



Уральский
федеральный
университет

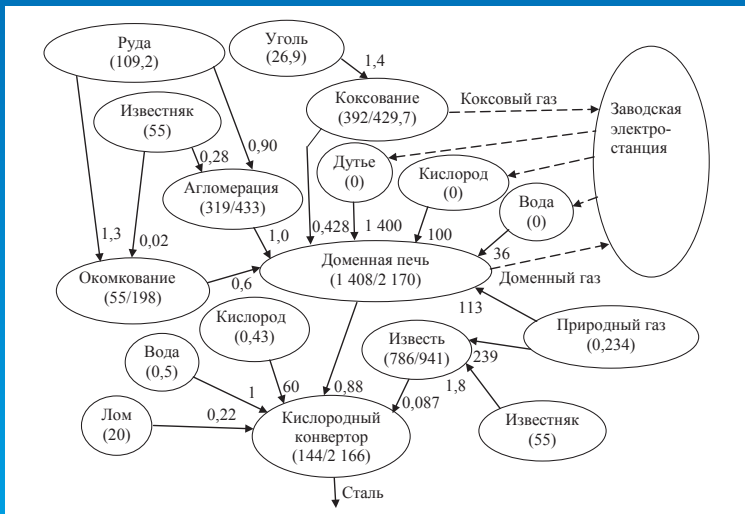
имени первого Президента
России Б.Н.Ельцина

Институт радиоэлектроники
и информационных
технологий — РТФ

В. Г. ЛИСИЕНКО
Ю. Н. ЧЕСНОВ
А. В. ЛАПТЕВА

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ НОВЫХ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ В ТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ

Монография



Министерство науки и высшего образования
Российской Федерации
Уральский федеральный университет
имени первого Президента России Б. Н. Ельцина

В. Г. Лисиенко, Ю. Н. Чесноков, А. В. Лаптева

**РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ
НОВЫХ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ
В ТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ**

Монография

Под общей редакцией
д-ра техн. наук, проф. В. Г. Лисиенко

Екатеринбург
Издательство Уральского университета
2019

УДК 681.5
ББК 32.812
Л63

Рецензенты:

Дружинин Г. М. д-р техн. наук, проф., директор по науке и технике научно-исследовательского института металлургической теплотехники (ОАО «ВНИИМТ»);

Зобнин Б. Б. д-р техн. наук проф. кафедры информатики Уральского государственного горного университета

Лисиенко, В. Г.

Л63 Разработка и исследование новых методов управления в технических системах : монография / В. Г. Лисиенко, Ю. Н. Чесноков, А. В. Лаптева ; под общ. ред. д-ра техн. наук, проф. В. Г. Лисиенко. — Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2019. — 136 с.

ISBN 978-5-7996-2687-7

В монографии представлены новые методы управления и регулирования в ряде технических систем, разработанные под руководством или с участием авторов. В частности, уделено внимание ряду систем, связанных с металлургическим производством (черная, цветная металлургия) и энергетикой, возможностям реализации углеродной политики. Материал монографии является оригинальным, особенно в части, связанной с научной и практической деятельностью авторов и их коллег.

Монография представляет интерес для проектных и исследовательских организаций и предприятий, связанных с вопросами управления в технических системах. Полезна студентам и аспирантам вузов.

Библиогр.: 95 названий. Рис. 31. Табл. 9.

УДК 681.5
ББК 32.812

ISBN 978-5-7996-2687-7

© Уральский федеральный
университет, 2019

Оглавление

Предисловие	5
Глава 1. Краткий обзор работ по математическому моделированию	6
Глава 2. Углеродный след и углеродная политика на примере предприятий черной металлургии	13
2.1. Использование триады: доменная печь, кислородный конвертер, электродуговая печь для уменьшения углеродного следа	13
2.2. Оценка возможности реализации углеродной политики в российских регионах.....	21
2.3. Региональная углеродная политика.....	24
Глава 3. Способ выплавки стали в энергометаллургическом цикле с использованием высококалорийного газа	32
3.1. Основные особенности способа выплавки.....	32
3.2. Расчетные соотношения.....	38
Глава 4. Анализ устройств и методов управления при дроблении рудных материалов	44
4.1. Некоторые данные о конусных дробилках	44
4.2. Процесс дробления на предприятии «ЭРДЕНЭТ» на примере АСУ ТП Монгольской народной республики	60
4.3. Особенности конструкции гранулометра.....	65
Глава 5. Вопросы моделирования и алгоритмизации в процессе огневого рафинирования меди	69
5.1. Автоматизация и оптимизация процесса огневого рафинирования меди	69
5.2. Особенности процессов получения анодной меди. Задача оптимизации	70
5.3. Оценка возможности оптимизации состава шихты анодной плавки черновой меди методом математического планирования.....	74

5.4. Теоретические вопросы и экспериментальный метод определения времени отсечки воздуха на окислительной стадии огневого рафинирования меди	88
Глава 6. Эмиссия CO₂ в процессе огневого рафинирования меди	98
6.1. Цветная металлургия и эмиссия диоксида углерода	98
6.2. Химические соотношения процесса	102
6.3. Вычисления эмиссии диоксида углерода	105
Глава 7. Сравнение зонального метода моделирования теплообмена излучением с методом конечных объемов на примере расчета нагрева непрерывной заготовки в кольцевой печи	110
7.1. Условия и объект моделирования	114
7.2. Результаты сравнения	115
Глава 8. Тренажер-эмулятор адаптивной системы управления температурой на базе муфельной электропечи в программной среде Matlab	119
Заключение	125
Библиографический список	126

Предисловие

Данная монография посвящена рассмотрению ряда актуальных вопросов в различных энерготехнологических процессах: в черной и цветной металлургии, энергетике, при разработке измерительных устройств.

Особо хочется подчеркнуть творческую связь авторов с рядом учебных и исследовательских организаций. Конечно, в первую очередь, это альма-матер — Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б. Н. Ельцина, УГМК, Уральский центр энергосбережения и экологии и др.

Авторы приносят глубокую благодарность соавторам по ряду разработок: С. Г. Супрунову, Е. Ю. Воронцову, д-ру экон. наук В. П. Ануфриеву, д-ру техн. наук В. П. Жукову, канд. физ.-мат. наук А. Г. Дудорову, старшему преподавателю С. И. Холоду, канд. техн. наук Н. Н. Пономареву. Большая благодарность руководству Института радиоэлектроники и информационных технологий, руководству УрФУ и всем сотрудникам за постоянную помощь и поддержку.

Глава 1.

Краткий обзор работ по математическому моделированию

В этой главе дано краткое обобщение работ и исследований, проведенных в основном под руководством В. Г. Лисиенко. Более подробные данные можно получить в серии работ «Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств» [1–8].

Прежде всего отметим детальное развитие теории факельных процессов с применением новых методов расчета и математического моделирования, использованием специально сконструированного координатного стенда, на опытном стенде НИИ металлургической теплотехники ВНИИМТ, на действующих печах, в том числе с применением скоростной киносъемки, стендов для испытания форсунок и газомазутных горелок с определением параметров создаваемых струй и факелов, определением реактивной тяги, скоростных и концентрационных характеристик струй, создаваемых горелками.

Особое внимание уделялось математическому моделированию теплофизических процессов в рабочем пространстве плавильных, нагревательных печей и энергетических установок различного назначения.

Так, созданный под руководством В. Г. Лисиенко динамический зонально-узловой метод моделирования радиационного и сложного высокотемпературного теплообмена (ДЗУ-метод) успешно развивался. Получили развитие методы интегрированного энергоэкологического анализа процессов с определением технологических топливных чисел (ТТЧ), технологических экологических чисел (ТЭЧ), технологических парниковых чисел (ТПЧ), с использованием этих методов для анализа целого ряда процессов: в металлургии, цементном производстве, стекловарении. Эти методы применены в структурированной и диссипативной форме. Оценена динамическая энергоемкость продукции

предприятий и ВВП. Приведена оценка топливно-ценовых эквивалентов при энергоэкологическом анализе. Разработана и проанализирована модель производственной деятельности с помощью закона интероптимальности прибыли. Выполнено сравнение типовых методик оценки экологического ущерба от загрязнения окружающей среды с методикой оценки риска. Разработан медико-инженерный подход при оценке риска.

Продолжалось развитие самих зональных методов расчета (метод дискредитации по направлению для определения угловых коэффициентов излучения (взаимных поверхностей излучения), алгоритм прогрессивного уточнения оценки, геометрический критерий для априорной оценки погрешности, алгоритм бинарного разбиения пространства. Создан уточненный метод определения степени черноты газовой смеси CO_2 и H_2O .

Получили развитие теория тепломассобменных эффективностей (КПД) процессов, теория факельных процессов. В рамках динамического зонального метода выполнен детальный тепломассобменный анализ. Создана методология энерготехнологической и физической электромагнитной волновой совместимости.

Проведены внедренческие работы, тесно увязанные с математическим моделированием процессов на доменных печах (модельные методы экспертных систем), прогнозные оценки и расчеты производства высокофосфористого чугуна с прямым легированием редкоземельными элементами. Создан компьютерный тренажер для повышения оценки квалификации персонала, предложен способ замены кокса каменным углем, вдувание в доменную печь увлажненной угольной пыли. Разработан способ выплавки стали в замкнутом энергометаллургическом цикле.

Излучательные свойства жидких металлов исследовались на специальной установке с защитной атмосферой, с применением метода экзоэлектронной эмиссии. Уточнены методы параметрической идентификации динамических объектов с использованием системы MATLAB. Оценено влияние зоны нечувствительности на характер переходных процессов.

Разработаны новые типы магнитных подшипников и проведен анализ переходных характеристик в объекте управления «электромагнит-ротор».

На крупнейших отражательных печах отработаны параметры тепловых режимов с учетом длины факела, тепловых нагрузок, обогащения

дутья кислородом, использования сводового отопления. В отражательной печи для плавки огарка применены современные методы расчета теплообмена, скоростных характеристик, засоренности печного пространства частицами огарка и даны соответствующие рекомендации.

Приведены детальные исследования теплообмена в печах цветной металлургии — автогенной плавки меди с учетом особенностей сульфидного факела (печи КФП, взвешенной плавки, печи Ванюкова). Применительно к печи Ванюкова выполнено совместное решение теплообменности гидродинамических задач и даны рекомендации по дополнительному использованию природного газа над ванной печи.

Разработаны устройства для определения плотности пульпы для золотодобывающих шахт. Применен метод расчета и даны рекомендации по конструированию трубчатых печей нефтяной и газовой промышленности.

Большой объем работ проведен на нагревательных и термических печах. Это разработка и использование факельно-сводового отопления, струйно-факельного отопления, импульсного отопления, электрогазовых горелок, горелок-реформаторов, инжекционных горелок, плоскопламенных горелок на мазуте.

Осуществленное совместно с УрФУ и НИИ металлургической теплотехники (ОАО «ВНИИМТ») математическое моделирование процессов нагрева труб и трубных заготовок в секционных печах Северского трубного и Первоуральского новотрубного заводов подготовило научную основу для реконструкции этих печей. На реконструированных печах достигнуто снижение удельных расходов топлива на 15–20 %, увеличена производительность печей на 20–30 % и снижена эмиссия оксидов азота. Метод был испытан в Институте технологий газа (США) с положительным результатом и в настоящее время получил во всем мире широкое распространение с аббревиатурой DFI-method (Direct Flame Impingement Heating).

За рубежом этот метод получил и дополнительное развитие, связанное с использованием для процессов горения кислорода вместо воздуха. Это так называемый DFI-Oxyfuel method. При этом повышается температура горения, а главное, это приводит к почти полному исчезновению в продуктах сгорания токсичных оксидов азота.

Исследования струйно-факельного отопления проведено на лабораторной печи в Институте технологий газа (США, Чикаго). Ме-

тод DFI — Direct Flame Impingement Method далее стал применяться на многих агрегатах (США, Германия и др.).

На термических печах Первоуральского новотрубного завода внедрены:

- прогрессивные режимы термообработки труб,
- непосредственное измерение температуры металла,
- управление газодинамикой рабочего пространства печей,
- усовершенствованный метод импульсного отопления печей.

На кольцевых печах Северского трубного завода для увеличения срока службы установлена ребристая подина. Исследованы шлаки кристаллизатора МНЛЗ. На ВСМПО разработаны и широко используются печи для правки крип-отжига крупногабаритных титановых листов, находящихся широкое применение и в нашей стране, и за рубежом (печи КРИП).

Приведен сравнительный анализ электронагрева и газового нагрева в основном применительно к нагреву титановых и алюминиевых сплавов. Приведен детальный анализ различных типов реформации природного газа, включая термохимическую рекуперацию с использованием цикла Майсоценко.

Усовершенствован метод расчета доменных воздухонагревателей и регенераторов, в том числе создан и внедрен на секционных печах новый тип струйного рекуператора, создан оригинальный метод расчета этой новой конструкции.

Проанализированы конструкции пластинчатых рекуператоров. Проведен анализ процесса центробежной грануляции расплавов и сконструирован гранулятор новой конструкции. Разработан способ сушки бумаги на бумагоделательном цилиндре и система обнаружения лесного пожара.

Большой объем работ проведен по созданию математических моделей, алгоритмов и методов расчета целого ряда процессов, в том числе усовершенствована методика выбора регуляторов и определения их настроек с построением кривых переходных процессов и нахождением корней характеристических уравнений, применением разработанной методики модального синтеза, программного обеспечения MATLAB и SIMULINK.

Разработан новый детерминированный регулятор. Развита теория и структура трехуровневых АСУ ТП (ТАСУ ТП). Развита и использованы алгоритмы нечеткой логики в реальных проектах: управление

электроподвижным составом монорельсовой дороги и в процессе автоклавного выщелачивания бокситов. Развита методика модального синтеза цифровых систем управления динамическими объектами с практическими приложениями (при применении электродвигателей постоянного тока): ковш экскаватора, луч антенной системы в инерциальном пространстве.

При моделировании объектов с распределенными параметрами использован обобщенный термодинамический подход. Оценены уравнения и расширены примеры неравновесности самоорганизации (в рамках синергии) для сложных объектов.

Усовершенствована техническая и динамическая структура АСУ ТП термообработки железорудных окатышей с использованием математических моделей и параметрической идентификацией.

Создан и применен на ряде ГОКов способ дистанционного определения размеров окатышей и дробленой руды с использованием так называемого «гранулометра» (телевизионной установки с компьютерной обработкой данных). В том числе опробован при дроблении медной руды на предприятии «Эрденет» в Монголии.

Развиты экспертные системы управления доменным процессом (логические, логико-количественные, модельные), а также и агрегатом ПЖВ. Созданы соответствующие тренажеры. Проанализировано использование угольного топлива в доменной печи (новый способ).

Исследована гидродинамика шлакового расплава металлом при продувке в канале металлургического реактора с движущимся металлом.

Разработан ряд новых уточненных методов определения температур в рабочем пространстве печей, в том числе совместно с фирмой Сименс. Методы использованы на сталеплавильных, стекловаренных и нагревательных печах. Создан метод расчета и проведен анализ теплообмена в МГД-генераторе. Проанализированы методом математического моделирования температурные поля лопаток газовых турбин при нанесении жаростойких покрытий.

Разработанный высокоточный ИК-пирометр с цифровой обработкой сигнала («Термоскоп») изготавливается и применен более чем на 100 предприятиях. Создано устройство для отбора проб сажистого углерода из высокотемпературного пламени промышленных печей. Разработана безынерционная отсосная термопара.

Применительно к сталеплавильным разработаны: методы управления плавкой, процессом горения, метод акустической диагностики

ки расплавов. Приведена детальная диагностика и идентификация тепловых динамических характеристик в рабочем пространстве сталеплавильных печей.

Применительно к агрегатам цветной металлургии использован резонансный метод управления в печах вакуумного дугового переплава, проведено моделирование и оценка параметров дуги, разработан метод контроля и регулирования межэлектродного промежутка в процессе вакуумной дуговой плавки. Создана автоматизированная система диагностики и управления качеством продукции в процессе непрерывного скоростного литья заготовок.

При производстве алюминия выполнена работа по созданию автоматизированной системы управления газоочистными установками. Создана новая система управления тепловым режимом в комплексе «печь автогенной плавки — котел-утилизатор» и даны рекомендации по улучшению показателей печи Ванюкова. Проанализирована возможность формирования типовой работы целого ряда проходных нагревательных печей с применением оптимального автоматизированного управления и динамической оптимизацией процесса нагрева движущегося металла. При этом эффективно использовались зональные методы математического моделирования, метод экспресс-оценки температурных режимов и оптимального расходования топлива. Применительно к приходным термическим печам создана система регулирования газоплотности рабочего пространства и система непосредственного измерения температуры металла. Разработано устройство комбинированного акустико-аэродинамического теплового контроля.

Способ нагрева бунтов проката применен на нагревательных печах с выкатным подом. Для кольцевых нагревательных печей были разработаны новые методы управления нагревом заготовок и режимом горения топлива.

Создан зондовый пирометр ЛЧ для бесконтактного измерения температур в рабочем пространстве печей и камер сгорания. Применительно к камерной термической печи с импульсным отоплением усовершенствована система автоматизированного управления и предложены рациональные графики термообработки. Усовершенствованный детерминированный адаптивный регулятор был применен и в электрической печи сопротивления; режимы оптимального управления применены к печам камерного типа, это привело к уменьшению окалинообразования и к обезуглероживанию.

Совместно с НИИ металлургической теплотехники — ВНИИМТ внедрена АСУ комплексом термоупрочнения арматуры.

Оценена возможность снижения брака в процессах изготовления топливных таблеток тепловыделяющих элементов ядерных реактивов (ТВЭЛы). Применительно к вентиляции в шахтах широко внедрена система автоматизации и температурной стабилизации струйно-факельных воздухонагревателей взамен применяемых водяных не надежных в работе калориферов.

В работах [1–8] рассматривалась система удаленного мониторинга и управления.

Глава 2.

Углеродный след и углеродная политика на примере предприятий черной металлургии

2.1. Использование триады: доменная печь, кислородный конвертер, электродуговая печь для уменьшения углеродного следа

Широко известно понятие углеродного следа — массы парниковых газов, выделяющихся при производстве той или иной продукции. В отраслевых и федеральных документах поставлена задача уменьшения выбросов парниковых газов в черной металлургии [9]–[12]. Определению параметров выбросов парниковых газов посвящено много литературных источников, например [12]–[15].

В агрегатах черной металлургии образуется два вида парниковых газов: диоксид углерода и метан. Кроме того, в отходящих газах этих агрегатов содержится значительное количество оксида углерода (см. рис. 2.1). Метан и оксид углерода являются топливными вторичными энергетическими ресурсами (ВЭР), которые сгорают в других агрегатах или в свече, образуя диоксид углерода. На этом основании будем считать, что единственный парниковый газ, образующийся в агрегатах черной металлургии, — диоксид углерода. Нештатными выбросами можно пренебречь, например, оксидом углерода при выпуске чугуна из доменной печи, который уходит в атмосферу в неизменном виде.

Известные методики определения эмиссии диоксида углерода в металлургии ориентированы на определение этой эмиссии для каждого агрегата. При этом требуется оценка, сколько и в каких соотношениях сгорают в этих агрегатах различные виды углеродосодержащего топли-

ва [12]–[15]. Данное обстоятельство затрудняет определение углеродного следа. В монографии предложена усовершенствованная методика определения эмиссий диоксида углерода агрегатами черной металлургии, изложенная в работах [16]–[27]. Исходные данные по расходам ресурсов и особенностям технологических процессов взяты из [28]–[34].

Каждый агрегат, образующий вторичные энергетические ресурсы, характеризуется прямой и косвенной эмиссией диоксида углерода. Прямая эмиссия $M_{пр}$ определяется массой диоксида углерода, выделяющегося в этом агрегате. Эта эмиссия зависит от режима работы агрегата и может колебаться в широких пределах. Косвенная эмиссия диоксида углерода $M_{к}$ соответствует сжиганию газов оксида углерода и метана, выработанных этим агрегатом (рис. 2.1).

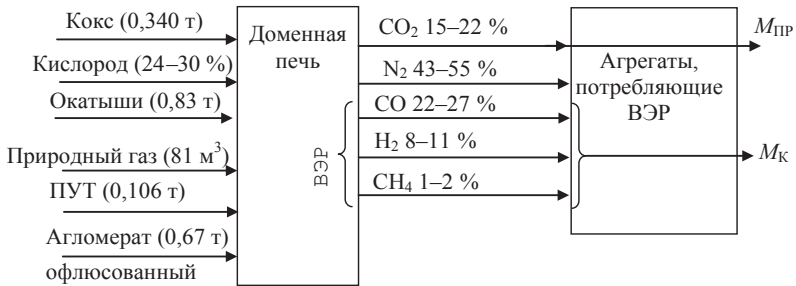


Рис. 2.1. Образование прямой и косвенной эмиссии CO₂ при работе ДП (ПУТ — пылеугольное топливо)

Введено понятие интегральной эмиссии агрегата или процесса как сумма прямой и косвенной эмиссий этого процесса:

$$M_{\Pi} = M_{\text{пр}} + M_{\text{к}}. \quad (2.1)$$

Таким образом, всю эмиссию CO₂ относим к агрегату, генерирующему ВЭР. При этом образование эмиссии CO₂ агрегатами, потребляющими ВЭР (нагревательные печи, коксовые батареи, доменные воздушно-нагреватели и другие агрегаты), исключается из рассмотрения с целью предотвращения двойного счета. Таким образом, из представлений о прямой и косвенной эмиссиях формируется математическая модель образования эмиссий CO₂ агрегатами, связанными с топливными ВЭР.

Такой подход повышает точность оценки эмиссии CO₂ процесса и упрощает методику сравнения различных процессов по эмиссии

диоксида углерода, в том числе тех, для которых нет данных по объемам и составу углеродосодержащих выбросов, но есть данные по расходам топлива.

В кислородно-конвертерном процессе с дожиганием масса CO_2 будет пропорциональна массе окислившегося углерода из шихты. При таком подходе эмиссия CO_2 процесса определяется с достаточной точностью массой сгоревшего углерода в этом агрегате.

Эмиссия CO_2 в агломерационном процессе может быть определена при следующих исходных данных: в качестве топлива шихты используется 64 кг коксика ($C_p = 83\%$), для горна — природный газ ($C_p = 73,4\%$) с расходом $3,0 \text{ м}^3/\text{т}$ офлюсованного агломерата. Образование CO_2 при сжигании в горне других видов топлив — коксового или доменного газов — учитывается при анализе коксохимического или доменного производств. Для получения офлюсованного агломерата в шихту добавляется 268 кг известняка, что приводит к выделению 118 кг CO_2 .

По массе выгоревшего углерода найдем эмиссию агломерационного процесса $M_{\Pi} = 44 \cdot (0,83 \cdot 64 + 0,734 \cdot 3 \cdot 0,729)/12 + 118 = 319 \text{ кг CO}_2/\text{т}$ офлюсованного агломерата.

Понятие углеродного следа в черной металлургии сведем к понятию интегральной сквозной эмиссии диоксида углерода M_C , которая является суммой эмиссий CO_2 , последовательно возникающих во всех процессах технологической цепи, начиная с добычи сырья и кончая тем продуктом, для которого эта эмиссия определяется. Кроме интегральной эмиссии CO_2 процесса M_{Π} , будем рассматривать транзитную эмиссию M_T , обусловленную долей от суммарной массы эмиссии CO_2 , образованного в предыдущих процессах, которая перешла на анализируемый процесс. Сквозная интегральная эмиссия CO_2 M_C удовлетворяет соотношению:

$$M_C = M_{\Pi} + M_T. \quad (2.2)$$

Слово «интегральная» будем опускать, однако все эмиссии CO_2 , рассматриваемые далее, являются интегральными. Кроме того, словом «эмиссия» будет обозначаться только эмиссия CO_2 , так как другие парниковые газы сгорают до CO_2 при использовании ВЭР.

Для определения сквозной эмиссии CO_2 для продукта удобно использовать модели в виде сигнальных графов — графы эмиссий CO_2 . Граф эмиссий CO_2 производства конверторной стали представлен на рис. 2.2.

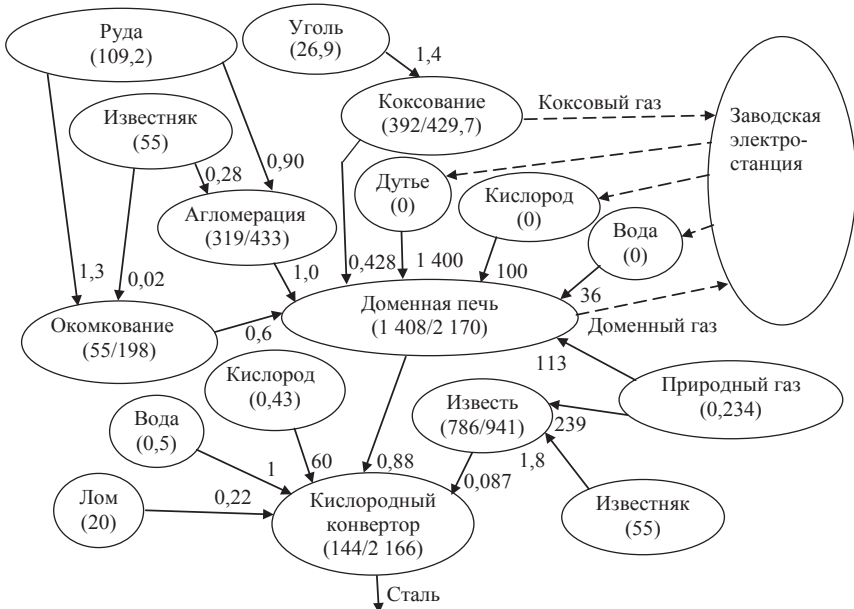


Рис. 2.2. Граф эмиссий CO₂ конверторной стали

В вершинах графа указаны в скобках сквозные эмиссии процесса или эмиссии процесса и через черту — сквозные эмиссии. Эти эмиссии — аналоги сигналов. На дугах графа проставлены веса, равные расходам соответствующего ресурса. Сквозная эмиссия процесса определяется суммой эмиссии процесса и транзитной эмиссии, равной сумме произведений сквозных эмиссий предыдущих процессов на расходы, указанные на дугах графа. Например, для процесса агломерации сквозная эмиссия равна $319 + 55 \cdot 0,28 + 109,2 \cdot 0,9 = 433$ кг CO₂/т агломерата. В табл. 2.1 приведены значения сквозных эмиссий для тандемов процессов доменная печь (ДП) с кислородным конвертором (КК) и доменная печь с электродуговой печью (ЭДП).

Тандем доменной печи с электродуговой печью характеризуется сквозной эмиссией (углеродным следом) CO₂ 1 401 кг/т стали, а доменной печи с кислородным конвертором — 2 166 кг/т стали. Заменить кислородные конверторы электродуговыми печами невозможно. Проблема заключается в том, что для переработки всего чугуна,

выпущенного доменной печью за сутки, одной электродуговой печи будет недостаточно.

Таблица 2.1

Значения сквозных эмиссий для тандемов процессов ДП с КК и ДП с ЭДП

Пределы	Сквозная эмиссия CO ₂ , кг на 1 т продукции
ДП + ЭДП с 30 % чугуна в шихте	1401
ДП + КК с 75 % чугуна в шихте	2048
ДП + КК с 80 % чугуна в шихте	2166
ДП + КК с 85 % чугуна в шихте	2286

Для решения этой задачи рассмотрим производительности различных сочетаний доменной печи, кислородного конвертора и электродуговых печей в сравнении с производительностями доменных печей различного объема. Выберем следующие значения суточной производительности доменных печей $P_{ДП}$: 4 800 (ММК № 10), 7 400 (НТМК № 5), 8 100 (НЛМК № 6), 10 800 (ЧерМК № 5) т/сутки [24], [25]. В скобках даны сокращенные названия металлургических комбинатов. Рассматриваемые электродуговые печи и их параметры приведены в табл. 2.2 [18]–[22], где суточная производительность электродуговых печей $P_{ЭДП}$ определяется ориентировочно как

$$P_{ЭДП} = V_{ЭДП} \cdot 24 \cdot 60 / T_{ЭДП}, \quad (2.3)$$

где $V_{ЭДП}$ — объем электродуговой печи, $T_{ЭДП}$ — период плавки в электродуговой печи (принято 50 мин).

Таблица 2.2

Параметры выбранных для анализа электродуговых печей

$V_{ЭДП}$, т	$T_{ЭДП}$, мин	$P_{ЭДП}$, т/сутки	Сквозная эмиссия CO ₂ , т/сутки
100	50	2 880	4032
150	50	4 320	6048

Все расчеты носят оценочный характер, т. е. не учитываются простои, угар железа и др. факторы. В табл. 2.3 приведены параметры кислородных конверторов, выбранных для анализа. Суточная производительность кислородного конвертора — $P_{КК}$ определяется ориентировочно как

$$P_{КК} = V_{КК} \cdot 24 \cdot 60 / T_{КК}, \quad (2.4)$$

где $V_{\text{КК}}$ — объем кислородного конвертора, $T_{\text{КК}}$ — период плавки в кислородном конверторе.

Таблица 2.3

Основные параметры и сквозная эмиссия CO_2 кислородных конверторов

$V_{\text{КК}}$, т	$T_{\text{КК}}$, мин	$P_{\text{КК}}$, т/сутки	Сквозная эмиссия CO_2 , т/сутки
160	45	5 120	11 090
200	45	7 400	13 862
300	45	9 600	20 794
400	45	12 800	27 725

Дальнейшие ориентировочные расчеты (см. табл. 2.4) основаны на следующих положениях:

1. В электродуговую печь загружается 30 % чугуна от его объема, т. е.

$$m_{\text{чЭДП}} = 0,3 \cdot P_{\text{ЭДП}} \quad (2.5)$$

2. Остальные 70 % дополняются металлическим ломом.

3. В кислородный конвертор загружается часть чугуна (75–85 %), который остался после загрузки электродуговой печи, т. е.

$$m_{\text{чКК}} = P_{\text{ДП}} - N_{\text{ЭДП}} \cdot m_{\text{чЭДП}}, \quad (2.6)$$

где $N_{\text{ЭДП}}$ — количество электродуговых печей. До полного объема кислородного конвертора загружается металлический лом.

Удельное значение углеродного следа CO_2 тандема ДП + ЭДП равно 1,4 т CO_2 /т стали. Следовательно,

$$C_{\text{ЭДП}} = 1,4 m_{\text{стЭДП}} \quad (2.7)$$

Удельное значение сквозной эмиссии CO_2 тандема ДП + КК при 80 % чугуна равно 2,166 т CO_2 /т стали. Удельное значение сквозной эмиссии CO_2 тандема ДП + КК при 75 % чугуна равно 2,048 т CO_2 /т стали. Удельное значение сквозной эмиссии CO_2 тандема ДП + КК при 85 % чугуна равно 2,286 т CO_2 /т стали. На 1 % чугуна в шихте кислородного конвертора добавляется

$$(2,286 - 2,048) / 10 \approx 0,0238 \text{ т } \text{CO}_2 / \text{т стали}.$$

Таблица 2.4

**Результаты расчетов сочетания доменной печи, электродуговой печи
и кислородного конвертора**

Объем КК, т	ДП, т/сутки	Сталь, т/сутки	Чугун ЭДП, т/сутки	Чугун КК, т/сутки	Сквозная эмиссия CO ₂ ЭДП, т/сутки	Сквозная эмиссия CO ₂ КК, т/сутки	Сквозная эмиссия CO ₂ , т/сутки	Сквозная эмиссия/Ст	Снижение сквозной эмиссии, %
Одна ЭДП 100									
200	7400	12160	1728	5672	8064	15177	23241	1,91	11,77
300	8100	12480	864	7236	4032	19739	23771	1,90	12,07
400	10800	15680	864	9936	4032	27004	31036	1,98	8,63
Две ЭДП 100									
200	7400	12160	1728	5672	8064	15177	23241	1,91	11,77
400	10800	18560	1728	9072	8064	24948	33012	1,78	17,89
Три ЭДП 100									
200	7400	15040	2592	4808	12096	13121	25217	1,68	22,60
200	8100	15040	2592	5508	12096	14787	26883	1,79	17,48
300	10800	18240	2592	8208	12096	22052	34148	1,87	13,57
Четыре ЭДП 100									
160	7400	16640	3456	3944	16128	10729	26857	1,61	25,49
200	8100	17920	3456	4644	16128	12731	28859	1,61	25,66
300	10800	21120	3456	7344	16128	19996	36124	1,71	21,04
Одна ЭДП 150									
300	8100	13920	1296	6804	6048	18711	24759	1,78	17,89
400	10800	17120	1296	9504	6048	25976	32024	1,87	13,65
Две ЭДП 150									
200	7400	15040	2592	4808	12096	13121	25217	1,68	22,60
200	8100	15040	2592	5508	12096	14787	26883	1,79	17,48
300	10800	18240	2592	8208	12096	22052	34148	1,87	13,57
Три ЭДП 150									
160	8100	18080	3888	4212	18144	11367	29511	1,63	24,65
300	10800	22560	3888	6912	18144	18968	37112	1,65	24,06
Четыре ЭДП 150									
200	10800	23680	5184	5616	24192	15044	39236	1,66	23,51

При любом содержании чугуна в шихте в пределах 75–85 % удельное значение сквозной эмиссии CO_2

$$m_{\text{CO}_2} = [2,166 - (80 - m_{\text{чКК}}/V_{\text{КК}}) \cdot 0,0238], \quad (2.8)$$

следовательно, при условии, если за базовый уровень приняты 80 % чугуна в шихте, то сквозная эмиссия CO_2 кислородного конвертора составит:

$$CЭ_{\text{КК}} = [2,166 - (80 - m_{\text{чКК}}/V_{\text{КК}}) \cdot 0,0238] \cdot m_{\text{стКК}}, \text{ т } \text{CO}_2/\text{т стали}.$$

Суммарная сквозная эмиссия СЭ на т стали

$$CЭ = CЭ_{\text{ЭДП}} + CЭ_{\text{КК}}. \quad (2.9)$$

Отношение значений сквозных эмиссий комплекса ДП + КК + ЭДП к суммарному значению полученной стали $C_T = P_{\text{ЭДП}} + P_{\text{КК}}$

$$\beta = \frac{CЭ}{C_T} \quad (2.10)$$

является значением удельной сквозной эмиссии CO_2 комплекса ДП + КК + ЭДП.

Это отношение сравнивается со значением 2,166 — сквозной эмиссией CO_2 кислородного конвертора при 80 % чугуна в кислородном конверторе с целью определения снижения сквозной эмиссии по отношению к тандему ДП + КК.

Использование электродуговой печи объемом 150 т приводит к улучшению этих параметров. Таким образом, применение комплексов ДП + КК + ЭДП целесообразно для уменьшения сквозной эмиссии CO_2 . В случае подогрева загружаемого металлического лома в кислородном конверторе долю чугуна в шихте можно уменьшить до 70 %, что позволит снизить сквозную эмиссию CO_2 на 20 % при двух электродуговых печах.

Таким образом, одновременное применение кислородных конверторов с электродуговыми печами для выплавки чугуна, полученного от одной доменной печи, позволяет уверенно снизить эмиссию диоксида углерода до 20 %. Это свидетельствует о том, что такая триада, как ДП + КК + ЭДП, соответствует «зеленым» технологиям.

2.2. Оценка возможности реализации углеродной политики в российских регионах

Доклад авторов Ануфриева В. П., Лисиенко В. Г., Чеснокова Ю. Н., Лаптевой А. В. на эту тему был доложен на Международной конференции по так называемой «зеленой экономике», прошедшей в Екатеринбурге в 2017 г. При этом был использован ряд источников, в том числе и зарубежных [23], [35] — [39].

Последние десять лет национальные правительства активно работали над созданием надежных углеродных рынков, с целью снижения процессов изменения климата на планете. С изменением климата связывают техногенные и природные катаклизмы, происходящие в мире. Статистика страховых организаций показывает, что суммарный общемировой экономический ущерб только от стихийных бедствий приблизился к 400 млрд долл. США. По данным метеорологов количество стихийных бедствий в России выросло почти в 3 раза за последние 15 лет, а прямые и косвенные ущербы от них составляют 4–5 % от валового национального продукта. По оценке МЧС России, уже сейчас ущерб от природных бедствий во много раз превышает возможности мирового сообщества по оказанию гуманитарной помощи пострадавшим. Надежным инструментом по снижению углеродного следа для правительств всех уровней и предприятий различных форм собственности зарекомендовала себя система торговли выбросами парниковых газов. В развитие борьбы с парниковым эффектом на планете подписано Парижское Соглашение, несмотря на то, что действие предыдущего международного договора по климату — Киотского Протокола, заканчивается только в 2020 г. Парниковые газы ответственны за климатические изменения, которые в свою очередь приводят к таянию льдов (Исландия, Гренландия, Заполярье и др.) и, как следствие, к повышению уровня воды в океане. По данным США, глобальный средний уровень моря поднялся на 7–8 дюймов (около 20 см) за последнее столетие, причем на 7 см, начиная с 1993 г.

Мировой углеродный рынок

В мире сложился и активно развивается углеродный рынок, общий оборот которого составляет 150 млрд долл. Ценообразование углеро-

да является наиболее экономически эффективным средством смягчения климатических последствий. На этом рынке могут уверенно участвовать более 10 российских компаний: Газпром, Евраз, Норникель, Лукойл, Архангельский целлюлозно-бумажный комбинат, Аэрофлот и др. К концу 2017 г. в мире будет работать 19 различных систем, в том числе общенациональная система в Китае, созданная на базе 8 региональных систем торговли выбросами (СТВ). Стоимость тонны CO₂ в Китае колеблется от 49,10 USD (2906,23 руб.) в Пекине до 1,70 USD (100,62 руб.) в Чунцине.

Хорошо зарекомендовало себя в вопросах мировой углеродной политики Международное партнерство по борьбе с выбросами углерода — ICAP. Сентябрьская конференция в Лиссабоне показала согласие между директивными органами, гражданским обществом и бизнес-лидерами о необходимости срочных действий по переходу к низкоуглеродной экономике. Ценовая политика по углероду, такая как ETS, оказалась возможным подходом к снижению выбросов при минимальных затратах. ICAP является первым и единственным в мире международным форумом по системам торговли выбросами (ETS), который объединяет правительственные органы для обмена опытом и разработки передовой практики в области политики углеродного рынка и перехода к низкоуглеродной экономике. Национальные и региональные лидеры в области изменения климата четырех континентов подтвердили свою приверженность торговле выбросами и то, что углеродные рынки являются важным инструментом координации и расширения международных действий в области изменения климата. Участники саммита договорились предпринять практические шаги по реализации политики наилучшей практики и работать сообща в направлении общего низкоуглеродного будущего.

В сентябре 2017 г. на конференции в Лиссабоне (Португалия) уполномоченные 26 национальных и региональных правительств одобрили совместное заявление, обязывающее активизировать действия по борьбе с изменением климата путем возобновления сотрудничества на углеродных рынках. Заявление дает четкий сигнал о том, что государства, провинции и города четырех континентов готовы и способны сотрудничать с национальными правительствами по борьбе с изменением климата. Надежным инструментом по снижению углеродного следа для различных форм собственности и правительств всех уровней зарекомендовала себя система торговли выбросами парниковых газов.

Ценообразование углерода является наиболее экономически эффективным средством смягчения климатических последствий.

Несмотря на отказ от ратификации Парижского Соглашения в США на уровне отдельных штатов ведется активная торговля выбросами парниковых газов. Это такие штаты, как Калифорния, Массачусетс, Нью-Йорк, Орегон, Огайо, Вермонт, Вашингтон. В Канаде это штаты Квебек, Онтарио и Альберта. А также такие страны, как Корея, Норвегия, Новая Зеландия, Швейцария и Украина. Сложившийся надежный рынок торговли выбросами на базе финансовых механизмов Киотского Протокола работает в странах Европейского Союза. Хорошо отлаженная система торговли выбросами (ETS) обеспечивает адекватную цену на выбросы парниковых газов, гарантирует сокращение выбросов при наименьших затратах. Наметилась явная тенденция объединения углеродных рынков. Объединенный рынок торговли выбросами будет представлять почти половину мировой экономики.

Углеродная политика в России

Россия занимает четвертое место по эмиссии парниковых газов после Китая, США и Индии. 2017 г. стал годом принятия такого важного для России документа, как Стратегия экологической безопасности [36]. Этот документ нацелен не только на предотвращение угроз экологической безопасности, но в него включены и проблемы глобального изменения климата.

В настоящее время существуют следующие механизмы регулирования выбросов парниковых газов и поддержки низкоуглеродного развития: налог на выбросы (30 %) и торговля выбросами парниковых газов (70 %). В 2004 г. Правительством Свердловской области была инициирована попытка создать региональный углеродный рынок на площадке Свердловской области, но эта акция тогда не была одобрена, хотя выбросы в нашем крае были самыми большими среди других субъектов РФ. Можно смело сказать, что по уровню выбросов парниковых газов мы и сегодня в первой десятке среди других регионов.

Базовым решением России по климату стал Указ Президента РФ от 30.09.2013 № 752 «О сокращении выбросов парниковых газов». Согласно этому Указу, национальная экономика должна снизить выбросы парниковых газов минимум на 75 %. За последние годы на международном уровне сформировалась четкая позиция, что изменение климата — это один из главных вызовов для планеты и че-

ловеческого сообщества. Важным событием в декабре 2015 г. стало подписание практически всеми странами Парижского Соглашения, в том числе и с Россией. Отличием Парижского Соглашения от Киотского Протокола является то, что отдельные государства самостоятельно могут определять свой вклад в международную климатическую политику и со временем наращивать свое участие в Парижском Соглашении.

2.3. Региональная углеродная политика

Региональная политика регулирования углеродного следа — это междисциплинарный комплекс работ, базовой из которых является инвентаризация парниковых газов. Специалистами Уральского Центра энергосбережения и экологии с 2000 года по настоящее время нарабатан опыт проведения НИР по инвентаризации Свердловской и Тюменской областей, Ханты-Мансийского Автономного округа и ряда предприятий, таких как Юганскнефтегаз, Синарский трубный завод и др. Эти наработки подробно рассмотрены в ряде работ (см. например [35]). В настоящее время для международных компаний важен учет не только прямых, но и транзитных выбросов с перспективой эмиссии парниковых газов на 7–8 лет. Следует отметить, что в США, Канаде, Китае существует успешный опыт создания региональных углеродных рынков.

При этом в РФ предусматривается создание системы регулирования выбросов парниковых газов и разработка концепции мониторинга, отчетности и проверки данных о выбросах парниковых газов.

Разработаны Минприродой РФ методики инвентаризации выбросов парниковых газов. Согласно Распоряжениям Правительства РФ с 2016 года все промышленные и энергетические предприятия с выбросами парниковых газов более 150 тыс. т CO_2 -экв, включая авиа и ж/д транспорт, а с 2017 года — все предприятия с выбросом более 50 тыс. т CO_2 -экв, включая авиа, ж/д, морской транспорт, должны вести учет парниковых газов.

В России в 2008–2013 гг. выполнены 150 углеродных проектов, доход составил 1 млрд евро (в энергетике, металлургии, отходах, лесном хозяйстве и др.).

Даны следующие рекомендации Правительства РФ регионам по углеродной политике:

1. Сократить выбросы парниковых газов на 25 % от 1990 г. к 2020 г.;
2. Подготовить инвентаризацию выбросов парниковых газов за базовый год и последние 5–7 лет;
3. Разработать прогнозы выбросов парниковых газов до 2020, 2030 и 2050 гг.

В том числе разрабатываются:

- 1) поправки в закон об охране окружающей среды для регулирования выбросов парниковых газов;
- 2) процедуры санкций за недостоверные сведения и задержку отчетов представления и проверки отчетности о выбросах;
- 3) введение показателя «снижение выбросов парниковых газов», которые входят в список индикаторов для оценки эффективности деятельности губернаторов;
- 4) меры по формированию портфеля программ/проектов по снижению выбросов парниковых газов.

Корпоративный учет выбросов парниковых газов

Предусматривается создание системы мониторинга парниковых газов в компаниях, включая:

- 1) получение, регистрацию, проверку, документирование, архивацию первичной информации для оценки выбросов, формирование баз данных;
- 2) введение автоматизации расчетов выбросов с учетом принятых методик;
- 3) формирование ежегодных отчетов о выбросах парниковых газов (автоматизация процесса), а также форм данных по запросам (акционеров, контролирующих органов, международных организаций и т. д.)

Проведение работ по инвентаризации парниковых газов выполняется экономистами, энергетиками, экологами и специалистами-технологами, скрупулезно рассчитывающими выбросы $\text{CO}_{2\text{-экв}}$, которые является дополнительным товаром предприятия. Следует учитывать, что любая ошибка может приводить к повышению или снижению прибыли предприятия. Точность расчета должна подтверждаться солидной независимой аккредитованной компанией.

Региональная низкоуглеродная политика может органично сочетаться с другой инновацией — блокчейн-экосистемой на базе по сдерживанию изменения климата, создаваемой фондом «Русский углерод» на базе «Платформы интеграции экологических инициатив» (DAO IPCI), которая будет более привлекательна для инвесторов энергосберегающих и энергоэффективных проектов, нацеленных на снижение выбросов парниковых газов, чем все существующие. Блокчейн-система — цепочка блоков транзакций — лежит в основе биткойна и других криптовалют. Она представляет собой распределенную между всеми компьютерами сети базу данных с дублированием информации во всех копиях. Это сводит к минимуму риск мошенничества и двойного зачета активов благодаря неизменности вносимых в систему данных. Другие преимущества блокчейн-систем — прозрачность транзакций для всех участников и отсутствие посредников при регистрации сделок. В странах, где активно используется блокчейн, «зеленый» бизнес идет с ним рука об руку.

«Сокращение выбросов как финансовый инструмент — это чуть ли не крупнейший товарный рынок мира, объем которого может вырасти до 10 трлн долларов при достижении его зрелости», — отмечает глава «Русского углерода» Алексей Шадрин. До сих пор потенциал этого рынка оставался неиспользованным, так как юридические, транзакционные и технические барьеры не позволяли им стать взаимозаменяемыми; не существовало и единого пространства для их безопасного обращения.

Технологические возможности углеродного регулирования в черной металлургии

В черной металлургии образуется в основном два парниковых газа: диоксид углерода и метан. Кроме того, ряд агрегатов образует значительные объемы оксида углерода. Метан и оксид углерода входят в состав топливных вторичных ресурсов (ТВЭР), которые сгорают в других агрегатах с образованием диоксида углерода. Таким образом, в черной металлургии в штатном режиме образуется единственный парниковый газ — диоксид углерода.

Все агрегаты в металлургии можно разделить на три класса [16], [18]:

- 1) не образующие топливные вторичные энергетические ресурсы (ТВЭР);
- 2) образующие ТВЭР, которые используются в других агрегатах (коксовые батареи, доменные печи (ДП) и др.);

3) образующие ТВЭР, которые не используются в других агрегатах (конверторы).

Эмиссию CO_2 агрегатов первого класса, в которых используются только ТВЭР, отнесем к интегральной эмиссии агрегатов второго класса. Таким образом, эмиссия диоксида углерода коксовой батареи, отапливаемой доменным газом, относится к интегральной эмиссии ДП, так как ДП является источником и причиной образования ТВЭР для коксовой батареи.

Для примера (см. рис. 2.1), доменный газ состоит из таких углеродосодержащих газов, % об. CO 22–27, CO_2 15–22, CH_4 1–2 в зависимости от содержания кислорода в дутье. Налицо существенная неопределенность. В данной работе поставлена задача сравнить эмиссии CO_2 для различных агрегатов и процессов. Потоки газов CO_2 и CO при работе ДП, загруженной офлюсованными железорудными материалами (в шихте нет известняка), показаны на рис. 2.1. К агрегатам, потребляющим ТВЭР, относятся все агрегаты, в которых сгорают доменный или коксовый газы.

Приведенные 15–22 % CO_2 не являются исчерпывающей характеристикой ДП (назвали этот газ CO_2 прямым или прямой эмиссией $M_{\text{пр}}$), так как 22–27 % CO сгорают на этом же комбинате или на другом объекте, образуя дополнительный объем CO_2 . Т. е. работа ДП порождает более значительную массу CO_2 , чем его содержится в доменном газе. Но большая часть сгорает в котлах заводских электростанций (ЭС), обеспечивая до 90 % электроэнергии, потребляемой металлургическими предприятиями [40], а в простейшем случае CO сжигается в факелах или дожигается в специальных устройствах. Образующийся газ CO_2 назвали косвенным или интегральной косвенной эмиссией $M_{\text{к}}$. Сумма прямой и интегральной косвенной эмиссий образует интегральную эмиссию процесса (см. формулу (2.1)).

Таким образом, массу CO_2 , образующегося в доменном, коксохимическом, электродуговом, мартеновском процессах, будем определять с учетом дожигания CO по суммарной массе углерода, содержащегося в исходных топливах. Например, в кислородно-конвертерном процессе с дожиганием масса CO_2 будет пропорциональна массе выгоревшего из шихты углерода.

Широко распространенное за рубежом понятие углеродного следа в черной металлургии сведем к понятию интегральной сквозной эмиссии CO_2 $M_{\text{с}}$, которая является суммой эмиссий CO_2 , последова-

тельно возникающих во всех процессах технологической цепи, начиная с добычи сырья и кончая тем продуктом, для которого эта эмиссия определяется. Кроме того, будем различать интегральные эмиссии процесса M_{Π} и транзитную (еще ее называют косвенной, в нашем случае — сторонней косвенной) M_T , обусловленную долей от суммарной массы эмиссии CO_2 , образованного в предыдущих процессах, которая перешла на анализируемый процесс.

На рис. 2.3 показан процесс образования косвенной эмиссии CO_2 при коксовании углей в предположении, что коксовый газ не используется для нагрева коксовых батарей. Прямая эмиссия коксовых батарей при их отоплении доменным газом на рисунке показана пунктирной линией, так как эта эмиссия учтена в интегральной эмиссии доменного процесса. Для этого случая эмиссия процесса коксования $M_{\Pi} = M_K$.

Эмиссия агломерационной машины определяется сгоревшим углеродом коксика шихты и природного газа, сгорающего в горне для поджигания шихты паллет.

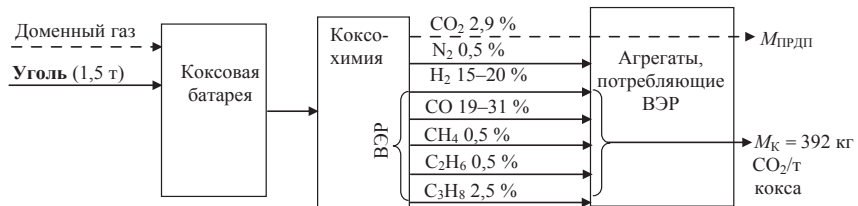


Рис. 2.3. Образование прямой и косвенной эмиссий CO_2 в процессе коксования

Конвертор генерирует оксид углерода при продувке ванны металла кислородом, который сгорает или в специальных устройствах в трубопроводе или при доступе кислорода в горловину. Конвертор генерирует ТВЭР, но они сгорают без пользы.

Электродуговая печь (ЭДП) образует эмиссию диоксида углерода за счет выгорания лишнего углерода из шихты, электродов и природного газа, используемого для ускорения расплава шихты.

Здесь сделано краткое обобщение понятий интегральных эмиссий диоксида углерода агрегатов стального производства.

Для определения углеродного следа продукции (интегральной сквозной эмиссии диоксида углерода) необходимо учесть эмиссии

диоксида углерода, которые образуются на предыдущих процессах производства с учетом доли переноса этих эмиссий на последующие процессы — транзитные эмиссии (в ряде источников их называют косвенными, но мы косвенными эмиссиями обозначили эмиссии от сгорания ТВЭР).

Таким образом, транзитная эмиссия определяет долю от суммарной массы эмиссии диоксида углерода, образованного в предыдущих процессах.

Для вычисления значения интегральной сквозной эмиссии представим процессы и их взаимосвязи в виде ориентированного взвешенного графа с размеченными вершинами — разновидности сигнальных графов [19], [20], [23] (см. рис. 2.2).

Веса дуг Ψ_{ik} , идущих из вершины k в вершину i , соответствуют удельным расходам ресурсов в тоннах или кубических метрах, что зависит от того, какая размерность эмиссии в вершине, из которой исходит дуга (кг/т продукта или м³/т продукта). Внутри вершин полного графа (см. рис. 2.4) указаны эмиссии процесса M_{Π} и через косую черту значения сквозной эмиссии M_C для этого процесса. Для сигнальных графов значение сигнала в вершине равно сумме сигналов, поступающих от других вершин с учетом коэффициента передачи дуг.

Углеродный след стали, выплавленной из чугуна в конверторе, равен 2327 кг/т стали. На рис. 2.5 представлен граф эмиссии диоксида углерода для тандема ДП + ЭДП. Углеродный след стали, выплавленной из чугуна в ЭДП, равен 1442 кг/т стали.

Приведенные вычисления свидетельствуют о том, что для уменьшения углеродного следа в черной металлургии следует шире инвестировать в сооружение современных ЭДП.

Таким образом, показана безальтернативность низкоуглеродной энергоэффективной «зеленой» экономики, принятой странами четырех континентов. Приведены примеры оценки углеродного следа применительно к черной металлургии.

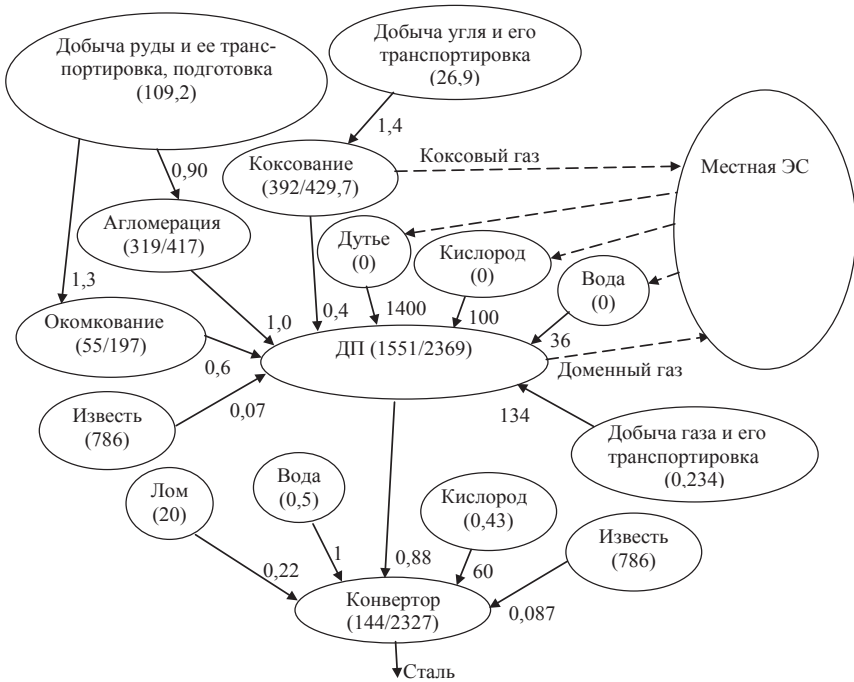


Рис. 2.4. Граф эмиссий CO₂ для тандема ДП + кислородный конвертор

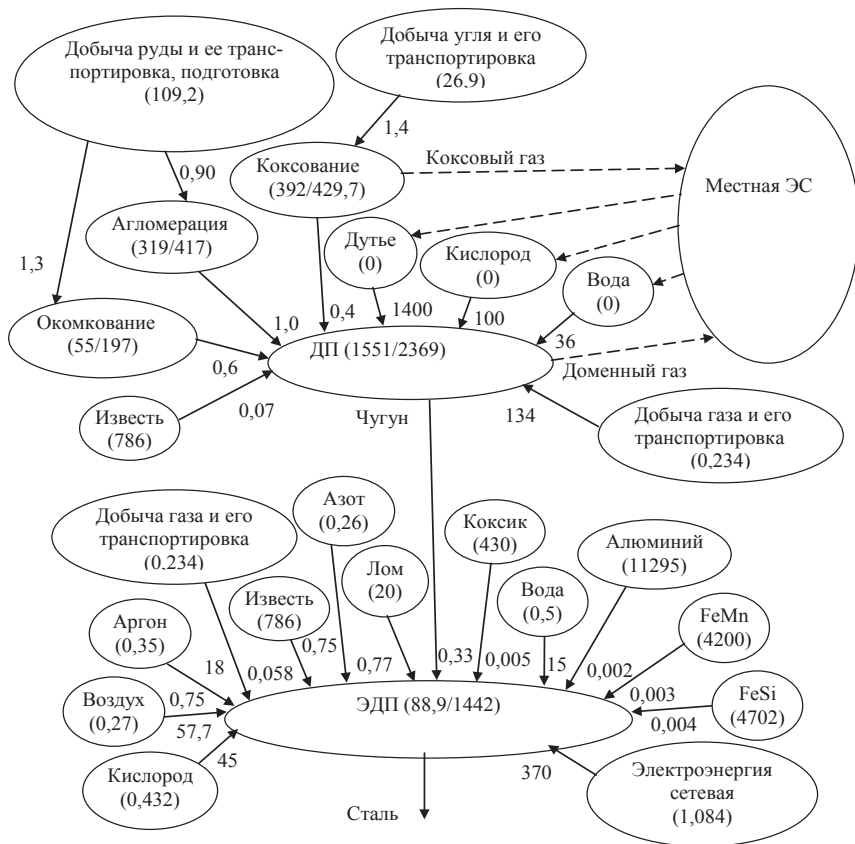


Рис. 2.5. Граф эмиссий CO₂ для тандема ДП + ЭДП

Глава 3.

Способ выплавки стали в энергометаллургическом цикле с использованием высококалорийного газа

В данной главе показано развитие способа выплавки стали в замкнутом энергометаллургическом цикле, в ней объединены решения актуальных задач как в энергетике, так и в металлургии [41]. Работа выполнялась совместно с С. Г. Супруновым. При этом был критически рассмотрен ряд вопросов по предлагаемому способу [42]; [43].

3.1. Основные особенности способа выплавки

Известны способы выплавки стали и сплавов в электродуговых печах (ЭДП) с использованием металлизированного сырья, в частности металлизированных окатышей и лома.

В известных способах для получения металлизированного сырья используется дорогостоящий природный газ (процессы Мидрекс, ХИЛ-3). При этом электроэнергия для работы ЭДП поступает из сети централизованного энергоснабжения.

Однако недостатком этих способов является применение дорогостоящего высококалорийного топлива — природного газа. Кроме того, в этих способах для работы ЭДП используются централизованные (посторонние) источники энергии, обладающие низкими значениями КПД по выработке электроэнергии (до 25 %) из-за значительных потерь на электростанциях и при транспортировке.

В известном процессе Коррекс для металлизации железорудного сырья используются горячие восстановительные газы, полученные при

газификации угля. Однако в этом процессе получается чугуны и требуются дополнительные агрегаты для его обесфосфоривания и обескремнивания и получения стали из чугуна.

Способ выплавки стали в замкнутом энергометаллургическом цикле [43] включает газификацию углеродосодержащих материалов в газификаторе, металлизацию железорудного сырья в восстановленном агрегате, подачу сырья и лома в электродуговую печь для последующей выплавки стали в ковше печи.

Однако недостатком этого способа является получение в газификаторе низкокалорийного генераторного газа с теплотой сгорания не более $10000\text{--}11000\text{ кДж/м}^3$, что требует для его использования в когенерационной парогазотурбинной установке добавление к этому генераторному газу природного газа. Это усложняет процесс и делает его невозможным в случае отсутствия в месте географического расположения энергометаллургического комплекса подвода природного газа.

Разработанный новый способ направлен на решение технической проблемы обеспечения работы энергометаллургического комплекса в замкнутом цикле без добавления природного газа в используемый газ при работе газотурбинной установки.

При этом достигается экономия энергетических ресурсов, а именно природного газа за счет использования высококалорийного газа полукоксования.

Данный способ выплавки стали в энергометаллургическом комплексе с использованием высококалорийного газа включает выработку электроэнергии в когенерационной парогазотурбинной установке, металлизацию рудного сырья в восстановительном агрегате, подачу металлизированного сырья в ЭДП для последующей плавки, рафинирование стали в ковше-печи, выработку кислорода в кислородной станции и его использование в электродуговой печи, применение регуляторов давления, расходов и соотношения газов.

Таким образом, разработанный способ отличается тем, что полученную в процессе смолу полукоксования отделяют и используют как товарный продукт, а полученный в процессе очистки высококалорийного газа бензин используют как товарный продукт.

Конечно, как и в способе [41], металлургической основой выплавки стали и сплавов в предлагаемом способе является шахтная печь металлизации обожженных окатышей или трубчатая вращающаяся печь для

металлизации обожженных окатышей или железорудных концентратов и дуговая электропечь переменного или постоянного тока, работающая с использованием металлизированного сырья (окатыши или железорудный концентрат) и металлического лома.

При этом работа ЭДП характеризуется следующим образом. ЭДП питают электрической мощностью от трансформатора, кроме того, предусматривают подачу кислорода от кислородной станции и газообразного топлива; в ЭДП выплавляют как углеродистые, так и легированные стали и сплавы; ЭДП работает в комплексе с ковшем-печью для получения высококачественной стали и сплавов.

Приведенные в описании значения выделяемой электрической мощности и требуемых расходов высококалорийного генераторного газа обосновываются в приводимом ниже примере реализации способа в соответствии с источниками [44]–[54] (см. разд. 3.2).

Энергетической основой предлагаемого способа являются сравнительно дешевые углеродосодержащие материалы (уголь, биомасса, отходы древесины и т. д.), подвергающиеся полукоксованию и последующей газификации в газификаторе [44]–[49].

Углеродосодержащие материалы падают в установку полукоксования, в результате чего получают высококалорийный газ, который охлаждают, очищают, повышают его давление, используют для выработки электроэнергии в парогазовой установке и частично в качестве дополнительного топлива в ЭДП. При этом получающуюся смолу используют как товарный продукт. Полученный полукокк используют в газификаторе для получения низкокалорийного генераторного (восстановительного) газа. При этом, например, применяется углекислотно-кислородное дутье. Генераторный газ используют как восстановитель в шахтной или вращающейся трубчатой печи металлизации. Металлизированные окатыши используются как исходное сырье в шихте ЭДП вместе с загрузкой металлического лома (в соотношении 1:1).

Высококалорийный газ поступает в газовую турбину, соединенную с электрическим генератором. Парогазотурбинная установка работает в смешанном когенерационном режиме. Отработанные продукты сгорания газотурбинной установки поступают в котел-утилизатор, в котором вырабатывают пар, поступающий в паровую турбину, вращающую соответствующий электрический генератор. Выработанную таким образом электрическую мощность используют в основном для

питания трансформатора ЭДП и часть электрической мощности используют для питания трансформатора ковша-печи, а часть этой мощности используют для питания электродвигателя компрессора кислородной станции.

Соотношение расходов высококалорийного газа установки полукоксования и низкокалорийного генераторного газа определяется требуемым процессом выработки электроэнергии в парогазовой установке для питания ЭДП, печи-ковша, кислородной станции, подачи высококалорийного топлива в ЭДП (для газа полукоксования) и процессом металлизации железорудного сырья в шахтной или вращающейся трубчатой печи металлизации. Это соотношение низкокалорийного генераторного газа и высококалорийного газа в соотношении с приведенными расчетами составляет $1:0,4 \div 0,5$.

1–2% вырабатываемого высококалорийного газа используют в качестве дополнительного топлива для ЭДП, а в те периоды плавки ЭДП, при которых газокислородные горелки не используют, поставляют в качестве экспортного газа.

4,5–5% пара, производимого в котле-утилизаторе, отбирают для подачи в газификатор при его работе в режиме воздушно-паровой газификации.

Предлагаемый способ реализуется с помощью установки, схема которой представлена на рис. 3.1.

Она включает установку полукоксования 1, газогенератор 2, шахтную печь металлизации 3 или трубчатую вращающуюся печь металлизации 4 (показана пунктиром), газотурбинную установку 5, котел-утилизатор 6, паровую турбину 7, электрические генераторы: газовой турбины 8, паровой турбины 9, питающий трансформатор 10, ЭДП 11, кислородную станцию 12, ковш-печь 13, электродуговую установку 14 ковша-печи, коллектор генераторного газа 15, очиститель газа низкого давления 16, охладитель газа 17 высокого давления, очиститель газа 18 высокого давления, выход смолы 19, регулятор расхода высококалорийного газа, направляемого в парогазотурбинную установку 20, регулятор 21 расхода генераторного газа, направляемого в шахтную печь (трубчатую вращающуюся печь), регулятор 22 соотношения расходов высококалорийного газа, направляемого в парогазотурбинную установку генераторного газа, направленного в шахтную печь (трубчатую вращающуюся печь), подачу в установку полукоксования углеродосодержащих материалов 23, продуктов сгорания из котла-ути-

лизатора 24, подачу в газификатор кислорода 25, воздуха 26, пара 27, полукокса 28 из установки полукоксования, выдачу из установки полукоксования высококалорийного энергетического газа 29 высокого давления, выдачу из газогенератора восстановительного газа 30 низкого давления, золы 31, подачу: охлажденного энергетического газа 32 в очиститель, очищенного энергетического газа высокого давления 33 в газовую турбину, выдачу излишнего энергетического газа 34 в экспортную сеть, подачу отходящих газов газовой турбины 35 в котел-утилизатор, подачу химочищенной воды 36 в котел-утилизатор, выдачу из котла-утилизатора 37 отходящих газов и пара 38 высокого давления, связь 39 газовой турбины 5 с электрогенератором 8, связь 40 паровой турбины 7 с электрогенератором 9, выдачу электроэнергии 41 и 42 газового электрогенератора 8 и парового электрогенератора 9 соответственно на трансформатор ЭДП 10, подачу электроэнергии 43 также на кислородную станцию 12, подачу части пара 27 котла-утилизатора 5 в газификатор 1, выдачу из трансформатора 9 электрической мощности 44 на ЭДП 10 и 45 на электродуговую установку ковша-печи, подачу в шахтную печь 3 восстановительного газа низкого давления 46, обожженных окатышей 47; выдачу из шахтной печи металлизации 3 металлизированных окатышей 50, колошниковых газов 48, подачу в трубчатую вращающуюся печь металлизации 4 (как вариант) восстановительного газа 46, угля 47, окисленных окатышей или железорудного концентрата 49, выдачу из трубчатой вращающейся печи металлизации 4 металлизированных окатышей или металлизированного железорудного концентрата 48, подачу в кислородную станцию 12 электроэнергии 43, выдачу из кислородной станции 12 кислорода 51, подачу в ЭДП металлизированных окатышей или металлизированного железорудного концентрата 50, металлического лома 53, электроэнергии 44, кислорода 51, экспортного газа 52, выдачу из ЭДП: металла в ковш-печь 54 и шлака 55, выдачу из ковша-печи металла 56.

Разработанное устройство работает следующим образом.

В установку полукоксования 1 подают углеродосодержащие материалы (уголь, биомасса и т. п.) 23 и углекислотно-кислородное дутье 24, получаемая смола 19 выводится как товарный продукт. Получаемый в установке полукоксования полукокс поступает в газификатор 2. В газификаторе 2 подается воздух 26, кислород 25 и пар 27. В нижней части газификатора отводится зола 31.

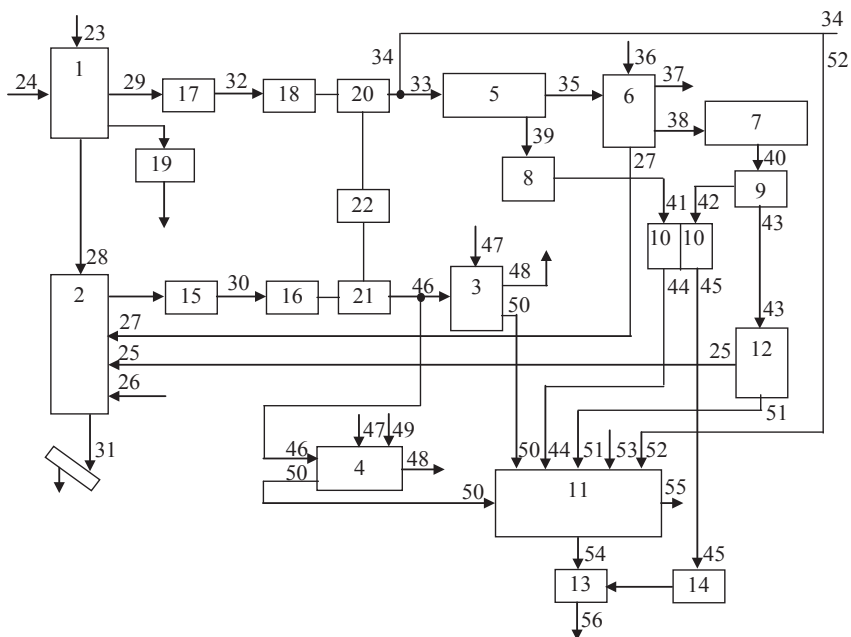


Рис. 3.1. Схема, иллюстрирующая способ выплавки стали в энергометаллургическом цикле с использованием высококалорийного газа

Полученный охлажденный очищенный в установке полукоксования высококалорийный газ сжимается компрессором газовой турбины (до 4,0 МПа). Это давление поддерживается компрессором и регулятором давления и расхода 20. Генераторный газ имеет низкое давление (до 0,2 МПа) и его давление и расход поддерживается регулятором давления и расхода 21. Требуемое соотношение этих расходов поддерживается регулятором соотношения 22.

Энергетический газ 29 охлаждают в охладителе 17, охлажденный газ 32 поступает в очиститель 18 и через компрессор, регулятор давления и расхода 20 газ 33 направляют на газовую турбину 5; 1–2% энергетического газа используют в качестве экспортного газа 34. Отходящие газы 35 газовой турбины подают в котел-утилизатор 6, который запитывают химочищенной водой 36. Получаемый в котле-утилизаторе 6 пар 38 высокого давления направляют в паровую турбину 6. При этом 5% пара 27 котла-утилизатора 6 направляют в газификатор 1.

Электрическую энергию, вырабатываемую электрогенераторами: газовой 8 и паровой 9 турбинами, направляют электроэнергию 41 и 42: на трансформатор ЭДП 10, 43 — на кислородную станцию 12. От трансформатора 10 электроэнергию 44 направляют на ЭДП 11 и электроэнергию 45 — на электродуговую установку 14 ковша-печи 13.

Горячий (с температурой 800–850 °С генераторный газ низкого давления) восстановительный газ 30 охлаждают и направляют в сероочиститель 16 и через регулятор давления и расхода 21, далее охлажденный газ 46 поступает в шахтную печь металлизации 3 или в трубчатую вращающуюся печь 4. В шахтную печь металлизации 3 подают обожженные окатыши 47 и из печи выдают металлизированные окатыши 50.

Как вариант, в трубчатую вращательную печь 4 подают уголь 47 и обожженные окатыши или железорудный концентрат 49 и из печи выдают металлизированные окатыши или железорудный концентрат 50. В ЭДП 11 подают металлизированные окатыши 50 шахтной печи 3 или металлизированные окатыши, или металлизированный железорудный концентрат 50 трубчатой вращающейся печи 4 (в соотношении к металлической части шахты 30–40 %), металлический лом 53, кислород 51 кислородной станции 12, экспортный газ 52. Из ЭДП 11 выплавленную сталь 54 подают в ковш-печь 13 связанного с электродуговой установкой 14 ковша-печи 13. Готовую сталь выдают из ковша-печи 13 на разливку 56.

3.2. Расчетные соотношения

В качестве примера приведены количественные соотношения и характеристики реализации предлагаемого способа выплавки стали в замкнутом энергометаллургическом цикле. Эти характеристики оценены как удельные показатели — на 1 т емкости ЭДП (или при выходе годного металла 100 % — на 1 т выплавляемой стали) [46]; [48]; [54]. Расчеты проведены на максимальную (пиковую) требуемую мощность всей установки, с учетом того, что ЭДП в разные периоды плавки потребляет различную электрическую мощность.

По данным, приведенным в [52]; [53], связь мощности трансформатора ЭДП $N_{\text{Тр}}$ и ее емкости $M_{\text{Эд}}$ определится соотношением

$$N_{\text{ТР}} = (0,6 \div 0,8)M_{\text{ЭД}} \text{ МВт}, \quad (3.1)$$

т. е. удельная мощность составляет $(0,6 \div 0,8)$ МВт на 1 т емкости ЭДП.

Расход металлизированных окатышей (концентрата) $G_{\text{ок}}$ составит [42]; [44]

$$G_{\text{ок}} = (0,3 \div 0,4) M_{\text{ЭД}}, \quad (3.2)$$

Удельный расход восстановительного газа для металлизации $V_{\text{м.г}}$ составляет $V_{\text{м.г}} = 1700\text{--}1800 \text{ м}^3/\text{т}$ металлизированных окатышей [43], т. е.

$$V_{\text{м.г}} = (1700 \div 1800) \text{ м}^3 \cdot G_{\text{ок}}. \quad (3.3)$$

Тогда из соотношений (3.1), (3.2) максимальный удельный расход восстановительного газа для металлизации составит

$$v_{\text{н.г}} = 576 \text{ м}^3/\text{т} \text{ емкости ЭДП.}$$

Коэффициент полезного действия парогазотурбинных установок находится на уровне КПД = 50 % [50].

Определим тепловую мощность по высококалорийному газу, требуемую для работы парогазотурбинной установки, исходя из соотношения (3.1) и КПД = 50 % = 0,5:

$$N_{\text{в.г}} = 0,8/0,5 = 1,6 \text{ МВт на 1 т емкости ЭДП.}$$

Тепловая мощность при использовании топлива равна

$$N_{\text{в.г}} = B_{\text{в.г}} (Q_{\text{н}}^{\text{п}})_{\text{в.г}}, \quad (3.4)$$

где $B_{\text{в.г}}$ — расход высококалорийного газа, $\text{м}^3/\text{с}$; $(Q_{\text{н}}^{\text{п}})_{\text{в.г}}$ — низшая рабочая теплота сгорания высококалорийного газа.

Теплота сгорания высококалорийного газа зависит от используемого топлива [43; 47]. Например, при применении бурого угля теплота сгорания составит $29000 \text{ кДж}/\text{м}^3$.

При известной теплоте сгорания высококалорийного газа из формулы (3.4) его расход определится по соотношению

$$B_{\text{в.г}} = N_{\text{в.г}} / (Q_{\text{н}}^{\text{п}})_{\text{в.г}}. \quad (3.5)$$

Для рассмотренного примера по $(Q_{\text{н}}^{\text{п}})_{\text{в.г}} = 29000 \text{ кДж}/\text{м}^3$ $N_{\text{в.г}} = 1,6 \text{ МВт} = 1600 \text{ кВт}$

$$B_{\text{в.г}} = 1600/29000 = 0,055 \text{ м}^3 \text{ на т емкости ЭДП.}$$

Удельный расход высококалорийного газа в этом случае зависит от времени плавки в ЭДП $\tau_{\text{пл}}$

$$B'_{\text{в.г}} = B_{\text{в.г}} \tau_{\text{пл}} \quad (3.6)$$

Так, при $\tau_{\text{пл}} = 1 \text{ ч} = 3600 \text{ с}$ получено

$$B'_{\text{в.г}} = 0,055 \cdot 3600 = 198,0 \text{ м}^3 \text{ на т емкости ЭДП.}$$

На основании определенных удельных расходов (за час) энергетического высококалорийного газа на выработку электрической энергии для питания трансформатора ЭДП и восстановительного газа на процесс металлизации их соотношение составит

$$M_{\text{э.т}} = B_{\text{в.г}}/V_{\text{м.г}} \quad (3.7)$$

Для данного примера величина $M_{\text{э.т}}$ равна

$$M_{\text{э.т}} = 198/576 = 0,344.$$

При использовании мощности парогазотурбинной установки для питания электродуговой установки ковша-печи величина $B_{\text{в.г}}$ увеличивается на 10–15 % [53], и в этом случае требуемый удельный расход высококалорийного газа составит

$$B_{\text{в.г}} = (1,1-1,15) B_{\text{в.г}} \quad (3.8)$$

Для дополнительного электропитания кислородной станции при энергоемкости получения кислорода $\Theta_{\text{к}} = 240,1 \text{ кг у. т./1000 м}^3$ $Q_{\text{г}} = 1680,7 \text{ ккал/м}^3 = 7042,1 \text{ кДж/м}^3$ и среднем расходе кислорода $30 \text{ м}^3/\text{т}$ стали [53] получаем при КПД = 0,5 парогазотурбинной установки дополнительный требуемый расход высококалорийного газа

$$\Delta_{\text{вв.г}} = 40,8 \text{ м}^3/\text{т емкости ЭДП,}$$

что составит 20,6 от величины $B_{\text{в.г}}$, т. е. в этом случае расход высококалорийного газа

$$B''_{\text{в.г}} = 1,2 B_{\text{в.г}} \quad (3.9)$$

Таким образом, суммарный требуемый расход высококалорийного газа (на ЭДП, электродуговую установку ковша-печи и кислородную станцию) составит

$$B_{\text{в.г}}^{\circ} = (1,3-1,38) B_{\text{в.г}} \quad (3.10)$$

В рассматриваемом примере, исходя из максимальных значений расходов, получено

$$B_{\text{в.г}}^{\circ} = 1,4 \cdot 198,0 = 277,1 \text{ м}^3 \text{ на т емкости ЭДП.}$$

При использовании части высококалорийного газа в качестве дополнительного топлива в ЭДП при расходе $5 \text{ м}^3/\text{т}$ его расход дополнительно увеличивают на величину 1% от величины $B_{\text{в.г}}^{\circ}$. В отдельные периоды плавки этот расход может быть увеличен до 2% .

Таким образом, максимальный для данной установки расход высококалорийного газа составит

$$B_{\text{в.г}}^{\Sigma} = 1,4 B_{\text{в.г}}^{\circ} \quad (3.11)$$

Для рассматриваемого примера

$$B_{\text{в.г}}^{\Sigma} = 1,4 \cdot 198 = 277,2 \text{ м}^3 \text{ на т емкости ЭДП.}$$

В этом случае соотношение удельных расходов энергетического и восстановительного газов составит

$$M_{\text{э.г}}^{\Sigma} = \frac{B_{\text{в.г}}^{\Sigma}}{\nu_{\text{м.г}}}. \quad (3.12)$$

Для рассматриваемого примера это соотношение составит

$$M_{\text{э.г}}^{\Sigma} = \frac{277,2}{576} = 0,481.$$

Таким образом, соотношение потоков газов восстановительного и энергетического принимаем при условии некоторого разброса исходных данных расчета как $1:0,4 \div 0,5$.

Вычислим расход энергетического угля для получения 277 м^3 высококалорийного газа с учетом удельного расхода энергетического угля $0,4-0,5 \text{ кг/см}^3$ [5]:

$$g_{\text{уг}} = 0,5 \cdot 277 = 138,5 \text{ кг/т емкости ЭДП} = 0,1385 \text{ т/т емкости ЭДП.}$$

Для подачи восстановительного газа в шахтную печь или вращающуюся трубчатую печь используют неохлажденный генераторный газ с температурой $800-850 \text{ }^{\circ}\text{C}$ и давлением $0,15 \text{ МПа}$ [42], [44] [45]. Для по-

дачи энергетического газа в газовую турбину парогазотурбинной установки вырабатывают генераторный газ с давлением до 4 МПа [44]; [50].

Удельный расход пара высокого давления на паровую турбину при соотношении электрических мощностей паровой и газовой турбин $n_{\text{пр}} = N_{\text{п}}/N = 0,3$ и расходе пара $d_{\text{пар}} = 5$ кг/с 1 МВт [50] составит на 1 т стали при $N_{\text{тр}} = 1,6$ МВт/т

$$G_{\text{пар}} = N_{\text{г.г}} \cdot d_{\text{пар}} / (1 + n_{\text{пр}}). \quad (3.13)$$

Тогда

$$G_{\text{пар}} = 1,6 \cdot 5 / (1 + 0,3) = 6,15 \text{ кг на т емкости ЭДП.}$$

При времени плавки $\tau_{\text{пл}} = 1 \text{ ч} = 3600$ расход пара на паровую турбину составит

$$\begin{aligned} g_{\text{пар}} &= G_{\text{пар}} \cdot \tau_{\text{пл}} = 6,15 \cdot 3600 = 22150 \text{ кг/т емкости ЭДП} = \\ &= 22,15 \text{ т/т емкости ЭДП.} \end{aligned}$$

При этом на газификатор дополнительно отбирают пар из котла-утилизатора

$$g'_{\text{пар}} = 0,15 B_{\text{г.г}}^{\Sigma} \cdot \rho_{\text{пар}} \text{ кг/т емкости ЭДП,}$$

где $\rho_{\text{пар}}$ — плотность пара (при $T = 400$ °С и $P = 4$ МН/м², $\rho = 10$ кг/м³) [54], т. е. величина

$$g'_{\text{пар}} = 0,15 \cdot 731,8 \cdot 10 = 1098 \text{ кг} = 1,11 \text{ т/т емкости ЭДП}$$

или 5 % от расхода пара на паровую турбину и 4,5 % от общего расхода.

Таким образом, общий требуемый расход пара, вырабатываемого в котле-утилизаторе, составит

$$g_{\text{пар}} + g'_{\text{пар}} = 22,15 + 1,1 = 23,25.$$

Исходя из этих параметров рассчитывают по известной методике поверхность нагрева котла-утилизатора и выбирается его тип [1–5].

Так как приведенные расчеты проведены на удельные расходы газов, то соответствующие расходы на ЭДП получают умножением соответствующих удельных показателей на емкость рассматриваемых ЭДП.

Эффективность данного способа, прежде всего, определяется разницей в КПД производства электроэнергии из централизованного источника КПД $\sim 0,25$ и в автономном цикле с использованием парогазотурбинной установки с КПД = 0,5.

В данном способе, как для получения электроэнергии, так и для обеспечения восстановительного процесса и использования дополнительного топлива в ЭДП, а также для получения пара для работы в газификаторе используют дешевое углеродосодержащее топливо. Достигают также высокую безотходность производства с использованием всех первичных и производных энергоносителей в едином автономном цикле со значительной экономией первичного топлива на производство электроэнергии. Соответственно снижается эмиссия вредных и парниковых газов.

Тогда при рассчитанном соотношении энергетического и восстановительного газа $M_{э,т}^{\Sigma} = 0,481$ экономия первичного топлива на производство электроэнергии в предлагаемом способе составит

$$\frac{M_{э,т}^{\Sigma}}{M_{э,т}^{\Sigma} + 1} \cdot \frac{0,5}{0,25} \cdot 100 = \frac{0,481}{0,481 + 1} \cdot \frac{0,5}{0,25} \cdot 100 = 112 \%$$

Соответственно снизится расход парниковых и вредных выбросов.

Глава 4.

Анализ устройств и методов управления при дроблении рудных материалов

Данная глава построена на материалах магистерской диссертации Цогтбаатара Одхуу¹, выполненной под руководством В. Г. Лисиенко, а также статьи Ю. Н. Чеснокова, В. Г. Лисиенко и А. В. Лаптевой [55].

Проводились консультации с отделом дробления ПАО «Уралмашзавод», а также использовались данные [56], [57]. В работах [58] — [61] были подробно описаны методы бесконтактного определения размеров рудных окатышей и дробленой руды, в частности с помощью разработанного гранулометра.

В данной главе приведен анализ дробилок рудных материалов с позиции оценки существующих методов управления размерами (гранулометрического состава) дробленой руды и возможностями усовершенствования этих методов. Кратко рассмотрены конструкции и усовершенствования конусных дробилок на примере ПАО «Уралмашзавод».

4.1. Некоторые данные о конусных дробилках

На горно-обогажительных комбинатах горная порода с использованием взрывных работ, струй воды, экскаваторов превращается в крупные куски породы. Эти куски горной массы из карьера (при откры-

¹Цогтбаатар Одхуу. Разработка системы контроля и регулирования размеров дробленой руды в условиях предприятия «ЭРДЭНЭТ»: магистерская диссертация. Екатеринбург, 2017.— 83 с.

той разработке) самосвалами большой грузоподъемности перемещают в отделение первичного дробления. При первичном дроблении широко используются щековые дробилки или специальные конусные дробилки, которые менее пригодны для дробления крупных фракций. Первичные дробилки должны иметь высокую надежность, так как их работа определяет эффективность функционирования всего горно-перерабатывающего предприятия в целом.

Щековые дробилки [33] имеют неподвижную и подвижную поверхности, так называемые щеки из прочного сплава. Зазор между ними изменяется за счет качания подвижной щеки. Крупные куски измельчаемого материала, попадая при сближении щек (рабочий ход) в рабочее пространство между щеками, дробятся при приближении подвижной щеки к неподвижной на более мелкие. Во время отвода подвижной щеки от неподвижной (холостой ход) уже измельченные куски материала падают вниз, а более крупные куски, находящиеся выше, перемещаются на освободившееся место и повторно измельчаются при следующем приближении подвижной щеки. Крупный материал поступает в дробилку сверху и проскальзывает в пространство между щеками.

Регулируя ширину зазора между щеками и частоту их сближения, можно изменять конечную крупность зерен материала и расход измельчаемого продукта. Изменяя размер нижней (рабочей или разгрузочной) щели, можно изменять размер гранул измельчаемого материала. Изменение ширины рабочей щели выполняется двумя способами: механическим и гидравлическим. Для регулирования ширины рабочей щели применяются два клина, скошенные грани которых соприкасаются. При их взаимном передвижении наружные грани изменяют свое положение, уменьшая или увеличивая размер разгрузочной щели. В случае применения гидравлического способа изменения этой ширины возможно автоматизировать процесс регулирования крупности получаемого дробимого материала.

Отбор малых и средних фракций перед первичным дроблением производится на вибропитателях. После отбойки карьерной мелочи данный продукт подается на стадию вторичного дробления совместно с дробленным материалом из щековой дробилки. Оборудование отделений первичного дробления с устройствами предварительного отбора мелочи вполне соответствует современным технологическим требованиям производства качественного дробленого материала.

Для вторичного дробления на подавляющем большинстве отечественных дробильных заводов применяют в основном конусные дробилки. В этих машинах дробление куска материала происходит непосредственно сдавливанием между поверхностями конусов.

Для третичного дробления также используются конусные дробилки (например, КМД-1750 либо КМД-2200 [56]) для получения щебня мелких фракций от 3 до 20 мм.

Конусные дробилки [33, 56] — это высокопроизводительные машины. В отличие от щековых дробилок у них нет холостого хода, т. е. процесс дробления в них происходит непрерывно между двумя конусами. По этим причинам они широко используются при переработке различных горных пород на всех стадиях дробления. Различают конусные дробилки для крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления.

Дробилки ККД имеют большую ширину приемного отверстия и могут принимать куски горной породы размером 400–1200 мм, имеют выходную щель 75–300 мм и производительность 150–2300 м³/ч. Такие дробилки должны обладать высокой прочностью. По этой причине они и характеризуются значительной массой и размерами. Например, конусная дробилка с шириной загрузочного отверстия 1600 мм, производительностью 3000–3500 т/ч, имеет вес 430 т, вес дробящего конуса 100 т, высота дробилки 11 м, наружный диаметр траверсы 6,1 м. Привод дробилки включает электродвигатель мощностью 440 кВт, гидромуфту и понизительный редуктор.

В России по ширине приемного отверстия выпускается следующий ряд дробилок ККД: 500, 900, 1200, 1500 мм. Дробилки КСД и КМД выпускаются с диаметром основания подвижного конуса размером 600, 900 мм (КСД); 1200, 1750, 2200 мм (КСД и КМД). В дробилки КСД загружают куски размером 60–300 мм. На выходе получают гранулы размером 12–60 мм. Их производительность составляет 12–580 м³/ч.

Дробилки КМД с разгрузочной (рабочей) щелью размером 3–15 мм допускают загрузку кусков размером 35–100 мм. Их производительность составляет 12–220 м³/ч.

Камера дробления конусных дробилок, где материал разрушается, образована двумя коническими поверхностями: внешней (неподвижной) и внутренней (подвижной). В нижней части неподвижного конуса образуется рабочая (разгрузочная) щель между конусами, через которую выходит раздробленный материал. Его размер зависит от вза-

имного расположения обоих конусов — ширины рабочей щели. Руда между конусами раздавливается о броню конусов и сыплется из рабочей щели.

Для сохранения размеров конусов их конусные поверхности покрыты броней — твердой сталью. Однако, броня в процессе работы изнашивается, что приводит к увеличению рабочей щели и кусков дробленой руды. Для регулирования размера рабочей щели изменяют по высоте положение верхнего конуса или нижнего.

Подвижный конус закреплен на валу, нижний конец которого вставлен в эксцентриковую втулку так, что ось вала образует с осью вращения (осью дробилки) некоторый угол, называемый углом прецессии. У дробилок крупного дробления вал подвижного конуса дополнительно шарнирно крепится сверху к траверсе.

Подвижный конус дробилок КСД и КМД (так называемых дробилок с консольным валом, так как его конус не имеет верхнего крепления) опирается на сферический подпятник. Эксцентриковая втулка вращается от приводного устройства и подвижный конус получает качательное (гирационное) движение. У дробилок ККД центр качания находится наверху в точке подвеса, у дробилок с консольным валом он также находится наверху в точке пересечения оси вала и оси дробилки.

Ось вала дробилки описывает коническую поверхность, при этом образующие поверхности подвижного конуса поочередно приближаются к неподвижному конусу, а затем удаляются от него. Благодаря этому осуществляется непрерывное дробление материала.

Однако подвижный конус совершает более сложное движение. При некоторых условиях конус будет вовлечён во вращение вокруг своей оси в том же направлении, в котором вращается эксцентриковая втулка. Такое вращение подвижного конуса вокруг своей оси нежелательное явление, поэтому в ряде конструкций конусных дробилок предусмотрены специальные тормозные устройства, препятствующие вовлечению подвижного конуса во вращение.

Таким образом, камера дробления образована двумя коническими поверхностями с направленными в противоположные стороны вершинами. Благодаря такой схеме и малым углам у вершин конусов обеспечивается большее расстояние между дробящими конусами сверху у загрузочного отверстия при необходимом угле захвата и тем самым обеспечивается возможность приема и дробления крупных кусков материала.

На массивную станину дробилки крепится корпус, состоящий из двух частей: нижней и верхней. В центре нижней части станины расположен стакан эксцентрика, в который вставлена эксцентриковая втулка. Эксцентриковая втулка имеет наклонное отверстие, эксцентричное относительно вертикальной оси дробилки. В эту расточку вставляется нижний конец главного вала подвижного конуса, верхний конец которого у конусных дробилок крупного дробления шарнирно крепится в узле подвески.

С эксцентриковой втулкой связана коническая шестерня, которая находится в зацеплении с конической шестерней приводного вала. При вращении этой втулки от привода дробилки нижний конус совершает прецессионные движения. Эксцентриковый узел — это наиболее напряженная часть дробилки. Он воспринимает значительные нагрузки.

Нагрузки от массы втулки и приводной шестерни воспринимаются подпятником в эксцентриковом узле, состоящим из стальных и бронзовых колец, вращающихся под действием сил трения в масляной ванне. Находят применение дробилки с подшипниковыми узлами. Горизонтальные составляющие сил, действующих в эксцентриковом узле, вызывают соответствующие реакции в нем. Они значительны, поэтому эксцентриковый узел работает в напряженных условиях, опорные поверхности узла (бронзовые втулки) изнашиваются и подлежат замене при капитальных ремонтах машины.

Большой сферический подпятник дробящего конуса обеспечивает устойчивую (без «вращения вокруг собственной оси») кинематику конуса в различных режимах. При этом обеспечивается высокая надежность и долговечность подшипников дробилки [56].

Вверху вала подвижного конуса может располагаться гидравлическая опора. В этом случае в дробилке имеется многоплунжерный гидравлический блок и подвижный стакан верхней подвески вала дробящего конуса, которые расположены в траверсе дробилки.

Применение конструкций гидравлических опор верхнего и нижнего расположения имеет свои преимущества и недостатки. При верхней опоре обеспечивается удобство монтажа и обслуживания узла опоры, но ухудшаются условия питания дробилки из-за увеличенных габаритных размеров средней части траверсы. При этом несколько усложняется конструкция дробилки. Нижнее расположение опоры значительно затрудняет ее обслуживание.

В верхней части станины имеется фланец, на который устанавливается опорное кольцо. Кольцо прижимается к фланцу станины при помощи пружин, равномерно расположенных по окружности кольца. Пружины сжимаются при появлении в камере дробления недробимого материала, например зуба от ковша экскаватора. При этом корпус неподвижного конуса поднимается, ширина рабочей щели увеличивается и недробимый материал выпадает.

На внутренней цилиндрической поверхности опорного кольца имеется резьба, в которую ввинчивается корпус неподвижного конуса. Вращая этот корпус, можно изменять высоту расположения верхнего конуса относительно дробящего, что ведет к изменению ширины рабочей щели, а следовательно, размеру дробимого материала. Во время процесса дробления этот корпус должен быть надежно зафиксирован. В противном случае от вибраций дробилки будет самопроизвольно изменяться ширина рабочей щели. Изменение рабочей щели возможно лишь при холостом ходе дробилки или при полной ее остановке и при пустой камере дробления. Вращение корпуса неподвижного конуса возможно вручную, гидравлическими храповыми механизмами и др.

Размер разгрузочной щели дробилки определялся перед каждым опробованием свинцовыми отпечатками, прожатыми в камере дробления в четырех точках с шагом в 90 градусов, как средняя величина по четырем измерениям. Регулировка разгрузочной щели производится с помощью автоматизированной системы регулирования щели.

Детали и узлы конусных дробилок работают в тяжелых условиях. В этой связи им необходима система жидкой циркуляционной смазки для обеспечения их надежности. Масло под давлением подается насосом в нижнюю часть эксцентрикового стакана, смазывает подпятник и поднимается по зазорам между трущимися поверхностями эксцентрикового узла, обильно смазывая их. Масло также поступает в осевое отверстие вала подвижного конуса и далее к сферическому подпятнику по радиальному каналу. Затем масло сливается на конические шестерни, смазывает их и по сливной трубке поступает в бак-отстойник. В отстойнике есть электронагреватели для подогрева масла в холодное время года. Масляная система имеет приборы, регистрирующие расход масла, его давление и температуру. Если показатели отклонились от заданных для нормального режима работы, привод дробилки отключается.

Дробилки имеют локальные автоматизированные системы управления главным и вспомогательными приводами, которые интегрируются в АСУ ТП фабрики, как системы нижнего (базового) уровня автоматизации. В них может устанавливаться система диагностики, с помощью которой контролируется правильность режима эксплуатации узлов и деталей дробилок с применением специальных датчиков, обеспечивающих непрерывный контроль состояния наиболее ответственных систем машины:

- двигателя главного привода — по загрузке;
- подшипниковых узлов — по температуре в различных точках;
- амортизации — по «срабатыванию» пакетов пружин;
- загрузки — по контролю уровня подаваемого в дробилку материала;
- трансмиссии — по фиксации обрыва муфты главного привода;
- смазочной — по количеству и температуре подаваемого в дробилку масла.

Конструкция дробилок, их узлов и систем разрабатывается с учетом обеспечения стабильной минимальной крупности дробленого продукта, высокой производительности и надежности.

Главная задача при проектировании конусных дробилок крупного дробления состоит в создании дробилок в специальном исполнении, которое позволяет решать специфические задачи Заказчика. Примеры таких дробилок [56]:

- конусная дробилка 1500, способная дробить особо прочные, трудно дробимые материалы, имеет усиленный эксцентрик, корпусные детали и увеличенный в 2–3 раза ресурс работы;
- конусная дробилка 1500, предназначена для дробления льдистых и глинистых руд и способна успешно эксплуатироваться при дроблении алмазосодержащих руд;
- конусная дробилка 1500, обеспечивает повышенную степень дробления и получение грансостава крупностью не более 200 мм;
- дробилки, дополнительно уравновешенные, предназначены для работы в комплексах внутрикарьерного дробления с производительностью до 20 млн т в год с верхней гидравлической опорой дробящего конуса».

Выбор конусной дробилки зависит от свойств дробимого материала. По этому параметру перечислим следующие виды дробилок:

- с уменьшенным эксцентриситетом и увеличенной мощностью для вязких труднодробимых материалов;

- высокопроизводительные дробилки для работы на увеличенных разгрузочных щелях для железоперерабатывающих предприятий;
- с уменьшенным числом качаний дробящего конуса для РУПП «Гранит» (Беларусь).
- для железных и цветных руд в трехстадиальных схемах, оснащенных механическим уплотнением, реверсивным механизмом поворота;
- для труднодробимых железных руд с усиленными корпусными деталями;
- с камерой дробления, разрушающей материал «в слое», — эксплуатируется для получения кубовидного щебня;
- с увеличенным ресурсом эксцентрикового узла и увеличенным усилием фиксации резьбы — для железных и других типов руд;
- интеллектуальная дробилка для железных и других руд с зубчатым реверсивным механизмом регулирования щели и специальной камерой дробления.

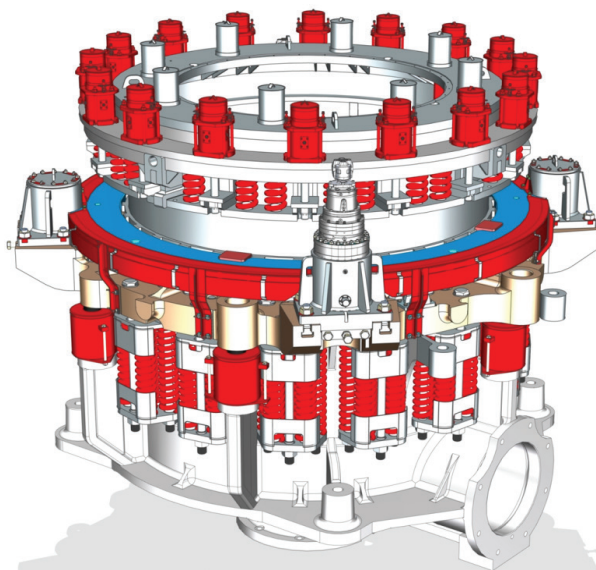


Рис. 4.1. Дробилка КСД(КМД)-2200Т1-Д1М с зубчатым реверсивным механизмом регулирования щели

Снижение крупности дробленого продукта является важной задачей в технологии дробления рудных материалов, так как ее решение позволяет сократить удельные энергетические затраты в последующих процессах измельчений. По этому поводу отмечено [56]: «В настоящее время Уралмашзавод имеет положительный опыт решения задач по снижению крупности на следующих новых дробилках:

КМД-2200 Т1-ДМ работают в ОАО «Учалинский ГОК». Технологические испытания в 2016 году показали результат: продукт «-16 мм» 92% в трехстадиальной схеме дробления в открытом цикле.

КМД-2200 Т6-Д сконструированы для работы в 4-стадиальных схемах дробления и получения в открытом цикле продукта 90% «-16 мм» (в зависимости от характеристик перерабатываемого материала). Эти машины работают в ПАО «Михайловский ГОК», Северный ГОК, Южный ГОК, Ингулецкий ГОК (Украина)».

Уралмашзавод разработал интеллектуальные дробилки, которые способны адаптироваться к новым условиям, анализировать рабочие параметры и управлять режимом своих систем. Они оборудованы набором взаимодействующих систем:

- контроля уровня загрузки камеры дробления;
- контроля амортизации опорного кольца дробилки;
- контроля потребляемой мощности главного привода дробилки;
- установки и поддержания заданного размера разгрузочной щели на базе зубчатого реверсивного механизма поворота.

Система установки и поддержания заданного размера разгрузочной щели включает в себя:

- 1) зубчатый реверсивный механизм поворота верхнего дробящего конуса;
- 2) механизм фиксации регулирующего зубчатого кольца;
- 3) систему гидропривода механизмов поворота и фиксации.

Пример реализации механизма изменения рабочей щели приведен в [56]: «Зубчатый реверсивный механизм поворота состоит из приводных блоков, установленных на опорном кольце, шестерни которых приводят во вращение зубчатое колесо, связанное шпонками с кожухом механизма поворота (рис. 4.2). Каждый приводной блок в свою очередь состоит из гидромотора, нормально замкнутого тормоза, планетарного редуктора и вала-шестерни.

Система установки и поддержания заданного размера разгрузочной щели дробилки производит следующие операции:

- 1) периодическую калибровку разгрузочной щели до заданной величины (с отсчётом щели от «0») или по команде оператора;
- 2) периодическую подтяжку разгрузочной щели на заданную величину (без отсчёта щели от «0»);
- 3) подсчет остаточной толщины брони до замены;
- 4) учёт ресурса работы брони».

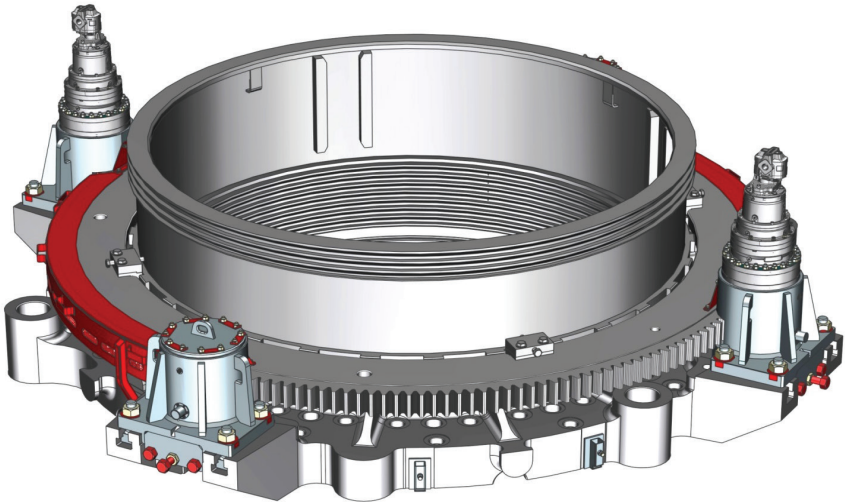


Рис. 4.2. Зубчатый реверсивный механизм регулирования щели дробилки

Из вышеизложенного можно составить алгоритм задания размера рабочей щели дробилки изменением положения верхнего конуса по вертикали:

- остановить питающий конвейер;
- освободить камеру дробления от рудных обломков;
- расфиксировать зубчатый венец верхнего конуса;
- вращать зубчатый венец гидромоторами до момента упора верхнего конуса в нижний — установить нулевую точку отсчета;
- вращать зубчатый венец гидромотором в противоположную сторону, т. е. поднять верхний конус от нулевой точки отсчета на требуемую величину;
- зафиксировать зубчатый венец верхнего конуса;
- включить подающий конвейер.

Как следует из перечисленных пунктов, сделать непрерывную САР рабочей щели для такой дробилки невозможно. Процесс дробления останавливается на время изменения ширины рабочей щели. После окончания процесса установки требуемого размера рабочей щели возможно потребуется оценить ее размер с применением свинцовых шариков.

Уточним существующие методы для изменения размера рабочей щели у конусных дробилок²:

- вращение регулирующего кольца 4 по резьбе опорного кольца 8 (рис. 4.3);

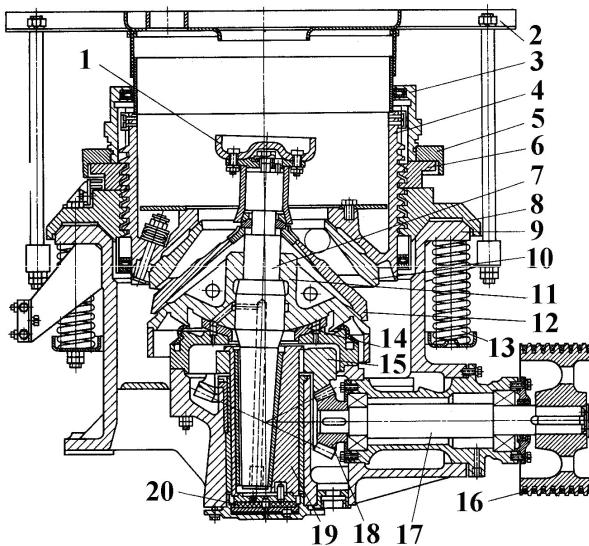


Рис. 4.3. Изменение размера щели поворотом регулирующего кольца:

1 — узел дробящего конуса, 2 — плита распределения питания, 3 — верхнее установочное кольцо, 4 — неподвижный конус, 5 — установочное кольцо, 6 — контргайка, 7 — вал дробящего конуса, 8 — опорное кольцо, 9 — верхняя часть станины, 10 — сменная футеровка внутренней поверхности неподвижного конуса, 11 — дробящий конус, 12 — броня дробящего конуса, 13 — прижимные винтовые пружины, 14 — опорная чаша, 15 — шестерня нижнего конуса, 16 — шкив приводного вала, 17 — приводной вал, 18 — шестерня приводного вала, 19 — эксцентрик, 20 — подпятник

² Сиденко П. М. Измельчение в химической промышленности — М.: Химия, 1977. — 368 с.

- вертикальное перемещение опорного кольца верхнего конуса с помощью гидроцилиндра;
- вертикальное перемещение нижнего конуса с помощью гидроцилиндра, установленного под конусом (см. рис. 4.4);
- вертикальное перемещение нижнего конуса с помощью гидроцилиндра, установленного на консоли над конусом.

На рис. 4.3 показана установка на верхнюю часть станины 9 опорного кольца 8, прижимаемого к станине винтовыми пружинами 13, расположенными равномерно по окружности. На внутренней части кольца нарезана резьба, в которую ввинчивается неподвижный конус 4. Для его фиксации служит контргайка 6. Данная конструкция допускает изменение рабочей щели только вручную.

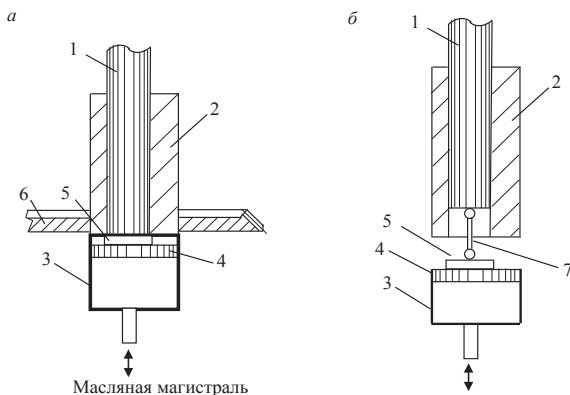


Рис. 4.4. Изменение рабочей щели гидравлическим цилиндром, воздействующим на нижний конус:

а — с подпятником трения; *б* — с пестом; 1 — главный вал дробящего конуса, 2 — эксцентриковый стакан, 3 — гидроцилиндр, 4 — поршень, 5 — подпятник, 6 — зубчатое колесо, 7 — опорный вал (пест)

Применение гидроцилиндра позволяет изменять взаимные расположения верхнего и нижнего дробящих конусов без прекращения процесса дробления. Хотя некоторые специалисты считают это не желательным, но в случае малых взаимных перемещений конусов такой процесс возможен. В зарубежных конусных дробилках такой режим регулирования рабочей щели практикуется. Однако, гидравлические системы из-за утечек масла в их соединениях не могут обеспечить стабилизацию заданного положения дробящего конуса.

В этой связи становится актуальной задача регулирования разгрузочной щели конусной дробилки. Проблема заключается в необходимости измерения размеров гранул на выходе конусной дробилки (грансостава). Здесь описаны принципы построения системы автоматического регулирования разгрузочной щели конусных дробилок с применением бесконтактных датчиков грансостава.

Структурная схема замкнутой системы автоматического регулирования размера рабочей щели представлена на рис. 4.5.

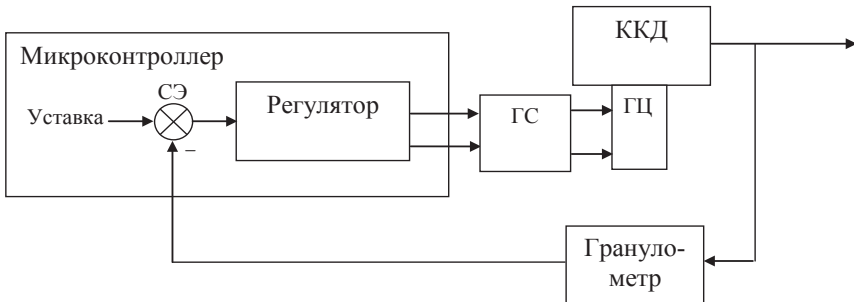


Рис. 4.5. Структурная схема САР размера рабочей щели конусной дробилки

Как следует из рис. 4.5, в данной схеме используется прибор для непрерывного определения размеров кусков дробленой руды (см. например [58], [59]), так называемый «гранулометр».

Из рабочей щели конусной дробилки крупного дробления (ККД) на конвейер сыплются куски дробленой руды. Их размеры лежат в определенных пределах. Гранулометр измеряет эти куски, вычисляет характерный размер и передает его на сравнивающее устройство (СЭ). Если этот размер отличается от заданного уставкой, то регулятор формирует сигналы на гидростанцию (ГС), которая подает масло под давлением в нужную область гидроцилиндра, поднимая или опуская подвижный нижний конус дробилки.

Система является дискретной, так как гранулометр выдает сигнал периодически, регулятор реализован в виде программы, установленной на микроконтроллере SIMATIC S7–300 фирмы SIEMENS. Однако скорость обработки информации вычислительными средствами на несколько порядков превышает реакцию ККД на регулирующее воз-

действие. По этой причине далее рассчитываем эту систему как непрерывную. Регулятор реализует ПИД-закон регулирования.

Регулятор обрабатывает физически реализуемую передаточную функцию ПИД-регулятора [62].

$$W_r(s) = k_r \left(1 + \frac{1}{T_i s} + \frac{T_d s}{0,25 T_d s + 1} \right),$$

где k_r — коэффициент передачи регулятора; T_i — постоянная интегрирования; T_d — постоянная дифференцирования.

Гидростанция содержит гидравлический насос 1 (рис. 4.6), перепускной клапан 4, фильтр 8, подающую магистраль 3, трехпозиционный гидрораспределитель 5 типа 64-BAV-IC5-714-24DC, дроссель 6, защитный клапан 7, охладитель масла 10, поддон 9, манометр 11. Гидроцилиндр со штоком 2 принадлежит конусной дробилке.

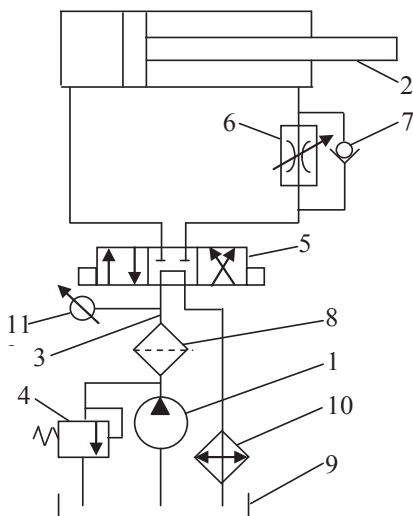


Рис. 4.6. Схема гидростанции с рабочим цилиндром

Гидронасос работает непрерывно, что исключает из рассмотрения его динамические свойства. Передаточную функцию гидростанции на данном этапе проектирования примем равной

$$W_{gs} = 1. \quad (4.1)$$

Передаточная функция гидроцилиндра принята равной

$$W_{gc} = \frac{1}{0,005s + 1}. \quad (4.2)$$

В результирующую передаточную функцию разомкнутой САР входит компонента транспортного запаздывания, так как гранулометр вблизи конусной дробилки невозможно установить из-за пыли, которая отрицательно повлияет на работу видеокамеры. Скорость транспортера 2,5 м/с, гранулометр установим на расстоянии 10 м от конусной дробилки. Тогда транспортное запаздывание составит

$$\frac{10}{2,5} = 4 \text{ с.}$$

Транспортным запаздыванием в гидравлических трубопроводах на данном этапе пренебрегли.

Таким образом, передаточная функция разомкнутой САР размера рабочей щели конусной дробилки крупного дробления имеет вид:

$$W_r(s) = k_r \left(1 + \frac{1}{T_i s} + \frac{T_d s}{0,25 T_d s + 1} \right) \cdot 1 \cdot \left(\frac{1}{0,005s + 1} \right) \cdot e^{-4s}.$$

Назначим следующие начальные значения настроек регулятора: $k_r = 0,1$; $T_i = 0,5$; $T_d = 0,01$.

Затем воспользуемся пакетом программ MATLAB, SIMULINK и блоком NCD Outport для определения оптимальных значений этих настроек (см. рис. 4.7). Система оказалась жесткой. Для моделирования была выбрана программа ode15s (stiff/NDF) [63]. Переходный процесс показан на рис. 4.8.

Получены следующие результаты для этого переходного процесса:

- время регулирования 9 мин, из которых 4 мин — транспортная задержка;
- перерегулированием можно пренебречь;
- коэффициент передачи регулятора $k_r = 0,239$;
- постоянная интегрирования $T_i = 1,3845$;
- постоянная дифференцирования $T_d = 0,0088$.

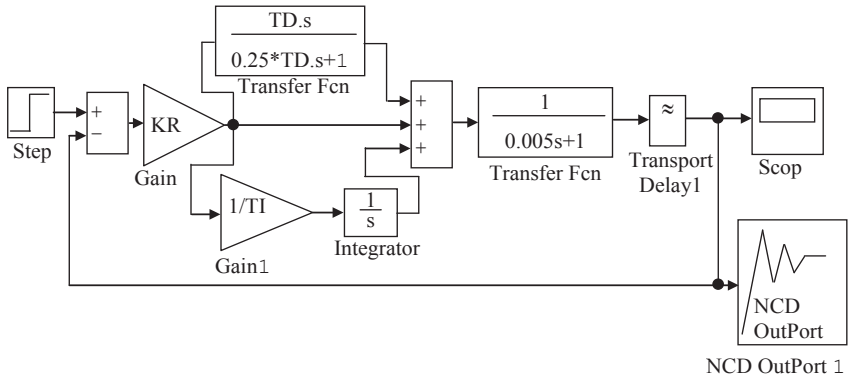


Рис. 4.7. Схема модели в пакете программ SIMULINK

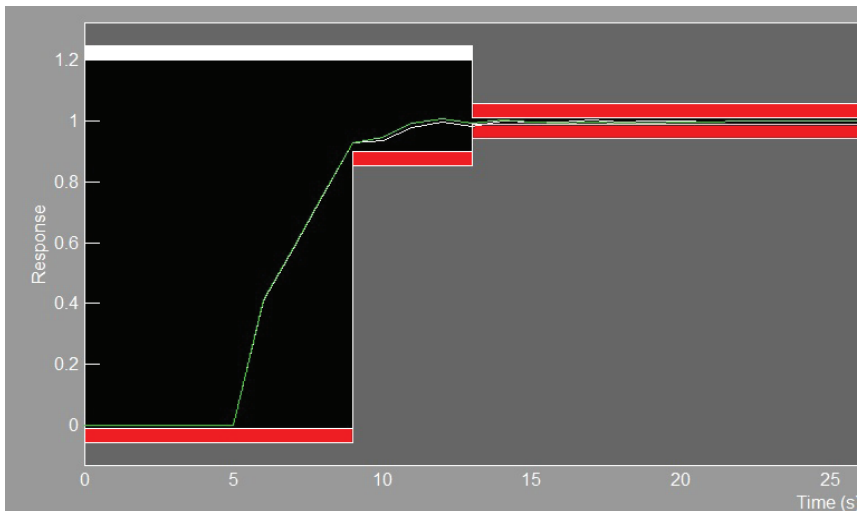


Рис. 4.8. Результат моделирования схемы с целью поиска оптимальных настроек регулятора

4.2. Процесс дробления на предприятии «ЭРДЕНЭТ» на примере АСУ ТП Монгольской народной республики

Дробление полезных ископаемых, добываемых в карьере или шахте, до крупности, при которой возможно осуществление последующих стадий обработки, является первоначальной и наиболее трудоемкой операцией в общем технологическом цикле процесса сортировки и обогащения на горно-добывающем предприятии.

Предприятие имеет конусные дробилки крупного и мелкого дробления, соединенные транспортерами. В этой связи стоят задачи загрузки дробилок, измерения грансостава на выходе. Из этого следует необходимость внедрения системы автоматического регулирования размера дробимого материала, который выполняет следующие функции:

- измерение размеров продукта дробления;
- анализ конусных дробилок с целью выявления возможности управления размером рабочей щели.

Дробление полезных ископаемых, добываемых в карьере, до крупности, при которой возможно осуществление последующих стадий обработки (промывка, измельчение, сепарация и т. п.), является первоначальной и наиболее трудоемкой операцией в общем технологическом цикле процесса сортировки и обогащения.

В современных условиях одной из главных задач горно-обогажительных предприятий является сокращение энергетических затрат и эксплуатационных расходов в рудоподготовке. Наиболее энергоемким во всей технологии рудоподготовки полезных ископаемых является процесс измельчения. Поэтому основной путь экономии удельных затрат по рудоподготовке в целом — снижение крупности дробленого продукта, поступающего на измельчение.

Решение задачи снижения крупности конечного продукта и повышение производительности дробильного передела во многом обеспечивается посредством оптимизации управлением как самим процессом дробления, так и комплексом оборудования дробильной фабрики в целом. Для достижения данной цели необходим комплексный подход к рассмотрению ряда как технологических проблем, связанных непосредственно с конструктивными решениями применяемых схем дробления, так и проблем по оптимальному автоматизированному

управлению комплектом механизмов самой дробилки как отдельного агрегата, а также механизмов поточно-транспортной системы подачи исходного материала и уборки готового продукта.

Наиболее затратным по энергии на обогатительной фабрике является процесс измельчения руды до десятков микрон. Для оптимизации процесса измельчения возможно управлять не только им самим, но и процессом подготовки начального сырья для мельниц. Так, при снижении в питании мельниц содержания материала крупности +20 мм на 1 % производительность мельниц увеличивается на 0,6 %. Снижение крупности продуктов мелкого дробления на карьере «Вегпиз» в Канаде с 19 до 16 мм позволило увеличить производительность стержневых мельниц на 4,9 %, снизить расход электроэнергии на 8 % и стержней на 9,7 %. Поэтому контроль процесса дробления является обязательным и важным элементом каждой обогатительной фабрики. Так же контроль крупности дробления позволит решить и вторую задачу — своевременное изъятие готового продукта из замкнутого цикла, что уменьшит циркулирующую нагрузку на оборудование.

Целью работы является анализ автоматизированного измерительного комплекса, контролирующего качество выходного продукта цикла дробления, для последующей его переработки в цикле измельчения в условиях горно-обогатительного комбината КОО «Предприятие Эрдэнэт». Тема актуальна, так как существующие автоматизированные системы управления ГОК КОО «Предприятие Эрдэнэт» лишены возможности производить контроль качества продукта после процессов классификации (грохочения), в связи с чем продукт в цикл измельчения поступает неравномерный, что отрицательно сказывается на энергетических и качественных параметрах работы обогатительной фабрики в целом.

С течением времени руда становится более «бедной» по отношению к моменту начала разработки месторождения, что подразумевает увеличение объемов ее переработки для сохранения рентабельности предприятия. В связи с этим оптимизация работы каждого передела комбината и снижение энергозатрат является ключевой задачей для дальнейшей работы предприятия, что также подтверждает актуальность выбранной темы.

Оптимальные режимы предполагают работу дробилки с производительностью, равной ее пропускной способности, и при максимальном использовании мощности привода дробилки. Обеспечить такие

режимы работы дробилок можно только при автоматическом управлении процессом дробления, основными задачами которого являются:

- управление процессом загрузки материала в дробилки;
- автоматическое управление режимом работы в целях получения наибольшей эффективности процесса дробления;
- управление вспомогательным оборудованием;
- автоматический контроль и защита, регистрация и учет параметров состояния оборудования, технологических параметров и общих показателей работы корпусов дробления и классификации по крупности;
- автоматический запуск и остановка основного и вспомогательного оборудования.

В состав дробильно-транспортного отделения (ДТО) входят следующие здания и сооружения:

- приемный узел руды с корпусом крупного дробления — ККД-1;
- корпус среднего и мелкого дробления — КСМД;
- склад крупнодробленой руды — СКДР № 1;
- склад мелкодробленой руды — СМДР;
- корпус натяжных и приводных станций — КН и ПС;
- галереи ленточных конвейеров № 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 11, 9 и 17;
- пешеходные галереи от здания АБК.

Приемный узел ККД-1 размещен в 400 м к востоку от контура рудника открытых работ.

Руда с рудника открытых горных работ автосамосвалами типа БЕ-ЛАЗ-549 грузоподъемностью 120–130 т, самосвалами Caterpillar (США) грузоподъемностью 136 т соответственно поступает на обогатительную фабрику в корпус крупного дробления ККД-1 и разгружается в приемные бункеры двух дробилок ККД 1200/130ГРЩ.

Режим разгрузки самосвалов регулируется автоматически с использованием установленных у корпуса светофоров под контролем дробильщика.

При выявлении дробильщиком в кузове автосамосвала «негабарита» или «мерзляка» (кусков руды или обледеневших глыб размером более 1000 мм) выгрузка из кузова не допускается, машина должна быть возвращена на рудник.

Перед дробилками установлены колосниковые грохоты с размером щели 150 мм. Максимальная крупность кусков исходной руды 1000 мм.

Дробленая руда крупностью 250 мм четырьмя пластинчатыми питателями шириной 2400 мм, длиной 9,9 м подается на два параллельных конвейера № 1 а и 2 а с шириной ленты 1600 мм, длиной 170 м, затем поступает в корпус приводных и натяжных станций, где перегружается на соответствующие конвейеры № 1 и 2 с шириной ленты 1200 мм и длиной 700 м.

Руда из корпуса натяжных и приводных станций конвейерами № 1 и 2 подается на конвейер № 3 шириной 1600 мм, длиной 102,5 м, оснащенный барабанной сбрасывающей тележкой, посредством которой разгружается в склад крупнодробленой руды.

Емкость склада составляет 65 тыс. т «живой» руды, фактически 20–25 тыс. т. Из склада ленточными питателями 1200x2000 мм руда подается на конвейеры № 4, 5, 6, 6, 7, 8 шириной 1400 мм, длиной 132,9 м (шесть питателей на каждый конвейер), затем на пять дробилок КСД, имеющих разгрузочную щель 27–29 мм.

Конусная дробилка крупного дробления (ККД) имеет гидравлическую систему регулирования размера рабочей щели, которая поднимает или опускает нижний конус с помощью гидроцилиндра [56].

Изменение твердости дробимой породы изменяет размер рабочей щели по причине недостаточной жесткости гидроцилиндра. Требуется либо частая настройка размера рабочей щели при изменении твердости дробимой породы, либо необходимо внедрение непрерывной системы автоматического регулирования (САР) рабочей щели. Выходной материал дробилки попадает на индивидуальный транспортер, что позволяет применить гранулометр в составе САР.

Дробилки КМД разгружаются на общий транспортер, что исключает возможность измерения гранулометрического состава той или иной дробилки. Кроме того, у этих дробилок изменение рабочей щели возможно только при остановке подающего транспортера и очистке дробилки от остатков дробимого материала. Рабочая щель регулируется поворотом верхнего конуса по резьбе после его расфиксации и поворотом вправо или влево, в зависимости от положения гидроцилиндра с толкателем, действующим на зубцы венца, связанного с верхним конусом. При таком устройстве конусных дробилок классическая САР не применима. На ПАО «Уралмашзавод» дробилки такого типа получили существенную модернизацию. Конус верхний по резьбе поворачивается гидромоторами, взаимодействующими с зубчатым венцом, жестко связанным с верхним конусом. Однако угол поворота

не контролируется в автоматическом режиме (отсутствуют датчики угла поворота). Необходимость расфиксации и освобождение дробилки от камней сохраняется, что затрудняет создание непрерывной САР рабочей щели. Внедрение такой САР позволило бы развить существующую АСУ ДТО.

На предприятии есть система контроля АСУ ДТО, которая выполняет функции:

- реализация завала-подпрессовки дробилок,
- выявление прохождения металла;
- контроль температуры подшипников и масла;
- контроль уровня оборотной воды в резервуарах фабрики;
- контроль за приемом и передачей руды;
- контроль потребляемого тока электрических двигателей дробилок;
- контроль температуры электрических двигателей дробилок.

На ДТО обогатительной фабрики работают системы автоматического регулирования загрузки дробилок среднего и мелкого дробления от контроллеров Honeywell и Siemens. В качестве входного сигнала принимается аналоговый сигнал от преобразователя П848-1м, Е728-7/1, Siemens 7KG6113-2CN27-OB, которые измеряют потребляемую мощность дробилок. Системы контроля забивки течи и подпрессовки обеспечивают защиту дробилок от перегрузок. Для учета веса переработанных руд используются конвейерные весы фирмы Schenk.

Функция «оптимального управления загрузкой руды в дробилку» реализуется от контроллера PLC Simatic S7-300. Он обеспечивает управление приводами подающего конвейера, в зависимости от введенного вручную значения показателя «текущая величина разгрузочной щели», автоматически формируя задание на количество подаваемой в дробилку руды (Q , т/ч).

Имеется возможность построения САР рабочей щели ККД.

При разработке такой системы необходимо решить задачи:

- найти метод измерения размеров продукта дробилки;
- исследовать конусные дробилки с целью выявления возможности управления размером рабочей щели;
- составить структурную схему системы регулирования;
- выбрать оборудование для реализации этой схемы.

4.3. Особенности конструкции гранулометра

Для принятия решений по управлению дроблением гранулометр выдает информацию о массовом гранулометрическом составе по классам 5–10, 10–14, 16–18, 18 мм, текущем среднемассовом диаметре. Применение современных вычислительных средств и гибкого программного обеспечения позволяет не только производить непосредственно измерение гранулометрического состава, но также и реализовать ряд сервисных функций. Это разнообразные вычисления параметров гранулометрического состава (среднемассовые диаметры, доля годного, мелочи и т. д.), статистика работы агрегата за длительный период времени (просмотр и сортировка архива измерений, составление сводок и отчетов).

К недостаткам системы можно отнести неопределенность времени обработки одного кадра. Оно определяется составом картинки, точнее гранулометрическим составом, попавшим в кадр. В условиях промышленной автоматики удобнее иметь фиксированное синхронизированное время обработки. Также ранее высказывались опасения о неадекватности представления всего объема дробленой руды верхним слоем, но, как показывают испытания, при засыпке дробленой руды в слой на конвейере происходит значительное перемешивание, поэтому сегрегация отсутствует.

Таким образом, система бесконтактного измерения гранулометрического состава является перспективной оперативной системой контроля качества дробленой руды. При этом гранулометр может быть использован для проведения высокоточных измерений быстротекущих процессов, а также в качестве точного лабораторного измерителя гранулометрического состава дробленой руды.

Основные конструктивные элементы:

- Объектив COMPUTAR2514-MP — предназначен для передачи изображения на ПЗС матрицу камеры без искажений как в центре, так и на крае оптической линзы.
- Пылевлагозащитный кожух E320 для видеокамеры с объективом — предназначен для размещения в нем видеокамеры и объектива. Конструкция кожуха обеспечивает пылебрызгозащищенность размещаемого в нем оборудования.
- Стробоскоп STP-6ML-2 является многофункциональным устройством и состоит из следующих блоков:

- усилителя-формирователя аналогового сигнала с согласованием его электрических характеристик для передачи по длинному кабелю «витая пара» (до 200 м);
- блока питания для видеокамеры, усилителя и передатчика;
- системы предварительного выделения синхроимпульсов и схемы управления;
- передатчика-усилителя в длинную линию TVIS-TXx8Kin и предназначено для
- усиления и передачи видеосигнала в длинную линию по кабелю «витая пара»;
- компенсации затухания в протяженных кабельных линиях;
- защиты дорогостоящей видеокамеры от электрических перегрузок, создаваемых электромагнитными импульсами (грозовые разряды, статическое электричество, помехи от работающего в непосредственной близости сильноточного оборудования);
- дублирования видеосигнала с усилителя передатчика на выходной BNC разъем;
- формирования синхронизирующих импульсов подсветки;
- формирования постоянного напряжения + 12 В для питания видеокамеры.

Монтажная коробка является распределителем синхронизирующих сигналов и питания и предназначена для передачи на все шесть прожекторов импульсной подсветки:

- питающего напряжения $\sim 36 \text{ В} \pm 10 \%$, 50 Гц.
- синхронизирующих импульсов подсветки.

Подсистема полупроводниковой импульсной стабилизации освещенности является синхронизируемым импульсным прожектором (СИП) и предназначена для выработки мощных электромагнитных импульсов подсветки, синхронизированных с моментом формирования видеоизображения на ПЗС матрице видеокамеры. В состав прожекторов входят:

- зарядовый импульсный преобразователь (драйвер) светодиодного прожектора СДИП-2;
- 10-столбцовые светодиодные матрицы повышенной яркости.

Арматура крепления предназначена для закрепления в едином корпусе всех составных частей УСВ.

Коробка монтажная верхняя предназначена для проведения монтажных работ по подключению к УСв.

Персональный компьютер гранулометра связан с микроконтроллером SIMATIC S7–300 двумя шинами:

- Ethernet;
- ProfiBus.

С помощью ProfiBus устройства разных производителей могут работать друг с другом без каких-либо специальных интерфейсов (рис. 4.9).

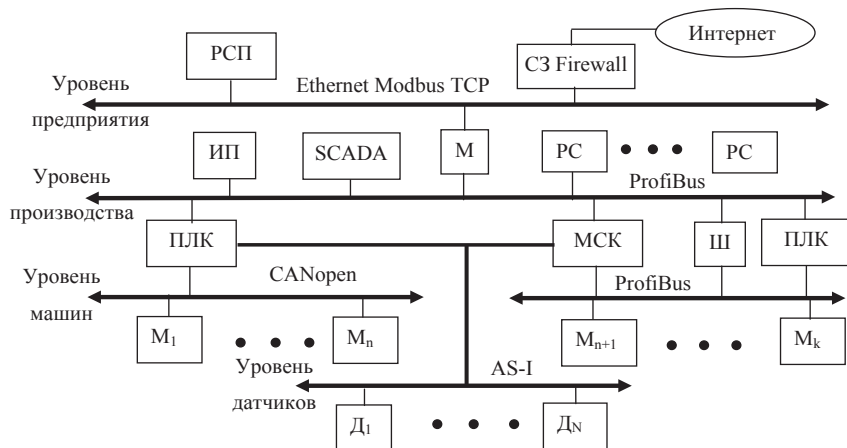


Рис. 4.9. Схема подключения по ProfiBus:

PCП — рабочая станция предприятия; СЗ — система защиты; ИП — источник питания;
 М — маршрутизатор; PC — рабочая станция; ПА — пульт администратора;
 ПЛК — программируемый логический контроллер; МСК — межсетевой контроллер;
 Ш — шлюз; M — машина (устройства ввода/вывода, исполнительные и интеллектуальные устройства и др.); Д — датчики

Схема связи ПК с контроллером S7–300 показана на рис. 4.10.

ПК гранулометра формирует кадр для сети Ethernet. Этот кадр преобразуется в формат сети ProfiBus, по которой он поступает в контроллер SIMATIC S7-300. Здесь из него извлекается информация о гранулометрическом составе кусков руды, которые проходят под видеокамерой. Эта информация поступает на вход программы, реализующей ПИД-закон регулирования.

На предприятиях существует проблема стабилизации или своевременной настройки рабочих щелей конусных дробилок. За сутки раз-

мер щелей может увеличиться до 6 мм. Для устранения этой проблемы необходимо контролировать грануло-состав на выходе дробилок. Это возможно сделать с помощью применения оптических гранулометров. Для стабилизации размеров рабочей щели разработана система автоматического регулирования для конусных дробилок крупного дробления с гидроцилиндром (ККД), воздействующим на нижний конус дробилки.

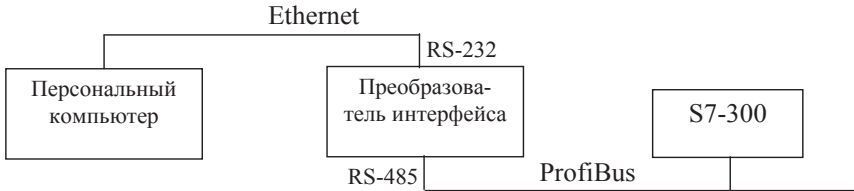


Рис. 4.10. Схема интерфейсов сети системы автоматического регулирования

Глава 5.

Вопросы моделирования и алгоритмизации в процессе огневого рафинирования меди

Материал этой главы получен при работе в содружестве сотрудников кафедры информационных технологий и автоматизации, кафедры тяжелых цветных металлов и УГМК (в настоящее время эти кафедры входят в различные департаменты). Активное участие в работах принимали проф., д-р техн. наук В. П. Жуков, ст. преподаватель С. И. Холод, магистрант (в настоящее время магистр) О. Ю. Воинов.

5.1. Автоматизация и оптимизация процесса огневого рафинирования меди

Данный параграф основывается на работах [64], [65].

При производстве меди способ пирометаллургической переработки занимает основное положение [66] — [71]. По этой причине выбрано медерафинировочное предприятие. Выбор основан по следующим положениям: Россия обладает значительной сырьевой базой и занимает 3-е место в мире по запасам медьсодержащих руд (около 90 млн т) после Чили и Перу; медь обладает ценными механическими (ковкость и тягучесть) и коррозионными свойствами, имеет высокую тепловую и электрическую проводимость; 85 % меди в мире производится пирометаллургическим способом переработки медного сырья, процесс которого состоит из нескольких переделов: добыча и обогащение руды с получением концентрата; производство черновой меди; производство рафинированной меди с получением анодной и катодной меди. Медь

является в настоящее время безальтернативным материалом в вычислительной цифровой электронике, прежде всего компьютерах, в различных областях электротехники, таких как робототехника, автоматизация, измерительные приборы, радио- и телекоммуникационные устройства и многих других цифровых устройствах.

Эта глава посвящена оптимизации и автоматизации процесса огневого рафинирования черновой меди. Оптимизация состоит в определении вариантов загрузки шихты чушками черновой меди от различных производителей, для которых обеспечивается наименьшее содержание примесей. Значительное внимание уделено экономии энергии при продувке расплава воздухом для окисления примесей. Автоматизация основана на применении вычислительной техники.

5.2. Особенности процессов получения анодной меди. Задача оптимизации

Рафинированная медь является основным сырьем для производства медных полуфабрикатов. Сырьем для процесса огневого рафинирования является черновая медь, которая на предприятие УГМК поступает с четырех заводов (ПАО «Святогор» — Красноуральский медеплавильный комбинат, ППМ — Филиал «Производство полиметаллов» АО «Уралэлектромедь, СУМЗ — ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод», ММСК — ООО «Медногорский медно-серный комбинат»).

Последовательность этапов процесса огневого рафинирования черновой меди представлена на рис. 5.1.



Рис. 5.1. Последовательность этапов процесса огневого рафинирования черновой меди

Черновая медь содержит примеси сурьмы (Sb), никеля (Ni), серы (S), свинца (Pb), мышьяка (As), висмута (Bi). Масштаб соотношения примесей и чистой меди виден из табл. 5.1.

Таблица 5.1

Состав шихты черновой меди

Заводы	Химический элемент, %						
	медь	сурьма	никель	сера	свинец	мышьяк	висмут
Святогор	99,29	0,07	0,01	0,058	0,05	0,06	—
ППМ	97,93	0,217	0,55	0,1	0,1	0,15	—
СУМЗ	99,41	0,031	0,02	0,079	0,04	0,03	0,001
ММСК	99,2	0,07	0,04	0,055	0,13	0,05	—

Процесс начинается с загрузки шихты в отражательную печь. Полная загрузка одной печи — 350 т. Далее загруженную шихту расплавляют, сжигая природный газ. После полного расплавления шихты производится продувка расплава воздухом с целью окисления примесей и удаления их в шлак или атмосферу. После окончания продувки воздухом выполняется продувка мазутом. Медь и оставшиеся примеси при этом восстанавливаются.

Из перечисленных этапов огневого рафинирования черновой меди были выделены следующие процессы для автоматизации:

- загрузка шихты;
- расплавление шихты;
- продувка воздухом расплава.

Задача огневого рафинирования — уменьшить содержание примесей до таких цифр, при которых возможно проводить электролитическое рафинирование. В этой связи поставлена задача оптимального формирования шихты путем подбора комбинации масс медных чушек таким образом, чтобы количество примесей в итоговой шихте было минимальным.

Следующая задача автоматизации состоит в применении системы автоматического регулирования соотношения «газ-воздух» при расплавлении шихты.

Требуемый объем воздуха для процесса продувки предварительно рассчитывается по химическому составу шихты. Однако, еще до окончания продувки этим объемом воздуха уменьшение примесей, перешедших в анодную медь, прекращается. В этом связи появляется возможность продувку воздухом прекратить до окончания использования расчетного объема. Возникает проблема определения в автоматическом режиме окончания процесса продувки воздухом. На рис. 5.2 пред-

ставлена функциональная схема автоматизации огневого рафинирования черновой меди, а на рис. 5.3 — схема алгоритма автоматизации.

В этой главе более подробно рассмотрена возможность минимизации суммы всех примесей, вошедших в шихту, с использованием целевой функции оптимизации загрузки шихты. Достижение минимума целевой функции возможно следующими способами:

- метод наименьших квадратов для решения задачи линейного программирования;
- симплекс-метод;
- прямого поиска различных сочетаний чушек черновой меди от различных производителей.

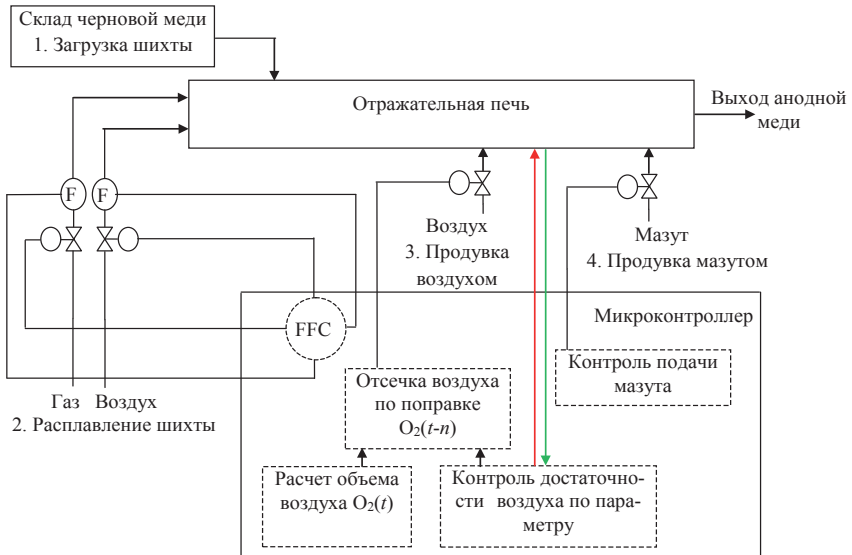


Рис. 5.2. Функциональная схема автоматизации огневого рафинирования черновой меди

Автоматизация поддержания соотношения «газ-воздух» выполняется системой автоматического регулирования, состоящей из двух датчиков расхода и блока FFC, регулирующего соотношение расходов и реализованного в виде программного модуля, который загружен в микроконтроллер.

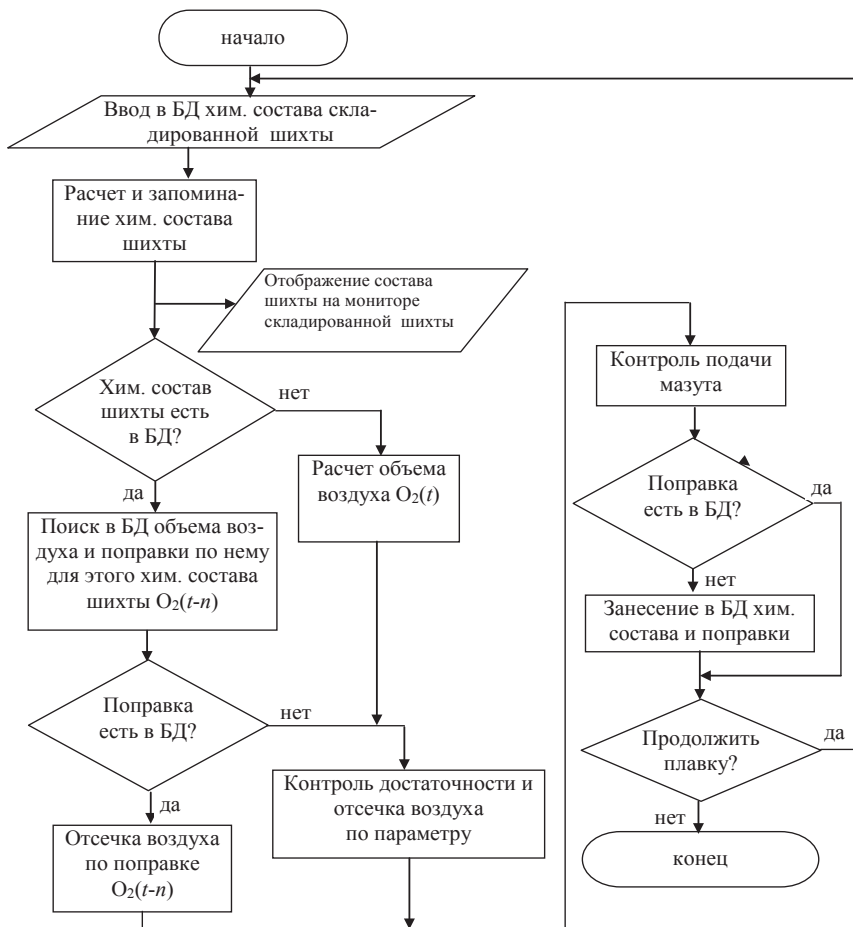


Рис. 5.3. Схема алгоритма автоматизации огневого рафинирования черновой меди

Поправка на объем воздуха для окислительной продувки ванны определяется с использованием базы данных (БД). В ней хранятся химические составы шихты и соответствующие им поправки $O_2(t-n)$ по уменьшению объема воздуха от расчетного значения. Для очередной шихты определяется химический состав из сопроводительной документации о партии загруженных чушек. В БД выполняется поиск такого химического состава шихты. В случае успешного поиска из БД

извлекается поправка $O_2(t)$, по которой будет ограничен объем продуваемого воздуха. Для реализации этой отсечки в микроконтроллер загружены специальные программные блоки. В противном случае поправка определяется по измерению состояния расплава продуваемой ванны, после чего состав шихты и найденная поправка для данного состава шихты заносятся в базу данных.

База данных реализована на отдельном высокопроизводительном персональном компьютере. Весь технологический процесс (программное управление и непрерывное регулирование) осуществляется микроконтроллером.

5.3. Оценка возможности оптимизации состава шихты анодной плавки черновой меди методом математического планирования

В данном разделе представлена методология расчета оптимального состава шихты черновой меди переменного состава, поступающей на рафинировочное предприятие.

Задача совершенствования технологии анодной плавки и повышения ее технико-экономических показателей достаточно сложная, так как предусматривает интегрированную зависимость качества товарного продукта от большого числа факторов. К ним относятся переменный состав черновой меди, продолжительность окислительной и восстановительной стадий, расход топливно-энергетических ресурсов в целом на процесс огневого рафинирования. Наличие такой зависимости требует использования новых методик для оперативного контроля за изменением химического состава жидкой меди по мере протекания рафинирования [66]; [67].

В среднем основные стадии рафинирования — окисление и восстановление — длятся 3–4 и 1,5–2 ч соответственно [66]–[69]. Продолжительность этих операций зависит от качества черновой меди и, как следствие, связана с расходом окислителя и восстановителя.

Поэтому с целью оптимального использования ресурсов (кислорода в составе воздуха на этапе окисления и мазута на этапе восстановления) и в дальнейшем уменьшения длительности огневого рафинирования можно подобрать такой оптимальный состав шихты, в которой бы содержалось минимальное количество примесей. При этом в услови-

ях ограниченного количества черновой меди более высокого качества шихту составляют из имеющихся партий металла со всех медеплавильных предприятий.

Данный подход наиболее оправдан в условиях различного качества черновой меди, централизованно поставляемой на медеаффинировочное предприятие. В таких условиях задача представляется однокритериальной и ее решение направлено на поиск оптимального планирования в условиях ограниченных ресурсов. Задачи такого типа достаточно успешно решаются методами математического программирования, в том числе линейного программирования [72] — [74], суть которого заключается в составлении наилучшего плана, реализующего поиск значений переменных x_1, \dots, x_n , обращающих в максимум либо минимум значение целевой функции:

$$Y = F(x_1, \dots, x_n) = \min(\max). \quad (5.1)$$

Аналогичный подход применяется при решении задач в области технологии металлов и литейного производства.

Оптимальность заключается в том, что целевая функция Y достигает экстремума в одной или нескольких точках:

$$x \in F \rightarrow \max(\min)[Y = f(x)] \quad (5.2)$$

при определенных условиях и ограничениях:

$$g_i(x_1, \dots, x_n) \leq (\geq) b_i,$$

$i = 1, k$ — область определения задачи, предусматривающая расположение в каждой n -й строке единственного ограничения;

- все используемые значения положительны: $x_n > Q_{ij} = 1, n$;
- константы b_i имеют конкретное значение.

Математическую модель задачи линейного программирования можно представить в виде:

- критерия оптимальности:

$$Y = \sum a_i x_i = \max(\min); \quad (5.3)$$

- системы ограничений в форме системы линейных алгебраических уравнений (СЛАУ):

$$\begin{cases} a_{11}x_1 + a_{21}x_2 + \dots + a_{n1}x_n \geq (\leq) b_1 \\ \dots \\ a_{m1}x_1 + a_{m1}x_2 + \dots + a_{mn}x_n \geq (\leq) b_m \end{cases} \quad (5.4)$$

В этом разделе выведена целевая функция, определяющая оптимальный состав шихты и удовлетворяющая условиям минимального содержания примесей в шихте для анодной плавки черновой меди. Алгоритм создания целевой функции основан на выборке из массива данных о химическом составе шихты черновой меди, поступающих с четырех заводов (см. табл. 5.1). Допущением является отсутствие в целевой функции данных о химическом составе медного лома и других компонентов.

Используя данные табл. 5.1, находим целевую функцию:

$$Y = x_1 \cdot \sum_{i=2}^m a_{i1} \cdot + x_2 \cdot \sum_{i=2}^m a_{i2} \cdot + x_3 \cdot \sum_{i=2}^m a_{i3} + x_4 \cdot \sum_{i=2}^m a_{i4} \rightarrow \min, \quad (5.5)$$

где a_{ij} — содержание элемента j в черновой меди от завода i , %; x_1, \dots, x_4 — доля черновой меди в составе шихты от завода i .

Значения ограничений b_j (содержание элемента j в шихте, %) по каждой примеси в составе шихты рассчитываем как среднее арифметическое по каждой примеси от всех заводов.

Составляем СЛАУ для поиска доли исходных материалов, удовлетворяющих заданным условиям:

$$\begin{cases} a_{11} \cdot x_1 + a_{12} \cdot x_2 + a_{13} \cdot x_3 + a_{14} \cdot x_4 \geq b_1; \\ a_{21} \cdot x_1 + a_{22} \cdot x_2 + a_{23} \cdot x_3 + a_{24} \cdot x_4 \leq b_2; \\ a_{31} \cdot x_1 + a_{32} \cdot x_2 + a_{33} \cdot x_3 + a_{34} \cdot x_4 \leq b_3; \\ a_{41} \cdot x_1 + a_{42} \cdot x_2 + a_{43} \cdot x_3 + a_{44} \cdot x_4 \leq b_4; \\ a_{51} \cdot x_1 + a_{52} \cdot x_2 + a_{53} \cdot x_3 + a_{54} \cdot x_4 \leq b_5; \\ a_{61} \cdot x_1 + a_{62} \cdot x_2 + a_{63} \cdot x_3 + a_{64} \cdot x_4 \leq b_6; \\ a_{71} \cdot x_1 + a_{72} \cdot x_2 + a_{73} \cdot x_3 + a_{74} \cdot x_4 \leq b_7. \end{cases} \quad (5.6)$$

Целевую функцию составляли методом линейного программирования, при котором рассчитывали доли исходных материалов в составе шихты на основе данных химического состава с использованием прикладного пакета Microsoft Excel.

Используя данные табл. 5.1, составим следующую неоднородную систему линейных уравнений, записанную в канонической форме:

$$\begin{cases} 99,29 \cdot x_1 + 97,93 \cdot x_2 + 99,41 \cdot x_3 + 99,2 \cdot x_4 = 98,9; \\ 0,07 \cdot x_1 + 0,217 \cdot x_2 + 0,031 \cdot x_3 + 0,07 \cdot x_4 = 0,09; \\ 0,01 \cdot x_1 + 0,55 \cdot x_2 + 0,02 \cdot x_3 + 0,04 \cdot x_4 = 0,15; \\ 0,058 \cdot x_1 + 0,079 \cdot x_2 + 0,055 \cdot x_3 + 0,055 \cdot x_4 = 0,07; \\ 0,05 \cdot x_1 + 0,1 \cdot x_2 + 0,04 \cdot x_3 + 0,13 \cdot x_4 = 0,08; \\ 0,06 \cdot x_1 + 0,15 \cdot x_2 + 0,03 \cdot x_3 + 0,05 \cdot x_4 + 0,001 \cdot x_5 = 0,07; \\ 0,001 \cdot x_3 = 0,00025. \end{cases} \quad (5.7)$$

Данную СЛАУ решим методом Гаусса. При этом используем методику решения системы m линейных уравнений с n неизвестными при условии $m > n$. В этом случае СЛАУ запишем в виде матричного уравнения, как наиболее удобного при использовании пакетов прикладных программ.

$$A \times X = B. \quad (5.8)$$

Для нахождения X последовательно выполним следующие операции:

- обе части матричного уравнения умножим на транспонированную матрицу системы

$$A^T A X = A^T B; \quad (5.9)$$

- обе части уравнения (5.9) умножим на матрицу $(A^T A)^{-1}$ и получим искомое выражение:

$$X = (A^T A)^{-1} A^T B. \quad (5.10)$$

Решая данное уравнение, определим значения x_1, \dots, x_4 , которые представляют доли исходных материалов в составе шихты:

$$\begin{aligned} x_1 & 0,174928; \\ x_2 & 0,236812; \\ x_3 & 0,316265; \\ x_4 & 0,271174. \end{aligned}$$

Зная разовую загрузку печи, получим оптимальную массу черновой меди (в т) в составе шихты от каждого завода:

Завод 1	61,22;
Завод 2	82,88;
Завод 3	110,69;
Завод 4	94,91;
Итого	349,71.

Подставляя данные значения в уравнение целевой функции (5.5), получим значение $y = 1,63$ т, соответствующее заданным требованиям.

Анализ СЛАУ показывает, что она совместная и определенная, так как для нее существует единственное решение.

Анализ целевой функции (5.5) показывает, что рассчитанные значения доли исходных материалов при определенных допущениях соответствуют минимальному количеству примесей при заданном химическом составе шихты. Результатом оптимального планирования является единственное решение, что свидетельствует об адекватности целевой функции. Полученные целевая функция (5.5) и СЛАУ (5.7) позволяют рассчитывать оптимальный состав шихты при любом количестве поставщиков и различном количестве известных элементов в составе черновой меди.

Таким образом, разработана методология создания адекватной математической модели, которая в дальнейшем может быть использована для расчета оптимального состава шихты с целью повышения технико-экономических показателей анодной плавки. Практическая ценность полученной математической модели заключается в том, что с ее использованием можно оптимизировать режимы технологии на основных стадиях огневого рафинирования при сравнительно небольшом количестве вычислительных операций. Рассчитанные значения массы компонентов в составе шихты можно использовать для автоматического контроля концентрации кислорода, подаваемого в расплав в условиях повышенных требований, предъявляемых к ресурсоэнергосбережению и качеству анодной меди.

В дополнение к рассмотренным материалам приведем данные, обобщенные С. И. Холодом.

Пути реализации переработки медного сырья в товарный продукт основаны на совершенствовании технологий, оптимизации материальных потоков, контроле параметров технологического процесса и его управлении.

И если совершенствование технологий процесс достаточно затратный, то, с точки зрения математического описания, оптимизация материальных потоков, контроль параметров технологического процесса и его управление задача мало затратная и вполне решаемая.

Как уже отмечалось, эффективность решения данной задачи достигается интегрированием в систему поддержки принятия решений рафинировочного предприятия адекватной математической модели и ее алгоритмизации.

Несмотря на то, что процесс огневого рафинирования меди достаточно изучен и в последнее время делаются попытки на основе различных подходов и методов обрабатывать его технологические характеристики, предлагаемые модели не в полной мере позволяют адекватно описать влияние воздействий на ход основных технологических этапов.

В определенной степени это связано с некоторой противоречивостью этапов рафинирования и со стохастической информацией о составе шихты.

Поэтому формирование моделей и алгоритмов должно осуществляться на основе поэтапного построения математического описания анодной плавки черновой меди с учетом возможности подготовки рекомендаций на каждом из этапов.

Управление, контроль основных параметров рафинирования и экстраполяция их поведения связаны с коррекцией количественных и качественных характеристик процесса в направлении оптимального результата, который может быть достигнут на контролируемой стадии.

Анализ математического моделирования показывает, что большинство необходимых результатов достигается при фиксированных значениях параметров управления, полученных на основе экспериментальных данных. За редким исключением необходимые результаты могут быть получены при изменении параметров управления в небольшом интервале. Поэтому с достаточной степенью вероятности можно утверждать, что в пределах этого интервала зависимость между изучаемыми величинами будет носить линейный характер при определенных ограничениях и допущениях.

Процедуры алгоритма, интегрированного в структуру управления процессом рафинирования меди, направлены на определение показателей выбранных этапов подготовки и проведения анодной плавки при определенных условиях и априорных данных. Основой для решения задач каждого этапа являются частные математические модели.

В этом разделе предложен вариант организации алгоритмического анализа рафинирования меди, в рамках которого в едином цикле объединены алгоритмы построения частных моделей, представленных как объекты с этапов оптимизации и управления.

Как отмечалось, физико-химические закономерности огневого рафинирования основаны на очистке черновой меди от примесей за счет кислорода, подаваемого в расплав в составе воздуха на стадии окисления, и удаления избытка кислорода из расплава на стадии восстановления.

Кислород в расплав меди необходимо подавать с некоторым избытком для смещения равновесия реакций окисления примесей в прямом направлении, но это приводит к увеличению продолжительности окисления и как следствие к переизбытку кислорода в расплаве и увеличению расхода восстановителя.

Структура алгоритмизации рафинирования меди связана со стохастическими данными о химическом составе черновой меди и может быть представлена двумя подсистемами: подсистема подготовки предложения для управления основными стадиями рафинирования и расчетно-прогностическая подсистема. В свою очередь расчетно-прогностическую подсистему условно можно представить как оптимизация, прогнозирование поведения параметров аппроксимирующей функции и параметрический синтез (см. рис. 5.4).

Алгоритмизация расчетно-прогностической подсистемы обеспечивает реализацию трех основных задач:

- оптимизация состава шихты;
- расчет теоретически потребной концентрации кислорода для окисления примесей и анализ аналитической зависимости;
- расчет параметров восстановительной стадии.

Все задачи представляют собой логически связанные частные модели. Декомпозиция модели проводится по однородным компонентам в пределах одной задачи. Правилom перехода к новой частной модели является адекватность предыдущей модели. Все данные о расчетных показателях частных моделей заносятся в базу данных.

Первая задача успешно решается методом линейного программирования. Исходными данными для решения задачи могут быть текущие значения химического состава черновой меди, используемой в составе шихты от нескольких заводов, либо значения химического состава черновой меди из базы данных (см. рис. 5.4).

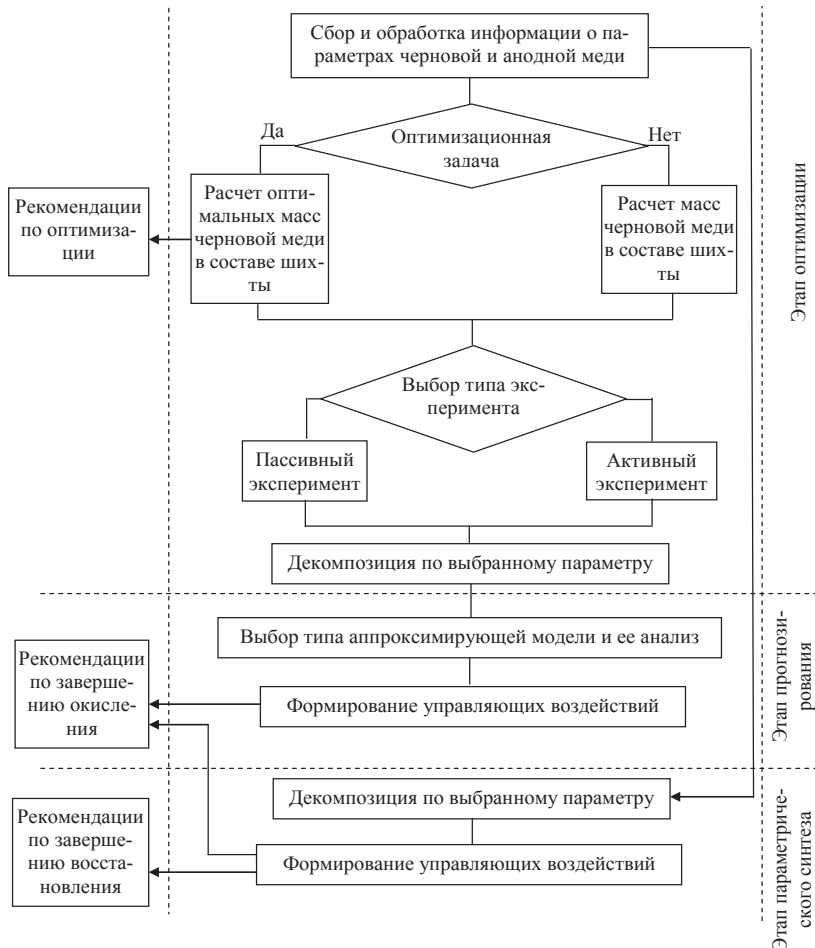


Рис. 5.4. Структура алгоритмизации огневого рафинирования меди

В качестве значений ограничений (b_j) по каждому элементу в составе шихты предлагается несколько вариантов их расчета, например, среднее арифметическое значение элемента от всех заводов.

Далее составляется наилучший план, реализуя поиск значений переменных x_1, \dots, x_n , обращающих в минимум значение целевой функции (см. формулу (5.3)).

Целевая функция определяет оптимальный состав шихты, удовлетворяющий условиям минимального содержания примесей в шихте.

Математическая модель была представлена системой линейных алгебраических уравнений (СЛАУ) (5.6).

После решения системы (5.6) с использованием данных о разовой загрузке печи находится оптимальный состав шихты с минимальным содержанием в ней примесей.

Анализ результатов показывает, что СЛАУ является совместной и определенной, так как для нее существует единственное решение, что является оценкой адекватности целевой функции.

В качестве рекомендаций, интегрированных в систему поддержки принятия решений, используются значения оптимальных масс черновой меди (τ) в составе шихты от каждого завода, соответствующие минимальному количеству примесей при заданном химическом составе шихты и определенных допущениях.

Для решения второй задачи используются результаты расчета, полученные на первом этапе.

Анализ экспериментальных данных показывает, что концентрация кислорода в расплаве зависит от температуры расплава, концентрации примесей, гидродинамики продувки жидкой ванны (X_1, X_2, X_3). Данная зависимость, исследуемая в небольших интервалах, носит линейный характер и может быть описана уравнением множественной линейной регрессии:

$$Y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + \dots + b_nX_n. \quad (5.11)$$

При решении уравнений такого типа целесообразно использовать корреляционно-регрессионный метод, существенным образом упрощающий оценку влияния переменных X_n на результативную переменную Y .

Исходя из реальной исследовательской задачи подбирается необходимое количество вариантов оценки корреляционной зависимости и формируется уравнение регрессии.

В случае оценки совместного влияния переменных X_1, X_2, X_3 на результативную переменную Y вводится множественный коэффициент корреляции R и формулируется нулевая гипотеза: переменные X_1, X_2, X_3 не оказывают влияния на концентрацию кислорода в расплаве.

Задача декомпозиции уравнения множественной линейной регрессии осуществляется по результатам пассивного эксперимента, с помо-

стью которого выделим необходимое количество переменных в пределах статистической выборки. Значение коэффициента множественной корреляции рассчитывается по парным коэффициентам корреляции между значениями величин уравнения (5.3).

Оценка статистической значимости основана на распределении Фишера для выбранных значений уровня значимости α и числа степеней свободы m_1 и m_2 . Расчетное значение сравнивается с табличным. В случае $F_{\text{расч}} > F_{\text{крит}}$ полученный коэффициент множественной корреляции является статистически значимым и все переменные X_1 , X_2 , X_3 влияют на концентрацию кислорода в расплаве.

Недостаточность информации, полученной при расчете коэффициента множественной корреляции, позволяет выбирать параметры, влияющие на результирующую переменную Y , на основе оценки их взаимного влияния друг на друга.

Алгоритм оценки основан на вычислении парных коэффициентов корреляции и их значениях: $|r| > 0,85$ и $|r| < 0,3$, либо интервала от 0,7 до 0,99.

При $|r| > 0,85$ параметр оказывает существенное влияние на результирующую переменную, и его необходимо учитывать при составлении уравнения. В противном случае ($|r| < 0,3$) параметр не оказывает существенного влияния на результирующую переменную и его можно не учитывать при составлении уравнения.

Аналогично оценивается взаимное влияние между параметрами. При $|r| > 0,85$ нет смысла включать оба параметра в уравнение регрессии, так как один параметр очень сильно повторяет динамику другого параметра. В этом случае в уравнение регрессии включается тот, который оказывает большее влияние на Y .

Анализ оценки взаимного влияния переменных позволяет выбрать две переменные — концентрацию примесей и гидродинамику продувки жидкой ванны. В результате уравнение множественной регрессии можно записать в виде:

$$Y = b_0 + b_1X_2 + b_2X_3. \quad (5.12)$$

Стадия окисления характеризуется процессом удаления примесей за счет кислорода, подаваемого в расплав в составе воздуха.

Повышенный интерес к кинетике и механизму окисления меди обусловлен переменным средневзвешенным составом расплава от плавки к плавке при различных объемах подаваемого воздуха [75]–[78].

В этом случае возникает необходимость оценки степени связи концентрации кислорода в жидкой меди с наличием в ней примесей, при условии исключения влияния всех прочих параметров. Для этой оценки рассчитываются частные коэффициенты корреляции.

Для расчета значения «чистой» корреляции выбирается один, наиболее приемлемый способ: через остаточные дисперсии регрессий; через коэффициент множественной корреляции; через линейный коэффициент корреляции.

Анализ соответствия оценки частного коэффициента корреляции выбранным условиям свидетельствует о том, что при прочих равных условиях чем больше примесей в шихте, тем больше необходимо кислорода для их окисления.

Очевидно, что в условиях переменного химического состава шихты возникает необходимость прогнозирования поведения технологического процесса. Схема построения алгоритма управления основана на анализе линейной модели, построенной в исследуемом диапазоне данных пассивного эксперимента.

При этом значения коэффициентов уравнения регрессии (5.11) находятся путем минимизации суммы квадратов отклонений МНК.

Остановимся на простой линейной регрессии, связывающей концентрацию кислорода в расплаве и количество примесей в составе шихты, как прогностической модели стадии окисления.

Для анализа проводятся предварительные расчеты, представляющие отдельные наблюдения, по которым необходимо выявить и описать общие закономерности. По известным данным химического состава черновой меди для каждой плавки последовательно рассчитываются: масса (τ) примесей в шихте, масса (τ) Cu_2O , необходимая для удаления всех примесей; теоретическое значение массы необходимого кислорода; расчетное значение концентрации кислорода в расплаве для окисления примесей, мас. %; количество воздуха (м^3), подаваемого в расплав.

Рассчитанные данные заносятся в массив данных. Алгоритм создания математической модели окислительной стадии рафинирования основан на методе пассивного эксперимента и на допущении о том, что физико-химический механизм, приводящий к зависимости концентрации кислорода в расплаве от количества примесей в составе шихты, известен.

Выбор количества данных влияет на оценку качества рассчитанного уравнения регрессии, по которому строится график зависимости концентрации кислорода (мас. %) в расплаве от массы (τ) Cu_2O .

Так как химический состав шихты, количество источников формирования шихты, массы исходных материалов носят стохастический характер, то возникает ряд неоднородностей. При формировании функциональной зависимости существующие неоднородности частично идентифицируются принятыми ограничениями: в состав шихты входит только черновая медь от заводов-производителей, без учета прочих компонентов, содержащих незначительное количество примесей; температура в печи постоянна; концентрация кислорода в составе шихты не учитывается.

Методом регрессионного анализа была получена линейная математическая модель

$$Y = b_0 + b_1x. \quad (5.13)$$

Оценка точности уравнения регрессии проверяется по коэффициентам регрессии:

- через оценку уравнения регрессии

$$y = r_{xy} \frac{x - \bar{x}}{S_x} \cdot S_y + \bar{y}, \quad (5.14)$$

- через величины стандартного отклонения

$$S_{b_0} = S_y \frac{\sqrt{\sum x^2}}{nS_x}, \quad S_{b_1} = \frac{S_y}{nS_x \cdot \sqrt{n}}. \quad (5.15)$$

Прогнозная модель представляет собой совокупность математических операций, выполнение которых дает возможность оперативно рассчитывать необходимое количество кислорода, вводимого в расплав для окисления примесей черновой меди, и прогнозировать продолжительность окислительной стадии [64] — [69].

Третья задача предусматривает расчет параметров восстановительной стадии рафинирования и основана на интеграции моделей расчета кислорода и восстановителя, а также анализе химического состава анодной меди.

С учетом интеграции имеем бикритериальную задачу, особенностями которой являются:

- 1) использование для расчета данных о химическом составе шихты черновой и анодной меди, накопленных в результате формирования архивной информации;
- 2) рассчитанные данные используются на втором этапе алгоритма.

При расчете кислорода, не использованного на стадии окисления, для текущего химического состава шихты из массива данных выбирается химический состав шихты черновой меди, близкий к текущему, и соответствующий ей химический состав полученной анодной меди.

Очевидно, что количество кислорода, не использованного на стадии окисления и, как следствие, удаляемого на стадии восстановления, обусловлено в основном массой не удаленных в шлак примесей.

При расчете неиспользованного количества кислорода (воздуха) $\Delta[O_p]$ (ΔV) используется методика, применяемая для решения второй задачи: расчет массы (t) Cu_2O ; расчет значения не востребовавшей концентрации кислорода в расплаве, мас. %; количество воздуха (m^3) (см. рис. 5.5).

Рассчитанное значение неиспользованного кислорода (воздуха) интегрируется в расчеты второго этапа в качестве поправки, уменьшающей подачу в расплав меди кислорода $\Delta[O_p]$ (ΔV , воздуха).

На основании результатов расчета вырабатываются рекомендации по особенностям прогнозирования проведения окислительной стадии и формируются управляющие воздействия, интегрированные в систему поддержки принятия решений в качестве рекомендаций по сокращению времени стадии окисления.

Данные из архива о выбранном химическом составе анодной меди используются для расчета количественных показателей восстановителя. В качестве критерия расчета используется значение «лишнего» восстановителя (ΔCH_4), на величину которого рекомендуется уменьшить его подачу в расплав меди и как следствие сократить продолжительность стадии восстановления.

Структура алгоритма представляет собой синтез частных математических моделей, выполнение которых помогает оптимизировать процесс огневого рафинирования меди и прогнозировать поведение основных параметров на основных этапах плавки.

Верификация алгоритма показала высокую работоспособность, его применение может быть рекомендовано в качестве помощи для системы поддержки принятия решений рафинировочного предприятия.

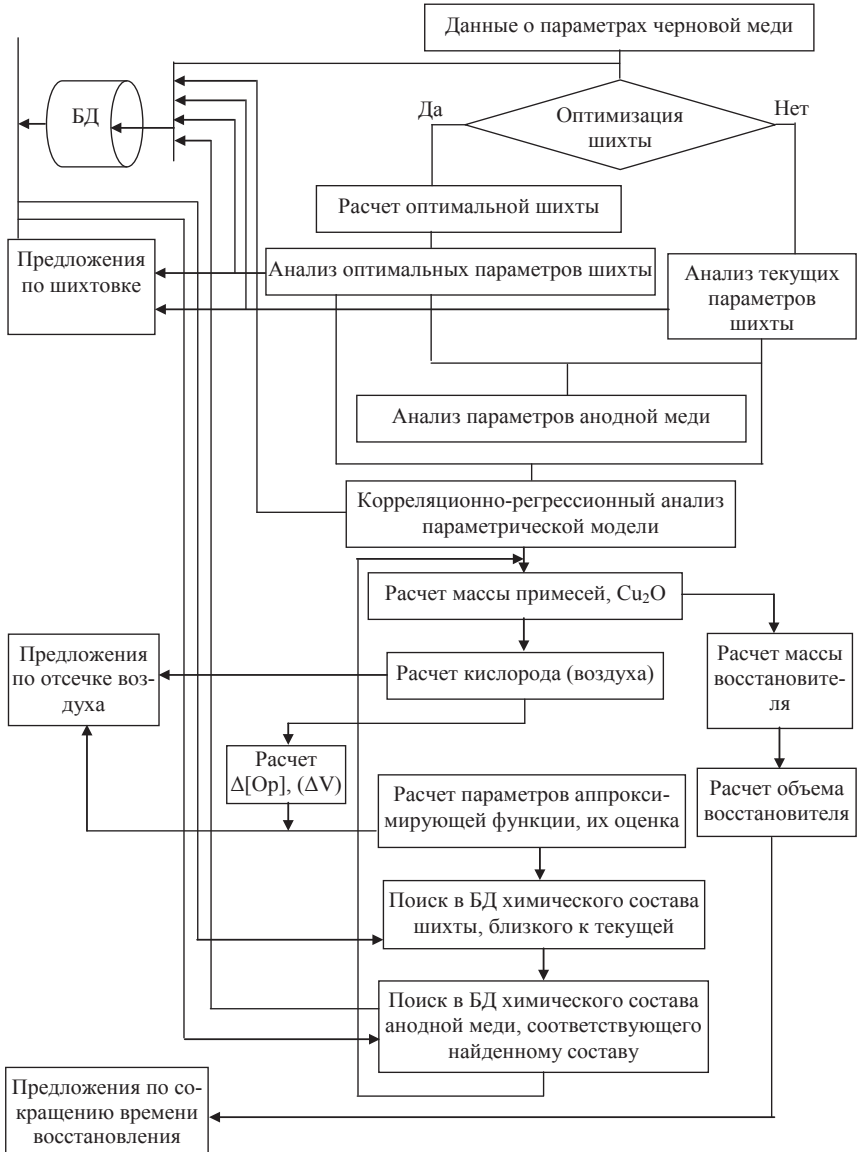


Рис. 5.5. Структура расчетно-прогностической подсистемы

5.4. Теоретические вопросы и экспериментальный метод определения времени отсечки воздуха на окислительной стадии огневого рафинирования меди

Как отмечалось в [64], огневое рафинирование меди предназначено для очистки черновой меди от примесей, обладающих повышенным сродством к кислороду. При этом часть примесей переходит в шлак, а часть в газовую фазу. Однако полного удаления примесей достичь не удастся. Поэтому объем воздуха, требуемый для максимального удаления примесей на этапе окисления, необходимо контролировать, используя комбинированные методы. Особенно это актуально в условиях повышенных требований к ресурсо-, энергосбережению [75]; [76].

Таким образом, огневое рафинирование меди является завершающей стадией пирометаллургической очистки черновой меди от примесей, обладающих повышенным сродством к кислороду. Данный метод направлен на максимальное удаление серы, кислорода, железа, никеля, цинка, свинца, мышьяка, сурьмы и растворенных в расплаве газов. При этом часть примесей переходит в шлак, а часть — в газовую фазу. Дальнейшая очистка осуществляется электролитическим рафинированием.

Из практики огневого рафинирования меди известно, что процесс удаления примесей проходит на этапе окисления за счет создания необходимой концентрации кислорода, подаваемого в составе воздуха в расплав шихты.

При температуре расплава 1100 °С содержание кислорода можно довести до 0,34% в зависимости от химического состава шихты. При этом изменение состава первичной шлаковой фазы определяется содержанием оксидов во всплывающих продуктах окисления в ходе процесса (см. табл. 5.2).

Рафинирование меди путем продувки расплава воздухом имеет термодинамические ограничения, выражающиеся в том, что остаточная концентрация примеси в расплаве зависит не только от концентрации кислорода в расплаве, но и от активности оксида примеси в шлаке [66]; [68]. Чем меньше активность оксида примеси в шлаке, тем глубже рафинирование за счет сдвига равновесия реакции окисления примеси в сторону продуктов взаимодействия.

Таблица 5.2

Состав продуктов окисления, мас. %

Состав продуктов окисления, %	PbO	FeO	SnO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	NiO	ZnO	CuO
Начало окисления	20,1	2,5	16,3	18,5	28,9	2,3	8,2	3,2
Середина окисления	31,7	4,8	39,9	1,2	2,7	4	9	6,7
Конец окисления	31,8	4,9	35,4	0	0	4,3	6,5	17,1

Процесс рафинирования осложняется тем, что на предприятие поступает черновая медь переменного химического состава. Это приводит к изменению объема воздуха на этапе окисления от плавки к плавке [66]–[71], [75]–[80].

Очистка меди от примесей осуществляется с целью выполнения достаточно повышенных требований к ее характеристикам, таким как электропроводность, пластичность, коррозионная стойкость и т. п., низкие значения этих показателей свидетельствуют о том, что медь является непригодной для использования в производстве.

Так как чистая медь в основном широко применяется в радиотехнической промышленности, то основное внимание при ее получении уделяется электрическим показателям, в частности, удельному электрическому сопротивлению ρ , которое составляет $0,0175 \text{ Ом}\cdot\text{мм}^2/\text{м}$ при $20 \text{ }^\circ\text{C}$. Нередко на практике используют величину удельной электрической проводимости $\sigma = 1/\rho \text{ (Ом}^{-1}\cdot\text{м}^{-1}\text{)}$.

Физико-химический анализ различных образцов меди показывает прямую зависимость удельной электрической проводимости от природы вещества (концентрации примесей) и температуры (см. рис. 5.6). Как видно из рис. 5.6, увеличение концентрации примеси в меди ведет к уменьшению ее удельной электрической проводимости и снижает качественные электрические показатели [81], [82].

Зависимость удельного сопротивления (проводимости) двух компонентных систем от химического состава вещества описывается известными правилами, их применение определяется конкретными условиями, в которых находится исследуемый образец. В теории оценки электропроводности используются несколько правил [83–85].

Согласно правилу Нордгейма удельное сопротивление сплава должно быть приблизительно пропорционально произведению молярных долей двух компонентов [81].

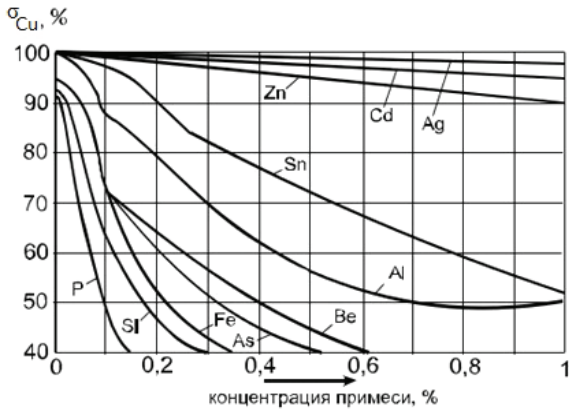


Рис. 5.6. Зависимость удельной электрической проводимости Cu от концентрации примесей, %

Согласно правилу Линде скорость увеличения сопротивления с повышением концентрации в разбавленных сплавах должна быть пропорциональна квадрату разницы валентности компонентов [75]; [81]. По правилу Линде добавочное электрическое сопротивление $\Delta\rho$, вызываемое содержанием примеси 1 %, пропорционально квадрату разности валентности чистого металла и примеси Δz :

$$\Delta\rho = a + v \cdot (\Delta z)^2, \quad (5.16)$$

где a , v — величины, определяющие свойства металла-растворителя.

Данному правилу многие расплавы не подчиняются.

Для оценки влияния примесей при их относительно невысоких концентрациях пользуются линейной зависимостью прироста удельного электрического сопротивления $\Delta\rho$ от концентрации примеси $C_{пр}$:

$$\rho = \rho_0 + \Delta\rho \cdot C_{пр}, \quad (5.17)$$

где ρ_0 — удельное электрическое сопротивление основного компонента (растворителя), зависящее от температуры; $\Delta\rho$ — остаточное электрическое сопротивление, не зависящее от температуры, обусловленное наличием примесных атомов и пропорциональное концентрации примеси.

Уравнение (5.17) называют правилом Матиссена — Флеминга [84]. Согласно правилу Матиссена, полное удельное сопротивление равно

сумме удельных сопротивлений, отвечающих каждому из механизмов в отдельности.

Теория Матиссена также предполагает увеличение удельного сопротивления чистых металлов с ростом температуры (рис. 5.7). Как видно из рис. 5.7, удельное сопротивление резко увеличивается в точке температуры плавления меди.

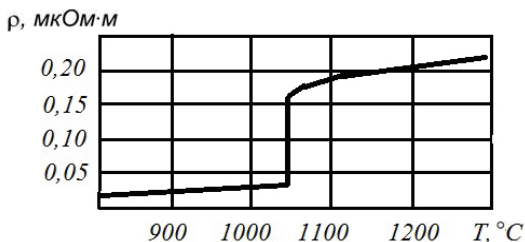


Рис. 5.7. Зависимость удельного сопротивления Cu от температуры

Температурная зависимость электрического сопротивления металлов подчиняется следующему закону:

$$\rho(t) = \rho_0 \cdot (1 + \alpha \cdot \Delta t), \quad (5.18)$$

где ρ_0 — удельное сопротивление при нормальной температуре, например, 20 °С; α — коэффициент термического сопротивления; Δt — разница температур, в качестве нее может быть рассмотрена разница между 20 °С и температурой плавления.

Физико-химические закономерности получения электротехнической меди в настоящее время изучены достаточно полно. Но, несмотря на это, в условиях повышенных требований к ресурсо- и энергосбережению, низкого качества сырья и продуктов с переменным химическим составом остается актуальной задача поиска оптимальных условий рафинирования.

Из вышеизложенного материала становится очевидно, что частной задачей оптимизации является поиск необходимого и достаточного количества кислорода в составе воздуха на этапе окисления [75].

В данном разделе описан способ определения момента времени отсечки воздуха на этапе окисления, основанный на применении интегрированного подхода, используя математические и инструментальные методы.

Применение интегрированного подхода обусловлено тем, что только экспериментальное определение концентрации кислорода в процессе анодной плавки является сложной задачей, особенно в условиях высоких температур и сложного многокомпонентного сырья переменного химического состава.

Решение данной задачи можно условно разбить на несколько частей:

1. Расчет теоретически необходимого количества воздуха для плавки расплава;
2. Разработка схемы контроля удельного сопротивления расплава;
3. Создание алгоритма автоматического управления системой подачи воздуха для окисления примесей.

В первой части, используя стехиометрические зависимости, вычисляли:

- 1) по массе примесей в составе шихты массу оксида меди (I) Cu_2O ;
- 2) по массе Cu_2O необходимое значение теоретической массы и мас. % кислорода;
- 3) количество воздуха в тоннах и м^3 , подаваемого в расплав.

Данная информация поступает в микроконтроллер.

Вторая часть предусматривает разработку схемы контроля удельного сопротивления расплава, основанной на измерении напряжения компенсационно-разностным методом (см. рис. 5.8). Для этого применяется две пары электродов 1, 1' и 2 2'. Одна пара погружена в эталонный расплав (расплав электротехнической меди) с удельным сопротивлением ρ_0 , вторая пара в расплав черновой меди с удельным сопротивлением $\rho_{\text{исх}}$. К каждой паре электродов встречно подключены стабилизированные источники напряжения E_1 и E_2 . С одной стороны два электрода разных пар соединены между собой. В цепи предусмотрены нагрузочные сопротивления одинаковой величины $R_{н1}$ и $R_{н2}$.

Между свободными концами электродов 1 и 2 включен цифровой микровольтметр, сигнал с которого поступает в микроконтроллер. Через каждую пару электродов протекают токи I_1 и I_2 . Токи вызывают падения напряжений на эталонном ρ_0 и исходном $\rho_{\text{исх}}$ сопротивлениях.

Для улучшения количественных показателей измерения в цепи допускается применение усилителя.

На рис. 5.9 представлен возможный теоретический характер изменения падения напряжения между электродами (точки 1 и 2) при протекании токов I_1 и I_2 во встречном направлении в условиях изменения $\rho_{\text{исх}}$ за счет операции окисления примесей.

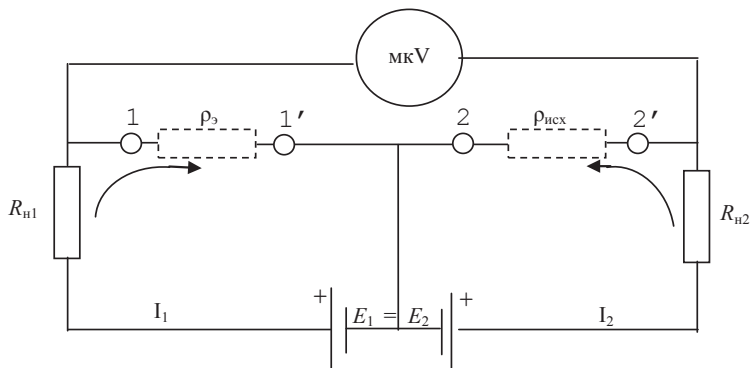


Рис. 5.8. Компенсационно-разностная схема измерения напряжения

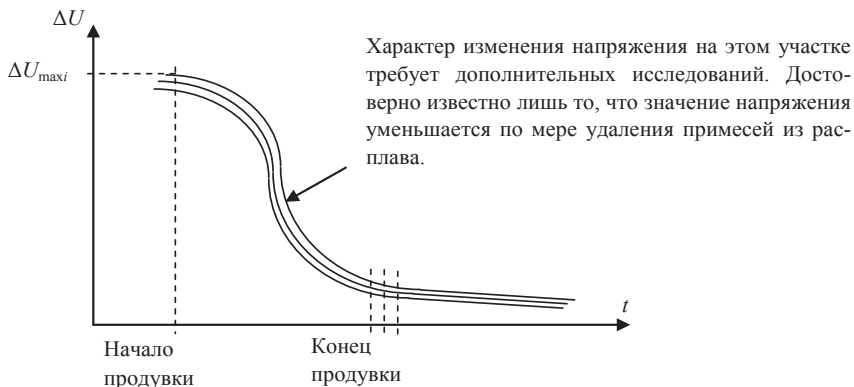


Рис. 5.9. Характер изменения разностного напряжения между электродами

На графике показано несколько кривых, начальные величины ΔU_{\max} которых различны и определяются переменным составом исходной шихты.

На заключительной стадии величины ΔU так же отличаются от плавки к плавке. Это обусловлено термодинамическими ограничениями, в результате которых часть примесей остается в анодной меди. На величину ΔU также может оказывать влияние нестабильность температуры расплава и источников тока. Все эти ограничения исключают возможность отсечки воздуха на этапе окисления непосредственно по измеренным конкретным значениям ΔU .

В связи с этим более надежно определять момент отсечки воздуха можно по скорости изменения ΔU , так как содержание примесей в составе расплава к концу продувки имеет малую скорость изменения. При использовании микроконтроллерной техники решение такой задачи упрощается.

Для исключения нестабильности начального значения ΔU_{\max} микроконтроллер приводит закон изменения ΔU от времени к нормальному виду:

$$\Delta U_n = \Delta U_i / \Delta U_{\max i}. \quad (5.19)$$

Под индексом i следует понимать текущие значения.

Интересной задачей является подбор материала и конструкции электродов.

Основным параметром, определяющим материал, является температура плавления. К основным тугоплавким металлам относятся ниобий, молибден, тантал, вольфрам и рений. Титан, ванадий, хром, цирконий, гафний, рутений и осмий имеют температуру плавления ниже, чем основные тугоплавкие металлы, но также могут рассматриваться в качестве электродов при определенных условиях.

Для снижения температуры электрода можно предусмотреть охлаждение водой системы из двух коаксиальных стальных труб. В центральную трубу поступает холодная вода, которая переходит во внешнюю трубу, охлаждая ее. Чтобы предотвратить влияние шлаков, плавающих на поверхности, электроды следует покрывать сверху жаропрочной и электрической изоляцией. Для предотвращения налипания ионов на электроды применяется переменный ток промышленной частоты.

Проблема выбора металла также заключается в том, что и в атмосфере, и в расплаве меди при продувке имеется кислород, который при заданных температурах окисляет металл. Так, вольфрам как самый тугоплавкий из металлов (более высокую температуру плавления имеет только углерод) при температуре красного каления медленно окисляется в оксид вольфрама (VI) WO_3 , теряя свои функции. Молибден начинает окисляться при температуре $400^\circ C$. При достижении температуры свыше $600^\circ C$ молибден быстро окисляется до оксида молибдена (VI) MoO_3 . Титан при нагревании до температуры $1200^\circ C$ загорается ярким белым пламенем с образованием оксидных фаз переменного состава TiO_x . Инертная платина при нагревании реагирует с кислородом с образованием летучих оксидов.

В третьей части предполагается создание алгоритма автоматического управления системой подачи воздуха для окисления примесей на основе данных первой и второй части. Микроконтроллер нормализует показания по формуле (5.19) и сравнивает с предыдущими показаниями. При разности этих показаний менее заданного значения ΔU_n микроконтроллер выдает команду на отсечку воздуха (рис. 5.10). Значение ΔU_n зависит от частоты получения показаний микрольтметром и расхода воздуха на продувку, который также контролируется микроконтроллером.

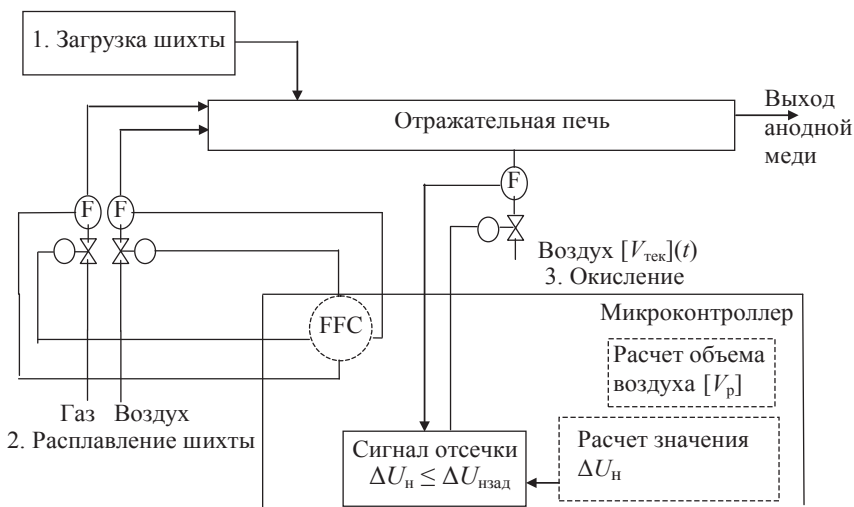


Рис. 5.10. Функциональная схема алгоритма отсечки воздуха

Результаты работы согласуются с общей теорией огневого рафинирования и могут представлять интерес для практики анодной плавки.

При этом, как отмечалось, возникает проблема выбора материала и конструкции электродов. Одним параметра — температура плавления — недостаточно для решения этой задачи. К основным тугоплавким металлам относятся ниобий, молибден, тантал, вольфрам и рений. Металлы титан, ванадий, хром, цирконий, гафний, рутений и осмий имеют температуру плавления ниже, чем основные, но так же рассматриваются как тугоплавкие.

Проблема состоит в том, что и в атмосфере и в расплаве меди при продувке имеется кислород. Предлагается электроды выполнять водоохлаждаемыми из двух коаксиальных стальных труб. В центральную трубу поступает холодная вода, которая переходит во внешнюю трубу, охлаждая ее. Электроды сверху покрыты жаропрочной и электрической изоляцией, чтобы предотвратить влияние шлаков, плавающих на поверхности. Электроды погружаются на три четверти в ванну с расплавом. Это необходимо для исключения влияния турбулентного перемешивания расплава продуваемым воздухом.

Для предотвращения налипания ионов на один электрод применяется переменный ток промышленной частоты. Измерение напряжения выполняется по компенсационной разностной схеме (рис. 5.11).

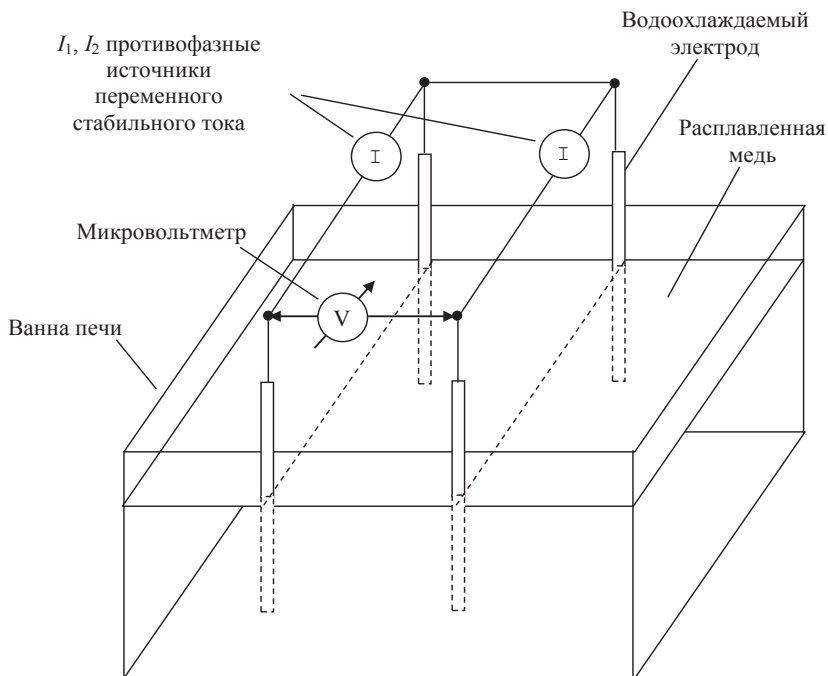


Рис. 5.11. Схема установки для определения момента отсечки продувки воздухом

Два электрода с одной стороны соединены проводником. Между парами противоположных электродов подключены противофазные

источники тока I_1, I_2 . Между свободными концами электродов с другой стороны включен цифровой микровольтметр, сигнал с которого поступает в микроконтроллер.

Микроконтроллер нормализует показания по формуле (5.19) и сравнивает с предыдущими показаниями. При разности этих показаний менее заданного значения микроконтроллер выдает команду на отсечку воздуха. Заданное значение зависит от частоты опроса микровольтметра и расхода воздуха на продувку.

Таким образом, в данном разделе рассмотрены вопросы методологии интегрированного подхода к определению момента времени отсечки воздуха на окислительной стадии огневого рафинирования меди в условиях высоких температур и сложного многокомпонентного сырья переменного химического состава.

Рассмотрены теоретические вопросы подготовки схемы контроля удельного сопротивления расплава компенсационно-разностным методом.

Приведены основные ограничения, накладываемые на применение материалов в качестве электродов. Показана возможность создания алгоритма контроля и управления воздухом, подаваемым в расплав меди на этапе окисления.

Предложенную методологию можно рассматривать как этап разработки комплексной схемы автоматизации процесса огневого рафинирования черновой меди.

Предложена схема установки для определения момента отсечки продувки воздухом.

Глава 6.

Эмиссия CO₂ в процессе огневого рафинирования меди

6.1. Цветная металлургия и эмиссия диоксида углерода

Следует отметить, что цветная металлургия — один из наиболее энергоемких секторов экономики. Объем эмиссии парниковых газов (ПГ) является производной от энергоемкости. ОАО «Уралэлектромедь» является градообразующим предприятием города Верхняя Пышма, что аналогично другим городам старопромышленных регионов (Красноуральск, Верхняя Салда, Карабаш и др.). Авторами определена эмиссия парникового газа диоксида углерода. Верхняя Пышма обладает многими показателями «умного» города, аналогично г. Гамбургу, в центре которого расположен медеплавильный завод Augubis, производящий черновую медь. Таким образом, современные энергоэффективные низкоуглеродные технологии способны обеспечить благоприятную среду обитания и приемлемый уровень углеродного следа даже в такой экологически чистой стране, как Германия. В данной главе вычислена эмиссия парникового газа — диоксида углерода в процессе огневого рафинирования черновой меди. Процесс анодной плавки состоит из нескольких этапов, основными из которых являются загрузка и расплавление шихты, окисление и восстановление расплава меди. Вычисления основаны на учете массы сгоревшего углерода природного газа и термической диссоциации мазута. При этом подразумевается, что имеет место полное сгорание углерода.

Для так называемых «умных» городов следует считать не типичными предприятия цветной металлургии на территории города. Но поскольку

ку цветная металлургия часто является градообразующей, предприятия находятся в черте города, например, цинковый комбинат в г. Челябинске, медный в г. Карабаш, завод в центре г. Гамбурга. К этой группе можно отнести города Красноуральск, Верхняя Салда, Верхняя Пышма и др. В этой связи было целесообразно, как представительный пример, оценить эмиссию диоксида углерода процесса огневого рафинирования на предприятии ОАО «Уралэлектромедь» в г. Верхняя Пышма, которое входит в ОАО «Уральская горно-металлургическая компания» (УГМК), занимающую первое место в России и одиннадцатое место в мире по добыче и производству рафинированной меди. В статье использован массив данных случайной выборки за период с 2016 по 2017 гг. по семи вариантам анодной плавки.

Медеаффинировочное предприятие выбрано по следующим причинам:

- Россия обладает значительной сырьевой базой и занимает 3-е место в мире по запасам медьсодержащих руд (около 90 млн т) после Чили и Перу;
- медь обладает ценными механическими (ковкость и тягучесть) и коррозионными свойствами, имеет высокую тепловую и электрическую проводимость;
- 85 % меди в мире производится пирометаллургическим способом переработки медного сырья, процесс которого состоит из нескольких переделов: добыча и обогащение руды с получением концентрата; производство черновой меди с получением черновой меди; производство рафинированной меди с получением анодной и катодной меди (см. рис. 6.1).

На схеме, приведенной на рис. 6.1, показаны стадии удаления железа и серы: в три стадии (обжиг, плавка, конвертирование), в две стадии (плавка, конвертирование) или в одну стадию [66]. За исключением последнего варианта, предусматривающего непосредственную плавку концентратов на черновую медь, технология ее получения является многостадийной.

Наиболее распространенная технология предусматривает обязательное использование следующих металлургических процессов:

- плавку на штейн;
- конвертирование медного штейна;
- огневое и электролитическое рафинирование меди.

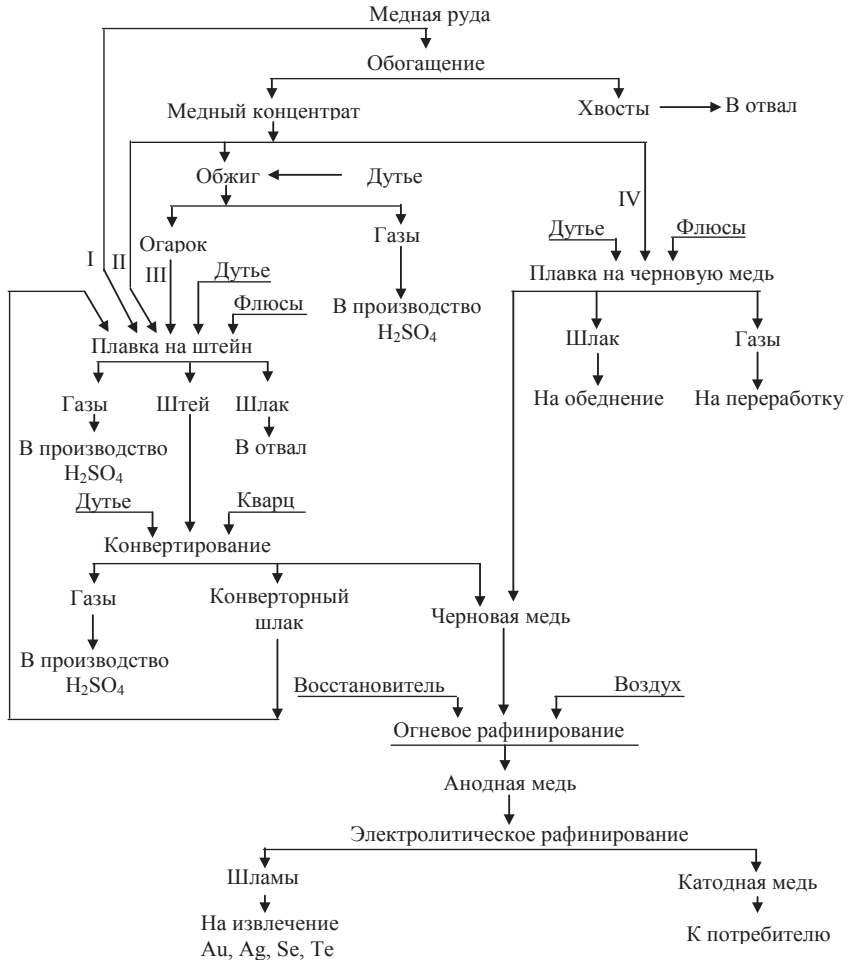


Рис. 6.1. Принципиальная технологическая схема пирометаллургического получения меди из сульфидных руд. Римскими цифрами обозначены возможные варианты переработки исходного сырья на черновую медь

В основе любого металлургического процесса лежит принцип перевода перерабатываемого сырья в гетерогенную систему, состоящую из нескольких фаз, которые отличаются друг от друга составом и физическими свойствами. При этом одна из фаз может обогащаться извлекаемым металлом и обедняться примесями, а другие фазы, наоборот, обедняться основным компонентом.

Одной из фаз является газовая фаза, к которой предъявляются повышенные требования с точки зрения экологических аспектов предприятий цветной металлургии. В выбросах медеплавильных заводов основные объемы загрязняющих веществ приходятся на такие элементы, как

- диоксид серы,
- пыль,
- оксиды азота,
- оксид и диоксид углерода,
- металлы и их соединения (в зависимости от состава исходного сырья это прежде всего кадмий, медь, мышьяк, ртуть, свинец и др.),
- летучие органические соединения (общие и органический углерод) и др.

И если проблема улавливания диоксида серы SO_2 , составляющего 75–80% от общего объема загрязняющих веществ в отходящих газах, в принципе эффективно решается на медеплавильных заводах, например в ЕС в настоящее время в среднем 98,9% серы извлекается из выбросов и используется для производства серной кислоты и жидкого диоксида серы, то проблема контроля и улавливания других вредных компонентов в отходящих газах, выбрасываемых предприятиями цветной металлургии, остается достаточно острой. К одному из таких нежелательных компонентов относится диоксид углерода CO_2 .

Диоксид углерода CO_2 является парниковым газом. Парниковые газы — это газы природного или антропогенного происхождения с хорошей прозрачностью в видимом диапазоне и высоким поглощением в инфракрасном диапазоне. Присутствие таких газов в атмосферах планеты приводит к появлению парникового эффекта, а именно к повышению приземной температуры и к изменению климата [9]; [10]; [11].

6.2. Химические соотношения процесса

Рассмотрим методы снижения воздействия производственных установок на окружающую среду. К ним относятся методы, интегрированные в производственный процесс — это методы, связанные с предупреждением или снижением эмиссий, образующихся при реализации таких видов деятельности, как хранение, химические реакции, разделение и очистка различных материалов и веществ [83]. Как указывалось выше, для примера взято рафинировочное предприятие ОАО «Урал-электромедь» (г. Верхняя Пышма). На завод поступает черновая медь от различных заводов-производителей, из которой формируется шихта для анодной плавки меди. Полная загрузка одной печи — 350 т.

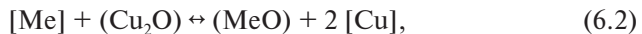
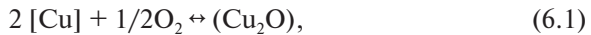
Усредненные показатели химического состава шихты черновой меди следующие: 99,35 % Cu; 0,17 % Ni; 0,14 % Sb; 0,13 % Pb; 0,11 % As; 0,052 % Sn; 0,00121 % Fe; 0,0001 % Bi.

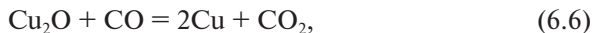
Процесс огневого рафинирования меди с точки зрения эмиссии парниковых газов рассмотрен в [86].

Процесс рафинирования основан на следующих закономерностях:

- высокая растворимость оксида меди Cu_2O в жидкой меди;
- окисление кислородом оксида меди Cu_2O большинства примесей;
- нерастворимость в меди оксидов примесей (MeO);
- восстановимость оксида меди Cu_2O различными углеводородами после съема шлака;
- возможность десорбции оксида серы SO_2 , растворенного в жидкой меди, при перемешивании ее газообразными продуктами сухой перегонки древесины.

Основными химическими реакциями при этом являются [64]:





При этом, как указывалось выше, образуется диоксид углерода CO_2 .

На практике температура рабочей зоны печи поддерживается в диапазоне от 1 100 до 1 200° С.

Основным условием для горения газа является наличие кислорода, а следовательно, и воздуха, при этом происходит химическая реакция соединения кислорода воздуха с углеродом и водородом топлива. Реакция происходит с выделением тепла, света, а также углекислого газа и водяных паров.

Количество воздуха зависит от калорийности газа — чем она выше, тем больше необходимо воздуха.

Независимо от агрегатного состояния вещества количество воздуха, необходимого для полного сгорания, определяется по уравнению химической реакции горения, составленного на основе химического состава горючего вещества.

Для расчета горения топлива проводится расчет материального баланса процесса горения на основе относительных молекулярных масс основных веществ, участвующих в горении, а также процентного состава газа (об. %), температуры T и давления P воздуха, плотности метана ρ .

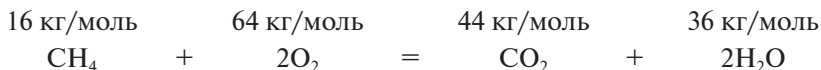
Расчет ведется при $T = +15^\circ\text{C}$, $P = 760$ мм рт. ст., $\rho = 0,717$ кг/м³.

Запишем уравнения реакций горения метана:



Подставим в эти уравнения молекулярные массы входящих в них элементов.

Из формулы горения метана



определим массу кислорода m_k , необходимую для полного сгорания 1 кг компонента

$$m_k = 64/16 = 4 \text{ кг.}$$

Определим объем кислорода, необходимый для полного сгорания 1 м³ компонента по формуле

$$V = \frac{m_k}{\rho_k}, \quad (6.9)$$

где ρ_k — плотность кислорода.

Для горения метана требуется объем кислорода:

$$V_{O_2} = \frac{4}{1,429} = 2,799 \text{ м}^3.$$

Определим требуемый объем воздуха для горения метана при нормальных физических условиях с учетом того, что кислорода в воздухе содержится 21 %:

$$V_{\text{вгн}} = 2,799/0,21 = 13,33 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Проведем расчет объема воздуха при заданных условиях ($T = +15^\circ\text{C}$, $P = 760 \text{ мм рт. ст.}$):

$$V_{\text{вг}} = 13,33 \cdot (273 + 15)/273 = 14,06 \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Таким образом, для полного сгорания 1 м^3 природного газа в рассматриваемых условиях необходимо $14,06 \text{ м}^3$ воздуха. Один кг метана имеет объем $1/0,717 = 1,395 \text{ м}^3$, при условии, что плотность метана равна $\rho = 0,717 \text{ кг/м}^3$. Следовательно, для сжигания 1 кг метана необходимо $14,06/1,395 = 10,08 \text{ м}^3$ воздуха. Определяемое таким образом количество воздуха называется теоретически необходимым. Практически при горении в горелочных устройствах различного типа реальный расход воздуха значительно больше.

Полнота сгорания топлива определяется количеством воздуха, участвующего в процессе горения.

При достаточном поступлении воздуха происходит полное сгорание газа, в результате которого продукты его горения содержат негорючие газы: углекислый газ CO_2 , азот N_2 , водяные пары H_2O .

При недостаточном количестве воздуха происходит неполное сгорание газа или химический недожог горючих составных частей; в продуктах сгорания появляются горючие газы: оксид углерода CO , метан CH_4 , водород H_2 .

Таким образом, недостаток воздуха приводит к неполному сгоранию газа, а избыток — к чрезмерному охлаждению температуры пламени. Чтобы обеспечить полное сгорание топлива, необходимо подавать воздуха в печь несколько больше, чем требуется по расчету, что регулируется коэффициентом избытка воздуха.

Помимо выбросов от сгоревшего природного газа, необходимого для поддержания температуры расплава, возможно образование значительных концентраций угарного газа в восстановительной атмосфере печи. Устранение оксида углерода CO выполняется сжиганием печных газов с потреблением дополнительного топлива, таким образом, количество диоксида углерода CO₂ в выбросах предприятия увеличивается.

При условии, что весь углерод окисляется до диоксида углерода CO₂ и при наличии данных из практики завода, можно упростить расчеты эмиссии диоксида углерода без использования формул (6.1) — (6.7). В [12] приведена формула из отраслевой методики определения эмиссии диоксида углерода E_{CO_2} :

$$E_{CO_2} = (M \cdot C_m - П \cdot C_n) \cdot K_u, \quad (6.10)$$

где M — расход углеродосодержащих материалов, тыс. т; C_m — содержание углерода в материале, т/т; $П$ — выход углеродосодержащей продукции, тыс. т; C_n — содержание углерода в продукции, т/т; K_u — коэффициент пересчета массы углерода C в массу диоксида углерода CO₂, равный $44/12 \approx 3,667$. В работах [13] — [15] приведены расчеты эмиссии диоксида углерода предприятиями, которые основаны на обобщенных коэффициентах. Данных для цветной металлургии в этих работах нет. Воспользуемся формулой (6.8), учитывая, что выход углеродосодержащей продукции отсутствует в цветной металлургии.

6.3. Вычисления эмиссии диоксида углерода

На выработку дутья 1 м³ воздуха требуется около 0,43 кВт·ч электроэнергии, что приводит к эмиссии диоксида углерода 1,086 кг/м³ [40].

С учетом этого расчет значений эмиссий диоксида углерода выполняется по следующим формулам:

$$\mathcal{E}_{пг} = V_{пг} \cdot \rho_{пг} \cdot C_{пг} \cdot 44/12, \text{ кг CO}_2, \quad (6.11)$$

$$\mathcal{E}_m = m_m \cdot C_m \cdot 44/12, \text{ кг CO}_2, \quad (6.12)$$

$$\mathcal{E}_b = 1,086 \cdot V_{пг} \cdot V_{вг}, \text{ кг CO}_2, \quad (6.13)$$

где $V_{\text{пр}}$ — объем природного газа, м^3 ; $\rho_{\text{пр}}$ — плотность природного газа, $\text{кг}/\text{м}^3$; $C_{\text{пр}}$ — содержание углерода в природном газе, %; $m_{\text{м}}$ — масса мазута, кг ; $C_{\text{м}}$ — содержание углерода в мазуте, %; $V_{\text{вг}}$ — удельный расход воздуха для горения 1 м^3 природного газа; 44 и 12 — молярные массы диоксида углерода.

По данным исследований ОАО «Уралэлектромедь», для выбранного типа шихты при огневом рафинировании меди в отражательной печи расходуется $28\,855 \text{ м}^3$ или $m_{\text{пр}} = 28\,855 \cdot 0,717 = 20\,689 \text{ кг}$ природного газа плотностью $\rho_{\text{пр}} = 0,717 \text{ кг}/\text{м}^3$ с содержанием углерода $C_{\text{пр}} = 75\%$. Для сгорания природного газа требуется $V_{\text{в}} = 275\,784 \text{ м}^3$ или $m_{\text{в}} = 337\,835 \text{ кг}$ воздуха.

Результирующая эмиссия процесса диоксида углерода, если в ней нет транзитной эмиссии CO_2 электростанции, из расчета полной загрузки печи (350 т) рассматриваемого процесса составит

$$\Theta_{\text{пр}} = \Theta_{\text{пр}} + \Theta_{\text{м}}, \text{ кг } \text{CO}_2. \quad (6.14)$$

С учетом эмиссии диоксида углерода при выработке электроэнергии сквозная эмиссия CO_2 при процессе переработки черновой меди в анодную будет равна

$$\Theta_{\text{сз}} = \Theta_{\text{пр}} + \Theta_{\text{в}} + \Theta_{\text{м}}, \text{ кг } \text{CO}_2. \quad (6.15)$$

Например, из загруженной шихты получено $m_{\text{ам}}$ т анодной меди. Удельная эмиссия диоксида углерода процесса огневого рафинирования тогда будет равна

$$\Theta_{\text{удчп}} = \Theta_{\text{сз}}/m_{\text{ам}}, \text{ кг } \text{CO}_2. \quad (6.16)$$

Как указывалось выше, исходные данные взяты из практики завода, которые использовались для расчетов по формулам (6.10)–(6.16) и сведены в табл. 6.1. Последняя строка представляет собой средние значения исходных и расчетных данных.

Однако эта эмиссия диоксида углерода не является углеродным следом медной продукции, так как здесь не учтены транзитные эмиссии диоксида углерода, переходящие с процессов получения черновой меди и электролитического рафинирования анодной меди. Формирование углеродного следа медной продукции иллюстрирует граф эмиссий диоксида углерода (см. рис. 6.2), составленный для одной цепи стадий из возможных цепей производства медной продукции.

Обозначения $CЭ_j$ соответствуют удельной сквозной эмиссии диоксида углерода в том или ином процессе. Символом Ψ_j обозначены расходы (потребления) того или иного ресурса. Сквозная эмиссия в той или иной вершине вычисляется как сумма эмиссии процесса, которому соответствует вершина, с произведениями значений сквозных эмиссий инцидентных ей вершин на значения расходов соответствующего ресурса.

Таблица 6.1

Исходные и расчетные данные эмиссий диоксида углерода

$m_{мед},$ Т	$V_{пгаз},$ М ³	$m_{шт},$ КГ	$Э_{шт},$ КГ CO ₂	$V_{в},$ М ³	$Э_{в},$ КГ CO ₂	$m_{м},$ Т	$Э_{м},$ КГ CO ₂	$Э_{пр},$ КГ CO ₂	$Э_{св},$ КГ CO ₂	$Э_{удчп},$ КГ CO ₂
342	28442	20393	56081	398188	432432	1,22	3802	59883	492315	175
341	29411	21088	57991	411754	447165	1,34	4173	62164	509329	183
338	28605	20560	56402	400470	434910	1,22	3815	60217	495127	178
332	29867	21415	58890	418138	454098	2,03	6336	65226	519324	197
353	31517	22598	62144	441238	479185	1,08	3350	65494	544679	185
346	27186	19492	53604	380604	413336	1,56	4865	58469	471805	169
344	28855	20689	56895	403970	438711	1,28	3989	60884	499595	177
342	29126	20883	57430	407766	442834	1,39	4333	61762	504596	181

Например, сквозная эмиссия — углеродный след — огневого рафинирования меди определяется суммой

$$CЭ_5 = (CЭ_{Г} \cdot \Psi_{2Г} + CЭ_4 \cdot \Psi_4 + CЭ_{В} \cdot \Psi_{3В} + CЭ_{М} \cdot \Psi_{М})/342 + 181 \text{ кг CO}_2/\text{т анодной меди},$$

где $CЭ_{В} \cdot \Psi_{3В} = (CЭ_3 \cdot \Psi_{23}/342) \cdot \Psi_{3В} = 1474 \text{ кг CO}_2/\text{т анодной меди}$.

Деление на величину 342 служит для приведения суммарных эмиссий к удельным. Значение сквозной эмиссии диоксида углерода при добыче и транспортировке газа $CЭ_{Г} = 0,234 \text{ кг CO}_2/\text{м}^3$, мазута $CЭ_{М} = 233 \text{ кг CO}_2/\text{т}$ [19; 20]. Значения величин $CЭ_4$, $\Psi_{2Г}$, Ψ_4 , $\Psi_{М}$ неизвестны. По этой причине можно лишь утверждать, что сквозная эмиссия или углеродный след процесса огневого рафинирования меди превышает значение

$$181 + 504\,596/342 = 1\,655 \text{ кг CO}_2/\text{т анодной меди}.$$

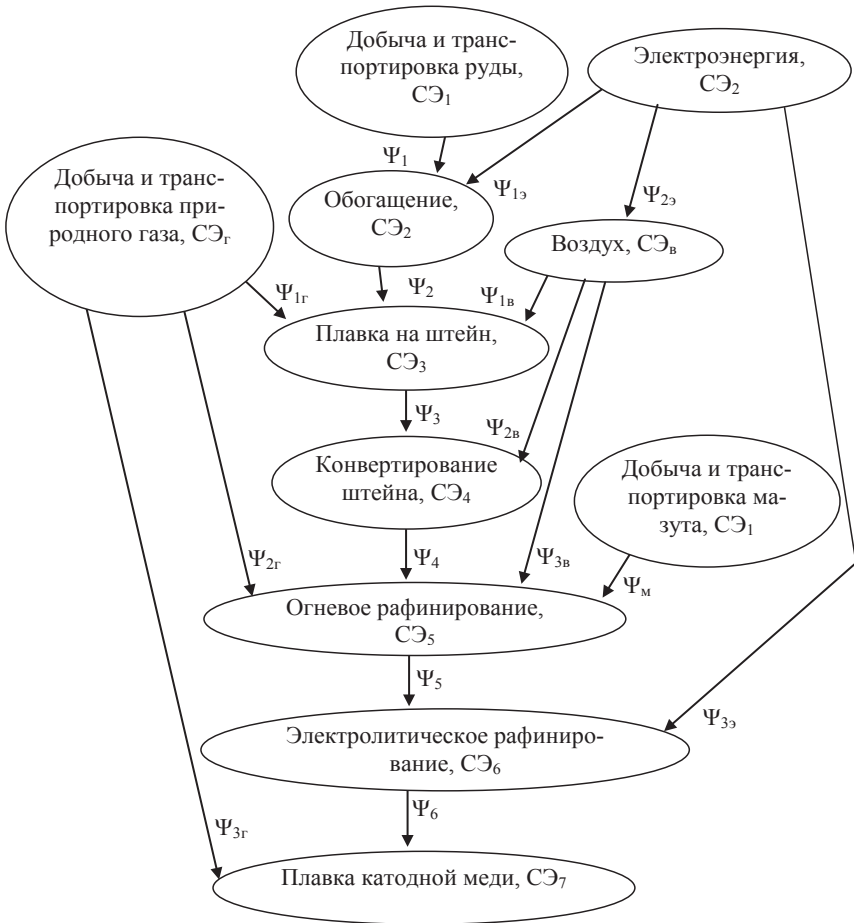


Рис. 6.2. Граф эмиссий диоксида углерода процесса производства медной продукции. СЭ — сквозная эмиссия

Из вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Удельная эмиссия диоксида углерода процесса огневого рафинирования черновой меди составляет 181 кг CO_2 на т анодной меди.
2. Годовая эмиссия диоксида углерода на ОАО «Уралэлектромедь» составляет порядка 0,12 % от совокупного объема выбросов парниковых газов всеми предприятиями Свердловской области.

3. Расчеты проведены по данным конкретных плавок, определенных методом случайной выборки.

4. Результаты статьи подтверждают, что работа медеплавильных цехов, размещенных в городской среде, не приводит к значительному росту углеродного следа и критическому уровню экологического ущерба для природной среды и населения города Верхняя Пышма. Это один из основных показателей, по которому Верхнюю Пышму можно будет отнести в ближайшей перспективе к категории «умных» городов.

Глава 7.

Сравнение зонального метода моделирования теплообмена излучением с методом конечных объемов на примере расчета нагрева непрерывной заготовки в кольцевой печи

В данной главе представлено сравнение двух методов математического моделирования теплообмена излучением: метода конечных объемов и зонального метода [86, 87].

При этом отмечено, что широкое развитие получило использование методов математического моделирования применительно к энергоемким металлургическим процессам, в частности, к нагревательным печам. К настоящему времени сложилось несколько подходов к моделированию теплового излучения в термических печах. Коммерческие программы, сочетающие в себе расчет теплообмена излучением с расчетом гидродинамики, горения и других физических процессов, как правило, используют конечноэлементные методы: метод дискретных ординат (DOM), метод конечных объемов (FVM) и т. п. Особенность этих методов заключается в однократном полном расчете всех потоков тепла в системе, исходя из жестко заданных граничных условий. При изменении хотя бы одного граничного условия расчет необходимо полностью проделывать заново, что, вместе с необходимостью разбивать рабочий объем сеткой достаточно мелкого масштаба, делает данные методы требовательными к времени расчета и компьютерным мощностям. Другой подход состоит в разбиении всех поверхностей и рабочего объема системы на относительно небольшое число зон с дальнейшим получением для данного разбиения некоторой промежуточной характеристики, инвариантной к части граничных условий. Такой характеристикой, как правило, является матрица размерности

$N \times N$ (где N — число выделенных зон), называемая матрицей обобщенных угловых коэффициентов излучения (в англоязычной литературе для аналогичных целей введена матрица прямых взаимных поверхностей (Direct Exchange Area Matrix — DEAM)). Данная матрица, будучи вычисленной однократно, существенно упрощает дальнейшее вычисление тепловых потоков в системе для различных наборов граничных условий. Это позволяет вычислить матрицу обобщенных угловых коэффициентов один раз и в дальнейшем проводить быстрые расчеты с различными наборами граничных условий. Например, нахождение неизвестных температур зон в системе уравнений теплового баланса. Таким образом, преимуществами методов конечных элементов являются простота программирования, использование той же сетки элементов, что и для методов расчета гидродинамики и горения. Однако, данные методы не оптимизированы для многократных вычислений с различными граничными условиями. Преимуществами зонального метода являются его вычислительная точность, а также сокращение вычисления для расчета при изменении граничных условий (граничных потоков или температур). К недостаткам данного метода можно отнести то, что он требует построения отдельной упрощенной сетки зон, а также повышенную вычислительную сложность определения обобщенных угловых коэффициентов, зависящих как от геометрических соотношений, так и от физических параметров (концентраций веществ и температуры печной атмосферы).

Данный метод описан достаточно подробно в ряде зарубежных (см. например [86]), а также отечественных источников. В его основе лежит решение уравнения теплового баланса для ячейки пространства (конечного объема) P для каждого из пространственных направлений. В качестве известных величин берутся ранее рассчитанные интенсивности излучения на границах данного объема I_x, I_y, I_z , а также излучение источников, расположенных внутри данного объема B_p . В качестве неизвестной величины выступает интенсивность излучения внутри объема PI_p . Общий вид уравнения для конечного объема:

$$a_p I_p = a_x I_x + a_y I_y + a_z I_z + B_p, \quad (7.1)$$

где a_p, a_x, a_y, a_z — коэффициенты, определяемые геометрической конфигурацией конечного объема и выбранным направлением излучения.

Основная вычислительная трудность метода состоит в расчете интенсивности I . При этом в случае большого числа ячеек (до 100000)

требуется от 50 до 100 итераций до достижения условия сходимости решения.

Коэффициенты для ортогонального объема размером $(\Delta x) \times (\Delta y) \times (\Delta z)$ и выбранного направления l в общем случае вычисляются по формулам:

$$a_p = \Delta y \Delta z |D'_x| + \Delta x \Delta z |D'_y| + \Delta x \Delta y |D'_z| + \Delta x \Delta y \Delta z \Omega'; \quad (7.2)$$

$$a_x = \Delta y \Delta z |D'_x|, a_y = \Delta x \Delta z |D'_y|, a_z = \Delta x \Delta y |D'_z|, \quad (7.3)$$

где значения D'_x, D'_y, D'_z определяются выбранным направлением l и телесным углом распространения излучения Ω' .

В общем случае, когда температуры (а значит и интенсивности) неизвестны, для получения температурного поля требуется итерационный процесс перевычисления интенсивностей по формулам (7.1)–(7.3).

Усовершенствованный, зональный метод

Зональный метод традиционно используется для расчета тепловых режимов в металлургических печах, например [88]. Свое развитие он получил в работах группы под руководством В. Г. Лисиенко [1]; [89]; [90].

В зональном методе можно выделить несколько характерных этапов:

1. Выделение в системе поверхностных и объемных зон, характеризующихся в первом приближении постоянными физическими параметрами внутри зоны (температура, коэффициенты поглощения и отражения и т. п.)

2. Присвоение каждой из зон системы присущих ей оптических свойств (степень черноты для поверхностных зон, коэффициент поглощения для объемных зон) на основании принятых моделей излучения поверхностей твердых тел и газов.

3. Вычисление матрицы обобщенных угловых коэффициентов на основании геометрического взаиморасположения зон и их оптических свойств с помощью численного определения по формуле:

$$\psi_{ij} = \frac{1}{A_i} \int_{A_i} \int_{A_j} e^{-\tau(dA_j, dA_i) \frac{\cos \theta_i \cos \theta_j}{\pi L^2}} dA_j dA_i, \quad (7.4)$$

где dA_i, dA_j — элементарные площадки, выделенные на поверхности зон i и j ; A_i, A_j — площади поверхности зон i и j ; θ_i и θ_j — углы между

нормальными к поверхности зон и лучем, связывающим их между собой; $\tau(dA_j, dA_i)$ — оптическая толщина слоя среды на пути луча между площадками dA_j и dA_i .

4. В случае присутствия в системе отражающих поверхностей вычисление матрицы обобщенных разрешающих угловых коэффициентов, учитывающих переотражение излучения в системе.

5. Вычисление потоков на каждую из поверхностных и объемных зон на основании полученных величин.

Для получения достоверной картины распределения тепловых потоков, поступающих к заготовкам в каждый момент времени в печи, необходимо максимально точное определение принятых в модели параметров, влияющих на теплоперенос. Так как основным источником тепла в печи является сжигаемое в горелках топливо, то особое внимание необходимо уделить составу газовой смеси, образуемой в процессе горения. Для природного газа продукты сгорания представляют собой смесь диоксида углерода и водяных паров ($\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}$). Эти газы являются основными излучающими компонентами атмосферы печного пространства, а их высокая температура и значительный объем делает их одним из основных источников излучения в печи в целом. Ключевой характеристикой, определяющей степень излучения печной атмосферы, является коэффициент поглощения k , который может быть получен из выражения:

$$k(T, p_{\text{CO}_2}, p_{\text{H}_2\text{O}}) = \frac{1}{L} \ln(1 - \varepsilon(T, p_{\text{CO}_2}, p_{\text{H}_2\text{O}})), \quad (7.5)$$

где ε — интегральная степень черноты рассматриваемого объема газовой смеси; L — длина характеристического пути луча в данном объеме.

Учитывая сильную зависимость параметра ε от состава газовой смеси, геометрической конфигурации занимаемого газом объема и температуры газа, его определение сопряжено со значительными вычислительными трудностями, вызванными существенным изменением температур и состава газа как в различных точках печного пространства, так и в различные моменты времени в процессе сгорания топлива. В этой главе для вычисления зональным методом определение коэффициента поглощения было проведено с помощью метода, представленного в [91], что позволило достичь точности результатов, сравнимой с точностью при вычислении FVM методом.

7.1. Условия и объект моделирования

В качестве объекта моделирования была выбрана кольцевая печь (КП) трубопрокатного цеха № 1 ОАО «Северский трубный завод» (г. Полевской) ТПЦ-1. Основные конструктивные и режимные параметры КП приведены в табл. 7.1. Необходимость моделирования режимов работы данной печи была вызвана установкой в процессе капитального ремонта печи инновационной конструкции пода печи: а именно в соответствии с патентом на полезную модель RU 128301U1 «Устройство подины кольцевой нагревательной печи» (приоритет от 12.11.2012) [91] предложено усовершенствование подины печи, состоящее в установке на нее продольных выступов шириной 290 мм и высотой 60 мм, отстоящих друг от друга на расстоянии 350 мм, выполненных из огнеупорного бетона. Первым этапом модернизации является анализ работы печи до реконструкции. Схема продольного разреза печи представлена на рис. 7.1.

Таблица 7.1

Основные конструктивные и режимные параметры кольцевой печи

Наименование параметра	Величина, ед. изм.
Длина печи по средней линии	70,7 м
Ширина рабочего пространства	5,2 м
Высота рабочего пространства	2,04 м
Диаметр заготовки	290–360 мм
Длина заготовки	2300–4500 мм
Вес	933–3596 кг
Количество заготовок в печи	120 заготовок
Расположение заготовок	Однорядное
Производительность печи	До 90 т/ч
Температура нагрева	1200–1300
Число зон регулирования	5 + 1 не отапливаемая
Количество горелок	56
Температура подогрева воздуха	400–500
Максимальный расход газа	5400 м ³ /ч

В качестве базовых режимов для моделирования нагрева с различной конструкцией подины были взяты два характерных режима с производительностями печи 76 и 51 т/ч (типичные по результатам эксплуатации

печи в линии проката). Критерием получения удовлетворительных результатов нагрева является достижение к концу нагрева температуры всех участков заготовки не ниже 1280 ± 15 °С.

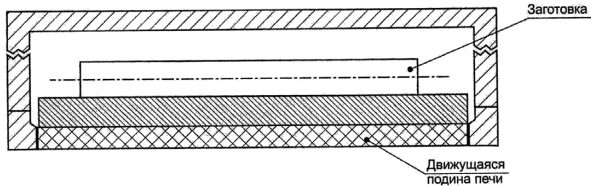


Рис. 7.1. Поперечный разрез печного пространства

7.2. Результаты сравнения

Модель печи по длине была разбита на 12 расчетных участков. Каждый участок включает в себя 10 поверхностных и 2 объемные зоны. Каждая заготовка имеет 5 поверхностных зон, из которых 4 зоны соответствуют поду, верхней боковой части, нижней боковой части, своду заготовки соответственно, а одна зона моделирует одну или две торцевые поверхности заготовки. Отдельные зоны моделируют торцевые поверхности печи.

Результат моделирования каждой из температур поверхности зон представлен на рис. 7.2, *а* и 7.3, *а* — для FVM-метода и на рис. 7.2, *б* и 7.3, *б* для зонального метода:

Из сравнения результатов работы двух методов видно, что точность вычислений для обоих методов сравнима и составляет не более 50 °С (с достижением максимального расхождения для температуры печного дыма).

Так как состав печной атмосферы значительно изменяется в зависимости от зоны печи, требуется динамическое перевычисление коэффициента поглощения излучения. При этом можно отметить, что при динамическом вычислении коэффициента поглощения для ячеек методом E\УВМ общее время выполнения FVM-метода превышает время моделирования зональным методом в 5–10 раз. Если же динамическое вычисление коэффициента поглощения не используется, результаты моделирования методом FVM не соответствуют физическому процессу нагрева и не позволяют получить адекватные данные при моделировании.

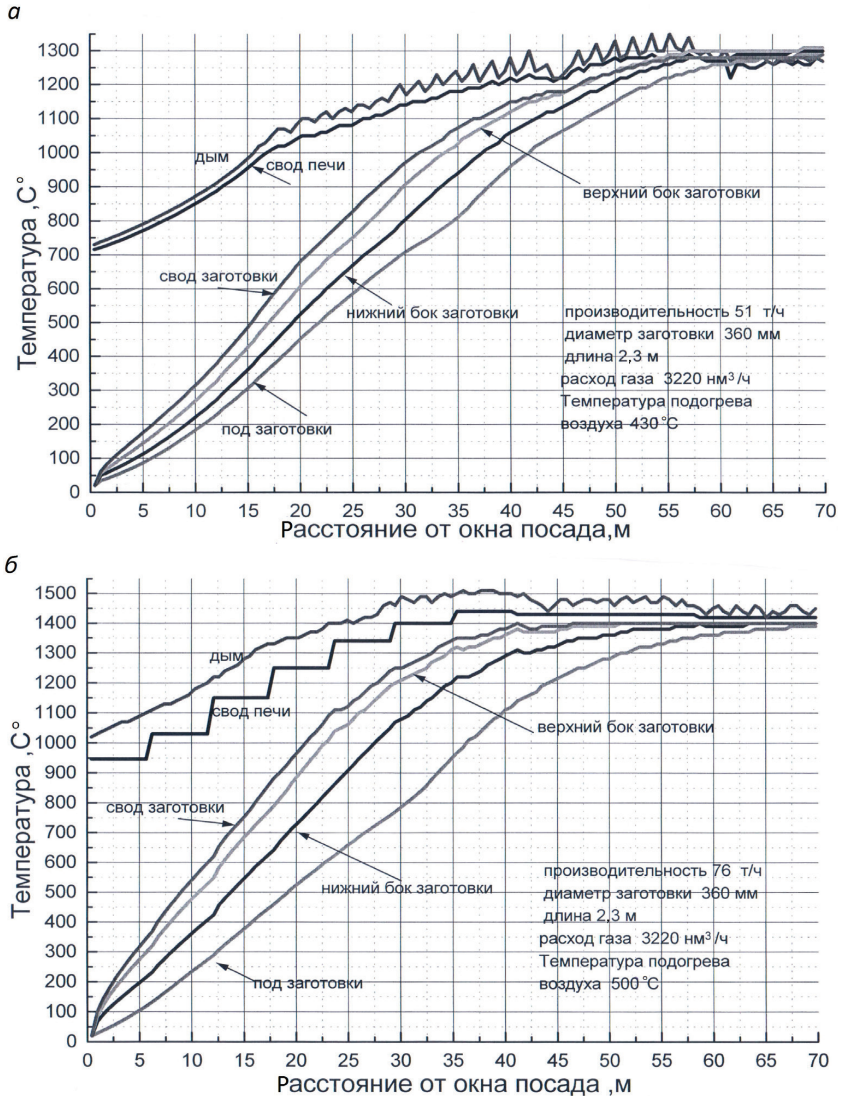
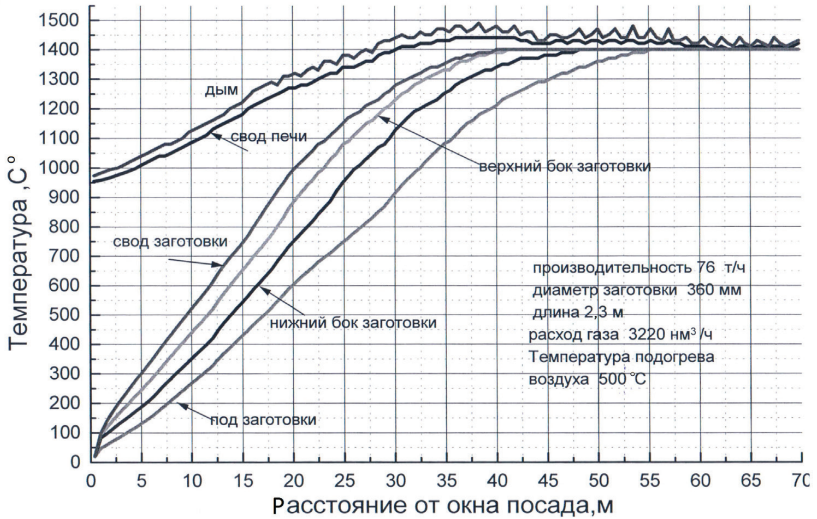


Рис. 7.2. Результат моделирования температур поверхности различных зон для FVM-метода

а



б

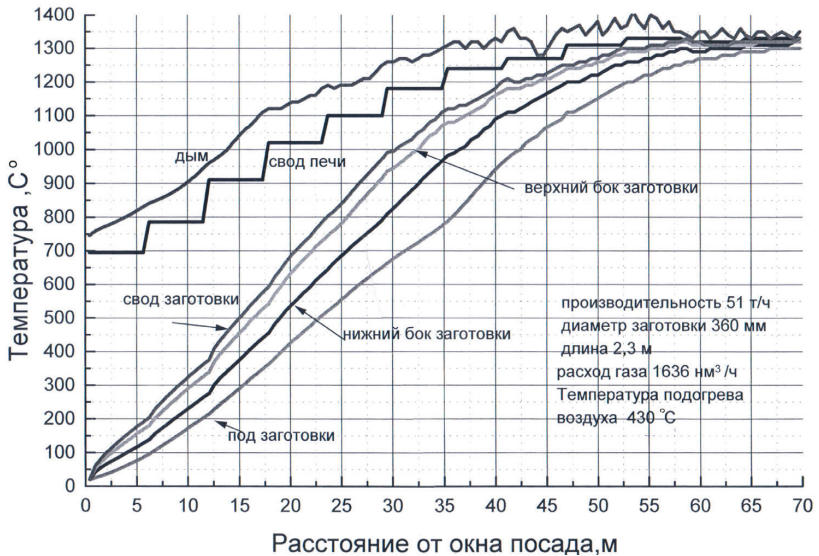


Рис. 7.3. Результат моделирования температур поверхностей различных зон для зонального метода

Таким образом, в этой главе были проанализированы два метода математического моделирования теплообмена излучением: метод конечных объемов и зональный метод. Была построена геометрия выбранного объекта моделирования — кольцевой нагревательной печи с вращающимся подом для нагрева непрерывно-литой заготовки.

В результате моделирования методы FVM и зональный показали сопоставимую точность моделирования (расхождение не превышает $50\text{ }^{\circ}\text{C}$). Время моделирования методом FVM превышает время выполнения зонального метода в 5–10 раз вследствие долгого расчета интенсивности излучения (50–100 итераций) на одну итерацию гидродинамики и горения.

Глава 8.

Тренажер-эмулятор адаптивной системы управления температурой на базе муфельной электропечи в программной среде Matlab

Данная глава посвящена разработке тренажера-эмулятора системы управления температурой муфельной электропечи типа МП-2УМ. Активное участие в работе принимал Е. Ю. Воронцов. Задача создания математических моделей, работающих в составе систем управления нагревом на промышленных электропечах сопротивления, является очень актуальной. В этом случае, с помощью математических моделей технологического процесса и соответствующих методов и алгоритмов, решается задача оптимального управления тепловыми режимами печи по выбранным критериям. Кроме того, решаются задачи информационного обеспечения, позволяющие технологу более точно проводить процесс термообработки, предоставляя ему дополнительную информацию, недоступную для прямого измерения [1]; [6]. При этом в технологическом плане ставится задача нагрева до заданных температур за определенное время, обеспечение требуемой равномерности нагрева, снижения угара металла.

Одним из основных аспектов применения виртуальных моделей является их использование на лекциях, групповых и лабораторных занятиях, а также во время самостоятельной работы и подготовки студентов высших учебных заведений, обучающихся по технологическим направлениям, а также для обучения персонала предприятий металлургического комплекса с целью повышения их квалификации и уровня профессиональной подготовки [92].

Указанная задача решалась с помощью модели тренажера-эмулятора системы управления температурой муфельной электропечи МП-2УМ. Для исследования и реализации способа адаптации регулятора исполь-

зуются как линейные модели объектов, так и модели дискретной активной идентификации [93].

В качестве программного средства для моделирования использована система MATLAB, которая на сегодняшний день является одним из самых высокоэффективных математических инструментов [94]; [95].

Структура модели тренажера-эмулятора муфельной электропечи МП-2УМ включает в себя следующие блоки:

1. Блок модели электропечи.
2. Блок модели задания температурного режима печи.
3. Блок модели расчета температуры металла.
4. Блок модели ПИД-регулятора.

Модель блока печи представляется динамической моделью первого порядка с запаздыванием.

Интересной задачей этой главы было сравнение результатов регулирования температуры как с помощью обычного ПИД-регулятора [8], так и с использованием детерминированного адаптивного регулятора [1], развитого применительно к электрическим печам сопротивления [93]. Детально применительно к электрическим печам сопротивления детерминированный адаптивный регулятор описан в книге [6].

Для определения параметров модели печи использовались экспериментальные данные, полученные в результате эксперимента, проведенного на действующей муфельной электропечи сопротивления МП-2УМ, расположенной на термическом участке электромеханического цеха ЗАО «Уралкабель» (г. Екатеринбург, Свердловская область).

Модель блока ПИД-регулятора включает в себя расчет коэффициента теплоотдачи и нелинейной постоянной времени, а также определение параметров настройки регулятора по методу А. П. Копеловича для апериодического процесса. Блок уставки применяется для задания двухступенчатого режима работы печи. Блок расчета температуры металла включает в себя расчет температуры металла с использованием показаний эффективной температуры печи, определяемой термопарой и температурой пирометра. В данном блоке так же задается степень черноты нагреваемого металла.

Вывод результатов моделирования производится с помощью виртуальных осциллографов, которые отображают графики температуры внутри рабочей камеры печи, а также графики изменения параметров настройки ПИД-регулятора (коэффициента передачи K). Для нагляд-

ного восприятия тренажера-эмулятора создана графическая маска отдельных блоков.

Окончательный вид виртуальной модели представлен на рис. 8.1.

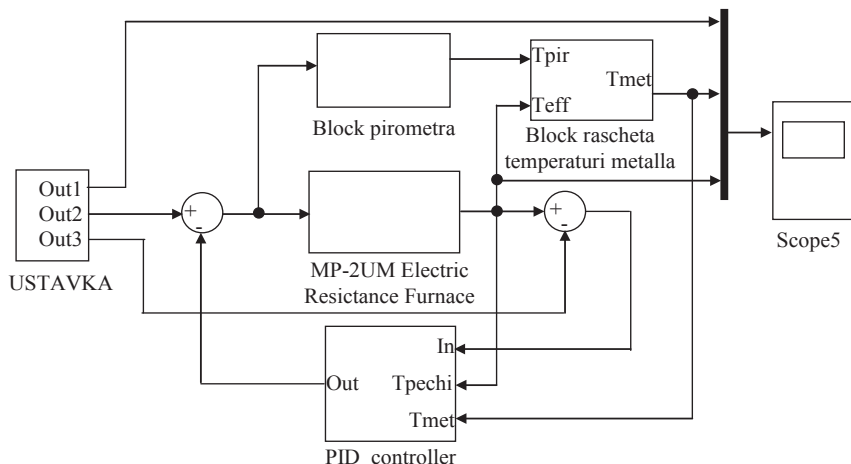


Рис. 8.1. Главное окно модели тренажера-эмулятора муфельной электропечи МП-2УМ

Рассмотрена работа эмулятора на примере отжига титанового сплава марки ВТ1–0.

Согласно методике А. П. Копеловича рассчитаны значения настроек ПИД-регулятора для апериодического процесса регулирования [6].

Коэффициент передачи $K_n = 0,05$ (в реальных условиях имеет размерность В/°С), постоянная времени интегрирования $T_i = 199,2$ с, постоянная времени дифференцирования $T_d = 33,2$ с.

Согласно условиям технологического процесса [7] задана температурная уставка, равная 520 °С.

В блоке расчета температуры металла задана степень черноты титанового сплава ВТ1-0, равная 0,35 [8].

Схема автоматического регулирования температуры электрической печи сопротивления с линейным ПИД-регулятором представлена на рис. 8.2.

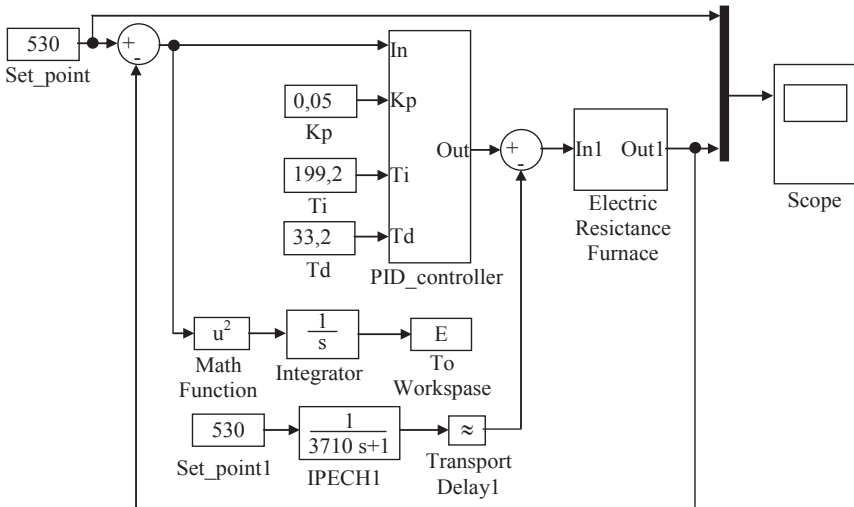


Рис. 8.2. Система автоматического регулирования температуры муфельной электрической печи МП-2УМ с линейным ПИД-регулятором

Получены следующие показатели нагрева с разными регуляторами:

1) При управлении процессом нагрева в муфельной электрической печи МП-2УМ с использованием линейного ПИД-регулятора динамические отклонения процесса регулирования температуры печи от заданного значения составили 37°C . При этом значения настроек регулятора постоянны и равны: $K_p = 0,05$; $T_i = 199,2$ с и $T_d = 33,2$ с. Средняя скорость нагрева составила $0,088^\circ\text{C}/\text{с}$.

2) При управлении процессом нагрева в муфельной электрической печи МП-2УМ с использованием детерминированного адаптивного регулятора температуры динамические отклонения составили $0,04^\circ\text{C}$ от заданного значения. На протяжении всего периода нагрева в соответствии с заданным технологическим процессом осуществлено поддержание температуры печи в заданном диапазоне. При этом коэффициент передачи изменяется в диапазоне: $K = 1,94 \div 0,096$. Средняя скорость нагрева составила $0,09^\circ\text{C}/\text{с}$.

Данные анализа приведены в табл. 8.1.

При управлении процессом нагрева с детерминированным адаптивным регулятором средняя скорость нагрева увеличилась на $0,002^\circ\text{C}/\text{с}$. Величина перерегулирования сократилась до $0,01\%$.

Таблица 8.1

Результаты моделирования процесса термообработки титанового сплава ВТ1-0 на тренажере-эмуляторе муфельной печи МП-2УМ

Материал	$t_{\text{зад}},$ °С	Тип регулятора					
		Линейный ПИД-регулятор со средними настройками по методу А. П. Копеловича для аperiodического процесса					
		Время T, c	Средняя скорость нагрева $V_{\text{ср. нагр}},$ °С/с	Параметры настройки регулятора	Динамическое отклонение $\Delta, °C$	Перегулирование $P, \%$	Минимум СКО
Сплав ВТ1-0	530	3720	0,088	$K_n = 0,05$ $T_n = 199,2 c$ $T_d = 33,2 c$	37	6,53	$1,73 \cdot 10^{-9}$
		Детерминированный адаптивный ПИД-регулятор					
		20252–4174	0,09	$K_n = 1,94-0,091$ $T_n = 199,2 c$ $T_d = 33,2 c$	0,04	0,01	$1,36 \cdot 10^{-6}$

Из вышесказанного можно сделать выводы, что непрерывная корректировка коэффициента передачи регулятора позволила обеспечить требуемый температурный режим электропечи и осуществить равномерный нагрев по объему. Определение динамического параметра модели объекта $T_{\text{кор}}$ позволяет оценивать и адаптировать настройки регулятора температуры печи.

Таким образом, в данной главе описан тренажер-эмулятор адаптивной системы управления температурой муфельной электропечи типа МП-2УМ в программной среде MATLAB. С помощью данного тренажера-эмулятора можно проводить моделирование процесса термообработки для различных материалов, т. е. получать графическую информацию об изменении температуры внутри камеры печи, изменении коэффициента передачи и параметров настройки ПИД-регулятора. Конкретные результаты практического использования тренажера показаны на примере моделирования отжига титанового сплава ВТ1-0.

Поскольку для создания модели печи использовались экспериментальные данные, полученные в результате эксперимента, проведенного на действующей муфельной электропечи сопротивления МП-2УМ, то данный тренажер-эмулятор может использоваться

для обучения персонала предприятий металлургического комплекса с целью повышения их квалификации и уровня профессиональной подготовки, а также для обучения студентов высших учебных заведений. Тренажер может быть усовершенствован посредством улучшения блока модели печи и применения других алгоритмов настройки регулятора.

Заключение

Материалы данной монографии развивают и дополняют многие теоретические положения и практические данные, ранее в какой-то мере затронутые в предыдущих трудах авторов.

В качестве достоинств данной монографии следует отметить подробное освещение вопросов, связанных с математическим моделированием процессов и с внедрением разработок.

В соответствующих главах детально разрабатываются практически важные проблемы, связанные в частности с углеродной политикой, процессами дробления рудных материалов, новым способом комбинированных процессов выплавки стали и энергетикой.

При этом обращает на себя внимание разработка способов и конструкций применительно как к черной, так и цветной металлургии.

В этом плане отметим, что главы 5–8 монографии во многом освещают проблемы, связанные с методами математического моделирования и алгоритмизации, а главное, их плодотворного практического использования.

В заключение авторы выражают свою глубокую благодарность за активную помощь и поддержку своим коллегам, руководителям и сотрудникам содружественных предприятий и организаций, и, в частности, сотрудникам «ООО Металлургической теплотехники — ВНИИМТ», руководству УрФУ, института ИРИТ-РТФ, в частности, департамента информационных технологий и автоматике.

Список библиографических ссылок

1. Лисиенко В. Г. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств (интегрированный энергоэкологический анализ: теория и практика): в 2 т. Т. 1. — М. : Теплотехник, 2010. — 680 с.
2. Лисиенко В. Г. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств. Т. 2, кн. 1 // Новые способы, модельные и экспериментальные исследования. — Екатеринбург : УрФУ, 2013. — 592 с.
3. Лисиенко В. Г. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств. Т. 2, кн. 2 : Анализ режимных параметров и конструкций в энерготехнологиях : монография. — Екатеринбург : УрФУ, 2014. — Ч. 1. — 560 с.
4. Лисиенко В. Г. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств. Т. 2, кн. 2 : Анализ режимных параметров и конструкций в энерготехнологиях : монография. — Екатеринбург : УрФУ, 2014. Ч. 2. — 156 с.
5. Лисиенко В. Г. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств. Т. 2, кн. 3 : Практика энергоэкологического анализа и оценки энергоэкологической эффективности. — Екатеринбург : УрФУ, 2015. — 505 с.
6. Лисиенко В. Г., Крюченков Ю. В. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств. Т. 3, кн. 1 // Автоматизированное управление, информатика и диагностика. Технологические процессы. — Екатеринбург : ООО «Издательство УМЦ-УПИ», 2017. — 488 с.
7. Лисиенко В. Г., Крюченков Ю. В. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств. Т. 3, кн. 2 // Автоматизированное управление, информатика и диагностика, методы и средства, включая летательный и наземный

- транспорт. — Екатеринбург : ООО «Издательство УМЦ-УПИ», 2017.— 488 с.
8. Лисиенко В. Г., Крюченков Ю. В. Совершенствование и повышение эффективности энерготехнологий и производств. Т. 3, кн. 3 // Нечеткая логика, методы идентификации, локальные САР, развитие методов расчета. — Екатеринбург : ООО «Издательство УМЦ-УПИ», 2017. — 532 с.
 9. Киотский протокол. «Новая газета». № 72 от 8 июля 2009 г.
 10. Выступления В. Путина на Всемирной конференции ООН по климату, прошедшей в Париже 30 ноября 2015 г. [Электронный ресурс] URL: <http://www.vsesovetnik.ru/archives/8732> (дата обращения: 21.03.2017).
 11. ГОСТ Р ИСО 14064–1-2007. Газы парниковые. Ч. 1. Требования и руководство по количественному определению и отчетности о выбросах и удалении парниковых газов на уровне организации. — М. : Стандартиформ, 2010. — 23 с.
 12. Программа МГЭИК по национальным кадастрам парниковых газов: Руководящие принципы национальных инвентаризаций парниковых газов (МГЭИК, 2006 г.) / под ред. Х. С. Иглестон, Л. Буэндиа, К. Мива [и др.]. — Япония : ИГЕС, 2007.
 13. Шевелев Л. Н. Методические основы инвентаризации парниковых газов в черной металлургии России // Сталь. — 2007. — № 4. — С. 97–102.
 14. Шевелев Л. Н. Оценка выбросов парниковых газов в черной металлургии России // ОАО «Черметинформация», бюллетень научно-технической и экономической информации «Черная металлургия». — 2008. — Вып. 8 (1304). — С. 3–8.
 15. Каленский И. В. Рекомендации по учету выбросов CO₂ на предприятиях черной металлургии // Сталь. — 2007.— № 5. — С. 121–129.
 16. Чесноков Ю. Н., Лисиенко В. Г., Лаптева А. В. Классификация технологических процессов металлургии с точки зрения образования парникового газа CO₂ // Сборник научных трудов международной заочной конференции, посвященной 15-летию со дня создания Регионального Уральского отделения Академии инженерных наук им. А. М. Прохорова, 1–10 декабря 2010 г. — Екатеринбург : ИВТОБ, 2010. Вып. 1. — С. 46–47.

17. Чесноков Ю. Н., Лаптева А. В. Математические модели косвенных оценок эмиссии CO_2 в некоторых металлургических процессах // Сталь. — 2011. — № 8. — С. 74–77.
18. Чесноков Ю. Н., Лаптева А. В. Характерные типы процессов по особенностям образования парникового газа — диоксида углерода (на примере металлургии) // Научные труды международной научно-практической конференции «СВЯЗЬ-ПРОМ 2011» в рамках 8-го Международного форума «СВЯЗЬ-ПРОМЭКСПО 2011». — Екатеринбург : ФГАОУ ВПО «УрФУ», 2011. — С. 105–107.
19. Чесноков Ю. Н., Лисиенко В. Г., Лаптева А. В. Граф эмиссии диоксида углерода металлургическими предприятиями // Сборник научных трудов всероссийской научно-практической конференции «Инженерная экология». — М. : МНТОРЭС им. А. С. Попова, 2011. — С. 40–45.
20. Чесноков Ю. Н., Лисиенко В. Г., Лаптева А. В. Разработка графов эмиссии диоксида углерода металлургическими предприятиями // Металлург. — 2012. — № 12. — С. 23–26.
21. Лисиенко В. Г., Чесноков Ю. Н., Лаптева А. В. Сравнительная эмиссия парникового газа CO_2 в переделах черной металлургии // Изв. вуз. Черная металлургия. — 2015. — № 9. — С. 625–629.
22. Методика определения интегральной эмиссии диоксида углерода в процессах черной металлургии для их сравнительной оценки / А. В. Лаптева, В. Г. Лисиенко, Ю. Н. Чесноков, С. А. Загайнов // Сборник докладов Международной научно-практической конференции «Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности» (17–18 сентября 2015 г.). — Екатеринбург : УрФУ, 2015. — С. 58–62.
23. Возможности реализации углеродной политики в российских регионах // В. П. Ануфриев, В. Г. Лисиенко, Ю. Н. Чесноков [и др.] // Сборник докладов по итогам тематических секций XII Международной конференции «Российские регионы в фокусе перемен». — Екатеринбург, 16–18 ноября 2017 г. — Екатеринбург : УрФУ, 2018. Т. 2. — С. 536–550.
24. Лисиенко В. Г., Чесноков Ю. Н., Лаптева А. В. Использование триады: доменная печь, кислородный конвертор, электродуговая печь для уменьшения углеродного следа // Сборник докладов XI Международной конференции «Российские регионы

- в фокусе перемен». — Екатеринбург (17–19 ноября 2016 г.). — Екатеринбург : УрФУ, 2016. Т. 2. — С. 707–712.
25. Лисиенко В. Г., Чесноков Ю. Н., Лаптева А. В. Использование триады: доменная печь, кислородный конвертер, электродуговая печь для уменьшения углеродного следа // Известия вузов, Черная металлургия. — 2017. — № 8. — С. 623–628.
 26. Лисиенко В. Г., Чесноков Ю. Н., Лаптева А. В. Методика определения сквозной эмиссии диоксида углерода на основе анализа входных данных процесса ЛП-В // Творческое наследие В. Е. Грум-Гржимайло: история, современное состояние, будущее: сборник докладов Международной научно-практической конференции, посвященной 150-летию со дня рождения великого русского ученого-металлурга Владимира Ефимовича Грум-Гржимайло. — Екатеринбург (27–29 марта 2014 г.). — Екатеринбург : УрФУ, 2014. — С. 225–228.
 27. Оценка эмиссии парникового газа CO_2 в процессе огневого рафинирования меди / Ю. Н. Чесноков, В. Г. Лисиенко, С. И. Холод, А. В. Лаптева // Материалы международного симпозиума «Инженерная экология — 2017». — (Москва, 5–7 декабря 2017 г.). — М. : МТУСИ, 2017. — С. 208–211.
 28. Гилева Л. Ю., Загайнов С. А. Балансовые методы расчета процессов получения чугуна : учебное пособие для вузов. — Екатеринбург : УрФУ, 2011. — 77 с.
 29. Проектирование и оборудование сталеплавильных цехов / В. М. Обухов, В. М. Шариков, Ю. А. Дерябин [и др.]. — Екатеринбург, 2010. — 410 с.
 30. Свинолобов Н. П., Бровкин В. Л. Печи черной металлургии : учебное пособие для вузов. — Днепропетровск : Пороги, 2004. — 154 с.
 31. Юсфин Ю. С., Пашков Н. Ф. Металлургия железа : учебник для вузов. — М. : ИКЦ «Академкнига», 2007. — 464 с.
 32. Процесс Ромелт : учебник для вузов / В. А. Роменец [и др.] ; под ред. В. А. Роменца. — М. : МИСиС, Издательский дом «Руда и металлы», 2005. — 400 с.
 33. Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. Общая металлургия : учебник для вузов. — М. : Металлургия, 1998. — 768 с.
 34. Пылеугольное топливо может успешно применяться в доменной плавке титаномagnetитов / С. А. Загайнов [и др.] // Бюллетень «Черная металлургия». — 2014. — № 3. — С. 42–46.

35. Ануфриев В. П. Энергоресурсосбережение и Киотский протокол: возможности для регионов. — Екатеринбург : УПИ, 2006. — 286 с.
36. Указ Президента РФ. «О Стратегии экологической безопасности Российской Федерации на период до 2025 года от 19 апреля 2017 года № 176». URL: [http://www.consultant.ru/document/cons.doc_Law_215668/стратегия экологической безопасности.rtf](http://www.consultant.ru/document/cons.doc_Law_215668/стратегия%20экологической%20безопасности.rtf) (дата обращения: 21.03.2017).
37. Сафонов Г. В. Декарбонизации экономики РФ: энергетика и экономика РФ к 2050 г. с учетом достижения цели 2 градуса // VIII Конференция PCoЭC, Санкт-Петербург, 28 октября 2015 г. Электронный доклад на Международной конференции PCЭC, 2015 г. [Электронный ресурс] URL: http://rusecounion.ru/sites/default/files/1_safonov_2015.pdf (дата обращения: 21.03.2017).
38. Climate Science Special Report, USA, Ch.12: Sea Level Rise, 2017.
39. Ежеквартальный бюллетень ICAP — Новости об основных тенденциях торговли квотами на выбросы парниковых газов. — № 15. — 2 ноября 2017.
40. Никифоров Г. В., Олейников В. К., Заславец Б. И. Энергосбережение и управление энергопотреблением в металлургическом производстве : учеб. для вузов. — М. : Энергоатомиздат, 2003. — 480 с.
41. Патент на изобретение РФ № 2433188. Способ выплавки стали и сплавов в замкнутом энергометаллургическом цикле / В. Г. Лисиенко. № 2008135797/02. Заявл. 02.09.2008; опубл. 10.1.2011.
42. Развитие бескоксовой металлургии / Н. А. Тулин, В. С. Кудрявцев, С. А. Пчелкин [и др] ; под ред. Н. А. Тулина, К. М. Майера. — М. : Металлургия, 1987. — 328 с.
43. Лисиенко В. Г., Соловьева Н. В., Трофимова О. Г. Альтернативная металлургия: проблема легирования, модельные оценки эффективности : монография / под ред. В. Г. Лисиенко. — М. : Теплотехник, 2007. — 440 с.
44. Бескоксовая переработка татиномагнититовых руд / В. А. Ровнушкин, Б. А. Боковиков, С. Г. Братчиков [и др] ; под ред. С. Г. Братчиковой. — М. : Металлургия, 1988. — 247 с.
45. Юсфин Ю. С., Гиммельфарб А. А. Новые процессы получения металла : учебник для вузов. — М. : Металлургия, 1994. — 320 с.
46. Шульц Л. А. Элементы безотходной технологии в металлургии : учебное пособие. — М. : Металлургия, 1991. — 174 с.

47. *Металлургические печи: учебник для вузов / В. А. Баум, Д. В. Бурдин, А. И. Ващенко, М. А. Глинков [и др.] ; под ред. М. А. Глинкова. — М. : Metallurg, 1951. — 976 с.*
48. *Bush V. Gasification Tehnology Development. — 2007. — P. 2.*
49. *Bryan, B. The GTI Gasification Process. Gas Tehnology Institut, 4–10–7.doc. — 2006. — P. 7.*
50. *Газотурбинные технологии. Каталог газотурбинного оборудования. — 2006.— 241 с. ; 2007. —297 с., 2008. —357 с.*
51. *Смоляренко В. Д., Овчинников С. Г., Черняховский Б. П. Опережающее развитие выплавки стали в электродуговых печах // Промышленные печи и трубы. — 2006. — № 1. — С. 4–7.*
52. *Малиновский В. С. Универсальные дуговые печи и миксеры постоянного тока // Промышленные печи и трубы. — 2006. — № 1. — С. 8–12.*
53. *Лисиенко В. Г., Щелоков Я. М., Ладыгичев М. Г. Сооружение промышленных печей. Проектирование плавильных комплексов. Справочное издание. Кн. 2, Кн. 3 ; под ред. В. Г. Лисиенко. — М. : Теплотехник, 2006. — 755 с (кн. 2), 865 с. (кн. 3).*
54. *Теплотехнические расчеты металлургических печей / Б. И. Китаев, Б. Ф. Зобнин В. Ф. Ратников, [и др.] ; под ред. А. С. Телегина. — М. : Металлургия, 1970. — 528 с.*
55. *Чесноков Ю. Н., Лисиенко В. Г., Лаптева А. В. Система регулирования гранулометрического состава руды на выходе конусной дробилки гидроцилиндром // Сборник трудов XI Всероссийской научно-практической конференции «Системы автоматизации в образовании, науке и производстве». — Новосибирск : Сибирский государственный индустриальный университет, 2017. — С. 260.*
56. *Фурин В. О., Федулов К. А., Турьянский Б. В. Интеллектуальные конусные дробилки ПАО «УРАЛМАШЗАВОД» // Горная промышленность. — 2016. — № 6 (130). С. 15–28.*
57. *Критерии для сравнения конусных дробилок [Электронный ресурс]. URL: <https://maxi-exkavator.ru/articles/crusher/~id%3D1830> (дата обращения: 21.03.2017).*
58. *Анализ промышленных испытаний бесконтактной гранулометрической компьютерной системы «Индикатор крупности» / В. Н. Круглов, В. Г. Лисиенко, А. В. Стародумов, С. А. Евстюгин // Международный журнал экспериментального образования. — 2010. — № 1. — С 90–94.*

59. Патент на изобретение № 2261432 РФ. Способ и система для определения геометрических размеров гранул материала / В. Н. Круглов. Заявл. 06.05.2002; опубл. 27.09.2005.
60. Круглов В. Н. Проведение промышленных испытаний и модернизация системы оценки крупности дробленой руды «ГРАНИКС» // УГТУ-УПИ. Отчет о научно-исследовательской работе. — 2014.
61. Автоматизированная система управления процессами сырых окатышей / А. В. Стародумов [и др.] // Сталь. — 2008. — № 12. — С. 37–39.
62. Гусев О. А., Чесноков Ю. Н. Проектирование систем регулирования на ПК. — Екатеринбург : УГТУ, 1999. — 108 с.
63. Черных И. В. SIMULINK: среда создания инженерных приложений / под общей ред. В. Г. Потемкина. — М. : ДИАЛОГ-МИФИ, 2003. — 496 с.
64. Возможности оптимизации состава шихты анодной плавки черновой меди методом математического моделирования / В. П. Жуков, С. И. Холод, В. Г. Лисиенко, А. В. Лаптева // Цветные металлы. — 2017. — № 9. — С. 35–38.
65. Задачи оптимизации и автоматизации процесса огневого рафинирования меди / Ю. Н. Чесноков В. Г. Лисиенко, С. И. Холод, О. Ю. Воинов, Н. А. Гайдуков, И. А. Соколов // Сборник докладов II Международной научно-практической конференции «Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности». — Екатеринбург: УрФУ, 2018. — С. 185–190.
66. Жуков В. П., Скопов Г. В., Холод С. И. Пирометаллургия меди. — Екатеринбург : УрО РАН, 2016. — 632 с.
67. Oxide inclusions in copper during its fire refining/V. N. Selivanov [and Dr.] // Nonferrous Metals. — 2013. — No 2. — P. 19–22.
68. Рафинирование меди / В. П. Жуков, С. А. Спитченко, С. А. Новокрещенов, С. И. Холод. — Екатеринбург : УрФУ, 2010. — 317 с.
69. Процессы и аппараты цветной металлургии / С. С. Набойченко [и др.]. — Екатеринбург : Изд-во УрФУ, 2013. — 564 с.
70. Процессы и аппараты цветной металлургии : учебник для вузов / С. С. Набойченко, Н. Г. Карелов, С. В. Мамяченков, В. А. Сергеев ; под общей редакцией С. С. Набойченко. — Екатеринбург : Изд-во УрФУ, 2013. — 564 с.

71. Рафинирование меди: учебное пособие / В. П. Жуков, В. С. Спитченко, С. А. Новокрещенов, С. И. Холод. — Екатеринбург : УрФУ, 2010. — 317 с.
72. Акулич И. Л. Математическое программирование в примерах и задачах : уч. пособие. — Электрон. данные. — СПб. : Лань, 2011. — 352 с
73. Агеев Н. Г. Моделирование процессов и объектов в металлургии. — Екатеринбург : Изд-во Уральского университета, 2016. — 108 с.
74. Лунгу К. Н. Линейное программирование. Руководство к решению задач. — М. : Физматлит, 2005. — 128 с.
75. Теоретические вопросы определения момента времени отсечки воздуха на окислительной стадии огневого рафинирования меди / Ю. Н. Чесноков [и др.] // Информационные технологии, телекоммуникация, системы управления — 2017 : сб. докладов IV международной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. — М. : Эдитус, 2017. — С. 130–137.
76. Theoretical Issues of Determining the Cutoff Time of the Air Oxidation Stage of Fire Refining of Copper / Yu. Chesnokov, V. G. Lisienko, V. P. Zhukov, S. I. Kholod, A. V. Lapteva, O. Yu. Woinov // Information technologies, Telecommunication and Control Systems. Proceeding of the 4th International Young Scientific Conference on Information Technologies, Telecommunication and Control Systems. Yekaterinburg, Russia. — P.102–107.
77. Gerlach J., Herfort P. The Rate of Oxyden Uptake by Molten Copper // Metall. 1968. — 22 (11). — P. 1068–1090.
78. Gerlach J., Schneider N, and Wuth W. Oxyden Absorption during Blowing of Molten Cu // Metall. 1972. — 22 (11). — P. 1246–1251.
79. Frohne O., Rottmann G. and Wuth W. Processing Speeds in the Pyrometallurgical of Cu by the Top-Blowing Process // Metall. 1973. — 22 (11). — P. 1112–1117.
80. Zhukov V. P., Mastuyugin S. A., and Khydyakov I. F. Absorption of Oxyden by Molten Copper During Top Blowing With Steam — Air Mixtures // Sov. Non-Ferrous Met. Res. 1986 / 14 (5). — P. 371–375.
81. Богородицкий Н. П., Пасынков В. В., Тарьев Б. М. Электротехнические материалы. — Л. : Энергоатомиздат, 2000. — 304 с.
82. Лившиц Б. Г., Крапошин В. С., Липецкий Я. Л. Физические свойства металлов и сплавов : учебник для вузов. — М. : Металлургия, 1980. — 320 с.

83. Вилсон Д. Р. Структура жидких металлов и сплавов / перевод с англ. П. А. Коледова. — М. : Металлургия, 1972. — 247 с.
84. Окадзаки К. Пособие по электротехническим материалам / под ред. Л. Р. Зайонца ; пер. с яп. М. М. Богачихина, И. Б. Реута. — М. : Энергия, 1979.— 432 с.
85. Справочник по наилучшим доступным технологиям «Производство меди» (редакция от 18.11.2015 г.) утвержден приказом Росстандарта от 15 декабря 2015 г. № 1573.
86. Купряков Ю. П. Отражательная плавка медных концентратов. — М. : Металлургия, 1976. — 352 с.
87. Лисиенко В. Г., Маликов Г. К., Титаев А. А. Сравнение зонального метода моделирования теплообмена излучением с методом конечных объемов на примере расчета нагрева непрерывной заготовки в кольцевой печи // Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности: сб. докладов II Международной научно-практической конференции, посвященной 90-летию заслуженного деятеля науки и техники РФ Юрия Гавриловича Ярошенко. — Екатеринбург : УрФУ, 2018. — С. 117–122.
88. Kim S. H., Huh K. Y. Assessment of the finite-volume method and the discrete ordinates method for radiative heat transfer in three-dimensional rectangular enclosure // Numerical Heat Transfer. Part B. — Vol. 35. — P. 85–112.
89. Лисиенко В. Г., Маликов Г. К., Титаев А. А. Простая аппроксимация степени черноты ϵ -смеси $\text{CO}_2\text{--H}_2\text{O}$, используемая в зональном методе расчета теплообмена излучением // Теплофизика и аэромеханика. 2014. — Т. 21, — № 6. — С. 811–814.
90. Лисиенко В. Г., Маликов Г. К., Титаев А. А. Метод расчета взаимных поверхностей излучения в математических моделях высокотемпературных агрегатов, основанный на дискретизации по направлениям // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. — 2014. — Т. 57, — № 8. — С. 47–50.
91. Патент на полезную модель РФ № 128301. Устройство подины кольцевой нагревательной печи / В. А. Топоров, Ю. Г. Губин, М. А. Щипанов, В. Г. Лисиенко, А. Л. Засухин ; № 2012148055/02. Заявл. 12.11.2012; опубл. 20.05.2013. Бюл. № 14.
92. Воронцов Е. Ю., Лисиенко В. Г., Пономарев Н. Н. Тренажер-эмулятор адаптивной систем управления температурой на базе

- муфельной электропечи типа МП-2УМ в программной среде MATLAB. — Екатеринбург : УрФУ, 2018. — С. 1–6.
93. Карпов К. А. Особенности применения тренажеров и компьютерного моделирования на предприятиях нефтегазохимического комплекса. — СПб. : СПбГЭУ, 2013. — 75 с.
94. Дьяконов В., Круглов В. Анализ, идентификация и моделирование систем. Специальный справочник. — СПб. : Питер, 2002. — 448 с.
95. Дьяконов В. П. Simulink : Самоучитель. — М. : ДМК_Пресс, 2013. — 784 с.: ил.

Научное издание

Лисиенко Владимир Георгиевич
Чесноков Юрий Николаевич
Лаптева Анна Викторовна

**РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ
НОВЫХ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ
В ТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМАХ**

Редактор Н. П. Кубыщенко
Верстка О. П. Игнатьевой

Подписано в печать 20.06.2017. Формат 60×84/16.
Усл. печ. л. 7,9. Уч. изд. л. 7,6. Гарнитура Newton.
Бумага офсетная. Тираж 100 экз. Заказ 230.

Издательство Уральского университета
620083, Екатеринбург, ул. Тургенева, 4

Отпечатано в Издательско-полиграфическом центре УрФУ
620083, Екатеринбург, ул. Тургенева, 4
Тел.: +7 (343) 358-93-06, 350-90-13, 358-93-22, 350-58-20
Факс: +7 (343) 358-93-06
E-mail: press-urfu@mail.ru
<http://print.urfu.ru>



ЛИСИЕНКО ВЛАДИМИР ГЕОРГИЕВИЧ

Доктор технических наук, профессор. Президент Регионального Уральского отделения Академии Инженерных наук им. А. М. Прохорова. Вице-президент данной Академии. Профессор департамента информационных технологий и автоматике ИРИТ-РтФ УрФУ. Заслуженный деятель науки и техники РФ. Руководитель научной школы в области автоматизации и управления, математического моделирования, экспертных систем. Автор более 1400 научных работ. Владимир Георгиевич — лауреат премии Правительства РФ. Награжден орденами «Знак почета», «Почета», им. А. М. Прохорова 1 и 2 степени, многими медалями. Почетный профессор Национальной металлургической академии Украины. Состоял в американском научном обществе инженеров-механиков ASME.



ЧЕСНОВОВ ЮРИЙ НИКОЛАЕВИЧ

Кандидат технических наук, доцент департамента Информационных технологий и автоматике ИРИТ-РтФ УрФУ. Автор более 170 научных и учебно-методических работ. Область научных интересов — экологическая оценка процессов черной металлургии.



ЛАПТЕВА АННА ВИКТОРОВНА

Кандидат технических наук, доцент кафедры Бизнес-Информатики УрГЭУ. Автор более 130 научных и учебно-методических работ. Область научных интересов — экологическая оценка процессов черной металлургии.