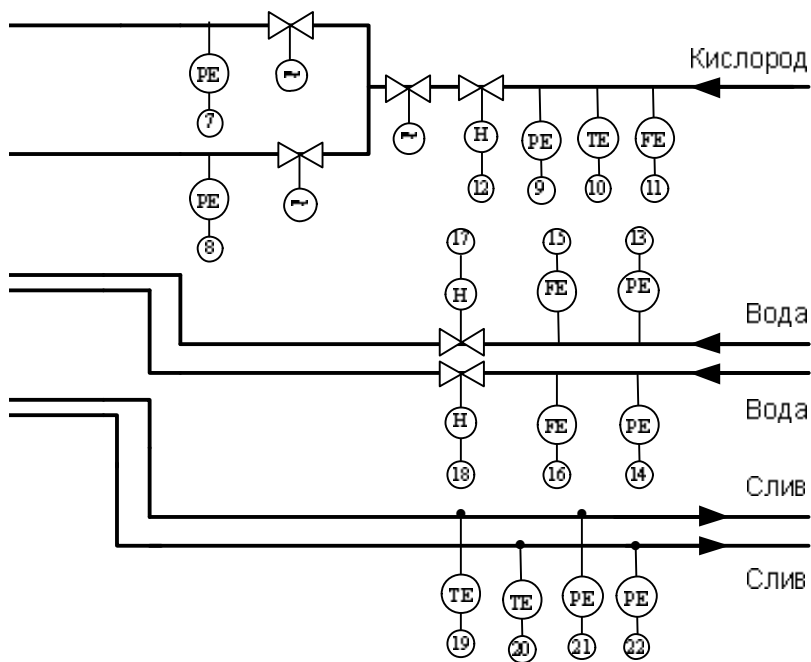


Рис. 41. Функциональная схема контроля и регулирования



кислородно-конвертерного процесса

11,12 – предусматривается регулирование расхода кислорода на продувку.

Расход кислорода используется для определения количества кислорода, которое подано в конвертер. По этому параметру можно косвенно судить об окончании продувки.

Кислородные продувочные фурмы работают в очень тяжелых температурных условиях.

Большое внимание уделяется системе охлаждения продувочной фурмы и обеспечению безопасности, так как попадание воды в конвертер неизбежно приведет к аварийной ситуации.

13,14 – измеряется давление охлаждающей воды на рабочую и резервную фурму.

Схемой предусмотрена аварийная сигнализация при падении давления воды и возможен аварийный подъем фурмы.

15,17 и 16,18 – измеряется и регулируется расход охлаждающей воды на каждую фурму с целью обеспечения нормальной эксплуатации фурм.

19,20 – измеряется температура охлаждающей воды на сливе с фурм.

Эта температура не должна превышать температуру выпадения солей 50°C, чтобы внутри фурмы не выпадали соли.

21,22 – измерение давления воды на сливе, измеряется перепад давлений (14-21,13-22) воды на фурме.

По перепаду давления на входе и выходе можно косвенно судить о сохранности фурмы (зарастания солями) или об образовании утечки воды (разрушение фурм).

23 – измеряется состав конвертерных газов.

Предусмотрен контроль на CO , CO_2 , H_2 . По CO и CO_2 можно прогнозировать скорость выгорания углерода. Водород говорит о прорывах воды и высокой влажности материалов.

24 – измеряется расход конвертерных газов; для его измерения трубопровод, отводящий конвертерные газы, имеет форму трубы Вентури, перепад давления на которой пропорционален расходу.

Этот импульс необходим для косвенного определения скорости выгорания углерода.

10.3. Контроль содержания углерода в металле

Для непосредственного определения содержания углерода используется традиционный метод экспресс-анализа отобранной пробы. Этот способ применяется для формирования паспорта плавки. В конвертерном процессе большое значение придается быстрдействию методов и, как правило, используются вакуумные квантометры, работающие по прин-

типу спектрального разложения света, полученного при сжигании металла в дуге или измерения скорости ионов. Современные квантометры смонтированы в виде мобильных установок, размещаемых непосредственно на рабочем месте. Но все они требуют отбора и специальной подготовки пробы. Кроме современных способов анализа металла могут использоваться и другие методы определения, в основном содержания углерода: метод термоЭДС, который требует отбора и закалывания пробы; метод Ликвидуса, который дает результаты при использовании информационного зонда, вводимого в печь.

1. **Линия Ликвидуса** определяет температурный переход из жидкого состояния в твердое в зависимости от концентрации элемента в сплаве (рис. 42). При температуре Ликвидуса осуществляется кристаллизация сплава, которая сопровождается выделением энергии. Теплота кристаллизации эквивалентна теплоте плавления. Чем больше температура Ликвидуса, тем меньше содержание углерода.

В пробницу заливается жидкая сталь и происходит охлаждение этого металла.

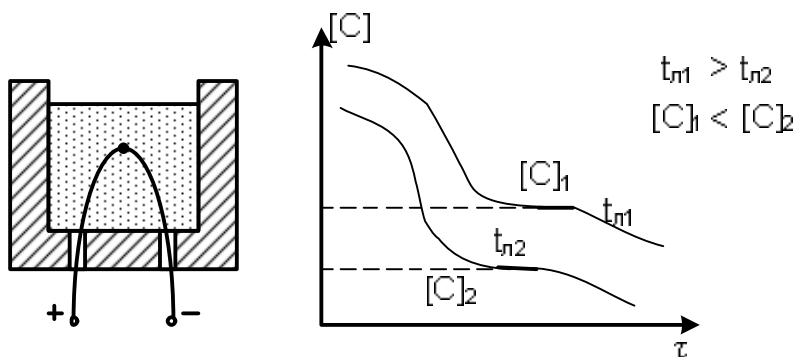


Рис. 42. Метод Ликвидуса

Проба металла отбирается с использованием термозонда, погружаемого в рабочее пространство. Каждый замер требует замены в термозонде элемента, то есть сколько замеров – столько пробниц.

Метод Ликвидуса можно использовать только периодически, для этого требуется наличие информационного зонда и набор пробниц и блоков термопар для измерения.

2. В последние годы большое значение имеет периодический или **непрерывный контроль окисленности металла**. Окисленность характеризует содержание кислорода в металле. Для получения качественных сталей необходимо удалить кислород из стали. Для этого сталь раскисляют с помощью FeMn или FeSi. Но для определения количества раскис-

лителей необходимо знать точное содержание кислорода в металле или окисленность металла.

Концентрация кислорода в растворенном металле измеряется активометром (рис. 43). Принцип действия активометра основан на явлении ионной проводимости на границе твердого электролита из ZrO_2 (двуокись циркония) или Al_2O_3 , если на границе этого электролита существует разница концентраций O_2 .

Величина ЭДС, возникающая на границе твердого электролита, определяется:

$$E = - \frac{RT}{4F} \cdot \ln \frac{P'_{O_2}}{P''_{O_2}},$$

где F – число Фарадея;

R – универсальная газовая постоянная;

T – температура расплава;

P'_{O_2} – парциальное давление в эталонной среде;

P''_{O_2} – парциальное давление в измеряемой среде.

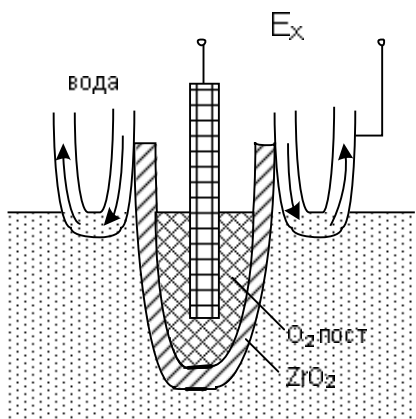


Рис. 43. Принцип действия активометра

Наконечник из ZrO_2 (двуокись циркония) или Al_2O_3 погружается в расплавленный металл. Внутри наконечника есть синтетический чугу́н с постоянным содержанием углерода и минимальным количеством кислорода (постоянное содержание). В синтетический чугу́н погружен графитовый стержень, который необходим для измерения потенциала. Второй электрод для сигнала E_x является фурмой, погруженной в металл.

Датчик является идеальным для измерения содержания кислорода в продуктах сгорания. Датчик обладает уникальными характеристиками: практически безынерционный и величина ЭДС увеличивается с уменьшением концентрации O_2 в анализируемой среде.

Недостатки:

- показания датчика зависят от температуры измеряемой среды, поэтому активометры комплектуются одновременно с датчиками для измерения температуры стали;
- в результате существенного влияния примесей на образование твердого электролита не удается получить стабильного состава, поэтому датчики выпускаются с индивидуальной тарировкой (градуировкой).

Существует определенная зависимость между концентрацией углерода в стали и активностью кислорода. Обнаружена следующая закономерность:

[C]	0,02–0,1	0,1–0,2	0,2–0,5
[C]*[O ₂]	0,021	0,0023	0,0026

Все эти методы требуют периодического отбора пробы или погружения активометра в ванну.

3. Текущее содержание углерода в металле можно определить расчетным путем *по балансу углерода*. Принцип основан на следующем допущении: единственным крупным источником углерода является металлическая шихта, и если известь достаточно хорошо обожжена ($CaCO_3 = CaO + CO_2$), то можно предположить, что углерод покидает рабочее пространство конвертера только в виде CO или CO_2 . Учитывая это, мгновенную скорость изменения углерода можно рассчитать в соответствии с выражением:

$$V_C = 0.00536 * V_{OG} (CO_{OG} + CO_{2OG}),$$

где V_{OG} – расход отходящих газов;

CO_{OG} , CO_{2OG} – содержание CO и CO_2 в отходящих газах.

Тогда количество углерода, которое может выгореть за интервал времени $(0; \tau)$, будет

$$\Delta C = 0,00536 \int_0^{\tau} V_{OG} (CO_{2OG} + CO_2) d\tau. \quad (1)$$

Но это количество углерода можно определить

$$\Delta C = \frac{G_{M_0} [C]_0 - G_M [C]_{\tau}}{100}, \quad (2)$$

где G_{M_0} – масса металлической шихты;

$[C]_0$ – среднее начальное содержание углерода в металлической шихте;

G_M – масса металла в процессе плавки;

$[C]_\tau$ – текущее содержание углерода в металле.

Приравняв (1) и (2), можно определить текущее содержание углерода в ванне:

$$[C]_\tau = \frac{1}{G_M} \{ G_{M_0} - (0,536 \int_0^\tau V_{OГ} (CO_{OГ} + CO_{2OГ}) d\tau) \}. \quad (3)$$

Для расчета по этой формуле необходимо знать начальное содержание углерода в шихте, массу металлической шихты G_0 , текущую массу металла $G(\tau)$, текущий расход плавильных газов из конвертера (сухих) и концентрацию CO и CO_2 в конвертерных газах.

Концентрация CO , CO_2 и H_2 измеряется оптикоакустическим газоанализатором. Для измерения расхода запыленных конвертерных газов используется труба Вентури (в виде газопровода).

Данная формула дает удовлетворительный результат при измерении расхода сухого газа. Если в плавильных газах существует влага, то необходимо рассчитать корректирующие поправки. Для этого используется дополнительный анализ плавильных газов на водород.

10.4. Управление конвертерной плавкой

Управление любым технологическим процессом можно осуществить в зависимости от используемой при управлении математической модели двумя способами – статическим управлением и динамическим управлением.

Для конвертерного процесса, характеризующегося высокой скоростью, оба способа возможно осуществить только с использованием вычислительной техники. Применение этой техники стало неотъемлемой частью технологии.

10.4.1. Статическое управление

Этот вид управления получил наибольшее распространение. При этом управлении с использованием статических моделей и информации о температуре и составе чугуна рассчитывается масса чугуна, лома, руды и различных шлакообразующих присадок (извести, шпата) для получения стали заданного химического состава и определенной температуры на выпуске.

В реальных условиях вводятся различные упрощения статических моделей в зависимости от конкретных условий (при использовании в качестве охладителя лома расход руды принимается равным нулю).

Точность алгоритма работы ЦНИИЧМ на Криворожском заводе (детерминированная модель) характеризуется следующими параметрами.

В диапазон по углероду: $\pm 0,02-0,04\%$ – 59% плавов; $\pm 0,4\%$ – 84% плавов. В диапазон температур $\pm 10^\circ\text{C}$ – 59,4% плавов; $\pm 20^\circ\text{C}$ – 85,8% плавов.

В процессе управления балансовые и статистические модели могут объединяться. Но в связи с низкой точностью статических методов управления (не учитывают индивидуальные особенности агрегата) общей чертой этого метода является необходимость использования различных поправочных коэффициентов. Этим осуществляется обратная связь по результатам предыдущих плавов.

По статистической модели и при статическом управлении возможно решение оптимизационных задач, даже при использовании линейных моделей.

Киевским НПО «Автоматика» для Енакиевского завода предложено применять статистическое управление для оптимизации массы стали (достижение максимально возможного выхода стали) с использованием следующего уравнения:

$$G_{cm} = 66 + 0.35G_l + 0.01G_u + 0.25G_q \cdot Si_q + 0.08G_q \cdot Mn_q + \\ + 0.65G_q \cdot S_q + 0.002G_q \cdot t_q - 0.12G_p + 3.05H_\phi - 0.06U_{O_2} - \\ - 0.01V - 4.7C_{cm},$$

где V – объем (количество) кислорода, затраченного в предыдущей плавке;

U_{O_2} – расход кислорода.

Задать критерий (цель) оптимизации в данном случае можно следующим образом: определить, при каких значениях G_l (лома) и G_q (чугуна) и положения продувочной фурмы H_ϕ полученное выражение достигнет максимального значения, если выполняется следующее ограничение:

$$G_p \leq G_{pmin}; \quad G_u \leq G_{umin}$$

$$H_\phi < H_{\phi min}; \quad H_\phi > H_{\phi max}$$

$$U_{O_2min} < U_{O_2} < U_{O_2max}.$$

Масса стали $G_{ст}$ принимается равной $G_l + G_q$.

Минимальный расход руды определяется требованиями теплового баланса из учета использования максимально возможного количества лома.

Диапазон изменения расхода кислорода определяется минимальной плотностью закрытия регулирующего клапана, максимальный – пропускной способностью кислородопровода.

$H_{\phi min}$ – нижнее положение продувочной фурмы, обеспечивающее защиту днища конвертера от размыва струей кислорода.

$H_{\phi_{\max}}$ – максимальное положение продувочной фурмы, определяется предотвращением переокисленности шлака для предотвращения выброса из конвертера.

При использовании метода статического управления всегда имеется отклонение содержания углерода и температуры от заданных значений. Поэтому после прекращения продувки, отбора пробы металла и замера температуры всегда необходимо додувать. При формировании управляющих воздействий при додувке возможны случаи:

1. Если масса присадок равна нулю, а фурма устанавливается на то же положение, что и в процессе продувки, то такая додувка называется нормальной.
2. Если температура металла существенно ниже заданной и необходимо значительно ее повысить, то в зависимости от отклонения температуры или добавляют чугун (процесс начинают заново), или ведут додувку при более высоком положении фурмы, дожигая СО в рабочем пространстве и сжигая часть железа.
3. Если температура металла выше заданной, то в конвертер добавляется руда или металлический лом – додувка с охлаждением.

Расчет количества чугуна при додувке с нагревом или расчет охлаждающих добавок проводится по статической модели.

10.4.2. Динамическое управление

Одним из методов повышения точности управления технологическими процессами является использование динамического управления процессами.

Цель данного управления заключается не только в получении к концу прогнозируемого времени окончания процесса заданных выходных параметров, но и в управлении траекторией изменения во времени этих параметров.

Применительно к конвертерному процессу управляющими воздействиями являются:

- интенсивность продувки (расход кислорода);
- изменение положения продувочной фурмы;
- время ввода легирующих и экзотермических добавок.

Необходимо помнить, что динамическое управление, в принципе, не исключает статического управления, а только дополняет и уточняет его.

По характеру динамической информации (текущей информации), получаемой с объекта управления, динамические системы делятся на две группы.

В системах первой группы для формирования управляющего воздействия используются результаты прямого (непосредственного) контроля текущих значений технологических параметров.

Ко второму типу динамических систем относятся методы определения управляющих воздействий по косвенным параметрам, характеризующим технологическое состояние процесса. К таким параметрам можно отнести:

- состав и температуру плавильных газов;
- объем (расход) плавильных газов;
- шум (акустическое давление, создаваемое конвертером);
- изменение размеров конструкций конвертера в зависимости от температурного состояния.

По сути дела, как отмечалось ранее, динамическое управление есть решение однородных дифференциальных уравнений первого порядка, определяющих текущую скорость изменения концентрации определенного элемента во времени:

$$\frac{\partial [C](\tau)}{\partial \tau} = \frac{1}{T_c} ([C]_{н} + [C](\tau)).$$

Стратегия динамического управления доводкой стали в конвертере сводится к следующему:

1. Если ожидаемая температура металла укладывается в допустимые границы температуры выпуска, то дальнейшая продувка (после повалки конвертера и определения температуры и содержания углерода) плавки в течение расчетного времени, определяемого скоростью выгорания углерода, ведется при прежнем расходе кислорода.
2. Если ожидаемая температура металла оказывается больше верхнего допустимого предела для разливки стали, то додувку ведут до получения требуемой концентрации по углероду с одновременным расчетом и вводом в конвертер охлаждающих добавок (желательно в виде руды, так как она имеет минимальное содержание серы).
3. Если ожидаемая температура металла оказывается меньше предельного значения температуры, то вначале определяют, хватит ли тепла при обезуглероживании металла до заданного предела и продолжают продувку. Если окажется, что содержания углерода недостаточно для нагрева металла до минимально допустимой температуры, то рассчитывается количество чугуна или других экзотермических добавок (FeSi, FeMn, C), которые необходимо подать в конвертер для нагрева стали до требуемой температуры.

При динамическом управлении решается та же задача, что и при управлении доводкой стали в печах с продувкой ванны кислородом, то есть контролируется линия (траектория) нормального хода процесса.

10.5. АСУ ТП выплавки стали в конвертерах

АСУ ТП кислородно-конвертерного цеха можно разделить на две подсистемы:

1. Система управления выплавкой стали.
2. Система управления внепечной обработкой и разливкой стали.

В связи с необходимостью улучшения качества конвертерной стали и улучшения ее потребительских свойств в последнее время в конвертерных цехах интенсивно развивается процесс внепечной обработки стали.

Наличие нового технологического участка позволяет перевести конечные технологические операции по доводке стали в агрегаты вне конвертера:

- установка печь-ковш;
- установки вакуумирования;
- агрегаты доводки стали.

Первые два агрегата предпочтительнее последнего.

Основные функции АСУ ТП выплавки стали в конвертере:

1. Выполнение информационных и информационно-вычислительных функций для статического управления процессом (расчет шихты).
2. Управление текущим контролем основных технологических параметров процесса.
3. Контроль количества и качества сыпучих материалов, необходимых для конвертерной плавки.
4. Контроль за положением конвертера и продувочных фурм (рабочей и резервной).
5. Контроль за состоянием водоохлаждаемых элементов конвертера в виде контроля давления воды и температуры на сливе водоохлаждаемых элементов.
6. Измерение расхода и количества кислорода на продувку.
7. Ведение хронометража плавки с выдачей необходимой информации о прогнозируемом и текущем времени продувки, о прогнозируемом содержании углерода и температуре.
8. Контроль за параметрами газоотводящей системы с целью защиты ее от взрыва.

Управляющие функции:

1. Регулирование текущего расхода кислорода на продувку.
2. Регулирование положения продувочной фурмы.

3. Регулирование давления в рабочем пространстве конвертера и параметров газодинамического режима в системе газоочистки.

Кроме контролирующих и управляющих функций АСУ ТП осуществляет расчетные функции:

1. Расчет шихты с выдачей рекомендаций по массе чугуна и лома.
2. Расчет сыпучих шлакообразующих материалов на плавку.
3. Расчет массы ферросплавов, которые необходимо подать в конвертер.
4. Расчет общего количества кислорода на плавку.
5. Прогнозирующие расчеты содержания углерода в металле и ожидаемой температуры стали.

Одновременно АСУ ТП осуществляет расчет и управление во времени моментов ввода сыпучих (шлакообразующих), раскисляющих и легирующих добавок по ходу плавки.

Вопросы для самопроверки

1. Что является главной задачей конвертерного процесса?
2. Перечислить основные и дополнительные выходные управляемые параметры конвертерного процесса.
3. Какие бывают управляющие и возмущающие воздействия на конвертерный процесс?
4. Сформулировать критерии управления конвертерным процессом.
5. Перечислить методы измерения температуры жидкой стали в конвертере.
6. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров конвертерного процесса.
7. Перечислить основные методы контроля содержания углерода в металле.
8. Суть статического и динамического управления конвертерной плавкой.
9. Перечислить основные функции АСУ ТП выплавки стали в конвертере.

11. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ В ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ

11.1. ДСП как объект автоматизации

В настоящее время более 30% стали выплавляется в электродуговых печах. Это к настоящему времени самый экологически чистый сталеплавильный агрегат, так как процесс идет в замкнутом герметичном пространстве и печи одновременно снабжаются высокопроизводительными очистными установками.

Есть тенденция использования ДСП как высокопроизводительного агрегата для расплавления шихты с одновременным переносом продолжительных технологических периодов в установки внепечной обработки стали (печь-ковш, установка вакууммирования стали порционного или циркуляционного типа).

Важная особенность электросталеплавильного производства: это производство может функционировать в местности при отсутствии производства чугуна.

В основном в ДСП выплавляется качественная сталь. Но современные мощные электропечи по производительности и сортаменту не уступают мартеновским печам.

Недостатки ДСП:

- нельзя выплавить низкоуглеродистые марки стали;
- большой удельный расход электроэнергии.

По конструкции дуговые сталеплавильные печи делятся на печи переменного тока (ДСП) и дуговые печи постоянного тока (ДСППТ).

В ДСП дуга горит между тремя электродами и шихтой. В ДСППТ дуга горит между катодом и анодом.

В ДСППТ в подине устанавливается водоохлаждаемый электрод, устройство которого довольно сложно.

Технологический процесс выплавки стали в ДСП делится на четыре технологических периода:

1. Межплавочный простой.
2. Расплавление или плавление шихты.
3. Окислительный период.
4. Восстановительный период.

В межплавочный простой происходит ремонт (заправка) подины и откосов, завалка шихты (сыпучих и металлического лома).

Завалка осуществляется специальными корзинами при отводе свода в сторону. После завалки крышка печи закрывается и в специальные амбразуры вводятся электроды.

После зажигания дуги по схеме соединения электродов «звезда» происходит плавление шихты.

Плавление шихты, которое является полностью энергетическим периодом плавки, имеет три стадии, каждая из которых характеризуется определенным значением подводимой к печи мощности.

Первая стадия – зажигание дуг. Дуги горят в верхнем слое шихты и для предотвращения перегрева свода печи от близко горящих дуг подводимая мощность снижается.

Вторая стадия – проплавление колодцев. По мере расплавления верхних слоев шихты электроды погружаются в шихту. Нормальным считается, если проплавляемый колодец примерно на 20-30% больше диаметра электрода. Это условие не дает возможности подвести к электродам максимальную мощность. Если в этот период подвести максимальную мощность, то колодцы будут узкими и при обвалке шихты электрод может поломаться.

Третья стадия – наведение жидкой ванны. После проплавления колодцев электроды оказываются в нижнем положении, то есть очень близко к подине. Так как слой жидкого металла незначителен, в эту стадию также нельзя подавать максимальную мощность из-за опасности прожога подины.

И только когда электроды пойдут вверх, то есть уровень жидкого металла будет достаточным, к печи подключается максимальная мощность. На этой мощности ведут дальнейшее расплавление металла.

После расплавления шихты уровень металла повышается, электроды поднимают вверх и дуги обнажаются. В это время кладка печи начинает интенсивно разогреваться.

Одновременно с расплавлением в ДСП подается кислород для окисления примесей (C, Mn, Si). Тепла экзотермических реакций окисления достаточно для разогрева ванны и подводимая электрическая мощность снижается до 40-50% от максимальной.

После нагрева металла и окисления основных примесей скачивается шлак, наводится новый и начинаются процессы восстановительного периода, то есть периода рафинирования, легирования и раскисления стали.

При достижении заданного состава сталь выпускается из печи.

Окислительный и восстановительный периоды называются технологическими, и их продолжительность во многом определяется организационными факторами.

С точки зрения автоматизации процесса задачи системы в окислительный период заключаются в выполнении следующих функций:

1. Расчет и подача в печь необходимого количества окислителя – кислорода.
2. Контроль химического состава металла.
3. Расчет количества, набор, взвешивание и подача в печь шлакообразующих.

4. Контроль температуры огнеупорной кладки и ограничение подводимой мощности в зависимости от температурного состояния этих параметров.
5. Рациональное управление электрическим режимом.

В восстановительный период задачей автоматической системы является выполнение функций:

1. Расчет, взвешивание и регламентированный во времени ввод в печь легирующих добавок и раскислителей.
2. Контроль и регулирование температуры металла и огнеупорной кладки печи.
3. Регулирование электрического режима печи по ограничениям температурой металла или огнеупорной кладки.

Очевидно, что для автоматизированного управления процессом электроплавки нужны математические модели.

Детерминированной модели для описания электродугового процесса пока не существует. Поэтому для управления используются экспериментально-статистические модели и в последнее время (Германия, США) созданы нейросетевые модели процесса, способные в интервале 0,1 с предсказать ход электроплавки.

11.2. Контроль температурных параметров ДСП

При автоматизации технологического процесса выплавки стали в ДСП решающее значение имеет контроль за температурным состоянием металла и огнеупорной футеровки. У металла теплопроводность больше, чем у кладки, и он быстрее проводит тепло внутрь.

В результате каждой плавки повреждается внутренний слой кладки от 5 до 15 мм из-за высокотемпературного разрушения, поэтому за температурой кладки необходим тщательный контроль.

К сожалению, непрерывного метода замеров температуры огнеупорной футеровки и кладки не существует. Поэтому используются способы разовых замеров (3-5 за плавку) стандартной термопарой погружения со сменными наконечниками из платиновых термопар (или ПП).

В настоящее время в различных организациях (НПО «Черметавтоматика») разработана следующая система (рис.48).

Термопара вставляется в специальное отверстие, при окончании плавки она убирается.

В качестве термопар используются вольфрамрениевые термопары 5х20.

Существует другая разновидность данного метода (рис.49).

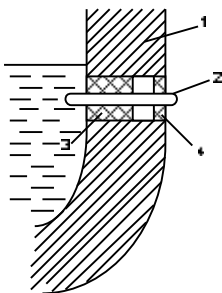


Рис. 44. Метод измерения температуры огнеупорной футеровки и металла

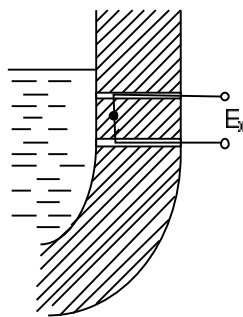


Рис. 45. Непрерывный метод измерения температуры огнеупорной футеровки

Существуют также способы косвенного измерения температуры с помощью сопротивления (рис. 46).

Два силитовых стержня из карбида Si могут помещаться на различных участках огнеупорной кладки. Измеряется сопротивление, величина которого зависит от температуры.

Если стержни расположить на некотором расстоянии h , то можно оценить степень разгара кладки.

Существует также метод косвенного определения температуры жидкого металла с помощью решения уравнения теплопроводности и сравнения полученного решения для различных значений t_m с реальным распределением температуры по сечению огнеупорной кладки (рис. 47).

Здесь величина $t_m(\tau)$ задается как граничное условие.

Суть метода косвенного определения температуры жидкого металла заключается в следующем.

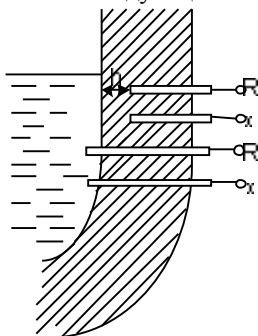


Рис. 46. Косвенный способ измерения температуры с помощью сопротивления

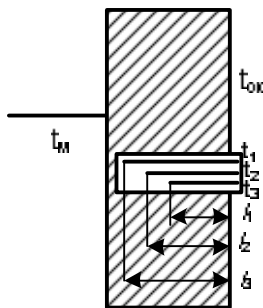


Рис. 47. Косвенный метод измерения температуры жидкого металла

Есть несколько термпар, которые замурованы в трубу и расположены на фиксированном расстоянии от среды и от друг друга.

Составляется уравнение теплопроводности для стенки определенной толщины.

Вначале t_m берут произвольно и рассчитываются значения t_1 , t_2 , t_3 . На величину разности с фактическими значениями корректируют расчетные, до тех пор, пока расчетные t_1 , t_2 , t_3 не совпадут с фактическими. Полученная t_m будет верной.

Этот метод позволяет обеспечить непрерывный контроль температуры металла в процессе плавки. Надежность метода соизмерима с продолжительностью кампании огнеупорной кладки.

11.3. Управление технологическим процессом плавки в ДСП

Управление технологическим процессом плавки в ДСП осуществляется двумя подсистемами: управление электрическим режимом плавки и управление температурным режимом.

Главным источником тепловой энергии в ДСП является энергия, выделяемая в горящих дугах.

Электрические дуги представляют собой активные нагрузки, соединенные по схеме «звезда», где общей точкой является металлическая шихта или расплавленный металл.

Современные печи по удельной мощности печного трансформатора делятся на:

- печи низкой мощности, до 250 кВт/т;
- печи средней мощности, 400–600 кВт/т;
- печи сверхвысокой мощности, более 600 кВт/т.

В печах низкой и средней мощности дуги проплавляют три колодца.

В печах высокой и сверхвысокой мощности проплавляется один колодец.

Самым энергетически емким периодом плавки, когда используется до 65% всей потребляемой энергии, является период расплавления.

Управление энергетическим режимом в этот период имеет решающее значение.

Существуют следующие методы управления.

В ДСП для прямого контроля доступна только потребляемая дуговой печью (активная) мощность P_a (рис. 48).

На рисунке P_n – полная мощность; P_a – активная мощность; $P_p = Q$ – реактивная мощность; $\cos \varphi$ – коэффициент использования полезной мощности.

Активная мощность, усваиваемая печью, делится на:

P_d – мощность, выделяемая в дуге;

$P_{эл}$ – мощность электрических потерь.

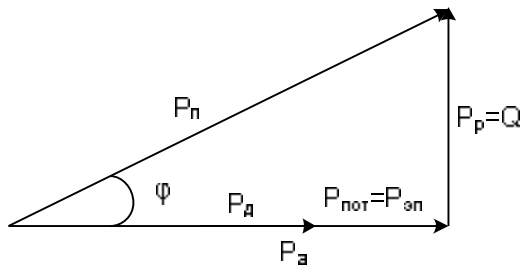


Рис. 48. Векторная диаграмма мощности

Мощность дуги делится на полезную мощность и мощность тепловых потерь.

Прямое управление по активной мощности не дает возможность управления электрическим режимом, так как существует экстремальная зависимость, и одно и то же значение P_a достигается при двух различных величинах рабочих токов I_A и I_B (рис.49).

В результате этого прямое контролируемое значение мощности дуги не используется при управлении, так как стабилизирующая система будет поддерживать затратный режим P_B (а не P_A), поскольку зажигание дуги начинается с $I_{КЗ}$, т.е. с технологического короткого замыкания.

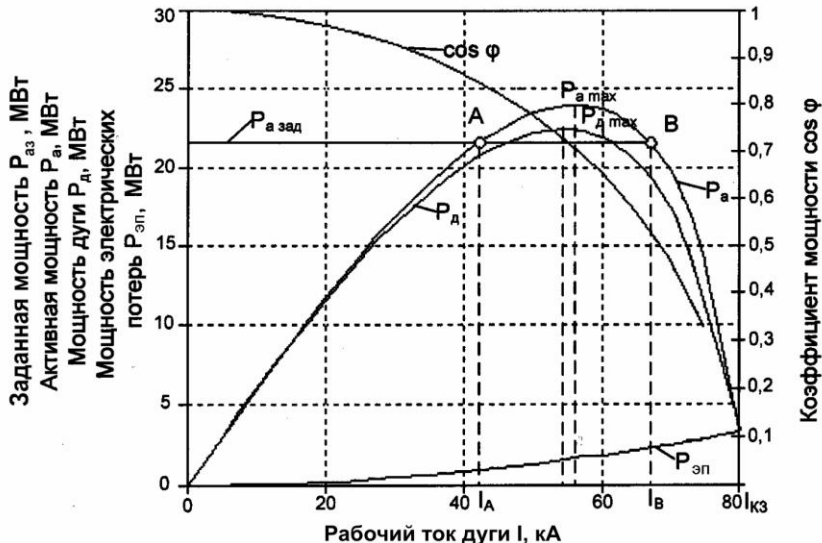


Рис. 49. График зависимостей заданной мощности $P_{аз}$, активной мощности P_a , мощности дуги P_d , мощности электрических потерь $P_{эп}$ и коэффициента мощности $\cos \varphi$ от рабочего тока дуги для ДСП-180

Поэтому на практике существуют два способа управления энергетическим режимом: с помощью токового регулятора или с помощью дифференциального регулятора.

11.3.1. Токовый регулятор

Токовые регуляторы просты, надежны и эффективны. Так как текущее значение рабочего тока каждой фазы контролируется, то при управлении возможно использовать обычные стабилизирующие системы, в которых формирование сигнала рассогласования E пропорционально разности заданного тока и текущего тока (рис. 50):

$$E = I^3(\tau) - I^{mek}(\tau).$$

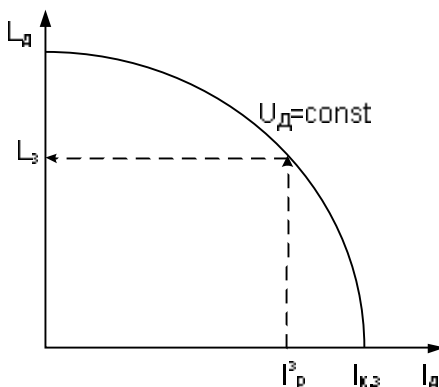


Рис. 50. Зависимость длины дуги от рабочего тока дуги

Но, несмотря на простоту, данный метод обладает существенным недостатком, так как при автоматическом управлении при зажигании дуги возможна поломка электрода.

В момент включения печи в работу есть I_p^3 , но $I_p^{mek} = 0$. Электроды пойдут вниз. В какой-то момент один электрод первым коснется шихты. Так как ток короткого замыкания при соединении в звезду не возникнет, пока шихты не коснется другой электрод, то первый электрод будет продолжать двигаться до поломки.

Кроме того, зависимость величины тока дуги от длины дуги L_d имеет нелинейный вид (см. рис. 50), что затрудняет функционирование токового регулятора.

Для ликвидации недостатков токового регулятора был разработан дифференциальный регулятор.

Однако при современных технических средствах реализация токового регулятора возможна.

11.3.2. Дифференциальный регулятор

Управление осуществляется путем поддержания определённого соотношения между величиной тока дуги и напряжением, подаваемым на электрод Уф:

$$A = a \cdot I - b \cdot U = b \cdot I(a/b - U/I) = b \cdot I(Z_0 - Z),$$

где Z – сопротивление дуги (импеданс);

$a/b = Z_0$ – заданная величина сопротивления дуги.

По сути, дифференциальный регулятор регулирует импеданс (полное сопротивление) дуги, которое пропорционально величине рабочего тока.

Коэффициенты a и b определяют заданные параметры электрического режима (как бы заданное сопротивление дуги).

При выбранной ступени напряжения регулирование электрического режима осуществляется и в токовом регуляторе, и в дифференциальном регуляторе перемещением электрода, то есть изменением длины дуги (рис. 51). Но длину дуги измерить очень сложно, а ток можно мерить с любой точностью.

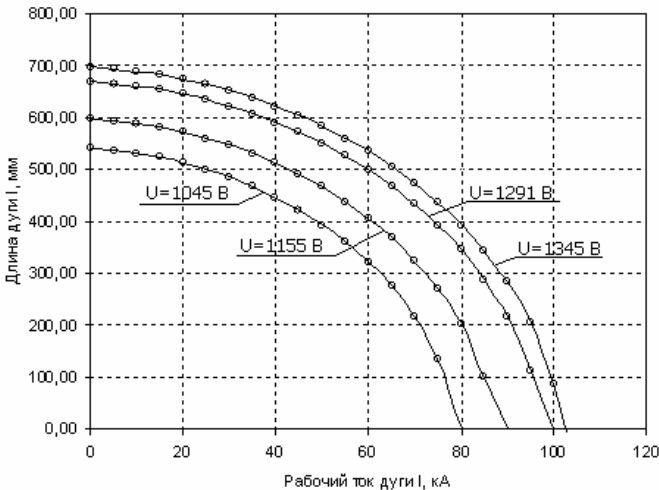


Рис. 51. Зависимость длины дуги от силы при различных ступенях напряжения печного трансформатора для ДСП-180

Существует множество способов технической реализации управления электрическим режимом. Наиболее простой метод управления электрическим режимом – метод с использованием электромашинных усилителей (ЭМУ), которые обеспечивают перемещение электродов с неболь-

шой скоростью (до 30 мм/с), хотя современные тиристорные и электрогидравлические приводы обеспечивают скорость до 300 мм/с при диаметре электродов 600 мм.

Принципиальная схема управления электрическим режимом с помощью дифференциального регулятора представлена на рис. 52.

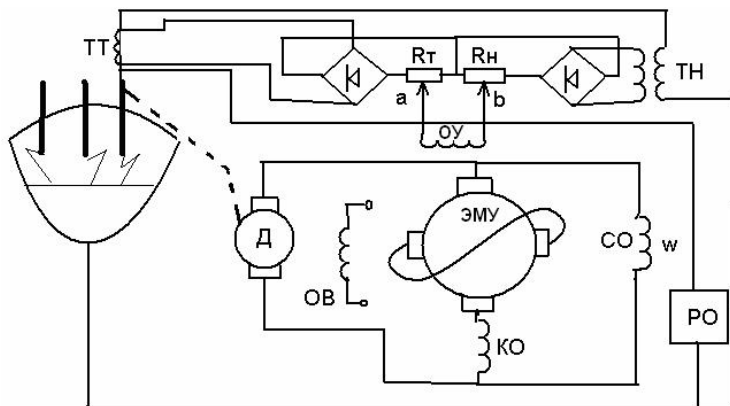


Рис. 52. Принципиальная схема управления электрическим режимом с помощью дифференциального регулятора

Сигналы, пропорциональные силе тока с трансформатора ТТ и напряжению с трансформатора ТН, алгебраически суммируются как падения напряжений на сопротивлениях R_t и R_n . Положение движков на этих сопротивлениях определяет заданное значение коэффициентов a и b . Сигнал, пропорциональный величине разности, подается на обмотку управления ОУ электромашиного усилителя с поперечным магнитным полем, который вращается двигателем. При этом на выходе ЭМУ появляется сигнал, пропорциональный напряжению на обмотке ОУ. Этот сигнал подается в цепь якоря двигателя привода электрода. Обмотка возбуждения ОВ двигателя Д запитывается от постороннего источника напряжения.

Компенсирующая обмотка КО и стабилизирующая обмотка СО предназначены для улучшения характеристик электромашиного усилителя. ЭМУ обычно работают на маломощных печах и обеспечивают скорость перемещения электрода до 1,5 м/мин (25–30 мм/с).

Использование дифференциальной схемы с введением реле отключения РО позволяет осуществить автоматический пуск печи в работу. Это происходит следующим образом.

При подаче напряжения на электроды все они находятся в верхнем положении. Тока нет, а напряжение есть. Под действием этого сигнала

электроды пойдут вниз. Так как длина их различна, то первый коснувшийся шихты электрод остановится, так как отключается реле РО. При касании электродов фазы шихты реле оказывается включенным параллельно цепи электрод-шихта. Переходное сопротивление электрод-шихта меньше, чем высокоомное сопротивление катушки РО, и она отключается. Электрод останавливается.

При касании вторым электродом шихты в обоих электродах возникает ток технологического короткого замыкания, и электроды начинают подниматься вверх (дуги горят). Третий электрод зажигается самостоятельно.

11.4. Автоматизация температурного режима ДСП

В технологические периоды после расплавления шихты определяющее значение приобретает управление электрическим режимом с учетом температурного состояния ванны жидкого металла и огнеупорной футеровки.

Необходимые изменения температуры металла и огнеупорной кладки в процессе плавки зависят от марки выплавляемой стали. Так, температура высококачественных шарикоподшипниковых сталей может превышать 1700°C.

Изменение температурного режима по ходу плавки регламентировано директивно (задано технологической инструкцией).

ДСП работает в нестационарном температурном режиме, при котором текущие значения температуры изменяются в очень широких пределах.

После выпуска стали огнеупорная кладка начинает интенсивно остывать (20°C/мин). И после открытия свода для завалки шихты остывание идет с максимальной скоростью (это тепло теряется безвозвратно).

В процессе завалки значительная часть аккумулированного тепла кладки передается шихте. Поэтому продолжительность завалки оказывает существенное влияние на продолжительность плавления самого энергетически емкого периода плавки.

В первый период печь работает на пониженных ступенях напряжения из-за опасности перегрева свода печи. Затем, после того как электроды погрузятся в шихту и шихта начнет воспринимать энергию, мощность начинает подводиться интенсивнее. При расплавлении все тепловое излучение дуги расходуется на нагрев шихты при максимально возможной электрической мощности. В окислительный период, когда в печь подается кислород, температура металла и особенно огнеупорной футеровки начинает интенсивно увеличиваться, поскольку дуги обнажены.

Скорость разогрева футеровки, особенно в районе горения дуг, можно ориентировочно определить соотношением:

$$Vt = \frac{P_{\text{под}}}{250} \cdot G,$$

где $P_{\text{под}}$ – подводимая мощность;

250 – эмпирический коэффициент, [$\text{кВт} \cdot \text{мин} / ^\circ\text{C}$];

G – вес плавки.

Особенно тяжелые температурные условия возникают в рабочем пространстве ДСП в восстановительный период, когда дуги обнажены, металл нагрет практически до температуры выпуска и все процессы разрушения огнеупорной футеровки (разъедания шлаком огнеупорной кладки) происходят с максимальной скоростью, которая достигает до 15–25 мм/ч.

Для сохранения целостности огнеупорной кладки и достижения требуемой температуры металла управление электрическим режимом как источником тепловой энергии сводится к коррекции электрического режима по температуре металла или рабочей кладки.

Существует несколько способов формирования величины корректирующего воздействия электрического режима по температурному состоянию.

В НПО «Черметавтоматика» разработан метод коррекции директивного значения подводимой к печи мощности (активной) путем расчета корректирующей поправки, которая определяется в зависимости от отклонения действительного значения температуры металла от заданного значения соотношением

$$\Delta P = \frac{G \cdot C \cdot (t_3 - t_{\text{м}}(\tau))}{860 \cdot \Delta \tau \cdot h}$$

в соответствии с выражением $P(\tau) = P_3(\tau) \pm \Delta P$,

где $P_3(\tau)$ – заданное значение подводимой мощности;

ΔP – корректирующая поправка;

G – вес садки металла в ДСП;

C – удельная теплоемкость;

t_3 – заданное значение температуры;

$t_{\text{м}}(\tau)$ – текущее значение температуры;

860 – эмпирический коэффициент, численно равный количеству энергии, усваиваемой ДСП из 1 кВт;

$\Delta \tau$ – интервал времени, в течение которого температура металла должна достичь заданного значения. Этот интервал времени определяется дискретностью периодического замера температуры термопарой погружения;

h – коэффициент усвоения тепловой энергии металлом (определяется экспериментально).

Расчет поправки ΔP осуществляет автоматический регулятор температурного режима, который вырабатывает корректирующий сигнал регулятору электрического режима, если поправка может быть осуществлена в небольших пределах.

В основном корректируется степень напряжения путем воздействия на переключатель ступени напряжения.

Недостатком данного метода является то, что отсутствует связь между коэффициентом усвоения энергии металлом и подводимой электрической мощностью. Для ликвидации данного недостатка Киевским политехническим университетом предложен метод для расчета корректирующей поправки ΔP с учетом изменения коэффициента усвоения в зависимости от подводимой в печь мощности.

$$h = \frac{P_{\text{УСВОЕН}}}{P_{\text{ПОДВОД}}};$$
$$P_{\text{УСВОЕН}} = P_{\text{АКТ}} - P_{\text{ПОТЕРЬ}};$$
$$P_{\text{ПОТЕРЬ}} = I^2 R,$$

где R – активное сопротивление подводящей цепи.

Данный метод использован при выполнении условия непрерывного измерения температуры металла в процессе плавки. Недостатком является то, что не предусмотрена корректировка по температуре кладки.

11.5. Функциональная схема контроля и регулирования процесса выплавки стали в ДСП

Для управления технологическими параметрами в ДСП схемой предусматривается (рис. 53):

1 – контроль уровня сыпучих материалов: извести, раскислителей и легирующих добавок в основных резервных и расходных бункерах (всего до 12-14 шт.).

Обычно контроль осуществляется позиционными датчиками, которые фиксируют максимальный и минимальный уровни материалов в бункерах.

2 – контроль уровня и наличия материала (веса) в загрузочном бункере для подачи материала через загрузочный люк в ДСП.

В качестве датчика используются тензометрические преобразователи. Загрузочный люк обычно закрыт, при открытии люка включается азотная завеса.

3 – измеряется вес шлакообразующих, извести, руды в расходных бункерах при подаче их в загрузочные емкости.

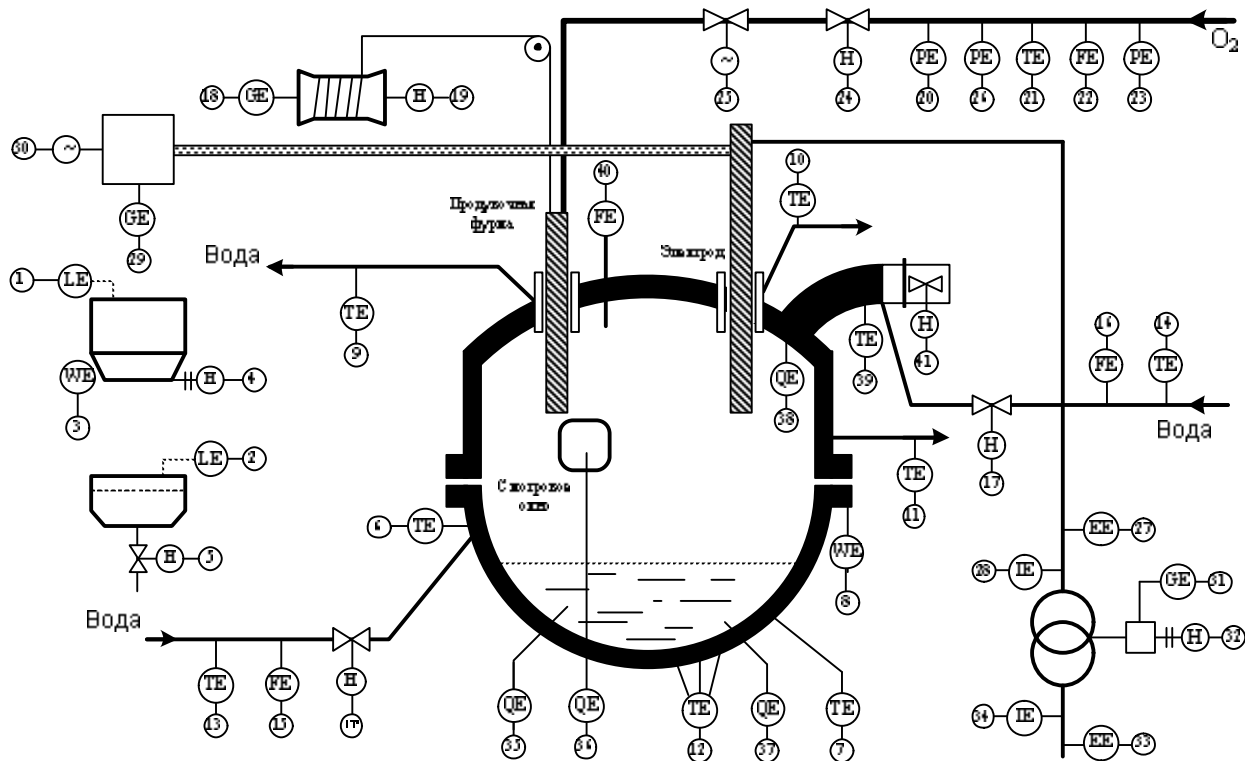


Рис. 53. Функциональная схема контроля и регулирования процесса выплавки стали в ДСП

В качестве датчиков веса используются тензометрические устройства, которые устанавливаются на специальных опорах под бункерами (по три на каждый бункер).

4 – управление дозаторами для подачи нужного сыпучего материала в печь в определенные периоды плавки.

5 – устройство для подачи определенной массы материала в печь.

Как правило, в ДСП используются индивидуальные схемы управления дозированием материала.

Подача материалов из расходных бункеров в загрузочные осуществляется ленточными транспортерами, управление которыми заблокировано с управлением питателями для каждого компонента по схеме: выбор расходного бункера – включение питателя с контролем отбираемого веса – включение ленточного транспортера для передвижения материала в загрузочный бункер. Расходных бункеров много, загрузочный бункер только один.

6 – измерение температуры огнеупорной кладки в районе горения дуг каждой фазы.

Для защиты огнеупорной кладки от перегрева в районе горения дуг и по периметру ДСП устанавливаются водоохлаждаемые панели, в которых устанавливаются комбинированные газокислородные горелки-фурмы.

7 – измеряется температура жидкого металла с помощью стационарно установленной термопары одним из рассмотренных ранее методов.

Кроме данного метода, измерение температуры металла в конце расплавления и перед выпуском металла осуществляется термопарами погружения (ручным замером).

8 – измерение с помощью тензометрических устройств общей массы печи, шлака и металла.

Такой метод измерения позволяет контролировать массу первичного шлака, который удаляется из печи («скачивается») по расплавлению шихты при дефосфорации расплава.

9 – измеряется и регистрируется температура воды, используемой для охлаждения продувочной фурмы или газокислородных фурм (датчик ТСМ).

Для интенсификации окислительных процессов в ДСП металл после расплавления шихты продувается кислородом.

ДСП-180 ОАО «ММК» дополнительно снабжены газокислородными горелками-фурмами. Через них подается в печь газ, сжигая который можно обеспечить плавку металла.

10 – измеряется температура воды, используемой для охлаждения свода и амбразур для ввода электродов в печь и одновременно температуры воды, используемой для охлаждения газоотводящего патрубка для отвода плавильных газов из печи.

Для каждого из названных элементов (3-4 датчика) используются индивидуальные датчики для контроля систем охлаждения (для предотвращения выпадения солей в патрубках).

11 – измеряется температура охлаждающей воды на сливе из каждой водоохлаждаемой панели, установленной в районе горения дуг.

В качестве датчиков используются термометры сопротивления. Все температуры воды на сливе каждого элемента протоколируются (фиксируются) системой централизованного контроля и заносятся в базу данных.

12 – измеряется температура кладки днища ДСП в районе горения дуг каждой фазы.

13 – измеряется температура воды, используемой на охлаждение элементов нижнего строения печи.

По разности температур на входе и выходе каждого охлаждаемого элемента можно судить об интенсивности охладителя и соответственно регулировать расход охлаждающей воды.

14 – регулирование расхода охлаждающей воды.

Аналогично с этой же целью измеряется температура охлаждающей воды на входе для элементов верхней части ДСП.

Вместо температуры можно использовать датчики давления.

15, 16 – измеряется расход охлаждающей воды на элементы нижнего и верхнего уровня печи.

17, 17' – регулируется расход охлаждающей воды на элементы верхнего и нижнего строения печи.

18, 19 – измеряется и регулируется положение продувочной кислородной фурмы относительно жидкой ванны металла при отсутствии RCB.

В качестве датчика первичного положения продувочной фурмы применяется (аналогично для конвертерного производства) импульсный трансформатор, если не используются комбинированные горелки-фурмы типа RCB.

Регулирование положения продувочной фурмы осуществляется по известным схемам. Рациональным положением фурмы является ее расположение на границе шлак-металл.

20, 25 – измеряется давление кислорода на продувочную фурму или комбинированные газокислородные горелки-фурмы.

Этот технологический параметр очень важен при использовании кинетической энергии струи кислорода для перемешивания ванны. Кроме того, при падении давления кислорода применяется система аварийной отсечки при нарушении технологического режима.

Учитывая, что кислород является дорогостоящим продуктом, измеряемое давление используется для коррекции действительного расхода по давлению кислорода и этот параметр является хозрасчетным.

21 – измеряется и регистрируется температура кислорода, подаваемого на газокислородные фурмы.

Этот импульс используется также для коррекции расхода по температуре.

22 – измеряется и регистрируется расход кислорода на продувочную фурму.

В начале окислительного периода плавки кислород является основным источником тепла за счет экзотермических реакций окисления примесей расплава металла. В этот период электрическая мощность, подводимая к печи, значительно (на 60-70%) уменьшается по сравнению с максимальной мощностью периода расплавления.

23 – измеряется и регистрируется количество кислорода, подаваемого в ДСП в период плавки.

Количество кислорода, поданного в ДСП, используется для прогнозирующих расчетов содержания углерода в расплавленном металле. По количеству кислорода возможно прекращение продувки металла и переход к периоду рафинирования (к восстановительному периоду).

24 – регулируется расход кислорода на продувочные и газокислородные фурмы.

Регулирование осуществляется по пропорционально-интегральному закону с использованием контроллера.

25 – аварийная отсечка кислорода.

26 – отсечка кислорода осуществляется быстроходными исполнительными или пневматическими или гидравлическими исполнительными механизмами.

27 – измеряется напряжение питания каждого электрода с низкой стороны печного трансформатора.

Параметр используется в схеме регулирования энергетического режима в каждой фазе питающего напряжения.

Для измерения напряжения и гальванического разделения цепей питания и контроля используются измерительные трансформаторы напряжения ИТН и тока ИГТ.

28 – измеряется и регистрируется величина рабочего тока в каждой фазе печного трансформатора.

Величина рабочего тока в каждой фазе при выбранной ступени напряжения питания зависит от длины дуги. Управление величиной рабочего тока осуществляется путем перемещения электрода (изменения длины дуги).

Для гальванического разделения силовых цепей и измерительных каналов схемы управления применяются токовые трансформаторы ТТ (катушки Роговского).

29 – контролируется положение каждого электрода относительно определенного фиксированного уровня.

В процессе электроплавки электроды постепенно сгорают и разрушаются. Поэтому за положением электрододержателей установлен жесткий контроль крайних положений, ограниченных концевыми выключателями.

30 – управление перемещением каждого электрода.

Это необходимо для управления подводимой электрической мощностью для выбранной ступени напряжения. Перемещение электрода на современных печах осуществляется с помощью реечных механизмов или гидравлическими системами.

В процессе плавки, особенно в период расплавления, дуги горят неустойчиво. Для ликвидации обрывов дуги и технологических коротких замыканий скорость перемещения электрода должна быть достаточно большой (автоматический режим 80-120 мм/мин, ручной режим – до 300 мм/мин).

31 – контролируется текущее положение переключателей ступеней печного трансформатора.

32 – управление положением переключателя ступеней печного трансформатора.

Управление осуществляется дистанционно или автоматически в зависимости от определителя стадий или периода плавки.

В технологические периоды плавки управление переключателем ступеней осуществляется в зависимости от температурного режима.

33 – измеряется напряжение, подводимое к печному трансформатору с высокой стороны (более 10 кВт).

34 – измеряется величина тока печного трансформатора в каждой фазе.

35 – контролируется химический состав металла в ДСП.

Контроль осуществляется отбором проб и химическим анализом этих проб. Это связано с определенными трудностями. Поэтому разработано несколько методов непрерывного контроля состава металла.

Во Франции на опытной лабораторной печи используется метод спектрального анализа. Суть его заключается в возбуждении дуги от специального электрода, по излучению которой контролируется состав (Mn, Si, S, P).

В Японии для возбуждения дуги используется мощный рубиновый лазер.

Недостаток методов: так как в печной атмосфере есть CO и CO₂, то углерод этих газов искажает показания приборов.

36 – контролируется методом отбора проб состав первичного (после окислительного периода) и вторичного (конечного) шлака, который обеспечивает требуемый процесс дефосфорации и десульфации.

37 – контролируется химический состав металла с использованием современных технических средств.

Для ускорения процесса определения состава металла современные квантометры устанавливаются на мобильные установки (автомобили) и размещаются непосредственно в цехе.

38 – контролируется состав отходящих плавильных газов на содержание CO, CO₂ и H₂.

Данные анализы используются для прогнозирования содержания углерода.

39 – контролируется температура отходящих плавильных газов с использованием термопары.

По температуре отходящих газов можно косвенно определить тепловое состояние рабочего пространства ДСП.

40, 41 – контролируется и регулируется давление в рабочем пространстве ДСП.

Вопросы для самопроверки

1. Перечислить особенности дуговой сталеплавильной печи как объекта управления.
2. Какие существуют стадии плавления шихты?
3. Перечислить задачи системы управления в окислительный и восстановительный периоды плавки в ДСП.
4. Какие существуют методы контроля температуры огнеупорной футеровки и металла?
5. Перечислить методы управления электрическим режимом ДСП.
6. Особенности температурного режима ДСП.
7. Какие существуют способы формирования величины корректирующего воздействия электрического режима по температурному состоянию?
8. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров при автоматизации процесса выплавки стали в ДСП.

12. АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ДОВОДКИ СТАЛИ В УСТАНОВКАХ ПЕЧЬ-КОВШ

12.1. Назначение процесса ковшевой доводки стали

Необходимость внепечной (ковшевой) доводки стали, особенно по химическому составу, возникла во второй половине 19 века в связи с появлением и интенсивным развитием конвертерного процесса при производстве стали.

В конвертерах возможна в основном только операция окислительного рафинирования расплава, то есть получение полупродукта, требующего, по крайней мере, проведения процедуры раскисления, то есть удаления кислорода, неизбежно накапливающегося в расплаве при окислительном рафинировании.

Целью ковшевой доводки стали является:

- доведение до требуемого конечного значения химического состава выплавленной стали;
- обеспечение требуемой для нормальной разливки температуры готовой стали;
- обеспечение однородности (гомогенности) расплава по указанным ранее параметрам.

Для предотвращения значительного снижения температуры металла было выработано основное правило для ввода в ковш раскисляющих и легирующих добавок: если количество подаваемых в ковш добавок более 1,5% от массы стали в сталеразливочном ковше, то они должны подаваться в ковш подогретыми (желательно в жидком виде).

С развитием технологии непрерывной разливки стали и в связи с этим возникшей необходимостью значительного повышения производительности сталеплавильных агрегатов возникла потребность доводки стали в ковше не только по химическому составу, но и по температуре.

Доводка стали по температуре связана в основном с нагревом металла до требуемой технологической температуры.

Гомогенизация (усреднение) металла по химическому составу и температуре частично обеспечивается при естественном перемешивании металла в ковше падающей струей металла, выпускаемого из сталеплавильного агрегата.

Часто этого естественного перемешивания оказывается недостаточно, так как некоторые раскисляющие и легирующие добавки вводятся в металл непосредственно в процессе ковшевой доводки стали. В этом случае дополнительное перемешивание металла в ковше обеспечивается продувкой металла инертным газом (аргоном).

Главную задачу внепечной обработки стали можно сформулировать так: осуществление ряда технологических операций быстрее и эффективнее по сравнению с решением аналогичных задач в обычных сталеплавильных агрегатах.

Определенную позитивную роль в распространении способов внепечной обработки стали имеет то обстоятельство, что эти способы позволяют коренным образом изменять структуру и тип потребляемых ферросплавов и раскислителей в направлении значительного снижения требований к их составу и соответственно к их стоимости.

Например, использование способа аргонно-кислородной продувки позволило перерабатывать высокоуглеродистые ферросплавы и отказаться от использования дорогих низкоуглеродистых сплавов.

Наиболее удобным видом энергии для подогрева металла в сталеразливочном ковше в процессе доводки стали является электрическая энергия.

В мировой металлургической практике с 1965 по 1967 гг. фирмы АСЕА-СКФ и Финкл-Мор впервые использовали установки печь-ковш,

оснащенные средствами для регулирования (управления) подогревом металла при осуществлении рафинирования и доводки стали.

Преимущество установок печь-ковш в расширении возможности управления физико-химическими процессами и реализации ресурсо- и энергосберегающих технологий является убедительным основанием для широкого применения этих установок в металлургии.

12.2. Технологические особенности процесса доводки стали в установках печь-ковш

Возможность нагрева металла в ковше позволяет:

- уменьшить перегрев металла в сталеплавильном агрегате;
- провести раскисление-легирование с повышенным расходом материалов;
- обеспечить глубокую десульфурацию стали за счет наводки высокоосновного восстановительного шлака.

На установке печь-ковш более эффективно используется продувка металла аргоном. Эта продувка способствует не только дегазации и перемешиванию металла, но и существенно улучшает условия взаимодействия металла и шлака, то есть десульфурации металла.

По существу, современные установки печь-ковш позволяют эффективно провести доводку стали с использованием всех приемов (кроме вакуумирования) ковшевой доводки. Это на настоящий момент самые совершенные установки, используемые для внепечной обработки стали.

Исторически и практически сложилось так, что основное количество агрегатов печь-ковш в связи с простотой технической реализации работают на переменном токе, хотя использование постоянного тока имеет явные преимущества.

Основное преимущество установок постоянного тока заключается в исключении эффекта мерцания (фликер-эффекта) электрической дуги. Вследствие этого практически не создаются помехи во внешних цепях других потребителей электрической энергии.

Дуга постоянного тока за счет стабилизации дугового разряда создает меньший шум по сравнению с дугой переменного тока.

При постоянном токе через графитированный электрод можно пропускать ток большей величины и при этом расход электродов значительно (в 1,5–2 раза) меньше, чем в установках переменного тока.

При работе УПК на постоянном токе появляется возможность осуществлять глубокое рафинирование металла с меньшим расходом реагентов, ускорить процесс десульфурации и сократить длительность цикла обработки.

Большая в 1,2–1,5 раза плотность тока, чем при переменном токе, способствует увеличению скорости нагрева металла в УПК постоянного тока.

Установки печь-ковш постоянного тока можно подключать к менее мощным энергосистемам, чем УПК переменного тока.

Несмотря на высказанные очевидные преимущества УПК постоянного тока перед УПК переменного тока, широкому использованию этих установок препятствуют значительные (практически непреодолимые) трудности в организации подвода электрической мощности к УПК, особенно к днищу сталеразливочного ковша в условиях использования донной продувки.

Для обеспечения условий глубокой десульфурации металла можно использовать установки печь-ковш с плазменным нагревом металла.

Поскольку в плазмотроне используется мало расходуемый вольфрамовый электрод, а в качестве плазмообразующего газа – аргон, газовая среда в рабочем пространстве УПК характеризуется высокой чистотой. Это позволяет обрабатывать ультранизкоуглеродистые или другие качественные марки стали, чувствительные к загрязнениям, например стабилизированные титаном.

При такой обработке не происходит насыщение стали H_2 и N_2 и обеспечивается более точное регулирование химического состава стали. Использование плазменного нагрева является перспективным, но очень дорогим процессом, обеспечивающим высокое качество стали за счет снижения в ней нежелательных примесей.

В качестве конкретного примера автоматизации и оптимизации управления процессом внепечной доводки стали рассмотрим АПК, установленный в кислородно-конвертерном цехе (ККЦ) ОАО «ММК».

В ККЦ ОАО «ММК» в 2000 г. введена в эксплуатацию установка печь-ковш немецкой фирмы «ФУКС-СИСТЕМТЕХНИК» вместимостью 375 т с мощностью трансформатора 45 МВА.

Технологическая схема установки печь-ковш приведена на рис.54.

Повышению производительности установки печь-ковш (УПК) способствует обслуживание двух стенов одним трансформатором и одним комплектом электродов с поворотными электрододержателями (двухпозиционная установка).

Для регулирования химического состава металла предусмотрено:

- продувка металла аргонem через два пористых блока в днище ковша и через погружную водоохлаждаемую фурму;
- подача в ковш всех сыпучих материалов, необходимых для наведения шлака, раскисления-легирования и науглероживания металла в автоматическом режиме.

Пуск в эксплуатацию установки печь-ковш в ККЦ ОАО «ММК» прежде всего упростил решение наиболее сложной технологической задачи – получение стали с особо низким содержанием ($<0,005\%$) серы.

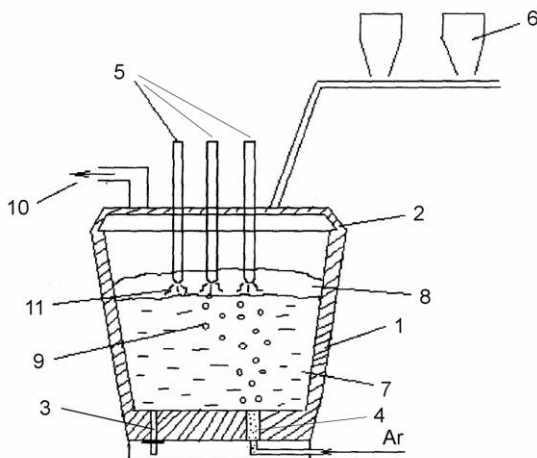


Рис. 54. Схема установки печь-ковш:

- 1 – ковш; 2 – крышка; 3 – шиберный затвор; 4 – пористая пробка;
 5 – электроды; 6 – бункер для сыпучих; 7 – жидкий металл;
 8 – основной восстановительный шлак; 9 – пузыри аргона;
 10 – отходящие газы; 11 – электрическая дуга

Наиболее важные положения технологии доводки стали на УПК сводятся к следующим операциям и приемам.

Выпуск плавки совмещают с основным раскислением-легированием из расчета получения в металле концентрации необходимых элементов по нижнему пределу их содержания в готовой стали.

Во время выпуска плавки металл продувается аргонem через дно ковша, чтобы обеспечить повышенную скорость расплавления присаживаемых материалов и гомогенизацию металла по химсоставу и температуре.

В конце выпуска необходимо осуществить качественную отсечку конвертерного шлака. Попадание в ковш значительных количеств конвертерного шлака приводит к серьезным отрицательным последствиям:

- усложняет условия для наводки нового шлака в ковше, то есть ухудшает процесс десульфурации металла;
- приводит к повышению содержания фосфора в металле, поскольку весь фосфор конвертерного шлака переходит в металл при наводке восстановительного шлака.

Уровень налива металла в ковш должен быть не менее 500 мм от верхней кромки, поскольку в ковше наводится шлак толщиной 100-150 мм. Кроме того, во время продувки металла аргонem металл и шлак находятся во вспученном состоянии из-за пузырей аргона.

Доводка металла в УПК начинается с первоначальной продувки его в течение 1–2 мин. После этого производится измерение температуры и окисленности металла.

С учетом полученного содержания кислорода в металл с помощью трайб-аппарата вводится расчетное количество алюминиевой катанки (провода) для осуществления предварительного раскисления металла.

После этого приступают к наводке восстановительного шлака, присаживая известь и плавиковый шпат порциями не более 150 кг (общий расход до 10 кг/т) для ковша емкостью 170–180 т.

После получения жидкого шлака его раскисляют алюминием, расходуя 0,2–0,3 кг/т. Наводка шлака продолжается примерно 5 мин. По окончании наводки шлака через 3 мин продувки отбирают пробы металла, шлака и измеряют температуру.

После получения результатов химического анализа металла производят основную корректировку его химического состава присадкой необходимого количества раскисляющих и легирующих добавок из расчета получения среднего содержания элементов в стали.

Затем металл продувают для перемешивания не менее 5 мин.

После гомогенизации снова отбирают пробу металла и измеряют температуру. По результатам измерения осуществляют дополнительную окончательную корректировку химсостава и температуры стали.

Высокоактивные легирующие элементы в виде порошковой проволоки вводят в металл только после окончания последнего цикла нагрева металла.

Погружная водоохлаждаемая продувочная фурма используется только тогда, когда донная подача аргона нарушена.

Функциональная схема автоматического контроля и регулирования АКП полностью аналогична схеме ДСП, за исключением оборудования для продувки металла кислородом и менее мощной силовой установки и системы водяного охлаждения.

Вопросы для самопроверки

1. Для чего нужна ковшевая доводка стали?
2. В чем заключается главная задача внепечной обработки стали?
3. Сравнить установки печь-ковш, работающие на постоянном и переменном токе.
4. Технологическая схема установки печь-ковш.
5. Перечислить основные операции в процессе доводки стали на УПК.

13. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ЦИРКУЛЯЦИОННОГО ВАКУУМИРОВАНИЯ СТАЛИ

13.1. Влияние растворенных в металле газов на качество выплавляемой стали

При существующих способах выплавки стали традиционными способами невозможно получение стали без содержания в ней кислорода, водорода и азота.

Наличие этих газов в большинстве случаев приводит к снижению качества стали. Негативное влияние названных газов определяется неизбежным выделением этих газов при затвердевании металла, поскольку фактическое их содержание в жидком металле оказывается во много раз большим, чем растворимость O_2 , H_2 , N_2 в твердом α -Fe при обычной температуре.

Отмеченные газы характеризуются отличительными физико-химическими свойствами. Это означает, что растворение их в металле и выделение их из металла значительно отличается.

Неизбежность присутствия кислорода, водорода и азота в стали обуславливается следующими факторами:

- все исходные материалы, используемые при выплавке стали, содержат эти элементы;
- в процессе плавки окружающая газовая фаза (воздух) тоже содержит эти газы;
- в процессе окислительного рафинирования металла кислород является основным элементом, используемым для рафинирования.

Вредное влияние растворенных в стали газов по физической сущности практически одинаково и заключается в следующем по приоритетности.

Кислород характеризуется достаточно высоким сродством к железу, образуя устойчивый при высоких температурах монооксид FeO, который выделяется из металла в шлак.

Обладая способностью хорошо смачивать зернистую кристаллическую структуру металла путем выпадения в виде тонкой пленки по границам зерен, FeO снижает прочность стали.

Поскольку температура плавления FeO ниже, чем температура плавления железа, то это приводит к снижению прочности металла при повышенных температурах.

В результате кислород, растворенный в железе и содержащийся в виде [FeO], вызывает и красноломкость, и хладоломкость стали.

Водород в стали является нежелательной и только вредной примесью. Выделение водорода способствует образованию в металле внутрен-

них трещин, называемых флокенами. Причем легированные стали более склонны к образованию флокенов.

Повышенное содержание водорода в стали приводит к снижению пластичных свойств и созданию локальных напряжений, приводящих к нарушению сплошности металла и снижению усталостных свойств стали.

Увеличение содержания водорода обуславливает появление волосяных трещин при прокатке и увеличению центральной пористости при разливке стали.

Азот в большинстве случаев оказывает вредное влияние, но иногда он может оказывать и полезное действие, то есть может быть использован в качестве легирующего элемента.

Негативное влияние азота, как и ранее рассмотренных газов O_2 и H_2 , связано с повышенным его содержанием в стали по сравнению с растворимостью этого газа в α -Fe при охлаждении, составляющей 0,0015%.

Если азот остается в металле, то образуется как бы перенасыщенный раствор, который может сохраняться достаточно длительное время (даже многие годы). Однако выделение азота и нарушение сплошности металла возможно в любое время, например при штамповке металла с повышенной скоростью или при работе готового изделия при повышенных температурах.

Такое выделение азота из перенасыщенного раствора приводит к снижению пластичности и прочности стали и называется старением.

Для снижения отрицательного влияния O_2 , N_2 , H_2 на потребительские свойства стали необходимо осуществлять три физико-химических процесса: раскисление, денитризацию и дегазацию.

Раскислению подвергаются все выплавляемые марки стали, операции же дегазации и денитризации проводятся для ограниченного числа марок стали.

Технологически процессы раскисления, денитризации и дегазации совместимы и могут происходить одновременно. Некоторые элементы-раскислители (Ca, Mg, Al, Mn, и др.), обладая высоким сродством к сере, вызывают одновременно выделение из металла и сульфидных включений.

В современном сталеплавильном производстве использование процесса вакуумной обработки стали находит широкое применение, особенно при выплавке металла с высокими потребительскими свойствами.

Вакуумирование является обязательным элементом технологии при выплавке качественных марок стали массового назначения.

При производстве же небольших объемов стали специального (особо ответственного) назначения под вакуумом производят не только выплавку, но и разливку стали.

Использование вакуумирования стали позволяет технологически обеспечить решение следующих проблем:

- удаление из металла на 80–85% водорода до остаточного содержания не более $1,5\text{--}2\text{ см}^3/100\text{ г}$, при котором исключается образование внутренних трещин (флокенов) в твердой стали;
- выполнение технологической операции «вакуумно-углеродного» раскисления стали;
- глубокое обезуглероживание металла (получение остаточного содержания углерода менее 0,01%) в пределе не более 0,001–0,002%, когда углерод является вредной примесью для сталей, подвергающихся глубокой вытяжке.

В производственных условиях наибольшее распространение получили два способа вакуумирования: порционный и циркуляционный.

13.2. Технология циркуляционного вакуумирования стали

Циркуляционный способ вакуумирования стали в производственных условиях осуществлен в 1959 г. фирмой «Руршталь Гереус» и получил название RH-способа.

Этот способ по конструктивной реализации и гидродинамическим условиям взаимодействия металлической и газовой фаз является более совершенным, чем порционный, поэтому в современных условиях имеет более широкое распространение.

Общее устройство, принцип действия и основные элементы агрегата циркуляционного вакуумирования стали представлены на рис. 55.

Установка вакуумирования жидкой стали циркуляционного типа состоит из следующих узлов и агрегатов:

- вакуум-камера 1 со сменным днищем 2 с патрубками всасывающим и сливным;
- система подачи нейтрального транспортирующего газа (аргона) во всасывающий патрубок 3;
- газоохладитель 4;
- вакуум-провод 5 с шарнирными соединениями и вакуумным затвором 6;
- вакуумный парожеткторный насосный агрегат 7;
- системы хранения, дозирования и загрузки ферросплавов и легирующих добавок через специальный люк 8;
- газокислородная фурма для разогрева огнеупорной футеровки после холодного ремонта или в межплавочный период, а также для продувки кислородом жидкого металла 9;

- сталеvoz для транспортировки сталеразливочного ковша на установку вакуумирования 10;
- сталеразливочный ковш 11.

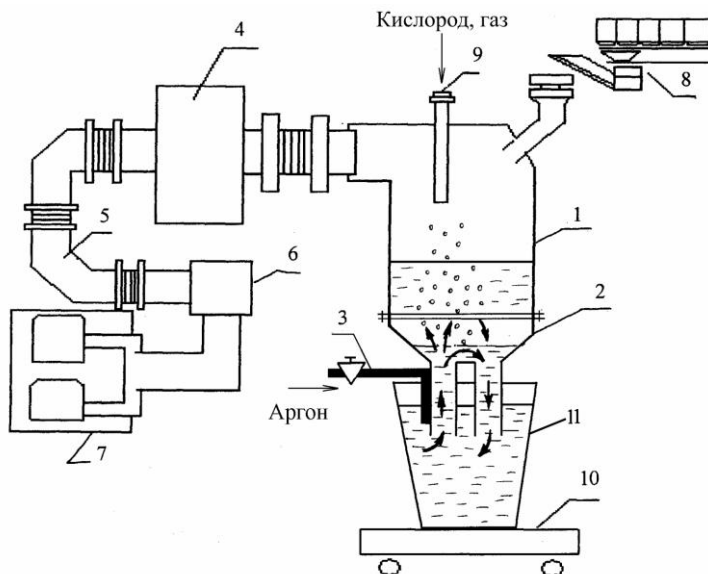


Рис. 55. Общее устройство, принцип действия и основные элементы агрегата циркуляционного вакуумирования стали

В рабочем положении нижние концы обоих патрубков погружаются в металл, а вакуум-камера остается неподвижной.

Донная часть вакуум-камеры должна находиться на таком расстоянии от уровня металла в ковше, чтобы было обеспечено заполнение донной части камеры жидким металлом при создании разрежения в вакуум-камере.

Циркуляция металла в контуре ковш – камера – ковш осуществляется при подаче транспортирующего газа (аргона) во всасывающий патрубок благодаря двум факторам:

- пузыри аргона и часть растворенных газов в металле, расширяясь от температуры, как бы разрыхляют металл и снижают его плотность в патрубке;
- поднимающиеся пузыри газов увлекают за собой жидкий металл вверх, обеспечивают фонтанирование металла в вакуум-камере.

Уровень металла в камере повышается и излишки его (несколько больше, чем уровень 1,4 м) стекают обратно в сталеразливочный ковш, поскольку имеют большую плотность.

Скорость циркуляции металла зависит от создаваемого в камере разрежения, диаметров всасывающего и сливного патрубков и текущего расхода аргона.

На практике эти параметры выбираются такими, чтобы через вакуум-камеру можно было пропустить весь металл один раз за 3–5 мин. Это означает, что при коэффициенте циркуляции пять продолжительность вакуумирования будет реально составлять 25–30 мин.

При циркуляционном вакуумировании продолжительность обработки металла в ковше можно уменьшить по сравнению с порционным вакуумированием. Этому обстоятельству способствует обработка металла во всасывающем патрубке не только вакуумом, но и продувкой аргоном.

По сути дела, циркуляционное вакуумирование – это комбинированная вакуумно-аргоновая обработка стали в ковше.

В современных условиях актуальное значение имеет производство стали для глубокой вытяжки с содержанием углерода меньше 0,02%.

Вакуумирование стали, совмещенное с продувкой инертным газом для смещения реакции окисления углерода, позволяет получить два различных полезных эффекта:

- вакуумирование в условиях, когда в металл поступает достаточное количество кислорода для окисления углерода и накопления его в металле – вакуумирование с доступом кислорода (кислородное вакуумирование); при этом возможно достижение максимального обезуглероживания;
- вакуумирование без доступа кислорода, то есть окисление углерода только кислородом, содержащимся в металле к началу обработки; в этом случае обезуглероживание получает меньшее развитие, но зато обеспечивается хорошее раскисление, которое называют вакуумно-углеродным.

Продолжительность процесса вакуумирования стали циркуляционным способом тоже ограничена вследствие снижения температуры обрабатываемого металла. Поэтому вакуумирование необходимо проводить в режиме, обеспечивающем наилучшую дегазацию металла за минимальное время.

При практически постоянном максимальном разрежении, создаваемом парожеткаторными насосами, важным технологическим параметром, через который можно воздействовать на интенсивность процесса вакуумирования, является расход аргона.

13.3. Функциональная схема контроля и регулирования процесса циркуляционного вакуумирования стали

Функциональная схема автоматического контроля и регулирования процесса циркуляционного вакуумирования стали представлена на рис. 56. Схемой предусматривается выполнение следующих функций.

Для хранения используемых сыпучих материалов установка оборудована несколькими (до 12 шт.) расходными бункерами, системой транспортировки к весовым устройствам, взвешиванием материалов и подачей их в приемную воронку вакуум-камеры.

1 – контроль наличия сыпучих добавок в расходных бункерах с помощью сигнализатора уровня.

2 – контроль веса в первом, втором и третьем весовых устройствах с использованием силоизмерительных датчиков.

Подача материала от расходного бункера к весовой воронке осуществляется дозатором с использованием тележки.

3, 3' – контроль веса (массы) металла в вакуум-акмере, осуществляемый с помощью тензометрических датчиков, устанавливаемых в четырех опорных точках по периметру вакуум-камеры.

На основании показаний данных с тензодатчиков обеспечивается возможность определения текущего расхода металла в циркулирующем контуре (проходящего через вакуум-камеру).

4, 4' – контроль веса металла в сталь-ковше, производится с использованием тензометрической системы.

По изменению текущей массы металла в сталеразливочном ковше, фиксируемой системой весоизмерения, можно судить о интенсивности процесса вакуумирования, то есть о массе металла, находящейся в циркулирующем контуре.

Для разогрева вакуум-камеры после ремонта или в период технологических пауз рабочее пространство отопливается природным газом, подаваемым через газокислородную фурму и сжигаемым за счет подаваемого кислорода.

5 – измерение давления природного газа.

6 – измеряется температура природного газа.

Датчики давления и температуры используются для коррекции расхода природного газа по температуре и давлению.

7, 8 – измеряется и регулируется расход природного газа.

9 – измерение давления кислорода.

10 – измеряется температура кислорода.

Датчики давления и температуры используются для коррекции расхода кислорода по температуре и давлению, поскольку расход кислорода, как и расход природного газа, являются хозрасчетными параметра-

ми. Одновременно датчик давления кислорода используется в схеме аварийной сигнализации при падении давления кислорода.

11, 12 – измеряется и регулируется расход кислорода.

Соотношение расходов природного газа и кислорода, используемого для сжигания газа, необходимо поддерживать в пределах 1:2.

В режимах разогрева, технологического простоя и вакуумирования осуществляется централизованный контроль за расходом, давлением и температурой охлаждающей воды на сливе систем охлаждения элементов и устройств вакуум-камеры.

13 – контроль за давлением охлаждающей воды на сливе систем охлаждения газокислородной фурмы.

14 – контроль за расходом охлаждающей воды на сливе систем охлаждения газокислородной фурмы.

15 – контроль за температурой охлаждающей воды на сливе систем охлаждения газокислородной фурмы.

Если значения измеряемых параметров, например, расхода воды на газокислородную фурму меньше $15 \text{ м}^3/\text{ч}$ или давление воды в системах становится меньше 0,79 или больше 1,5 МПа, или температура воды на сливе превышает 34°C , то микропроцессорный контроллер формирует аварийный сигнал для срабатывания отсеченных клапанов и происходит полное закрытие природного газа и кислорода в режиме разогрева.

В режиме «вакуумирование» отключение параметров в системах водяного охлаждения приводит к прекращению технологического процесса вакуумирования.

16 – информационный сигнал о величине текущего значения разрежения (вакуума).

Данный параметр используется для формирования сигнала на открытие клапана подачи азота в вакууматор.

17 – контроль пламени в вакуум-камере в режиме разогрева и технологической паузы.

Если температура в вакуум-камере в процессе циркуляционного меньше 700°C и факел погас, то формируется управляющее воздействие для закрытия отсечных клапанов подачи природного газа в газокислородную фурму. Затем формируется управляющее воздействие для закрытия отсечного клапана подачи кислорода. Одновременно формируется сигнал аварийной ситуации «погасание факела».

После выяснения и ликвидации причины погасания факела технологическим персоналом осуществляется процедура зажигания факела с учетом правил взрывобезопасности.

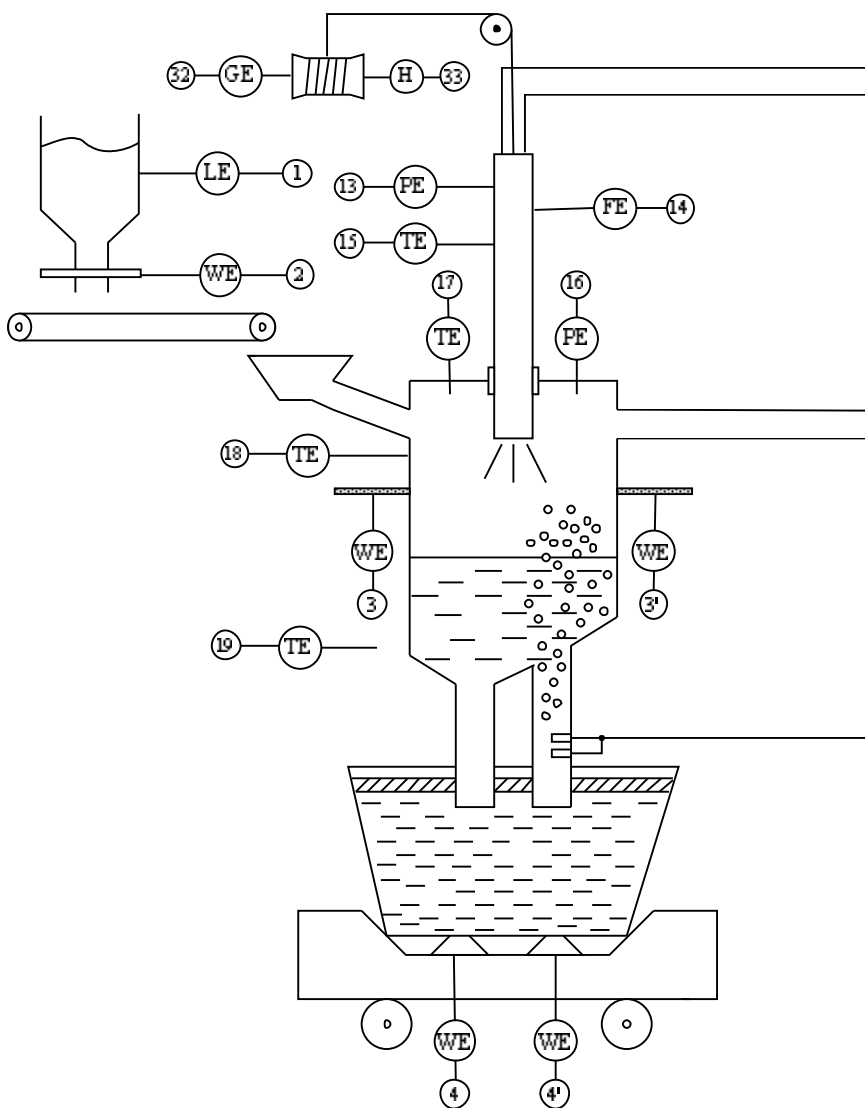
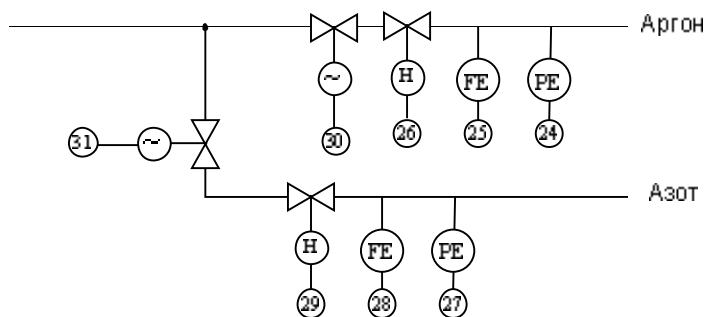
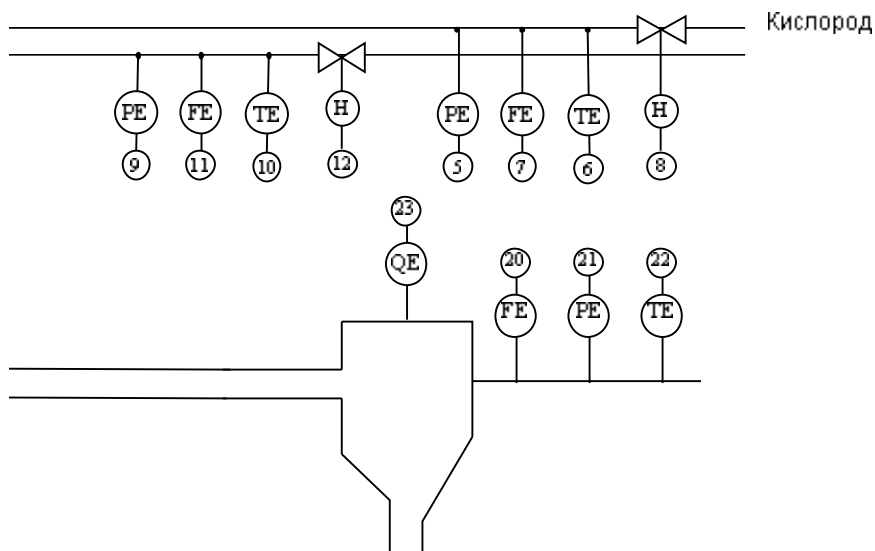


Рис. 56. Функциональная схема контроля и регулирования



процесса циркуляционного вакуумирования стали

18 – измерение температуры в вакуум-камере в режиме разогрева и технологической паузы, осуществляемое термоэлектрическими преобразователями.

19 – резервный термоэлектрический преобразователь для измерения температуры в вакуум-камере.

20, 21, 22 – контроль расхода, давления и температуры отходящих газов.

23 – анализ состава отходящих газов на содержание CO, CO₂, O₂.

24 – контроль давления аргона, подаваемого в вакуум-камеру.

25, 26 – измеряется и регулируется расход аргона в режиме циркуляционного вакуумирования.

27 – контроль давления азота, подаваемого в вакуум-камеру.

28, 29 – измеряется и регулируется расход азота, подаваемого в вакуум-камеру.

Выбор подаваемого газа (аргона или азота) определяется текущей операцией процесса циркуляционного вакуумирования. Одновременная подача двух газов исключена.

Азот подается в вакуум-камеру в начале и в конце процесса циркуляционного вакуумирования стали или в аварийных случаях из-за отсутствия аргона.

Команда на открытие клапана подачи азота формируется при обработке значения сигнала вакуума (давление в вакуум-камере 16). Если контролируемый параметр 16 становится меньше 33,3 кПа (250 мм рт. ст.), то происходит открытие клапана подачи азота. Закрытие клапана подачи азота происходит при достижении разрежения 100 кПа (735 мм рт. ст.).

30, 31 – аварийные клапана для отсечки подачи аргона или азота при возникновении аварийной ситуации.

32, 33 – измеряется и регулируется текущее положение газокислородной фурмы.

Вопросы для самопроверки

1. Какое негативное влияние оказывает наличие в стали кислорода, азота и водорода?
2. Какие проблемы решаются при использовании вакуумирования стали?
3. Из каких узлов и агрегатов состоит установка циркуляционного вакуумирования стали?
4. Каким образом осуществляется циркуляция металла в контуре ковш – камера – ковш?
5. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров при автоматизации процесса циркуляционного вакуумирования стали.

14. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА РАЗЛИВКИ СТАЛИ

14.1. Методы разливки стали

За небольшой интервал времени в металлургии произошла смена нескольких способов разливки стали.

1. Самым трудоемким процессом разливки стали является сифонный метод.
2. Разливка сверху в слитки – состав с пустыми изложницами продвигается под промежуточный ковш, из которого металл сверху заливается в две-три изложницы одновременно. При высоте изложниц 1,5–2,0 м первые порции металла в виде брызг оставались на поверхности изложниц.
3. Самым современным способом разливки стали является разливка стали на машинах непрерывного литья заготовок МНЛЗ, когда жидкий металл через промежуточный ковш заливается в водоохлаждаемый кристаллизатор, из которого попадает в зону вторичного охлаждения, откуда вытягивается с регулируемой скоростью.

Существуют машины для отливки слябовых заготовок (для получения листового проката) и для отливки сортовых заготовок.

Сифонный способ и разливка в слитки практически не поддаются автоматизации, так как связаны с применением ручного труда и являются практически отживающими методами разливки стали.

В настоящее время разработаны и внедрены прокатно-литейные агрегаты, которые позволяют в одной технологической линии совместить процесс разливки и прокатки, так как физического тепла жидкой стали достаточно при правильном рациональном режиме охлаждения, чтобы обеспечить температуру начала прокатки в чистовой клети стана более 1000°C (1100–1150°C).

В последнее время начинают появляться энергосберегающие методы разливки.

14.2. Управление тепловым режимом при разливке металла на МНЛЗ

Главной задачей, решаемой в процессе разливки стали на МНЛЗ, является получение на выходе из водоохлаждаемого медного кристаллизатора заготовки, толщина застывшей корочки металла в которой обеспечивает нормальное вытягивание заготовки из кристаллизатора.

Система управления режимом охлаждения делится на два технологических участка:

1. Режим управления кристаллизатором.
2. Режим охлаждения в зоне водяного (вторичного) охлаждения.

Основные требования, предъявляемые к режиму охлаждения кристаллизатора:

1. Расход охлаждающей воды должен исключить перегрев воды, который вызывает отложение солей в кристаллизаторе, тем самым ухудшая теплообмен. Температура воды на выходе из кристаллизатора не должна превышать 50–60 °С.
2. При выходе слитка из кристаллизатора толщина застывшей корочки металла должна быть достаточной для исключения прорыва жидкого металла при действии ферростатического давления.
3. Распределение интенсивности охлаждения по длине и периметру отливаемой заготовки должно обеспечивать отсутствие значительных перепадов температур, от величины которых зависит величина термических напряжений, возникающих в слитке.

На теплообмен между слитком и кристаллизатором влияет много факторов:

- марка стали;
- температура стали;
- скорость разливки;
- конструктивные особенности кристаллизатора.

В кристаллизаторе должен поддерживаться постоянный уровень жидкого металла, и этот объект управления является астатическим, так как любое нарушение между притоком металла из промежуточного ковша и вытягиванием слитка из кристаллизатора приводит к нарушению теплового режима кристаллизатора.

Из всех факторов переменными для конкретного кристаллизатора являются расход и температура охлаждающей воды, а также скорость вытягивания слитка.

В кристаллизаторе охлаждение металла крайне неравномерно и делится на три зоны.

Вначале жидкий металл контактирует со стенками кристаллизатора. Плотность теплового потока при этом составляет 3–8 МВт/м² площади. В результате интенсивного охлаждения слиток несколько отходит от стенки кристаллизатора и появляется газовый зазор. Плотность теплового потока падает до 0,7–0,9 МВт/м² площади. В результате дальнейшего нагрева металла слиток вновь расширяется и касается стенок кристаллизатора, но на короткое время. Затем заготовка окончательно отходит от стенок кристаллизатора и в нижней части кристаллизатора устанавливается стационарный режим с плотностью теплового потока 0,3–0,5 МВт/м².

Практикой установлено, что толщина затвердевшего слоя металла определяется эмпирической формулой

$$\delta = (\sqrt{\tau}) \cdot k ,$$

где τ – время движения слитка от верхнего уровня жидкого металла;
 k – коэффициент затвердевания.

Учитывая сказанное, основной задачей при управлении тепловым режимом кристаллизатора является обеспечение требуемой толщины затвердевшего металла на выходе из кристаллизатора.

Это управление осуществляется путем отвода определенного количества тепла за счет вычисления количества этого тепла в соответствии с выражением

$$Q = \int_0^{\tau_k} q(\tau) d\tau,$$

где τ_k – время пребывания металла в кристаллизаторе;

$q(\tau)$ – плотность теплового потока, Вт/м².

Так как время пребывания металла в кристаллизаторе обратно пропорционально скорости разливки, то существует жесткая связь между размерами отливаемых заготовок и количеством тепла, отводимого от заготовок.

Для предотвращения приваривания металла к стенкам кристаллизатора (температура плавления меди на 600–700°C меньше, чем у железа), кристаллизатор совершает возвратно-поступательные движения: замедленное движение вниз (2/3 времени) и быстрый возврат в исходное положение.

На выходе из кристаллизатора наступает вторая стадия охлаждения. Для предотвращения деформации слитка от ферростатического давления по ходу заготовки и изгибу ее используется система поддерживающих роликов. Водовоздушная смесь подается между роликами на поверхность заготовок, причем соотношение сжатый воздух – вода меняется по длине заготовки.

На выходе из кристаллизатора больше воды, меньше воздуха. Затем это соотношение постепенно уменьшается. На конечных секциях вода не подается, а заготовка охлаждается за счет естественного охлаждения.

В настоящее время ведутся работы по оптимизации управления процессом охлаждения. Необходимо получить на выходе из МНЛЗ заготовку с заданным температурным распределением и обеспечить равномерное ее охлаждение с целью предотвращения возникновения термических напряжений, которые являются главной причиной появления поверхностных и внутренних дефектов.

В настоящее время управление тепловой работой в зоне вторичного охлаждения ЗВО осуществляется с использованием жестко программируемых автоматизированных систем.

Для каждой марки стали и для каждого размера отливаемой заготовки экспериментально находятся режимы распределения водо-

воздушной смеси по секциям ЗВО. Это заданное состояние в зависимости от скорости разливки также изменяется по специальным программам.

14.3. Энергосиловой режим работы МНЛЗ

Энергосиловой режим работы МНЛЗ должен обеспечивать качественную поверхность отливаемой заготовки и предотвращать разрыв затвердевшей оболочки в процессе перемещения заготовки.

Между поверхностью кристаллизатора и слитком существуют значительные трения. Целью управления энергосиловым режимом является согласование усилий вытягивания слитка и прочности слоя застывшего металла на разрыв.

На криволинейных МНЛЗ усилие возрастает по мере удаления металла из кристаллизатора, и равномерное распределение нагрузки на тянущие и изгибающие ролики является основной целью и задачей управления энергосиловым режимом работы МНЛЗ.

Глобальной целью управления тепловым и энергосиловым режимами является обеспечение условий полного затвердевания заготовки при подходе ее к резаку.

14.4. Функциональная схема контроля и регулирования процесса разливки стали на МНЛЗ

Схемой автоматизации теплового и технологического режима МНЛЗ предусмотрено (рис. 57):

1 – измерение температуры жидкой стали в сталеразливочном ковше.

Измерение осуществляется стационарно установленной термопарой.

2 – измерение температуры жидкой стали в сталеразливочном ковше резервной термопарой погружения при возникновении аварийной ситуации.

3,4 – измеряется и регулируется уровень металла в промежуточном ковше.

Промежуточный ковш необходим для разделения разливки на ручьи и для обеспечения возможности замены сталеразливочных ковшей, не прерывая процесс разливки. Регулирование уровня в ковше осуществляется изменением расхода металла из сталеразливочного ковша.

5,10 – измеряется и регулируется уровень металла в кристаллизаторе.

Регулирование осуществляется перемещением шибера или стопорного затвора. Уровень металла в кристаллизаторе как объект управления представляет собой интегрирующее звено. Выход металла из кристаллизатора определяется скоростью разливки. Регулирование уровня

должно осуществляться с высокой точностью (5-10 мм). Переполнение кристаллизатора приведет к смещению теплового баланса в направлении избытка тепла. Это приведет к опасности прорыва жидкого металла на выходе кристаллизатора. Низкий уровень металла при постоянной скорости разливки также ведет к аварии за счет уменьшения времени пребывания металла в кристаллизаторе.

6 – контроль положения кристаллизатора.

Кристаллизатор для предотвращения приварки металла к стенке совершает периодические возвратно-поступательные движения.

6' – измеряется давление охлаждающей воды на входе в кристаллизатор. Схемой предусмотрено наличие аварийной сигнализации при падении давления.

6', 7 – измеряется перепад давления охлаждающей воды на входе и выходе кристаллизатора. По данному перепаду косвенно судят о зарастании кристаллизатора.

8 – измеряется температура воды на выходе из кристаллизатора (должна быть не больше температуры выпадения солей 60°C).

9, 9' – измеряется и регулируется расход воды на охлаждение кристаллизатора.

После выхода заготовки из кристаллизатора дальнейшее её охлаждение осуществляется в ЗВО: сначала водяное, затем водо-воздушное.

11 – измеряется температура охлаждающей воды на входе в кристаллизатор. По разнице температур воды на входе и выходе с учетом текущего расхода воды можно косвенно управлять температурным режимом кристаллизатора.

12 – измеряется общий расход воды в зону вторичного охлаждения (3 секции).

13 – измеряется давление воды, подаваемой в ЗВО.

Зона вторичного охлаждения имеет три секции:

- водяное и воздушное охлаждение;
- воздушно-водяное охлаждение;
- практически воздушное охлаждение.

Сжатый воздух, используемый в ЗВО, предназначен для разбрызгивания воды и обеспечения «мягкого» режима охлаждения с целью предотвращения резких температурных перепадов на поверхности охлаждаемых заготовок.

14, 15, 16 – измеряется давление охлаждающей воды в каждую секцию ЗВО.

17–20, 18–21, 19–22 – измеряется и регулируется расход воды в каждую секцию ЗВО.

Для предотвращения местного переохлаждения расход воды регулируется в зависимости от скорости разливки по прямолинейной зависимости.

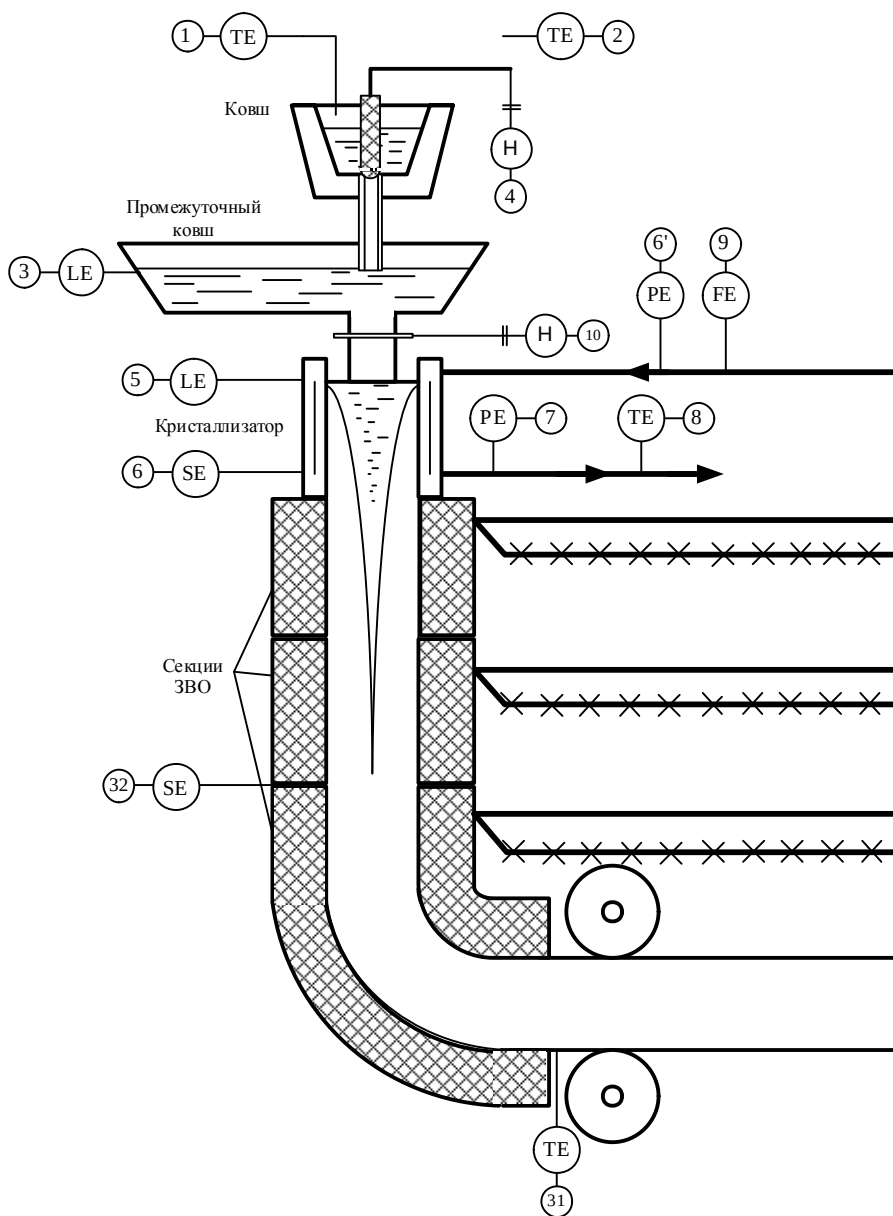
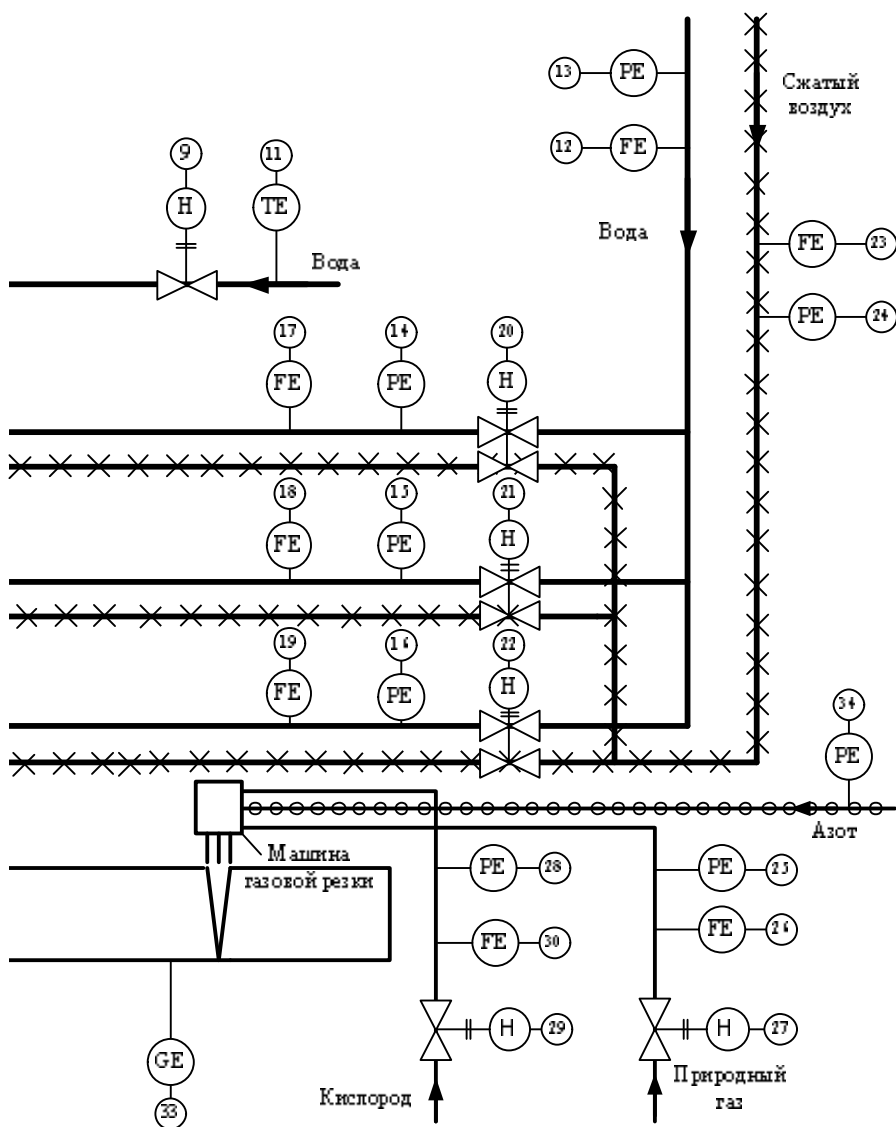


Рис. 57. Функциональная схема контроля и регулирования



процесса разливки стали на МНЛЗ

Одновременно с подачей воды путем перемещения сдвоенных клапанов изменяется расход сжатого воздуха пропорционально расходу воды.

23 – измеряется расход сжатого воздуха в ЗВО.

24 – измеряется давление сжатого воздуха в общей магистрали МНЛЗ. Регулирование расхода воздуха в каждую секцию осуществляется по принципу объемного пропорционирования расходов воздуха и воды путем установки одного ИМ на два РО.

После охлаждения сляб разрезается газокислородным резак на мерные длины. Этот резак по команде от датчика длины 33 устанавливается и закрепляется на заготовку, двигаясь вместе с ней.

25,28,34 – измеряется давление природного газа, кислорода и азота на газокислородный резак.

Схемой предусмотрена сигнализация при падении давления кислорода и природного газа.

Кислород используется в газокислородном резаке не только для расплавления металла, но и для отдува жидкого металла из зоны расплавления. Азот подается для уменьшения режущего расхода кислорода.

26,27,29,30 – измеряются и регулируются расходы природного газа и кислорода на резак.

31 – измеряется температура поверхности заготовки на выходе МНЛЗ. Имеются случаи, когда неостывшие заготовки, равномерно охлажденные до температуры 1100 °С, непосредственно подаются в чистовые группы прокатного стана без подогрева в методических печах – режим прямой прокатки.

32 – измеряется скорость вытягивания слитка (тахогенератором).

33 – измерение длины заготовки с целью обеспечения точности пореза на мерные длины.

Вопросы для самопроверки

1. Перечислить способы разливки стали.
2. Что является главной задачей, решаемой в процессе разливки стали на МНЛЗ?
3. Перечислить основные требования, предъявляемые к режиму охлаждения кристаллизатора.
4. Особенности охлаждения металла в кристаллизаторе.
5. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров при автоматизации процесса разливки стали.

15. АВТОМАТИЗАЦИЯ РЕЖИМА НАГРЕВА ЗАГОТОВОК В НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ И ТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧАХ

15.1. Особенности управления нагревательными печами

В нагревательных печах, предназначенных для нагрева металла перед дальнейшей обработкой или для выполнения термохимических операций для повышения потребительских качеств продукции (закалка, отжиг) расходуется до 25% топлива, потребляемого промышленным производством.

Автоматизация процесса, проходящего в нагревательных и термических печах, имеет важное значение.

Конструктивно нагревательные печи делятся на два типа: печи камерного типа и печи проходного или протяжного типа.

В печах камерного типа нагреваемые изделия расположены неподвижно в рабочем пространстве, и управление тепловым режимом заключается в формировании управляющего воздействия во времени.

В печах проходного типа нагреваемый металл перемещается по рабочему пространству, и управляющее воздействие в данном случае распределено не только во времени, но и по длине рабочего пространства.

При автоматизированном управлении режимом нагрева при использовании АСУ ТП решается конкретно в каждый момент времени одна из следующих задач:

- режим максимально возможной производительности печи при сохранении качества продукции (режим максимального быстрого действия);
- режим максимальной экономической эффективности (получения минимальной себестоимости продукции при заданном объеме производства).

15.2. Автоматизация теплового и технологического режимов печей камерного типа

Для иллюстрации системы управления тепловым режимом печей камерного типа рассмотрим процесс автоматизированного управления отжигом металла в колпаковых печах.

Колпаковые печи предназначены для термической обработки металла в цехах холодной прокатки для снятия напряжений, возникающих в ходе деформирования.

В настоящее время используются колпаковые печи камерного типа: металл в рулонах, собранных в стопку, нагревается в защитной атмосфере для предотвращения окисления. Этот процесс называется светлым отжигом. На большинстве печей в качестве защитной атмосферы исполь-

зуется смесь азота и водорода. Точка росы такой атмосферы находится в - 50–70 °С (точка росы характеризует содержание влаги).

По конструкции колпаковые печи по типу используемой энергии подразделяются на газовые и электрические. Печи электронагревательные используются для светлого отжига электротехнических сталей.

В колпаковых печах нагрев осуществляется при двухступенчатом режиме. Защитный нагреваемый материал находится под муфелем, выполненным из жаропрочной стали. Стопка рулонов укладывается на стенд. Обычно в стопе нагревается три рулона. Между рулонами прокладываются конвекторные кольца для прохождения защитной атмосферы. На муфель надевается нагревающий колпак, снабженный горелкам, который подключается к газовым и воздушным магистралям и дымоотводящему каналу. Один колпак может использоваться на разных стендах.

Для повышения интенсивности нагрева внизу стенда, закрытого муфелем, стоит вентилятор, который обеспечивает циркуляцию защитной атмосферы внутри стенда под муфелем.

Для реализации светлого отжига процесс нагрева металла идет через защитный, выполненный из жароупорной нержавеющей стали, муфель.

Управление ведется путем изменения расхода газа, который подается в рабочее пространство, образованное выполненным из металла колпаком, футерованным огнеупорными материалами и муфелем.

Технологический процесс термического отжига в зависимости от марки стали и от вида термообработки длится значительное время и может достигать сотен часов.

Так как в колпаковых печах отжигается сталь, смотанная в рулоны, то для прогрева их по сечению необходимо определенное время.

Изменение параметров процесса имеет следующий вид (рис. 58).

Рассмотрим особенности управления режимом отжига металла в колпаковой печи.

Вначале обеспечивается нагрев колпака до определенной заданной температуры. Эта температура выдерживается на заданном значении до момента достижения стендовой термопарой заданного по технологии значения температуры отжига. В этот момент происходит переключение управления с колпаковой термопары на стендовую, которая управляет подачей топлива с учетом теплообмена через муфель.

При достижении термопарой самой нижней точки заданного значения процесс заканчивается, колпак снимается и переносится на другой стенд, а металл охлаждается при циркуляции защитной атмосферы.

Для ускорения процесса охлаждения желательнее защитную атмосферу охлаждать в водяных холодильниках.

С точки зрения управления процессом теплового режима целесообразно использовать два закона управления: для колпаковой температу-

ры ПИ режим, для стендовой ПИД, так как передача тепла осуществляется через защитный муфель.

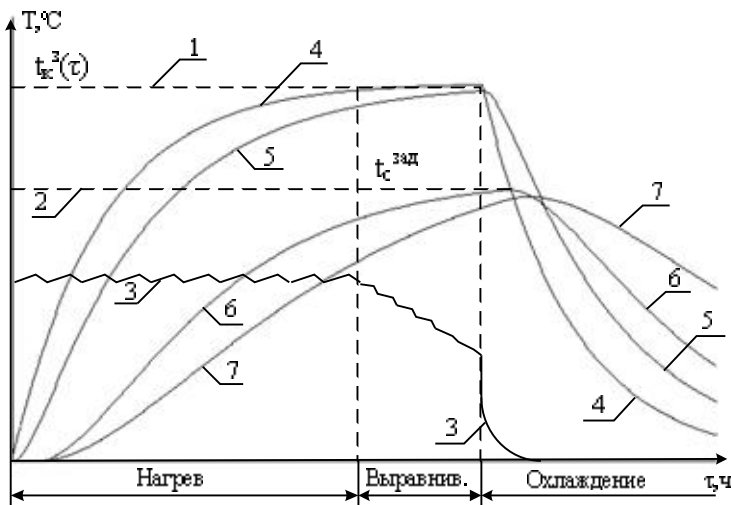


Рис. 58. Изменение параметров процесса отжига металла в колпаковой печи:

- 1 — t_k^3 — заданная температура колпака;
- 2 — $t_c^{зд}$ — заданная температура стопы; 3 — расход газа;
- 4 — t_k — температура колпака (текущая); 5 — t_m — температура муфеля; 6 — t_c^n — температура поверхности стопы;
- 7 — t_c^u — температура центра стопы

Функциональная схема контроля и регулирования процесса отжига металла в колпаковой печи представлена на рис.59.

1,2 — измерение и регулирование температуры колпака путем изменения расхода газа, подаваемого для нагрева.

3,4,5 — измеряются расходы газа и воздуха.

Регулирование соотношения при двухпроводных горелках осуществляется по схеме объемного пропорционирования расхода газа и воздуха, где ведущий параметр — газ.

6,7 — измеряется и регулируется давление в рабочем пространстве (между муфелем и колпаком) путем изменения разрежения на дымовом коллекторе.

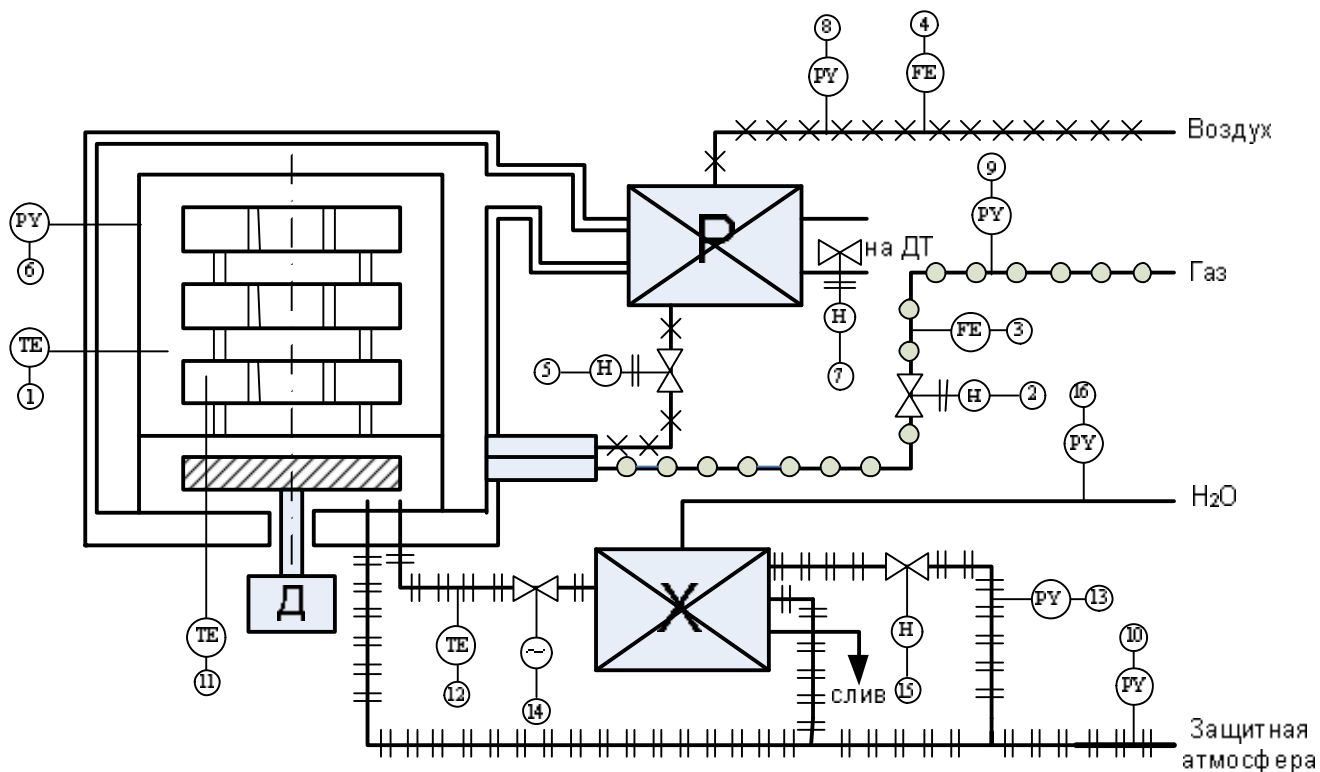


Рис. 59. Функциональная схема контроля и регулирования процесса отжига металла в колпаковой печи

В качестве типового устройства, удаляющего продукты сгорания, может использоваться дымовая труба или эжектор. Воздух на горение подогревается в рекуператоре.

8,9,10 – измеряется давление воздуха, газа и защитной атмосферы в общецеховых коллекторах.

Схемой предусматривается аварийная сигнализация при падении давления любого из названных параметров.

11 – измеряется температура в подмуфельном пространстве (стендовая термопара градуировки ТХА).

При переключении управления по данной термопаре осуществляется регулирование нагрева металла.

12 – измеряется температура защитной атмосферы, подаваемой в холодильник для увеличения интенсивности охлаждения.

13, 15 – измеряется и регулируется давление защитного газа в подмуфельном пространстве.

Давление осуществляется подачей защитного газа с целью предотвращения попадания атмосферного воздуха в подмуфельное пространство.

14 – предусмотрена отсечка защитной атмосферы от цеховой магистрали при отключении стенда.

16 – измеряется давление охлаждающей воды на холодильник.

Воздух на горение для двухпроводных горелок подогревается в рекуператоре.

15.3. Автоматизация теплового и технологического режимов нагревательных печей проходного типа

Печи проходного типа имеют разную конструкцию:

1. Печи башенного типа для нагрева тонких полос холоднокатаного металла перед покрытием поверхности.
2. Методические печи, предназначенные для нагрева толстых заготовок перед прокаткой.

В теплотехнике понятие термически тонких и термически толстых тел не совпадает с геометрическими размерами. Термически тонким телом называется такое тело, температура по сечению которого изменяется одновременно по всей толщине нагреваемого тела. Поэтому при нагреве тонкой заготовки прогрев по толщине практически осуществляется при двухстороннем нагреве одновременно по всему сечению, а при нагреве массивных толстых заготовок всегда существует перепад температур между поверхностью и центром заготовки. Но при охлаждении массивной заготовки ниже температуры 300°C на воздухе температура ее постоянна по всему сечению, то есть с теплотехнической точки зрения данная заготовка толщиной 300 мм представляется тонким телом, потому что отвод тепла с поверхности менее интенсивен, чем процесс теплопередачи.

Методические печи классифицируются по числу отапливаемых зон. Одна зона не отапливаемая – методическая. В ней утилизируется тепло отходящих продуктов горения. Последняя зона перед выдачей металла называется зоной выдержки (томильная зона).

Управление тепловым режимом в отапливаемых зонах, как правило, осуществляется путем изменения расхода газа, подаваемого в зону. Обычно печи отапливаются холодным газом, а воздух подогревается в керамических или металлических рекуператорах.

В качестве конкретного примера рассмотрим функциональную схему автоматизации теплового режима методических печей стана 2500 ОАО «ММК».

Печи отапливаются природным газом и являются печами толкательного типа с верхним и нижним подогревом.

Верхняя зона отапливается через торцевые горелки, нижняя – через боковые горелки.

В таких печах нагреваются заготовки до 5 м длиной и толщиной 250 мм.

Функциональная схема контроля и регулирования теплового и технологического режимов методической печи стана 2500 ОАО «ММК» представлена на рис. 60.

Схемой предусматривается:

1,2 – измерение температуры поверхности нагреваемых заготовок в методической зоне печи.

3 – измерение температуры рабочего пространства печи в методической зоне. По этим трем импульсам с фиксированием времени прохождения заготовки можно определить начальное тепловое состояние металла при входе в зону нагрева.

4,5,6 – измеряется и регулируется температура поверхности заготовок и рабочего пространства печи (кладки) в первой сварочной зоне. Регулирование осуществляется изменением расхода природного газа в зону.

7,8,9 – измеряются расходы газа и воздуха в первую сварочную зону. Регулирование соотношения газ-воздух осуществляется по схеме объемного пропорционирования расходов.

Схема объемного пропорционирования расхода газа и воздуха стабилизирует коэффициент расхода воздуха:

$$\alpha = V_g / V_m \cdot L_0,$$

где V_g , V_m – текущие расходы воздуха и топлива;

L_0 – коэффициент соотношения, равный 10.

10,11,11' – измеряется и регулируется температура поверхности заготовок и рабочего пространства в третьей сварочной зоне. Регулирова-

ние теплового режима осуществляется изменением расхода природного газа в зону.

12,13,14 – измеряются расходы газа и воздуха в третью сварочную зону.

Регулирование соотношения газ-воздух осуществляется по схеме объемного пропорционирования расходов.

15,16,17 – измеряется и регулируется температура поверхности заготовок и рабочего пространства в пятой сварочной зоне.

Регулирование осуществляется изменением расхода природного газа в зону.

18,19,20 – измеряются расходы газа и воздуха в пятую (томильную) зону. Регулирование соотношения газ-воздух осуществляется по схеме объемного пропорционирования расходов. Ведущий параметр – природный газ.

21,22 – измеряется и регулируется температура рабочего пространства в четвертной сварочной зоне.

Регулирование осуществляется изменением расхода природного газа в зону.

23,24,25 – измеряются расходы газа и воздуха в четвертой нижней зоне.

Регулирование соотношения газ-воздух осуществляется по схеме объемного пропорционирования расходов.

26,27 – измеряется и регулируется температура рабочего пространства во второй нижней сварочной зоне. Регулирование осуществляется изменением расхода природного газа в зону.

28,29,30 – измеряются расходы газа и воздуха во вторую нижнюю сварочную зону; регулирование соотношения газ-воздух осуществляется по схеме объемного пропорционирования расходов.

31,31' – измеряется и регулируется давление в рабочем пространстве методической печи.

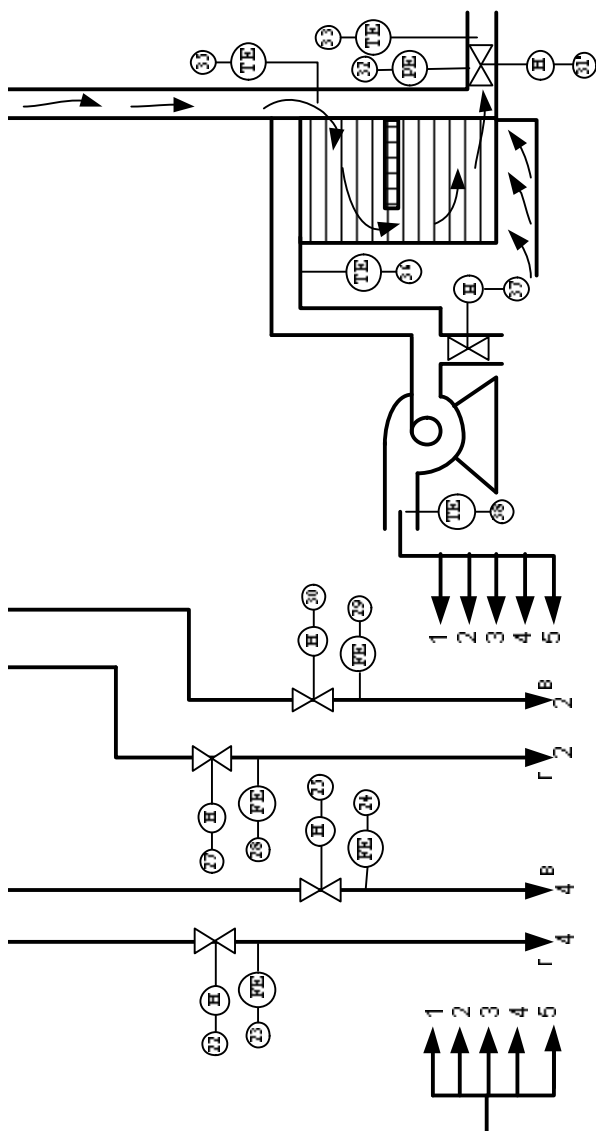
Давление целесообразно измерять на уровне нагреваемого металла в зоне с максимальной тепловой нагрузкой.

Регулирование осуществляется путем изменения разрежения в дымовом борове. Обычно печи оснащаются котлами-утилизаторами для использования тепла дымовых газов.

32,33 – измеряется разрежение и температура дымовых газов на входе в дымовой боров (перед котлом-утилизатором).

34 – измеряется температура продуктов сгорания на выходе из рабочего пространства.

35 – измеряется температура рекуператора для предотвращения его перегрева.



и технологического режимов методической печи стана 2500 ОАО «ММК»

36,38 – измеряется температура воздуха на входе и выходе из эксгаустера, который просасывает горячий воздух, то есть работает при высоких температурах.

Для предотвращения перегрева рабочего насоса эксгаустера предусмотрена защита, для этого измеряется температура воздуха на выходе эксгаустера и регулируется путем подсоса холодного воздуха из атмосферы.

37, 38 – регулирование температуры воздуха на выходе из эксгаустера для защиты рабочего колеса от перегрева.

Вопросы для самопроверки

1. Какие бывают нагревательные и проходные печи по своей конструкции?
2. Для чего предназначены колпаковые печи?
3. Особенности технологии отжига металла в колпаковых печах.
4. Перечислить основные контуры контроля и регулирования технологических параметров при автоматизации процесса отжига металла в колпаковых и методических печах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Глинков Г.М. АСУ ТП в черной металлургии. – М.: Металлургия, 1999. – 306 с.
2. Берштейн Р.С. Повышение эффективности агломерации. – М.: Металлургия, 1999. – 144 с.
3. Волков Ю.П., Шпарбер Л.Я. Эксплуатация современной доменной печи. – М.: Металлургия, 1998. – 210 с.
4. Товаровский И.Г. Совершенствование и оптимизация параметров доменного процесса. – М.: Металлургия, 1998. – 192 с.
5. Применение математических методов и ЭВМ для анализа и управления доменным процессом / И.Г. Товаровский, Е.И. Райх, К.К. Шкодин [и др.]. – М.: Металлургия, 1998. – 264 с.
6. Шкляр Ф.Р., Малкин В.М. Доменные воздухонагреватели. – М.: Металлургия, 1999. – 176 с.
7. Смоляк В.А., Щербицкий Б.В. Автоматизация и оптимизация процесса доменной плавки. – М.: Металлургия, 1998. – 152 с.
8. Гаврилов Е.Е., Бузоверя М.Т. Технологические основы доменного производства. – М.: Металлургия, 1999. – 172 с.
9. Справочник рабочего доменного цеха / под общ. ред. В.В. Даньшина. – Челябинск: Металлургия, 1998. – 198 с.
10. Бигеев А.М., Колесников Ю.А. Основы математического описания и расчеты кислородно-конвертерных процессов. – М.: Металлургия, 1998. – 232 с.
11. Математическая модель поведения примесей при продувке металла окислительным газом / А.В. Гуляев, С.В. Коминов, Б.Н. Окороков [и др.]. – М.: Металлургия, 2004. – 56 с.
12. Гребенюк А.Ф. Улавливание химических продуктов коксования. – Донецк: Восточный издательский дом, 2002. – 450 с.
13. Харлампович Г.Д., Кауфман А.А. Технология коксохимического производства. – М.: Металлургия, 1999. – 210 с.
14. Баптизманский В.И., Меджибожский М.Л. Конвертерные процессы производства стали. Теория, технология, конструкция агрегатов. – Киев: Выща шк., 1998. – 343 с.
15. Колпаков С.В. Технология производства стали в современных конвертерных цехах. – М.: Машиностроение, 2001. – 464 с.
16. Колпаков С.В., Тедер А.Н. Управление конвертерной плавкой. – М.: Металлургия, 1998. – 144 с.
17. Туркенич Д.И. Управление плавкой стали в конвертере. – М.: Металлургия, 2003. – 360 с.
18. Тахаутдинов Р.С. Производство стали в кислородно-конвертерном цехе Магнитогорского металлургического комбината. – Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2001. – 148 с.

19. Свенчанский А.Д., Смелянский М.Я. Электрические промышленные печи. – М.: Энергия, 1998. – 260 с.
20. Соколов А.Н. Рациональные режимы работы дуговых сталеплавильных печей. – М.: Металлургиздат, 1999. – 485 с.
21. Лапшин И.В. Автоматизация технологических процессов дуговой сталеплавильной печи. – М.: ООО Квадратум, 2002. – 157 с.
22. Арутюнов В.В., Бухмиров В.В., Крупенников С.А. Математическое моделирование тепловой работы промышленных печей. – М.: Металлургия, 1990. – 239 с.
23. Ячиков И.М. Методы расчета технико-экономических характеристик дуговой сталеплавильной печи. – Магнитогорск: МГТУ, 2006. – 112 с.
24. Горобец В.Г., Гаврилова М.Н. Производство стали в дуговой печи. – М.: Металлургия, 1998. – 208 с.
25. Современные проблемы электрометаллургии стали: материалы XII междунар. конф. – Челябинск: ЮУрГУ, 2004. – 296 с.
26. Морозов А.Н. Современное производство стали в дуговых печах. – Челябинск: Металлургия, 1998. – 175 с.
27. Егоров А.В. Расчет мощности и параметров электроплавильных печей. – М.: МИСиС, 2000. – 272 с.
28. Производство стали на агрегате ковш-печь / Д.А. Дюдкин, С.Ю. Бать, С.Е. Гринберг [и др.]. – Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд», 2003. – 300 с.
29. Морозов А.Н., Стрекаловский М.М. Внепечное вакуумирование стали. – М.: Металлургия, 1995. – 288 с.
30. Степанов В.А. Производство особо низкоуглеродистых сталей. – Магнитогорск: ЦПК Персонал, 2004. – 213 с.
31. Поволоцкий Д.Я., Кудрин В.А., Вишкарев А.Ф. Внепечная обработка стали. – М.: МИСиС, 1999. – 215 с.
32. Морозов А.П., Агапитов Е.Б. Совершенствование комплексной обработки стали в циркуляционных вакууматорах. – Магнитогорск: МГТУ, 2002. – 80 с.
33. Проскурин Е.В., Попович В.А., Мороз А.Т. Цинкование: справ. изд. – М.: Металлургия, 1998. – 528 с.
34. Гельман Г.А. Автоматизация тепловых режимов протяжных печей. – М.: Металлургия, 1998. – 112 с.
35. Морозов А.П., Агапитов Е.Б. Интенсификация комплексной обработки стали при циркуляционном вакуумировании с плазменным нагревом: монография. – Магнитогорск: МГТУ, 2003. – 139 с.
36. Ишметьев Е.Н., Андреев С.М., Парсункин Б.Н. Автоматизация и оптимизация управления технологическим процессом внепечной доводки стали. – Магнитогорск: МГТУ, 2008. – 311 с.
37. Девятов Д.Х. Оптимальное управление тепловой обработкой в непрерывной разливке стали. – Магнитогорск: МГТУ, 1998. – 130 с.
38. Краснов Б.И. Оптимальное управление режимами непрерывной разливки стали. – М.: Металлургия, 2001. – 163 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
ВВЕДЕНИЕ	4
1. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА МЕЛКОГО ДРОБЛЕНИЯ	5
Вопросы для самопроверки	10
2. УПРАВЛЕНИЕ И КОНТРОЛЬ СОСТАВЛЕНИЯ ШИХТЫ И ПОДАЧИ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ В АГРЕГАТ	11
2.1. Контроль количества и уровня материалов	11
2.2. Дозирование сыпучих материалов	15
2.3. Измерение веса сыпучих материалов на транспортёре	17
2.4. Управление дозированием сыпучих материалов при формировании шихты из нескольких компонентов	19
Вопросы для самопроверки	21
3. АВТОМАТИЗАЦИЯ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОИЗВОДСТВА ...	22
3.1. Регулирование технологических параметров агломерационного производства	22
3.1.1. Контроль и регулирование влажности шихты	22
3.1.2. Контроль и регулирование высоты слоя шихты на агломашине или других транспортных устройствах	25
3.1.3. Контроль законченности процесса спекания	26
3.2. Функциональная схема контроля и регулирования процесса агломерации	31
3.3. АСУ ТП агломерационного производства	34
Вопросы для самопроверки	36
4. УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛИЗИРОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ	37
Вопросы для самопроверки	38
5. АВТОМАТИЗАЦИЯ КОКСОХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА ...	39
Вопросы для самопроверки	43
6. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ ЧУГУНА В ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ	43
6.1. Функциональная схема контроля и регулирования доменного процесса	43
6.2. Автоматизация теплового режима воздухонагревателей доменной печи	47
6.3. АСУ ТП доменного процесса	51
6.3.1. Управление набором, взвешиванием и доставкой шихтовых материалов для загрузки в доменную печь	52
6.3.2. Управление тепловым режимом доменной печи	54
6.3.3. Управление газодинамическим режимом или распределением газового потока по сечению шахты доменной печи	57

6.3.4. Автоматическое регулирование хода доменной печи ..	59
Вопросы для самопроверки	60
7. АВТОМАТИЗАЦИЯ МИКСЕРНЫХ ОТДЕЛЕНИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЦЕХОВ.....	61
Вопросы для самопроверки	62
8. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТАХ ПОДОВОГО ТИПА.....	63
Вопросы для самопроверки	67
9. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.....	67
9.1. Статические модели технологических процессов	68
9.1.1. Детерминированные модели	68
9.1.2. Экспериментально-статистические модели	70
9.1.3. Эмпирические модели	74
9.2. Динамические модели	76
Вопросы для самопроверки	78
10. АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕПЛОВОГО И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕЖИМОВ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В КОНВЕРТЕРЕ.....	78
10.1. Измерение температуры жидкой стали в конвертерном производстве	81
10.2. Функциональная схема контроля и регулирования конвертерного процесса	83
10.3. Контроль содержания углерода в металле.....	86
10.4. Управление конвертерной плавкой.....	90
10.4.1. Статическое управление	90
10.4.2. Динамическое управление	92
10.5. АСУ ТП выплавки стали в конвертерах	94
Вопросы для самопроверки	95
11. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ В ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ	96
11.1. ДСП как объект автоматизации	96
11.2. Контроль температурных параметров ДСП.....	98
11.3. Управление технологическим процессом плавки в ДСП.....	100
11.3.1. Токовый регулятор	102
11.3.2. Дифференциальный регулятор	103
11.4. Автоматизация температурного режима ДСП.....	105
11.5. Функциональная схема контроля и регулирования процесса выплавки стали в ДСП.....	107
Вопросы для самопроверки	113
12. АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ДОВОДКИ СТАЛИ В УСТАНОВКАХ ПЕЧЬ-КОВШ.....	113
12.1. Назначение процесса ковшевой доводки стали.....	113

12.2. Технологические особенности процесса доводки стали в установках печь-ковш	115
Вопросы для самопроверки	118
13. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ЦИРКУЛЯЦИОННОГО ВАКУУМИРОВАНИЯ СТАЛИ	119
13.1. Влияние растворенных в металле газов на качество выплавляемой стали	119
13.2. Технология циркуляционного вакуумирования стали	121
13.3. Функциональная схема контроля и регулирования процесса циркуляционного вакуумирования стали	124
Вопросы для самопроверки	128
14. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА РАЗЛИВКИ СТАЛИ	129
14.1. Методы разлива стали	129
14.2. Управление тепловым режимом при разливе металла на МНЛЗ	129
14.3. Энергосиловой режим работы МНЛЗ	132
14.4. Функциональная схема контроля и регулирования процесса разлива стали на МНЛЗ	132
Вопросы для самопроверки	136
15. АВТОМАТИЗАЦИЯ РЕЖИМА НАГРЕВА ЗАГОТОВОК В НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ И ТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧАХ	137
15.1. Особенности управления нагревательными печами	137
15.2. Автоматизация теплового и технологического режимов печей камерного типа	137
15.3. Автоматизация теплового и технологического режимов нагревательных печей проходного типа	141
Вопросы для самопроверки	146
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	147