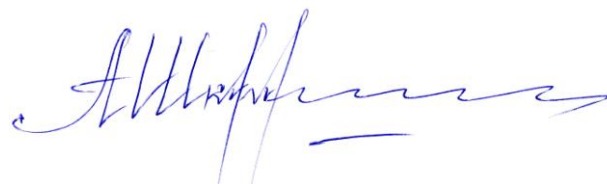


Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования

«Южно-Уральский государственный университет  
(Национальный исследовательский университет)»



*На правах рукописи*

**Шкирмонтов Александр Прокопьевич**

**РАЗВИТИЕ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ  
ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫПЛАВКИ  
ФЕРРОСПЛАВОВ УГЛЕРОДОТЕРМИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ  
С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ**

Специальность 05.16.02 – Metallургия черных, цветных и редких металлов

Диссертация

на соискание ученой степени доктора технических наук

Научный консультант:  
доктор технических наук, профессор  
Рощин Василий Ефимович

Челябинск – 2021

## СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
<b>ВВЕДЕНИЕ</b>	5
<b>1. Состояние вопроса производства ферросплавов в электропечах</b>	19
1.1. Увеличение мощности ферросплавных печей	19
1.2. Применение углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением для улучшения энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов	26
1.3. Технические решения по совершенствованию конструкций ферросплавных электропечей	44
Выводы	60
<b>2. Исследование энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов в электропечах</b>	62
2.1. Повышение мощности ферросплавных печей и ухудшение параметров выплавки	62
2.2. Увеличение размеров и массы оборудования при повышении мощности ферросплавных электропечей	69
2.3. Аналитическое исследование причин ухудшения энерготехнологических параметров ферросплавных печей	75
Выводы	84
<b>3. Разработка комплексного параметра работы электропечи при выплавке ферросплавов углеродотермическим процессом</b>	86
3.1. Анализ критериальных величин, ранее используемых для оценки выплавки ферросплавов в электропечах	86
3.2. Определение комплекса параметров для получения энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи	91
3.3. Увеличение мощности печных трансформаторов и изменение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи	102

3.4. Удельный расход электроэнергии и энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи	106
Выводы	109
<b>4. Анализ составляющих величин энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи</b>	<b>110</b>
4.1. Извлечение ведущего элемента в сплав	110
4.2. Тепловой КПД печи	120
4.3. Коэффициент мощности печи	125
4.4. Электрический КПД печи	132
4.5. Коэффициент загрузки трансформатора ферросплавной печи	134
Выводы	136
<b>5. Исследование технологии выплавки ферросплавов и кремния с позиции энерготехнологического критерия работы электропечи</b>	<b>138</b>
5.1. Выплавка ферросилиция	138
5.2. Выплавка углеродистого феррохрома	143
5.3. Выплавка углеродистого ферромарганца	152
5.4. Выплавка чернового ферроникеля	157
5.5. Выплавка кремния технической чистоты	162
Выводы	164
<b>6. Влияние подэлектродного промежутка и распада электродов на энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи</b>	<b>167</b>
6.1. Роль подэлектродного промежутка в ванне ферросплавной печи и улучшение энерготехнологических параметров	167
6.2. Влияние распада электродов и подэлектродного промежутка на энерготехнологический критерий печи	178
6.3. Дифференцированный способ загрузки шихты в ферросплавную печь с увеличенным распадом электродов	193

Выводы	198
<b>7. Оценка технических решений с помощью энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи и практические рекомендации</b>	<b>200</b>
7.1. Применение различных видов углеродистых восстановителей при выплавке ферросплавов	200
7.2. Технология выплавки ферросплавов с разрезанием под сводом печи	205
7.3. Выплавка ферросплавов в печах с пониженной частотой тока	206
7.4. Выплавка ферросплавов по технологии с увеличенными подэлектродным промежутком и распадом электродов	208
7.5. Выплавка ферросплавов и кремния в печах постоянного тока	211
7.5.1. Выплавка в печах с закрытой дугой	212
7.5.2. Выплавка в печах с открытой дугой	214
7.6. Выплавка ферросплавов в плазменных печах	218
7.7. Анализ технических решений и практические рекомендации улучшения параметров выплавки ферросплавов в электропечах	222
Выводы	235
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ</b>	<b>239</b>
<b>Список сокращений и обозначений</b>	<b>244</b>
<b>Список использованных источников</b>	<b>246</b>
<b>ПРИЛОЖЕНИЯ</b>	<b>275</b>

## ВВЕДЕНИЕ

### **Актуальность темы исследования**

Основным потребителем ферросплавов является сталеплавильное производство. Тенденции в повышении объёмов производства высококачественной стали и увеличение доли легированной стали определяют возрастающую потребность в ферросплавах. Основной объём производства массовых ферросплавов получают в электропечах углеродотермическим процессом, который основан на восстановлении ведущего элемента сплава из оксидов при наличии железа и в некоторых случаях флюсующих в шихтовых материалах. Особенности способа выплавки ферросплавов заключаются в том, что ферросплавная электропечь работает в смешанном режиме выделения тепла, как в режиме сопротивления, так и в режиме дуги. Данное обстоятельство усложняет углеродотермический процесс, так как электрический режим и технология выплавки взаимосвязаны и в значительной мере определяются составом шихтовых материалов, их удельным электросопротивлением и особенностями конструкции печи. С повышением мощности ферросплавных печей и ухудшением качества рудных материалов отмечается снижение энерготехнологических параметров выплавки.

Также с повышением мощности ферросплавных печей наблюдается такое негативное явление, как увеличивающийся разрыв между активной мощностью в ванне печи для технологического процесса и установленной мощностью трансформаторов. В результате этого дополнительно ухудшаются энерготехнологические параметры, что не позволяет достичь высоких технико-экономических показателей и ограничивает производительность ферросплавных агрегатов.

На выплавку ферросплавов в электропечах в значительной мере влияет энергетический фактор и тарифы на электроэнергию. Поэтому более эффективная работа ферросплавных печей, как весьма мощных потребителей электроэнергии, является актуальной хозяйственной задачей.

Процессы углеродотермического восстановления для получения ферросплавов в электропечах относятся к разряду энергоёмких и материалоемких. Удельный расход электроэнергии при производстве различных сплавов составляет от 3 до 20 МВт·ч/т. Например, удельный расход электроэнергии на выплавку 1 баз. т крупнотоннажных ферросплавов и кремния в 7 – 20 раз выше, чем на выплавку 1 т стали в дуговой печи.

В условиях высоких и постоянно увеличивающихся тарифов на электроэнергию, доля затрат на энергетику процесса в структуре себестоимости продукции существенно возрастает. Снижение качества рудных материалов и углеродистых восстановителей также приводит к значительному ухудшению технико-экономических показателей производства, в том числе и к меньшему извлечению ведущих элементов в сплав. В этих условиях актуальным является повышение эффективности производства ферросплавов и необходимость рационального ведения и совершенствования технологического процесса выплавки в электропечах.

#### **Степень разработанности темы исследования**

Проблемой улучшения энергетических и технологических параметров ферросплавных печей занимались многие исследователи и разработчики Andrea F., Kelly W.H., Morkramer M., Romani A., Degel R., Gelgenhuys I.J., Barcza N.A., McRae L.V., Ichihara K., Takahashi H., Максименко М.С., Хитрик С.И., Жердев И.Т., Гасик М.И., Поляков И.И., Емлин Б.И., а также Микулинский А.С., Свенчанский А.Д., Елютин В. П., Еднерал Ф.П., Щедровицкий Я.С., Рысс М.А., Сергеев П.В., Лякишев Н.П., Жучков В.И., Воробьев В.П., Рябчиков И.В., Толстогузов Н.В., Миронов Ю.М., Мизин В.Г., Дашевский В.Я., Серов Г.В., Струнский Б.М., Чернобровин В.П. и другие.

Для повышения энерготехнологических параметров выплавки крупнотоннажных ферросплавов в электропечах предложен ряд технических решений, такие как применение различных видов углеродистых восстановителей, в том числе с повышенным удельным электросопротивлением; использование полых электродов для вдувания природного газа и водяного пара в реакционное простран-

во печи; технология выплавки ферросплавов с разрядом под сводом печи; использование для выплавки печей с пониженной частотой тока, системы печей постоянного тока, с открытой и закрытой дугой, а также плазменных электропечей и другие разработки.

В связи с этим наиболее перспективными являются технические решения, которые позволяют улучшить энерготехнологические параметры выплавки ферросплавов и сократить разрыв между активной мощностью в ванне печи и установленной мощностью трансформаторов, без снижения степени извлечения ведущего элемента в сплав и увеличения удельного расхода электроэнергии.

**Цель работы** – развитие теоретических основ совершенствования энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов углеродотермическим процессом для улучшения показателей работы электропечей, путём применения комплексного подхода, включающего теоретическое исследование и разработку более эффективных параметров выплавки ферросплавов в электропечах.

#### **Задачи исследования**

1. Проанализировать энерготехнологические параметры выплавки ферросплавов углеродотермическим процессом с использованием данных отечественных и зарубежных электропечей.

2. Исследовать параметры выплавки ферросплавов для выявления закономерностей и выяснения причин ухудшения работы электропечей при повышении их мощности.

3. На основании массива технологических, электрических, теплотехнических и конструктивных параметров работы печи выявить группы основных показателей, совокупность которых характеризует в комплексе процесс выплавки ферросплавов в электропечном агрегате.

4. Исследовать составляющие величины комплексного параметра выплавки ферросплавов в электропечах.

5. Провести анализ работы электропечей на основании комплексного параметра для оценки эффективности выплавки ферросплавов.

6. Исследовать на основе теории подобия, в применении к ферросплавным печам, технологию выплавки кремнистых, хромистых и марганцевых ферросплавов по величине подэлектродного промежутка, распада электродов, в том числе с применением методов моделирования, для выявления факторов, позволяющих улучшить энерготехнологические параметры при увеличении мощности печей.

7. Подтвердить результаты моделирования, экспериментальной выплавкой ферросплавов на различных энерготехнологических схемах в опытных крупномасштабных электропечах, в полупромышленном и промышленном вариантах для улучшения параметров процесса.

8. Провести оценку различных технических решений в области выплавки ферросплавов с позиции комплексного энерготехнологического параметра для выбора наиболее перспективных направлений в улучшении показателей электропечей и выдать практические рекомендации.

**Достоверность** теоретических положений диссертации подтверждается математическими выводами, традиционным способом электролитического моделирования электропечей, анализом большого количества практических данных выплавки ферросплавов в промышленных печах, а также результатами разработанных технологических схем выплавки в опытных крупномасштабных электропечах, в полупромышленном и промышленном варианте.

#### **Методология и методы исследования**

Применен системный подход к изучению сложного динамического объекта, представляющего собой систему: электропечь, работающую в смешанном режиме сопротивления и электрической дуги, с одной стороны, и углеродотермический рудовосстановительный процесс выплавки ферросплава, с другой стороны.

Для исследования были использованы методы теории подобия, способы электролитического моделирования ферросплавных печей, схемы замещения рабочего пространства печи и методы теории электрических цепей, теоретические основы технологии выплавки ферросплавов шлаковым и бесшлаковым



углеродотермическим процессом, методология выплавки с закрытой дугой в электропечах и прикладные методы статистического анализа.

### **Научная новизна**

**1. Получена, на основании теоретических положений и практических исследований, новая информация о углеродотермическом процессе выплавки ферросплавов в электропечах.** Это позволяет, при рассмотрении в комплексе технологических, электроэнергетических и теплотехнических параметров выплавки, выявить закономерности для улучшения энерготехнологических показателей ферросплавных электропечей.

**2. Впервые в электрометаллургии ферросплавов введено новое понятие – энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи.** Полученная безразмерная величина определяется на основе комплекса технологических, электрических, теплотехнических параметров выплавки ферросплавов и однозначно характеризует эффективность работы электропечи углеродотермическим процессом. Данная величина может быть использована для совершенствования технологии выплавки и конструкции печных агрегатов для получения ферросплавов.

В отличие от такого параметра, как общий КПД электропечи, который состоит из величин электрического и теплового КПД, предложенный энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи дополнительно включает: коэффициент загрузки печного трансформатора; коэффициент мощности печи и степень извлечения ведущего элемента в сплав (кремния, марганца, хрома и никеля).

С учётом этого, энерготехнологический критерий позволяет более полно и комплексно оценить работу ферросплавной печи, с позиции энергоресурсосбережения и положений «бережливого производства», так как данный технологический агрегат, который работает рудовосстановительным процессом, является потребителем большого количества шихтовых материалов и электроэнергии.

Отмечено, что улучшение в работе ферросплавной печи приводит к повышению энерготехнологического критерия. Например, для выплавки 75 %-ного ферросилиция энерготехнологический критерий изменяется в пределах 0,293 – 0,317 для хорошо работающих печей и в диапазоне 0,248 – 0,283 для печей работающих удовлетворительно. Ухудшение в работе электропечей сопровождается снижением энерготехнологического критерия при выплавке сплавов кремния, марганца и хрома.

**3. Впервые выявлена зависимость и получены функциональные закономерности изменения энерготехнологического критерия работы печи и удельного расхода электроэнергии на выплавку ферросплавов.**

Энерготехнологический критерий в комплексе фиксирует долю технологических, электрических и тепловых потерь при выплавке в ферросплавной печи, что отражается на удельном расходе электроэнергии. При мероприятиях, направленных на сокращение комплекса потерь при выплавке, энерготехнологический критерий возрастает, а удельный расход электроэнергии снижается.

**4. Получена зависимость изменения энерготехнологического критерия ферросплавной печи, традиционной конструкции, от увеличения мощности печных трансформаторов при выплавке шлаковым и бесшлаковым углеродотермическим процессом.**

С увеличением мощности ферросплавных электропечей происходит ухудшение их энерготехнологических параметров, вследствие реализации процесса выплавки в условиях, когда рост мощности печей, традиционных конструкций, происходит в основном за счёт увеличения силы тока и соответственно диаметра электродов, а не рабочего напряжения (из-за снижения сопротивления ванны). Это увеличивает разрыв между мощностью трансформатора и активной мощностью в ванне печи, которая направлена на технологический процесс. Как следствие ухудшается тепловая работа ванны печей большой мощности, что в комплексе снижает энерготехнологический критерий печи и увеличивает удельный расход электроэнергии, по сравнению с ферросплавными печами средней мощности.

Такое положение требует применение мероприятий по совершенствованию энерготехнологических параметров электропечей.

**5. Научно обоснована и экспериментально подтверждена новая технология выплавки ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком (электрод – подина) для значительного повышения активного сопротивления ванны и улучшения энерготехнологических параметров электропечи.**

Данная технология выплавки, с увеличенным подэлектродным промежутком от (0,6 – 0,8) до 6,0 диаметров электрода, осуществляется без уменьшения заглубления электродов в шихту, при увеличении глубины ванны, что в значительной степени повышает энерготехнологические параметры получения ферросплавов, в условиях одноэлектродного варианта печи. При этом качественно меняется картина ввода дополнительной мощности в ванну ферросплавной электропечи, не за счёт увеличения силы тока, а благодаря увеличению в 2,5 раза сопротивления ванны, напряжения и мощности, что энергетически выгодно и более эффективно. Улучшаются при выплавке 45 %-ного ферросилиция: электрический КПД; коэффициент мощности; тепловой КПД; без снижения извлечения ведущего элемента при получении стандартного ферросплава. Снижается удельный расход электроэнергии на выплавку и увеличивается энерготехнологический критерий ферросплавной печи (+ 35,6 %).

**6. Теоретически обоснована, предложена и опробована принципиально новая концепция выплавки ферросплавов по варианту автономных, изолированных, плавильных зон под электродами в ванне печи под слоем шихты и соответственно выпуском расплава из-под каждого электрода, как наиболее эффективное решение научно-технической проблемы по повышению активного сопротивления ванны ферросплавных печей и улучшения энерготехнологических параметров. Отличие данной схемы от существующих вариантов состоит в том, что классическая схема выплавки ферросплавов в печи имеет под слоем шихты «общую ванну расплава», традиционный небольшой распад электродов (около 2,2 диаметров электрода) и выпуск расплава происходит через одну лётку.**

Разработанный вариант концепции выплавки (с автономными плавильными зонами), включает сочетание двух технических решений: использование технологии выплавки ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком и применение электропечи со значительно увеличенным в 2,1 – 2,8 раза относительным распадом электродов и более глубокой ванной. Данное комплексное решение приводит к повышению в 2,2 – 2,6 раза сопротивления ванны, напряжения и дополнительной мощности в ванне (каждый показатель), без ухудшения степени извлечения ведущего элемента в сплав при получении стандартного ферросплава. В результате улучшается коэффициент мощности, электрический и тепловой КПД печи, снижается удельный расход электроэнергии. На примере выплавки 45 %-ного ферросилиция энерготехнологический критерий увеличился на 37,8 – 48,0 %.

**7. Теоретически обоснована и опробована новая технология выплавки ферросплавов в печи с увеличенным распадом электродов с дифференцированным способом загрузки шихты, что дополнительно улучшает энерготехнологические параметры агрегата.**

Благодаря созданию между электродами в ванне печи зоны, из малоэлектропроводных материалов (отходы из мелочи кварцита), данная технология выплавки значительно уменьшает токи «электрод – электрод» и повышает токи «электрод – подина». Это приводит к дополнительному росту активного сопротивления ванны, напряжения, что увеличивает мощность в ванне печи при выплавке 45%-ного ферросилиция. Как показали исследования, применение дифференцированного способа загрузки шихты в печь, с увеличенным распадом (до 4,5 – 6,0 диаметров электрода), повышает сопротивление ванны, напряжение и мощность в печи в 2,8 – 2,9 раза, по сравнению с аналогичной выплавкой в печи с обычным распадом электродов и традиционным способом загрузки шихты в печь. В результате энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи увеличился на 57,4 – 63,5 %.

**8. Впервые получена зависимость величины подэлектродного промежутка в ванне ферросплавной печи от распада электродов и отмечено влияние данных параметров на повышение энерготехнологического критерия работы печи, вследствие увеличения рабочего напряжения.** Для лучшего энергораспределения в ванне печи, показано, что большему относительному распаду электродов соответствует увеличенный подэлектродный промежуток (электрод – подина) в ванне печи под слоем шихты. Получены зависимости подэлектродного промежутка в ванне ферросплавной печи для традиционных значений распада электродов (2,1 – 2,3) и для увеличенных значений распада до (4,5 – 6,0), которые выражены в относительных величинах через диаметр электрода печи.

**9. Разработана новая методика, на основе энерготехнологического критерия, для сравнительной оценки эффективности выплавки ферросплавов в печах различных конструкций и технологий.** В результате анализа составляющих величин энерготехнологического критерия был разработан универсальный метод оценки технических решений для различных технологий выплавки ферросплавов в следующих агрегатах: в печах переменного тока; в печах с пониженной частотой тока; в печах постоянного тока с открытой и закрытой дугой, а также в плазменных печах.

### **Практическая значимость**

1. Практическая ценность работы заключается в использовании дополнительно полученной информации о состоянии углеродотермического процесса, при шлаковой и бесшлаковой выплавки ферросплавов, во взаимосвязи технологических, электроэнергетических и теплотехнических параметров. Это выявило факторы для улучшения комплекса энерготехнологических параметров и снижения удельных энергозатрат на выплавку ферросплавов в электропечах, а также для использования полученных данных при разработке новых технологических схем и конструктивных особенностей печей.

Отмечено, что при выплавке 75%-ного ферросилиция увеличение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи от 0,248 до 0,314,

соответствует снижению удельного расхода электроэнергии в диапазоне от 10,5 до 8,6 МВт·ч/т сплава. При выплавке углеродистого феррохрома (шлаковый процесс) увеличение энерготехнологического критерия печи от 0,252 до 0,326, приводит к снижению удельного расхода электроэнергии от 4,3 до 3,3 МВт·ч/т.

Выявлено, что при увеличении мощности печей от 16,5 – 22,5 МВ·А до 81 МВ·А для выплавки 45 %-ного ферросилиция, из-за снижения активного сопротивления ванны, энерготехнологический критерий уменьшается от (0,313 – 0,338) до величины 0,239 – 0,282 (–13,5... –26,7 %) и ниже, что приводит к менее эффективной работе электропечей.

2. Решена научно-техническая проблема значительного повышения активного сопротивления ванны, напряжения и мощности ферросплавной электропечи в 2 раза и более, без увеличения силы тока и диаметра электродов (или возможного их уменьшения), с целью улучшения энерготехнологических параметров процесса выплавки.

Разработана и опробована в опытных крупномасштабных электропечах, в полупромышленном варианте новая концепция выплавки ферросплавов на примере 45 %-ного ферросилиция с увеличенными подэлектродным промежутком и распадом электродов (5,6 диаметров электродов) на Аксуском заводе ферросплавов. В результате сопротивление ванны, мощность и рабочее напряжение возросли в 2 раза, при неизменных значениях силы тока и диаметров электродов. При этом улучшились коэффициент мощности, электрический и тепловой КПД печи. Удельный расход электроэнергии на 1 баз. т сплава снизился на 16,7 %. Энерготехнологический критерий ферросплавной печи увеличился на (+29,8 %) по сравнению с базовым вариантом выплавки с традиционным распадом электродов.

Для выплавки по технологии с увеличенным подэлектродным промежутком ферросплавная печь переходит из разряда низкошахтных печей в разряд среднешахтных электропечей. При этом дополнительная мощность в ванну печи

вводится благодаря увеличению рабочего напряжения, а не силы тока электрода, что энергетически выгодно.

На основании результатов проведённых полупромышленных испытаний и рекомендаций, впоследствии на заводе на 8-ми печах РКЗ–16,5/22,5 был увеличен диаметр распада электродов от проектных размеров 2,9 м до 3,7 – 3,8 м и на 4-х печах РКЗ – 81 от 5,2 м до 5,7 – 5,8 м.

3. Полученный энерготехнологический критерий является основой для оценки работы ферросплавных печей, в том числе:

- для выявления наиболее перспективных и эффективных технологий выплавки ферросплавов, особенно в случае применения новых и нетрадиционных видов рудного сырья, вовлечение в производство различных углеродистых восстановителей;

- при проведении комплексного энерготехнологического аудита и повышении эффективности работы промышленных электропечей;

- при разработке новых печных агрегатов и технологий, а также для составления прогнозов и перспектив развития в электрометаллургии ферросплавов.

4. На основании энергоаудита двух печей мощностью по 29 МВ·А завода «Кузнецкие ферросплавы», при выплавке 75 %-ного ферросилиция, была применена методика оценки работы электропечей и повышения их эффективности с использованием разработанного энерготехнологического критерия ферросплавной печи. При этом применение на одной из печей увеличенного распада электродов 3,4 м, вместо 3 м, а также углеродистых восстановителей (полукокса) с повышенным удельным электросопротивлением, увеличило энерготехнологический критерий ферросплавной печи с 0,203 до 0,258, при снижении удельного расхода электроэнергии на 6,8 % или 615 кВт·ч/т.

5. С позиции мероприятий, направленных на повышение энерготехнологического критерия печи, показано положительное влияние данной комплексной величины не только на удельный расход электроэнергии на выплавку, а также на снижение себестоимости получаемого сплава и увеличение удельной производитель-

ности ферросплавной электропечи (т/сут) на 1 МВ·А установленной мощности трансформатора.

К тому же энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи позволяет проводить сравнительной оценку эффективности выплавки ферросплавов и выбор оптимальных решений в печах различных конструкций, как в печах переменного тока, так и в печах постоянного тока, а также в плазменных печах.

### **Апробация результатов работы**

Основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на следующих мероприятиях: на XIV–XVI Международных научных конференциях «Современные проблемы электрометаллургии стали» (г. Челябинск, 2010, 2013 г. и г. Магнитогорск, 2015 г.); на III – X Международных конференциях «Металлургия–Интехэко» (г. Москва, 2010 – 2016, 2018 г.); на научно-технической конференции посвящённой 65-летию «ЦНИИчермет им. И.П.Бардина» (г. Москва 2009 г.); на Всероссийской научно-технической конференции «Проблемы и перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершённых фундаментальных исследований и НИОКР» (г. Екатеринбург, 2011, 2013, 2018, 2020 г.); на Всероссийской научно-технической конференции с Международным участием «Электротермия – 2012» (г. Санкт-Петербург, 2012 г.); на Международной конференции «Энергетическая эффективность на предприятиях горно-металлургического комплекса и промышленности» (г. Москва, 2012 г.); на IV Всероссийской конференции «Реконструкция энергетики – 2012» (г. Москва, 2012 г.); на II Международной научно-практической конференции «Теоретические вопросы развития научной мысли в современном мире» (г. Уфа, 2013 г.); на XIII Международном конгрессе сталеплавильщиков (г. Полевской, 2014 г.); на Международной научно-практической конференции «Новая наука: современное состояние и пути развития» (г. Оренбург, 2016 г.); на Международной научно-практической конференции «Приоритеты и научное обеспечение технологического прогресса» (г. Нижний Новгород,



2016 г.); на Международной научно-практической конференции «Инновационные процессы в научной среде» (г. Новосибирск, 2016 г.); на Международной научно-практической конференции «Новые задачи технических наук и пути их решения» (г. Самара, 2017 г.); на Международной научно-практической конференции «Инновационные технологии и стратегии развития промышленности» (г. Оренбург, 2017 г.); на Международной научной конференции «Физико-химические основы металлургических процессов», им. академика Самарина А.М. (г. Москва, 2017, 2019 г.).

### **Положения, выносимые на защиту**

На защиту выносятся следующие положения по решению проблемы повышения энерготехнологических параметров ферросплавных электропечей:

– комплексный анализ работы ферросплавной печи для выявления факторов улучшения энерготехнологических параметров при увеличении мощности электропечей;

– комплексный параметр – энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи;

– влияние увеличения мощности печных трансформаторов на энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи;

– зависимость энерготехнологического критерия ферросплавной печи и удельного расхода электроэнергии на выплавку сплава;

– анализ составляющих величин энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи (извлечение ведущего элемента в сплав, тепловой КПД печи, коэффициент мощности, электрический КПД, коэффициент загрузки печного трансформатора);

– анализ технологии выплавки различных сплавов (ферросилиция, феррохрома, ферромарганца, ферроникеля) и кремния, с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи;

– влияние подэлектродного промежутка и распада электродов на энерготехнологический критерий ферросплавной электропечи;

– оценка эффективности технических решений (технологии выплавки, конструкции печей) с помощью энерготехнологического критерия печи.

### **Область исследования**

Диссертационная работа соответствует паспорту специальности 05.16.02 – Metallургия черных, цветных и редких металлов: п. 11 – Пирометаллургические процессы и агрегаты; п. 12 – Электрометаллургические процессы и агрегаты; п. 17 – Материало- и энергосбережение при получении металлов и сплавов.

### **Публикации**

По теме диссертации опубликована монография «Энерготехнологические параметры выплавки ферросплавов в электропечах». – М.: МИСиС. – 2018. – 216 с.

**Общее число публикаций** по теме диссертации – 77, в том числе в журналах перечня ВАК – 28, авторские свидетельства – 4, статьи в других журналах и сборниках конференций – 44, монография – 1. В изданиях, которые входят в Международные реферативные базы данных систем цитирования, опубликовано 9 работ в переводных периодических изданиях: «Steel in Translation» – 3 (Scopus, квартиль Q2); «Metallurgist» – 6 (Scopus, квартиль Q3).

**Личное участие автора** заключается в определении актуальности, цели и постановке задач исследования, разработке методик, организации и проведении исследований, обработке, анализе и обобщении результатов исследований; в формулировании выводов; участие в апробации работы и написании статей.

**Структура и объём работы.** Диссертация состоит из введения, семи глав, заключения, библиографического списка и приложений. Материал работы изложен на 302 страницах машинописного текста, содержит 36 рисунков, 32 таблицы, библиографический список включает 228 источников, из них 34 иностранный источник.

## 1. Состояние вопроса производства ферросплавов в электропечах

### 1.1. Увеличение мощности ферросплавных печей

Основным потребителем ферросплавов является сталеплавильное производство. Изменение объёмов, структуры производства и сортамента стали отражается как на объёмах потребления ферросплавов, так и на количестве выплавляемых ферросплавов.

Поэтому можно выделить следующие положения, которые должны учитываться для развития производства ферросплавов:

- изменения в производстве стали и особенно объёмы, связанные с выплавкой в области качественных, специальных марок;

- определённый рост и падение в производстве массовых ферросплавов, также обусловлены энергетическим фактором и тарифами на электроэнергию, так как процесс их выплавки является весьма энергоёмким и улучшение энерготехнологических параметров выплавки является важной хозяйственной задачей;

- в связи с истощением прежней рудной базы, использование более бедного рудного сырья и восстановителей, снижает извлечение ведущего элемента в сплав, что ухудшает энерготехнологические параметры ферросплавных электропечей.

К тому же возникает необходимость транспортировки большого количества материалов из различных регионов, что увеличивает значение логистических систем (портовая и железнодорожная инфраструктура) и вызывает дополнительные затраты на производство.

В Российской Федерации общие объёмы производства ферросплавов для внутреннего потребления и экспортных операций составляют 2,1 – 2,3 млн. т. в год, в зависимости от заказов, а также поставок и качества рудного сырья [1].

Общая структура производства крупнотоннажных ферросплавов в России

следующая: кремнистые ферросплавы – 52 %; хромистые ферросплавы – 20 %; марганцевые ферросплавы – 17 %; остальное – другие сплавы и лигатуры [2].

Ферросплавы выплавляют более 90 электропечей. Общий потенциал электропечного производства ферросплавов в России составляет не менее 2,2 млн. т в год. Также углеродистый ферромарганец выплавляют в доменных печах. Доля Российской Федерации в мировом производстве ферросплавов находится на уровне около 5 % [2–6]. Основные ограничения в производстве ферросплавов связаны с рудной базой и энергоэффективным использованием плавильных агрегатов.

Наиболее крупные ферросплавные предприятия в России имеют следующие единичные мощности электропечей для выплавки углеродотермическим процессом массовых сплавов кремния, хрома и марганца:

- Челябинский электрометаллургический комбинат – 3,5 – 40 МВ·А (ферросилиций, феррохром, ферросиликохром, силикокальций, ферросиликомарганец, ферромарганец и другие сплавы);
- Серовский завод ферросплавов – 22 – 23 МВ·А (феррохром, ферросиликохром, ферросилиций);
- Кузнецкий завод ферросплавов – 20 – 29 МВ·А (ферросилиций);
- Братский завод ферросплавов – 25 и 33 МВ·А (ферросилиций);
- Новолипецкий металлургический комбинат, ферросплавный цех – 10,5 – 16,5 МВ·А (ферросилиций);
- Тихвинский завод ферросплавов – 16,5/22,5 МВ·А (феррохром).
- Сибирская горно-металлургическая компания, Электрометаллургический завод («СГМК–ферросплавы») – 8 и 9 МВ·А (ферросиликомарганец).

Следует отметить, что углеродистый ферромарганец выплавляют в доменных печах на Косогорском металлургическом заводе и на Саткинском чугуноплавильном заводе на импортном рудном сырье.

В целом снижение качества рудного сырья по ведущему элементу отрицательно влияет на энерготехнологические параметры печей и технико-

экономические показатели производства ферросплавов, особенно при повышении мощности печей. В странах ближнего зарубежья наиболее крупные ферросплавные электропечи традиционных конструкций находятся на Аксуском заводе ферросплавов (Республика Казахстан). Мощность крупных печей составляет 40 – 81 МВ·А (ферросилиций, феррохром, ферросиликохром и ферросиликомарганец). Также мощные печи 63 – 81 МВ·А на Никопольском заводе ферросплавов (Республика Украина) используются для выплавки ферромарганца и ферросиликомарганца [7]. На Актюбинском заводе ферросплавов, кампания «Казхром» (Республика Казахстан), для выплавки углеродистого феррохрома эксплуатирует печи 16,5 – 23 МВ·А, а также четыре печи постоянного тока, с проектной единичной мощностью до 72 МВт каждая [8]. При этом трансформаторная мощность печи постоянного тока составляет 110 МВ·А (2х55 МВ·А).

Согласно данным работ [8–13] за рубежом наиболее крупные ферросплавные печи имели мощность трансформаторов для выплавки ферросилиция (75 – 105 МВ·А), для углеродистого феррохрома (81 – 105 МВ·А), для ферромарганца (72 – 81 МВ·А) и ферроникеля (51 – 120 МВ·А).

Например, для выплавки 75 %-ного ферросилиция эксплуатировалась ферросплавная печь мощностью 75 МВ·А (45 МВт) в Варгоне, Швеция. Печь была оборудована тремя трансформаторами по 25 МВ·А каждый. Сила тока электрода составляла до 140 кА. Впоследствии печь была реконструирована. Мощность печных трансформаторов составила 105 МВ·А (3 х 35 МВ·А). Активная мощность в ванне печи увеличилась лишь от 45 до 50 МВт, при силе тока электрода 150 – 160 кА. В результате коэффициент мощности снизился со 0,60 до 0,46 – 0,47 [9]. В дальнейшем одна из самых мощных ферросплавных печей, из-за неэффективной работы, была переведена с выплавки ферросилиция на выплавку углеродистого феррохрома и в результате активная мощность печи увеличилась от 50 до 69 МВт [9–11].

Для выплавки углеродистого ферромарганца эксплуатировалась закрытая трехэлектродная печь мощностью 72 МВ·А (3 х 24 МВт) на заводе компании

«Union Carbide Canada Corp.» («Юнион карбайд Кэнэда») в Бохарнуа, Квебек, Канада [12–15]. Печной трансформатор был оборудован 32 ступенями напряжения. Рабочее напряжение на ступени до 285 В, при силе тока электрода 133 кА и естественном коэффициенте мощности 0,489 – 0,502. При выплавке ферромарганца активная мощность в ванне печи была невысокой и находилась на уровне 33 МВт. При дополнительном оборудовании печи установкой компенсации (54 МВАр), коэффициент мощности может быть увеличен до 0,90.

Рассмотрим параметры ферросплавных печей с увеличением мощности трансформаторов на примере бесшлакового процесса – выплавки ферросилиция и шлакового процесса – выплавки углеродистого ферромарганца.

Параметры ферросплавных электропечей с мощностью печных трансформаторов 7,5 – 105 МВ·А для выплавки ферросилиция на основании данных работ [9–18] приведены в Таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Изменение параметров электропечей для выплавки ферросилиция углеродотермическим процессом при увеличении мощности трансформаторов

Мощность печи, МВ·А	Диаметр электродов, мм	Сила тока электрода, кА	Рабочее напряжение, В	Коэффициент мощности (естественный)	Активная мощность, МВт
7,5	750	32,0	120 – 130	0,90 – 0,92	6,6
10,5	900	40,0	144	0,87	8,6
14,0	1000	46,0	156	0,85	10,9
16,5	1200	55 – 57	175	0,84	13,3 – 14,4
22,5	1200	60 – 67	185 – 189	0,78 – 0,81	14,2 – 15,3
27,6*	1400	72 – 84	195 – 219	0,70	19,5 – 20,6
40,0*	1500	92 – 103	224 – 231	0,65	31,4 – 33,0
75,0	1800	140	Н.св.	0,60 – 0,62	45,0
81,0*	1900	140 – 160	235 – 256	0,50 – 0,53	46,0 – 51,7
105,0	2000	160 – 170	Н.св.	0,46	50,0

Прим.: \* установка компенсации реактивной мощности

Как следует из данных Таблицы 1.1 увеличение мощности трансформаторов печей для выплавки ферросилиция от 7,5 до 105,0 МВ·А приводит к увеличению силы тока электрода от 32 до 160 кА и к снижению естественного коэффициента мощности от 0,90 – 0,92 до 0,46 – 0,50. Диаметры самообжигающихся электродов увеличиваются от 750 – 900 мм до 1900 – 2000 мм, что усложняет не только технологию спекания и обслуживания электрода, но и требует увеличение массы металлоконструкций плавильного цеха для удержания электродной свечи.

Параметры ферросплавных электропечей с мощностью трансформаторов 7,8 – 81 МВ·А для выплавки углеродистого ферромарганца по данным работ [9, 14–21] приведены в Таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Изменение параметров электропечей для выплавки углеродистого ферромарганца углеродотермическим процессом при увеличении мощности печных трансформаторов

Мощность печи, МВ·А	Диаметр электродов, мм	Сила тока электрода, кА	Рабочее напряжение, В	Коэффициент мощности (естественный)	Активная мощность, МВт
7,8	800 – 1000	32,0	120 – 130	0,85	6,2
11,15	1000	44,0	141	0,79	7,8 – 8,5
12,8	1000	40,0	144	0,90	8,9
22,5	1200	61 – 65	150 – 164	0,78 – 0,84	12,0 – 13,9
38,5	1700	102	218	0,65	25,0
63,0*	650x2800**	100 – 110	145 – 210	0,45	37 – 39
72,0	2000	130 – 160	213 – 285	0,49 – 0,50	33,0
81,0*	750x3000**	110 – 120	188 – 219	0,40	37 – 41

Прим.: \* установка компенсации реактивной мощности;

\*\* печи имеют шесть прямоугольных электродов.

Аналогичная картина ухудшения энерготехнологических параметров отмечается для печей при выплавке ферромарганца (Таблица 1.2), где при повышении мощности трансформаторов печей в диапазоне 7,8 – 81 МВ·А, естественный коэффициент мощности снижается от 0,85 до 0,40, при возрастании силы тока электрода от 32 до 120 – 160 кА. Для печей средней и большой мощности отно-

шение активной мощности к номинальной мощности трансформатора снижается до уровня 0,46 – 0,65. Следовательно, для выплавки ферросплавов углеродотермическим процессом, при повышении мощности печей: увеличивается разрыв между установленной трансформаторной мощностью и активной мощностью в ванне печи, которая может быть использована в технологическом процессе. Данное обстоятельство ограничивает производительность и эффективность ферросплавной электропечи.

Необходимо отметить, что на ферросплавных заводах в Японии для выплавки ферромарганца используют печи, мощность трансформаторов которых не превышает 40 МВ·А [19]. Активная мощность печи в ванне составляет не более 25 – 26 МВт. Основное совершенствование производства направлено на подготовку шихты, использование марганцевой руды высокого качества и стабильной влажности руды и коксика, благодаря термической сушке или предварительному нагреву шихты перед загрузкой в электропечь.

Предварительный нагрев шихты до 800 – 1000 °С снижает удельный расход электроэнергии на 20 – 30 %. Аналогичные технологии сушки и подогрева шихты используются для выплавки ферроникеля на Побужском ферроникелевом комбинате (Республика Украина), для выплавки углеродистого феррохрома на заводе компании «Outokumpu» («Оутокумпу») в Торнио, Финляндия и для выплавки углеродистого ферромарганца на заводе фирмы «Тюо Дэнки Когё» в Касима, Япония [22]. Также технология термической сушки и подогрева шихты перед подачей в электропечь постоянного тока используется при выплавке феррохрома на Актюбинском заводе ферросплавов, Республика Казахстан [23].

Рассматривая данные Таблиц 1.1 и 1.2, необходимо отметить, что увеличение мощности трансформаторов ферросплавных печей далеко не эквивалентно повышению активной мощности в ванне печи для технологического процесса и соответственно увеличению производительности агрегата. В результате такой рост мощности ферросплавных печей нельзя считать рациональным. Поэтому для выплавки крупнотоннажных ферросплавов дальнейшее увеличение единичной



мощности печей, традиционных конструкций, и их ввод в эксплуатацию в последние десятилетия не происходит. К тому же, наблюдается энергетически невыгодное явление, когда с ростом мощности трансформаторов печей в указанном диапазоне, увеличивается отношение тока электрода к рабочему напряжению. Это отношение для выплавки углеродистого ферромарганца изменяется от 246 до 560 – 750 и более на печах 7,8 – 81 МВ·А, а для выплавки ферросилиция до 610 – 650 и более на печах 7,5 – 105 МВ·А.

По сути, увеличение отношения тока электрода к рабочему напряжению указывает на снижение сопротивления печного контура ферросплавной электропечи. Основную долю в данной величине печного контура составляет активное сопротивление ванны. Данный параметр снижается с повышением мощности трансформаторов и увеличением габаритов печи [24]. К тому же увеличение отношения тока электрода к напряжению при выплавке ферросплавов приводит к дополнительным активным и индуктивным потерям электроэнергии в короткой сети, что ухудшает коэффициент мощности и электрический КПД печи.

По данным работы [25] считается, что для повышения активного сопротивления ванны ферросплавной печи возможны следующие технологические способы: применение наиболее эффективного углеродистого восстановителя с определённым фракционным составом и удельным электросопротивлением; работа с незначительным недостатком восстановителя; выбор состава шлака, для шлаковых процессов производства ферросплавов и возможное установление оптимального соотношения тока электрода и рабочего напряжения. Наибольшее распространение для выплавки ферросплавов получило применение различных видов углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением в смеси с коксиком, которые несколько улучшают технико-экономические показатели печей в определённых пределах.

Таким образом, повышение мощности электропечей, для увеличения производства крупнотоннажных ферросплавов показало, что с ростом мощности трансформаторов увеличиваются диаметры электродов до 1800 – 2000 мм,

наблюдается такое негативное явление, как увеличивающийся разрыв между мощностью в ванне печи для технологического процесса и величиной мощности трансформаторов, что отрицательно влияет на производительность агрегата. Рост силы тока электродов опережает увеличение рабочего напряжения электропечи. При этом ухудшаются энерготехнологические параметры печей, что не позволяет достичь более высоких технико-экономических показателей.

## 1.2. Применение восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением для улучшения энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов

Одним из наиболее распространённых технологических способов улучшения технико-экономических показателей работы ферросплавной печи и повышения активного сопротивления ванны является применение различных углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением.

Значительный период времени в электрометаллургии ферросплавов практически основным видом углеродистого восстановителя являлся коксик-орешек, в виде отсевов доменного кокса фракции 6 – 25 мм. Данный вид восстановителя является основным электропроводным материалом шихты, наряду с железной стружкой. Metallургический коксик получил широкое распространение для выплавки ферросплавов. Однако, он имеет сравнительно малые величины удельного электросопротивления и относительно среднюю реакционную способность, а также существенную товарную стоимость.

Высоким удельным электросопротивлением и реакционной способностью обладает древесный уголь. Первые ферросплавные электропечи в России работали именно на древесном угле [26]. Применение такого восстановителя уменьшает спекание шихты на колошнике, что особенно важно при выплавке высококремнистых сплавов в закрытых печах. При этом он имеет сравнительно малую меха-

ническую прочность. В связи с тем, что древесный уголь очень дорог, его, как правило, применяют лишь для производства кремния технической чистоты, силикоалюминия и силикокальция. По этой причине древесный уголь стремятся частично заменить различными восстановителями, в том числе древесными отходами (брикетированными древесными опилками, стружкой, щепой, лигнином и другими аналогичными материалами). Такие технологические приёмы способствуют уменьшению спекания шихты, улучшению ее газопроницаемости и некоторому повышению активного сопротивления ванны печи.

В связи с определённым дефицитом и значительной стоимостью металлургического кокса, а также экологическими аспектами его производства, проведено большое количество работ по замене данного углеродистого восстановителя другими сравнительно недорогими и менее дефицитными углеродсодержащими материалами. Поэтому, большинство исследований в области металлургии ферросплавов и кремния связано с использованием различных видов восстановителей и их смесей. В качестве таких материалов применяли: полукокс, получаемые из некоксующихся углей низкотемпературным пиролизом; нефтекокс, как продукт двойного пиролиза нефти; длиннопламенные угли; кусковой и брикетированный торф, торфококс, в том числе в смеси мелких фракций кокса, полукокса, угольных шламов и отходов абразивного производства. Также были опробованы брикетированный гидролизный лигнин, целлолигнин, шунгит, материалы, содержащие карбид кремния и другие.

Наиболее эффективно при выплавке ферросплавов использование различных видов восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением. Высокое удельное электросопротивление восстановителя обеспечивает более глубокую посадку электродов в шихте, уменьшает улет ведущих элементов с отходящими газами и снижает удельный расход электроэнергии. Это позволяет работать на небольшом повышении напряжения, коэффициента мощности, электрического КПД и иметь дополнительную мощность в ванне печи. В результате улучшаются энерготехнологические параметры процесса выплавки и технико-экономические

показатели работы печей. Обычно углеродистый восстановитель, с высоким удельным электросопротивлением, обладает и наибольшей реакционной способностью, что приводит к лучшему извлечению ведущего элемента в сплав. Так как оба эти свойства восстановителя, удельное электросопротивление и реакционная способность зависят от многих общих причин [27], а именно от стадии метаморфизма углей, которые используются для коксования. В работе [28] отмечается, что наибольшие значения этих показателей свойственны коксам и полукоксам, которые получены из некоторых углей, таких как бурые, длиннопламенные и газовые угли. Они являются наиболее реакционно-способными и обладают высоким удельным электросопротивлением. Данные угли не коксуются обычным способом, не являются дефицитными и имеют хорошие перспективы как восстановители [29, 30].

Удельное электросопротивление тощих каменных углей при температуре 900 °С в 8 – 10 раз больше, чем у коксика и в 4 – 6 раз больше, чем у полукокса. Применение такого восстановителя в печи с мощностью трансформатора 14 МВ·А, при выплавке феррохрома увеличило активную мощность на 0,8 % и снизило удельный расход электроэнергии на 1,24 % [31].

В опытной кампании при выплавке 75 %-ного ферросилиция с использованием в качестве восстановителя до 60 % газовых углей привело к увеличению активного сопротивления ванны и вторичного напряжения на 1,5 %. Производительности печи выросла на 10 %. Удельный расход электроэнергии снизился на 4,4 % [32].

**Восстановители для ферросилиция.** На ряде ферросплавных заводов в прошлом широкое распространение при выплавке кремнистых ферросплавов получил ангарский полукоккс. Удельное электросопротивление полукокса, при температурах до 900 °С, в тысячу раз больше, чем у обычных коксов, но при более высоких температурах данная величина приближается к удельному электросопротивлению традиционного восстановителя – коксика. Тем не менее выплавка 75 %-ного ферросилиция в промышленной открытой печи с применением полу-

кокса позволила работать на повышенном напряжении (183 В, против 173 В) и существенно на 6 % увеличить производительность агрегата, а также на 400 кВт·ч/т снизить удельный расход электроэнергии [33].

Дальнейшее применение такого полукокса (до 50 % от общего количества восстановителя) при выплавке 45 %-ного ферросилиция в закрытых печах, мощностью 22,5 МВ·А, увеличило рабочее напряжение со 174,2 до 189 В, а коэффициент мощности от 0,774 до 0,832. Производительность печи возросла при этом на 11 % и удельный расход электроэнергии на 1 баз. т сплава снизился на 9,5 %. При этом извлечение кремния в сплав увеличилось с 92,7 до 96,7 %. Отмечено, что в целом диапазон рабочих напряжений при выплавке ферросилиция на ряде работающих печей с использованием полукокса составил 182,5 – 188,5 В, против 166,5 – 171,5 В при работе на коксике [34]. Следовательно, технология выплавки ферросилиция с использованием такого полукокса обеспечивает существенное повышение активного сопротивления ванны печи.

Максимальное значение удельного электросопротивления кокса и полукокса в производственных условиях цеха наблюдается при небольшой влажности углеродистого восстановителя 2,5 и 5,0 % соответственно. На печи Кузнецкого завода ферросплавов, мощностью 22,5 МВ·А, проводилась выплавка 45 % и 65 %-ного ферросилиция на восстановителях с повышенной влажностью. Были улучшены технико-экономические показатели выплавки: снижение удельного расхода электроэнергии на 1 баз. т сплава на 1,7 – 4,0 %; повышение производительности печи на 1,8 – 3,8 % и снижение температуры колошника печи в среднем на 50° С [35]. Совершенствование технологии выплавки на коксике с постоянной повышенной влажностью, при одинаковом электрическом режиме: рабочее напряжение – 199,6 В; сила тока электрода – 69,7 кА; активная мощность печи – 18,5 МВт, позволило получить наилучшие результаты при расходе воды 16,7 % от массы углеродистого восстановителя. В подсводовом пространстве печи наблюдалось сокращение количество возгонов. Настыли у бортов колошника хорошо проплавливались. Колошник печи был ровным, с чётко выраженными ко-

нусами шихты вокруг электродов. Содержание водорода в отходящих газах практически не изменилось. Отмечена стабильная и глубокая посадка электродов в шихту. При выплавке 45 %-ного ферросилиция производительность печи увеличилась на 4,6 % с 85,3 до 89,2 т/сут. и удельный расход электроэнергии на 1 баз. т снизился на 4,5 % с 5110 до 4890 кВт·ч/т [36].

На аналогичном режиме работы при выплавке 65 %-ного ферросилиция производительность печи увеличилась лишь на 1,7 % с 60,4 до 61,4 т/сут. и удельный расход электроэнергии на 1 баз. т снизился на 1,7 % с 7388 до 7267 кВт·ч/т [37]. Следует отметить, что работа печи на дополнительно увлажнённом углеродистом восстановителе (кокстик и полукокск) улучшает условия труда плавильщиков, вследствие более глубокой посадки электродов и пониженной температуры отходящих газов.

В практике производства ферросплавов имеется опыт использования бурых углей в качестве частичной замены коксика, как традиционного восстановителя. Так, для условий Аксуского завода ферросплавов (Республика Казахстан) разработана технология выплавки ферросилиция с использованием бурого угля Майкюбенского бассейна, месторождения которого расположены в 200 км от завода. При этом получаемый бурый уголь значительно дешевле, чем кокстик.

Положительными свойствами бурого угля, как углеродистого восстановителя, является высокая реакционная способность (в 13,4 раза больше, чем у коксика) и повышенное удельное электросопротивление при температурах до 1000 °С, но при невысоком содержании твердого углерода около 45,5 %  $C_{\text{ТВ}}$  [38]. При выплавке 75%-ного ферросилиция на печи мощностью 16,5 МВ·А с использованием в шихте до 37 % бурого угля взамен коксика, активная мощность увеличилась на 2,4 %, суточная производительность выросла на 3,4 %, удельный расход электроэнергии снизился на 1,6 %. Вместе с тем возросло содержание алюминия в сплаве с 1,85 до 2,22 % Al. Данное обстоятельство, потребовало проведения операций внепечного рафинирования ферросилиция сидеритом (минерал состава

$\text{FeCO}_3$ ), для получения стандартного сплава, что снизило содержание алюминия на 9 – 19 %.

Также на Аксуском заводе ферросплавов была разработана технология выплавки 45 % и 65 %-ного ферросилиция в печах РКЗ–63И1 (мощность трансформаторов – 81 МВ·А) с использованием бурого угля. Частичная замена коксика на бурый уголь составляла 16 – 30 % от навески по твердому углероду. При выплавке 45 %-ного ферросилиция получено: используемая мощность печи возросла на 11,8 %; суточная производительность практически не изменилась и составила соответственно 259 и 258 т/сут. Удельный расход электроэнергии снизился на 0,8 % с 5081 до 5014 кВт·ч/т [37]. Степень извлечения ведущего элемента в сплав осталась на прежнем уровне.

При выплавке 65 %-ного ферросилиция на этой печи были получены следующие результаты: используемая мощность увеличилась на 11,8 %; суточная производительность возросла со 168 до 175 т/сут. (+ 4,2 %), но при этом удельный расход электроэнергии увеличился с 7491 до 7687 кВт·ч/т (+ 2,6 %). Степень извлечения кремния в сплав мало изменилась 87 и 88 % соответственно [37]. Отмечено более частое автоматическое отключение печи и простои (более 12 %), из-за превышения содержания водорода в подсводовом пространстве.

В условиях Кузнецкого завода ферросплавов в качестве восстановителей для выплавки ферросилиция опробовано использование слабоспекающихся углей месторождений Кузбасса. При температурах до 1000 °С слабоспекающийся уголь пиролизуется и полученный коксовый остаток имеет тонкопористую структуру сходную с ангарским полукоксом. Было определено удельное электросопротивление смеси, состоящей из 70 % коксика и 30 % слабоспекающего угля, которое составило 8,6 Ом·см, против 2,8 Ом·см для коксового орешка [38]. Благодаря этому обеспечивались повышенное сопротивление ванны печи и более глубокая посадка электродов в шихту. Это позволило поднять уровень колошника и увеличить тепловой КПД печи.

В дальнейшем выплавку 75 %-ного ферросилиция проводили в открытой печи с мощностью трансформатора 29 МВ·А. Применение смеси восстановителей из коксика и слабоспекающихся углей позволило: несколько увеличить используемую мощность печи с 17,36 до 17,46 МВт (+ 0,6 %) и производительность с 41,7 до 46,6 т/сут. (+ 11,8 %). При этом удельный расход электроэнергии снизился с 9897 до 8851 кВт·ч/т (– 10,6 %). Содержание алюминия в сплаве не изменилось [38]. При работе по такой технологии необходимо хорошее обслуживание колошника печи и использование в качестве разрыхлителей древесной щепы.

Древесную щепу, опилы и другие отходы деревопереработки использовали в качестве восстановителей-разрыхлителей при выплавке высокопроцентного ферросилиция и кремния технической чистоты [30]. Так, по опыту Челябинского электрометаллургического комбината [39] использование древесной щепы при выплавке 65 %-ного ферросилиция в количестве 80 – 90 кг/т сплава снижает удельный расход электроэнергии на 4 – 5 %. Также улучшаются другие технико-экономические показатели работы печи. Введение в шихту отходов дубильного производства снижает расход электроэнергии на 200 кВт·ч/т сплава. В зарубежной практике для выплавки ферросплавов используют в качестве добавок щепу, кору, опилы древесины, остатки переработки кукурузы и прочие отходы.

На Кузнецком заводе ферросплавов освоена технология выплавки 75 %-ного ферросилиция с использованием древесной щепы на печи мощностью 29 МВ·А. Данная технология позволила: повысить мощность в ванне печи с 19,81 до 19,99 МВт (+ 0,9 %) и производительность печи с 48,0 до 52,6 т/сут. (+ 9,6 %), снизить удельный расход электроэнергии с 9851 до 9190 кВт·ч/т (– 6,7 %). В данном случае появилась возможность поднять уровень колошника в ванне печи, улучшить его фильтрующую способность и соответственно повысить тепловой КПД [40].

В качестве углеродистых восстановителей иногда применяют нефтяной кокс. Данный материал содержит небольшое количество золы и вносит мало вредных примесей при выплавке ферросилиция, кремния и силикоалюминия. Нефтяной кокс при высоких температурах в электропечи имеет большую склонность к гра-



фитизации, что уменьшает химическую активность углерода и ухудшает его свойства как восстановителя. Поэтому значительная замена части традиционного восстановителя при выплавке на нефтяном коксе приводит к некоторому ухудшению производительности печей и увеличению удельного расхода электроэнергии. Следовательно, нефтяной кокс может быть использован только в составе комплексных углеродистых восстановителей для производства высококачественных ферросплавов по химическому составу.

На Братском заводе ферросплавов разработана технология выплавки 75 %-ного ферросилиция с использованием в качестве шихты кварцита, коксика, каменного угля, нефтяного кокса, стальной стружки и древесной щепы. Выплавку проводили на печи с мощностью трансформаторов 25 МВ·А при активной мощности 20,5 – 21,2 МВт. При замене 15 % твердого углерода нефтяным коксом не происходит снижение технико-экономических показателей производства, при получении ферросилиция с содержанием примесей 0,8 – 1,2 % Al и 0,2 – 0,4 % Ca. При замене 35 – 40 % твёрдого углерода нефтяным коксом наблюдается снижение показателей выплавки на 3 – 5 %, которое экономически может быть компенсировано более высоким качеством ферросплава по содержанию примесей (0,6 – 0,8 % Al и 0,2 – 0,3 % Ca). При этом извлечение кремния в сплав без нефтяного кокса составляло 88,4 %, против 85,5 – 87,9 % при его использовании [41].

**Восстановители для марганцевых сплавов.** Аналогично выплавке ферросилиция [35], для улучшения работы печи при выплавке ферросиликомарганца использовали шихтовые материалы, повышенной влажности [42]. Повышение средней влажности шихты с 6 – 7 до 10 – 12 %, в основном за счёт увеличения влаги вносимой коксиком и марганцевым агломератом, при условии их стабильной влажности, существенно увеличивает удельное электросопротивление шихтовых материалов.

Для шестиэлектродной печи типа РПЗ – 48/63 (мощность трансформаторов – 63 МВ·А) Никопольского завода ферросплавов (Республика Украина), данное технологическое решение увеличило активное сопротивление ванны на 7,1 %.

Температура в подсводовом пространстве снизилась в среднем на 80 – 100 °С. В целом такой технологический приём улучшил технико-экономические показатели выплавки товарного ферросиликомарганца.

На Зестафонском заводе ферросплавов (Республика Грузия) разработана технология выплавки ферросиликомарганца с применением термообработанного ткибульского угля [43]. В технологии процесса частично заменили дорогостоящий, дефицитный коксик и исключили из шихты кварцит.

В результате улучшились технико-экономические показатели выплавки, благодаря высокому удельному электросопротивлению термообработанного ткибульского угля. Промышленное освоение такого вида восстановителя на печи мощностью 5,5 МВ·А увеличило рабочее напряжение в диапазоне 143 – 168 В, по сравнению с выплавкой на коксике. Извлечение марганца и кремния в сплав возросло на 9 и 18 % соответственно. Удельный расход электроэнергии снизился на 200 кВт·ч/т.

На Запорожском и Никопольском заводах ферросплавов (Республика Украина) разработана и опробована технология выплавки ферросиликомарганца с использованием шунгитовой породы. Шунгит представляет собой комплексный минерал, содержащий углерод и кремнезём. Выплавка ферросиликомарганца в печи РПЗ – 63 (мощность трансформатора – 63 МВ·А) с введением в шихту шунгита (36 % С и 50 % SiO<sub>2</sub>) в количестве 200 кг/т, снижает расход коксика на 60 – 70 кг/т, кварцита – на 140 – 160 кг/т, электроэнергии на 1 – 2 %. Извлечение марганца в сплав повышается на 1 – 3 % [27, 44].

В условиях Челябинского электрометаллургического комбината разработана технология выплавки ферросиликомарганца с использованием каменного угля взамен части кокса. Выплавка проводилась с заменой 30% кокса по твёрдому углероду на каменный уголь. Шихта включала марганцевую руду, коксик, кварцит, доломит, боксит, бой магнезита, каменный уголь и древесную щепу. Ранее технология выплавки без угля, включала для разжижения шлака полевой шпат. Дополнительное использование каменного угля позволило увеличить среднюю

мощность в ванне печи с 14,5 до 14,7 МВт (+ 1,4 %) и извлечение марганца в сплав с 70,4 до 72,7 %. Удельный расход электроэнергии снизился с 5175 до 4913 кВт·ч/т (– 5,1 %). Содержание марганца в шлаке сократилось с 14,3 до 13,3 % MnO [45]. Отмечается, что использование каменного угля оказало положительное влияние на технологический процесс: печь работала стабильно; уменьшилось спекание шихты на колошнике; увеличилось заглубление электродов в шихту, благодаря более высокому удельному электросопротивлению угля.

На Никопольском заводе ферросплавов (Республика Украина) разработана технология выплавки в печах РПЗ – 63 (мощность трансформаторов 63 МВ·А) углеродистого ферромарганца и ферросиликомарганца с заменой 20 % коксика антрацитом марки АМ, с более высоким удельным электросопротивлением, чем у коксика. Повышение активного сопротивления ванны печи способствует более глубокой посадке электродов в шихту, смещению реакционной зоны в нижние горизонты ванны и повышению температуры процесса. При выплавке ферросиликомарганца, с заменой части коксика на антрацит, мощность в ванне печи увеличилась с 34,4 до 35,3 МВт (+ 2,6 %), удельный расход электроэнергии снизился с 3859 до 3797 кВт·ч/т (– 1,6 %), и извлечение марганца в сплав имело близкие значения 82,1 % и 82,0 % соответственно [46].

В дальнейшем при выплавке углеродистого ферромарганца в печи РПЗ – 63, при замене части коксика на антрацит, мощность в ванне печи уменьшилась с 32,3 до 31,0 МВт (– 4,0 %). Удельный расход электроэнергии изменился с 4197 до 4125 кВт·ч/т (– 1,7 %). Содержание ведущего элемента в шлаке составило 36,0 и 36,7 % Mn соответственно, а извлечение марганца в сплав изменилось с 51,0 до 52,2 %. Поэтому основное преимущество данной технологии – это снижение расхода коксика. Так, благодаря использованию антрацита, экономия коксика составила 47,4 кг/т при выплавке товарного ферросиликомарганца и 46,7 кг/т сплава при выплавке углеродистого ферромарганца [46].

Для условий производства Запорожского и Никопольского заводов ферросплавов (Республика Украина) была разработана технология выплавки ферро-

силикомарганца с применением окатышей, которые были получены из пылевидных марганецсодержащих отходов (22 – 30 % Mn) плавильных цехов и мелких фракций коксика. Окатыши имели следующий химический состав: 15 – 17 % Mn; 10 – 11 % SiO<sub>2</sub>; 4,5 % CaO; 25–27 % C<sub>тв</sub>. Отработку технологии выплавки ферросиликомарганца проводили в печи мощностью 1600 кВ·А с заменой в шихте 12, 30, 70 и 100 % твердого углерода кокса на углерод окатышей [47]. Данное техническое решение способствовало повышению активного сопротивления ванны печи и увеличению используемой мощности. При замене в шихте углерода коксика на углерод окатышей (до 70 %), привело к повышению мощности в ванне печи на 15,8 %, увеличению суточной производительности на 16,4 %, по сравнению с базовым вариантом при работе на традиционной шихте без окатышей. Удельный расход электроэнергии снизился с 5780 до 5718 кВт·ч/т (– 1,1 %). Извлечение марганца в сплав выросло с 69,8 до 78,1 %.

**Восстановители для сплавов хрома.** При выплавке углеродистого феррохрома активное сопротивление ванны печи определяется изменением удельного электросопротивления шихтовых материалов от температуры. Так, удельное электросопротивление шихты в интервале температур 200 – 600 °С в верхних горизонтах ванны снижается с  $1 \cdot 10^6$  до  $1 \cdot 10^4$  Ом·см из-за удаление влаги и летучих. Затем при нагреве шихты до 1050 °С практически не меняется и далее при температуре более 1100 °С становится менее 10 Ом·см [48], что определяется появлением металлической фазы и составом шлаковой фазы в реакционной зоне печи. При этом с повышением температуры до 1600 – 1700 °С удельное электросопротивление снижается до уровня 1 – 2 Ом·см и менее [48], что в основном зависит от состава шлака.

Печи, выплавляющие феррохром углеродотермическим процессом, имеют самое высокое активное сопротивление ванны, по сравнению с печами, которые выплавляют ферромарганец, ферросилиций, кремний и ферросиликомарганец, при условии одинаковой мощности трансформатора и диаметре электродов.

Использование различных видов углеродистых восстановителей (тощих каменных углей и полукоксов) при частичной замене коксика на печи 14 МВ·А, в некоторой степени улучшило технико-экономические показатели работы печей на Серовском заводе ферросплавов. Наблюдался равномерный сход шихты и хорошая газопроницаемость колошника. Удельный расход электроэнергии снизился на 0,6 – 1,2 %. Применение сравнительно дешёвых восстановителей уменьшает расход коксика, как основного восстановителя и снижает себестоимость углеродистого феррохрома [49].

Разработана технология выплавки углеродистого феррохрома при замене части коксика на дешёвый высокозольный Куучекинский уголь на Актюбинском заводе ферросплавов (Республика Казахстан). Удельное электросопротивление такого угля при температуре 800 °С достаточно высокое и составляет 10,5 – 15,0 Ом·см, что намного выше значений удельного электросопротивления используемого коксика – 0,88 Ом·см. При выплавке феррохрома углеродотермическим процессом на печи мощностью 16,5 МВ·А добавка в шихту угля в количестве 194 кг/т сплава снижает расход коксика до 150 кг/т феррохрома. Однако, удельный расход электроэнергии увеличился на 1,2 % с 3920 до 3965 кВт·ч/т углеродистого феррохрома в данном варианте выплавки [50].

Серовским заводом ферросплавов и Институтом металлургии УрО РАН разработана технология использования Шубаркольского длиннопламенного угля (месторождение Республики Казахстан) для получения хромистых ферросплавов [27]. При выплавке ферросиликохрома на печи мощностью 22 МВ·А, благодаря высокому удельному электросопротивлению угля, наблюдалась глубокая посадка электродов, равномерное газовыделение по колошнику. Технико-экономические показатели печи: производительность увеличилась на 3,4 %; расход кварцита снизился на 5 %, так как возросло извлечение кремния в сплав. Расход углеродистых восстановителей (в расчёте на твердый углерод) сократился на 3,8 % и удельный расход электроэнергии снизился на 3 %.

Из Шубаркольского длиннопламенного угля был получен полукокс (технологическое название «спецкокс»), который был использован в смеси с коксовым орешком для выплавки углеродистого феррохрома на печах мощностью 16,5; 22 и 23 МВ·А. Расход спецкокса при выплавке по трём вариантам при шихтовке составляла 50; 60 и 100 кг/т сплава. Увеличение доли спецкокса в шихте повысило извлечение хрома на 1,2; 2,7 и 3,2 % и снизило содержание  $Cr_2O_3$  в шлаке до 5,5, 4,1 и 3,8 % соответственно [27].

Технология выплавки углеродистого феррохрома в электропечи из предварительно восстановленных хромоугольных окатышей [39], была разработана на заводе в г. Вайсвейлере (Федеративная Республика Германия). По сравнению с выплавкой феррохрома на обычных шихтовых материалах отмечено повышенное удельное электросопротивление шихты, глубокая посадка электродов и увеличенное активное сопротивление ванны. Это позволило работать на более высоком напряжении и повысить коэффициент мощности печи. В результате комплекса мероприятий был снижен удельный расход электроэнергии до 40 %. Степень извлечения хрома в сплав достигла уровня 95 % [39, 51].

Одним из резервов производства сплавов хрома в электропечах является вовлечение в передел мелких фракций хромовой руды. Так, на долю мелкой хромовой руды приходится до 60 – 70 % от общей массы добытой руды [52].

Технология выплавки углеродистого феррохрома с использованием обожженных хромовых окатышей, которые получены с использованием мелких фракций руды разработана совместно Актюбинским заводом ферросплавов, Химико-металлургическим институтом и Актюбинским государственным университетом (Республика Казахстан). Выплавку феррохрома проводили на печи, с используемой мощностью 17,5 МВ·А. Сила тока электрода составляла 54,5 кА. Геометрические параметры ванны печи были следующие: диаметр электрода – 1200 мм; диаметр распада электродов – 3000 мм; диаметр ванны – 5000 мм и глубина ванны – 2125 мм. Печь работала на напряжении 185 В [53].

При этом замена мелкой хромовой руды окатышами улучшила электрический и технологический режим выплавки. Шихта сходила равномерно без обвалов и выбросов при стабильной токовой нагрузке. При работе на окатышах, благодаря повышению сопротивления ванны, активная мощность печи увеличилась с 14,5 до 14,9 МВт (+ 2,8 %) и суточная производительность с 94,5 до 102,5 т/сут или (+ 8,5 %). Удельный расход электроэнергии снизился с 3690 до 3490 кВт·ч/т (– 5,7 %). Содержание хрома в сплаве составило 70,1 % и 69,9 % Cr при выплавке на окатышах и хромовой руде соответственно. Извлечение хрома в сплав возросло с 91,3 до 94,3 %. Содержание в шлаке снизилось с 4,1 до 3,4 % Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> [53]. При этом отмечается, что уменьшились потери хрома со шлаком в виде корольков и вынос из печи хромосодержащего сырья с отходящими газами.

**Восстановители для кремния.** Углеродотермический процесс выплавки технического кремния в электропечах технологически близок к выплавке высококремнистых ферросплавов 75 %-ного и 90 %-ного ферросилиция, но при условии отсутствия в шихте железосодержащих материалов. Поэтому многие технические решения в области выплавки кремния находят применение в производстве ферросплавов и наоборот. Наиболее распространёнными восстановителями для выплавки кремния являются древесный уголь, нефтяной кокс, молодые малозольные каменные угли и другие восстановители-разрыхлители.

Древесный уголь имеет высокую реакционную способность и большое удельное электросопротивление. Из-за высокой пористости он занимает в 6 раз больший объём, чем антрацит при равной массе. Древесный уголь ускоряет протекание реакций восстановления и позволяет работать печи с глубокой посадкой электродов и с повышенным тепловым КПД. В связи с тем, что удельный расход электроэнергии при выплавке достаточно высок 12 – 14 МВт·ч/т кремния и более, улучшение теплового баланса печи является важным фактором.

К сожалению, древесный уголь, как восстановитель достаточно дефицитен и очень дорог. Для снижения стоимости шихтовых материалов при выплавке кремния используют смеси древесного угля с нефтяным коксом, бурые угли и другие

виды восстановителей-разрыхлителей. Нефтяной кокс меньше всего вносит примесей, так как является одним из самых низкосольных восстановителей. Он содержит около 0,15 – 0,53 % золы и до 95 % твёрдого углерода при небольшом количестве летучих около 3,5 – 13,0 %. Такой восстановитель имеет низкую реакционную способность и склонен к графитизации в зоне высоких температур [54].

На Иркутском алюминиевом заводе разработана технология выплавки кремния углеродотермическим процессом в печах мощностью 16,5 МВ·А с применением в шихте бурого угля, что позволило повысить удельное электросопротивление и реакционную способность смеси углеродистых восстановителей. При расходе бурого угля в количестве 356 кг/т кремния были получены следующие результаты: уменьшился расход древесного угля на 5 %; каменного угля на 34 %; древесной щепы на 5,7 %. Удельный расход электроэнергии 1 т кремния снизился на 4,5 %. При этом расход нефтяного кокса увеличился на 28,2 % [27].

На Челябинском электрометаллургическом комбинате использовали технологический приём для выплавки высококремнистых сплавов, как добавку в шихту отходов графитизации, которые содержали карбид кремния. Отходы имели следующий химический состав: 45 – 50 % С; 25 – 40 % SiO<sub>2</sub>; 10 – 20 % SiC и остальное прочие. При замене в шихте 10 – 15 % углерода коксика на углерод отходов графитизации привело к повышению извлечения кремния в сплав и снижению удельного расхода электроэнергии [39].

Институтом металлургии УрО РАН и Уральским алюминиевым заводом разработана технология выплавки кремния в двухэлектродных печах переменного тока мощностью 7,8 МВ·А с применением технического карбида кремния Волжского абразивного завода. При замене в шихте 20 % углерода нефтяного кокса на углерод карбида кремния, увеличилась производительность электропечи по кремнию на 30 % и снизился удельный расход электроэнергии на 20 % [55].

Технология выплавки кремния без использования древесного угля и нефтяного кокса разработана Карагандинским техническим университетом, Химико-металлургическим институтом (Республика Казахстан) и Томским политехниче-



ским университетом. Для выплавки кремния в качестве восстановителя был выбран спецкокс, полученный методом термоокислительного коксования длинно-пламенных неспекающихся углей низкой зольности. Для этого использовали шубаркольский уголь (Республика Казахстан) со следующими параметрами: углерод – 73,5 %; зольность – 3,7 %; влажность – 10,7 %. В шихте при выплавке кремния использовали уголь, содержащий около 50 %  $C_{тв}$  и кварц. Химический состав полученного кремния технической чистоты был следующий: 97,4 – 98,7 % Si; 0,59 – 0,93 % Al; 0,87 – 1,30 % Fe; 0,11 – 0,23 Ca и 0,004 – 0,005 % P [56]. Данная технология, опробованная в опытной печи, показала лишь принципиальную возможность выплавки кремния с использованием нетрадиционных восстановителей, то есть без использования древесного угля и нефтяного кокса. Однако, такая технология выплавки в дальнейшем нуждается в доработке как по подбору шихтовых материалов, так и по химическому составу получаемого кремния.

В Химико-металлургическом институте и Карагандинском государственном индустриальном университете (Республика Казахстан), были разработаны новые виды восстановителей, как одной из разновидностей спецкокса, которые способны частично заменить древесный уголь при выплавке кремния в электропечи [57]. К таким восстановителям относится рексил и дирексил, который получали при термоокислительной карбонизации угля с большой скоростью нагрева 30 – 50 °С/мин. Рексил получил название от сокращения двух слов (recovery – восстановление и silicium – кремний). Данный материал имеет достаточно большое удельное электросопротивление в зоне высоких температур по сравнению с древесным углем, нефтяным коксом, коксиком и спецкоksom ХМИ (спецкокс Химико-металлургического института). В работе [58] отмечено, что при повышении температуры до 700 °С, удельное электросопротивление древесного угля снижается на 3 порядка, а нефтяного кокса и рексила лишь в 30 и 4 раза соответственно. При температуре близкой к началу развития реакций восстановления кремния около 1600 °С, удельное электросопротивление составляет 1,32 Ом·см для древесного угля и 3,67 Ом·см для рексила. По уровню вредных примесей рексил сопоставим

с древесным углем, а по содержанию углерода (92 – 94 %  $C_{ТВ}$ ) значительно его превосходит. Структурная прочность рексила выше, чем у древесного угля, но ниже чем у нефтяного кокса.

При проведении исследований получены следующие сравнительные величины реакционной способности восстановителей,  $см^3/(г·с)$ : коксик — 0,27; нефтяной кокс — 0,31; древесный уголь — 8,0 – 12,0; рексил — 4,0 – 8,0; спецкокс ХМИ — 1,5 – 4,0. Углеродистый восстановитель – рексил, который получен из некоксуемого угля, обладает в комплексе наилучшими металлургическими свойствами для выплавки в электропечах. При выплавке кремния в опытной печи наиболее оптимальным был вариант, когда в составе шихты увеличили долю рексила по твердому углероду до 80%. При замене древесного угля рексилом и выводом из шихты щепы и части шубаркольского угля, отмечалась глубокая посадка электродов и устойчивая токовая нагрузка. По сравнению с базовым вариантом выплавки увеличилось извлечение кремния. Химический состав полученного кремния (98,8 % Si; 0,4 % Al; 0,4 % Fe) соответствовал требованиям стандарта [58].

При выплавке кремния в промышленных условиях на печи мощностью 33 МВ·А завода компании «Silicium Kazakhstan» («Силициум Казахстан»), Республика Казахстан, применяли смесь из различных углеродистых восстановителей и разрыхлителей [57]. При использовании в шихте для выплавки кремния шубаркольского угля, древесной щепы, а также рексила (15% по твердому углероду) или с расходом 150 – 200 кг/т, было достигнуто извлечение кремния 84 %. Удельный расход электроэнергии составил 11,8 МВт·ч/т Si.

При увеличении расхода рексила до 200 – 600 кг/т и одновременном эквивалентном снижении доли древесного угля, извлечение кремния упало с 84 до 62 %. Удельный расход электроэнергии вырос с 11,8 до 19,3 МВт·ч/т Si (+ 63,6 %). Производительность печи по кремнию снизилась с 36 до 20 т/сут (– 55,5 %). Затем дополнительно ввели в состав шихты дирексил, который имеет ещё более высокое удельное электросопротивление и повышенную реакционную способность. Расход дирексила составил 1,2 т/т Si. При этом из шихты вывели древесный

уголь, что также ухудшило показатели выплавки кремния. В дальнейшем при увеличении расхода шубаркольского угля (до 0,8 т/т Si) и наличие в шихте древесного угля (0,3 т/т Si) не привело к улучшению показателей выплавки в печи, по сравнению с вариантом выплавки на древесном угле и с расходом рексила около 150 – 200 кг/т или 15 % замены по твердому углероду [57].

Рассмотренные технологии выплавки крупнотоннажных ферросплавов и кремния в электропечах, с использованием различных восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением, показали, что заменить в шихте традиционный восстановитель в полном объёме не удаётся без ухудшения энерготехнологических параметров печи. Благодаря применению углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением для выплавки ферросплавов, увеличивается активное сопротивление ванны печи. Это позволяет работать на повышенном напряжении и коэффициенте мощности, а также с глубокой посадкой электродов в шихту. Как следствие снижается удельный расход электроэнергии и повышается извлечение ведущего элемента в сплав.

Необходимо отметить, что для увеличения активного сопротивления ванны и улучшения энерготехнологических параметров электропечи, применение различных вариантов смесей углеродистых восстановителей и коксика, в основном наблюдается для бесшлаковых процессов и в меньшей степени для шлаковых процессов выплавки ферросплавов. Применение восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением максимально увеличивает активное сопротивление ванны на 5 – 10 %, в основном в результате уменьшения токов шихтовой проводимости участка «электрод – электрод». Поскольку доля этих токов при выплавке ферросплавов составляет около 20– 30 %, то использование таких видов восстановителей не позволяет получить эффект от повышения активного сопротивления ванны выше указанных пределов.

Следовательно, использование различных видов углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением, при частичной замене коксика, как традиционного восстановителя, при выплавке ферросилиция, угле-

родистого ферромарганца, ферросиликомарганца, углеродистого феррохрома и кремния, в определённых пределах улучшает энерготехнологические параметры выплавки и способствует снижению производственных затрат.

### 1.3. Технические решения по совершенствованию конструкций ферросплавных электропечей

Длительный период времени в электрометаллургии ферросплавов практически основным плавильным агрегатом являлась круглая трехэлектродная печь с расположением самообжигающихся электродов по вершинам равностороннего треугольника. Повышение мощности печных трансформаторов сопровождалось увеличением диаметра электродов и соответственно ростом размеров ванны печи, что приводило к снижению активного сопротивления ванны и ухудшению параметров эксплуатации. Для решения данной проблемы были предложены различные технические решения.

Для выплавки кремнистых и марганцевых ферросплавов использовали ванны печей, где подина и нижняя часть стен выкладывается из электропроводных углеродистых блоков. Высота угольной обстановки стен составляет 0,5 – 1,0 от величины диаметра электрода печи. Однако, высота угольной обстановки оказывает заметное влияние на ход и мощность в ванне печи. Ответвление части тока электрода, на выступающую часть угольной футеровки стен, шунтирует основное направление тока через реакционное подэлектродное пространство (плавильный тигель) и снижает выделяемую мощность. В работе [59] предложено снизить угольную обстановку стен для печей мощностью 10,5 – 16,5 МВ·А до уровня 0,2 – 0,3 от диаметра электрода для более эффективной работы агрегата на примере выплавки ферросилиция.

При реконструкции печей Кузнецкого завода ферросплавов с трансформатором мощностью 23 и 29 МВ·А, для выплавки 45 % и 65 %-ного ферросилиция,

форму ванны выполняли цилиндрической для шамотной части футеровки и конической для угольной футеровки стен [60]. Горн печи представлял собой усечённый конус с высотой 1200 мм с соотношением верхнего и нижнего диаметров 11 : 10. Такая конструкция ванны увеличила расстояние от образующей электрода до стенки ванны с 1150 до 1400 – 1500 мм. Это повысило активное сопротивление шихты на участке электрод – стена ванны, что положительно повлияло на заглублении электродов в шихту. В наиболее аварийных участках стыка угольных блоков и шамотной кладки на 14 % снизилась тепловая нагрузка на футеровку стен. Удельная мощность в нижней части горна печи увеличилась на 10 %, что способствовало лучшему прогреву лётки и хорошему выходу ферросилиция на выпуске.

Данное мероприятие увеличило рабочее напряжение со 182 – 186 до 193 – 196 В (+ 5,7 %). Соответственно увеличился коэффициент мощности и активная мощность в ванне печи. Возросли следующие параметры печи мощностью 23 МВ·А: производительность с 87,3 до 93,3 т/сут (+ 6,9 %); коэффициент мощности с 0,844 до 0,857; активная мощность с 18,05 до 18,30 МВт (+ 1,4 %). Удельный расход электроэнергии при выплавке 45 %-ного ферросилиция снизился на 4,3 % с 4873 до 4675 кВт·ч/т [60]. Отношение тока к рабочему напряжению  $I/U$  снизилось со 360 – 368 до 328 – 330. При этом активное сопротивление ванны увеличилось на 7,3 %. Аналогичная футеровка ванны была внедрена на печах мощностью 29 МВ·А.

Опыт эксплуатации ферросилициевых печей на Кузнецком заводе ферросплавов показал, что применение комбинированной футеровки ванны из угольных блоков и из высокоглинозёмистого (муллитового) кирпича уменьшает токи ответвления и повышает сопротивление ванны. Так, с увеличением расстояния от образующей электрода до стенки ванны, в ней на 0,1 от глубины ванны были сделаны вставки из малоэлектропроводного муллитового кирпича в зоне напротив электродов. В результате была отмечена ровная работа колошника печи и более глубокая посадка электродов.

Разработана технология выплавки 65 %-ного ферросилиция с дополнительным разрежением под сводом на закрытой печи мощностью 27,6 МВ·А с круглой ванной. Давление под сводом составляло  $(-3 \dots -8)$  Па [61]. Отмечено увеличение активной мощности печи с 21,0 до 22,3 МВт (+ 6,2 %) и повышение активного сопротивления ванны с 1,37 до 1,45 мОм (+ 5,8 %). Отношение тока к рабочему напряжению  $I/U$  снизилось с 370 до 346. При этом производительность печи увеличилась с 73,8 до 77,8 т/сут. (+ 5,4 %), а удельный расход электроэнергии снизился на 2,5 % с 7145 до 6965 кВт·ч/т. Извлечение кремния в сплав возросло с 91,0 до 93,5 %. Следует отметить, что температура под сводом печи снизилась на 7,5 %, уменьшилось содержание СО и увеличилось содержание  $\text{CO}_2$ ,  $\sum(\text{CH}_4 + \text{N}_2)$ ,  $\text{O}_2$  в отходящих газах.

В дальнейшем при стабильном разрежении под сводом  $(-7 \dots -8)$  Па активная мощность печи возросла до 23 МВт, а производительность увеличилась до 87 т/сут. при снижении удельного расхода электроэнергии до 6800 кВт · ч/т и повышении извлечения кремния в сплав до 94,5 %. При этом выход газа увеличился на 13 % со 216 до 244 м<sup>3</sup>/МВт·ч [61]. Это требует дополнительных капитальных и эксплуатационных затрат на отсос газов из печного пространства более мощными турбогазодувками, в том числе увеличенных расходов на электроэнергию.

Для повышения активного сопротивления ванны ферросплавной печи предложено вдувать через полый самообжигающийся электрод природный газ [62]. Промышленные испытания полого самообжигающегося электрода на печи типа РКЗ–16,5 (мощность трансформатора 16,5 МВ·А) при выплавке ферросиликомарганца показали, что минимальное избыточное давление природного газа при вдувании его в ванну печи должно быть не менее 20,3 кПа (0,2 атм). При расходе газа 225 м<sup>3</sup>/ч сопротивление ванны ферросплавной печи увеличилось на 12 % [63]. Соответственно улучшился коэффициент мощности и электрический КПД печи. Отмечается, что при выплавке с большим расходом природного газа, активное сопротивление ванны также возрастает, но при этом резко увеличивается количество отходящих газов.

На ферросплавной печи мощностью 16,5 МВ·А, при выплавке кремнистых сплавов через полые самообжигающиеся электроды вдували смесь природного газа и водяного пара в соотношении 1 : 1. При таком режиме дутья активное сопротивление ванны увеличилось на 20 %. Использование более высоких напряжений печного трансформатора позволило дополнительно увеличить активную мощность в ванне на 15 – 17 % и повысить коэффициент мощности до значений 0,78 – 0,79, против 0,74 – 0,75 [64]. При этом был отмечен значительный разгар внутренней полости рабочего конца электрода и соответственно повышенный удельный расход электродной массы. При соотношении в парогазовой смеси ( $\text{H}_2\text{O} : \text{CH}_4$ ) равной 0,25 : 0,5 разгар внутренней полости электрода исключается. Поэтому наиболее предпочтительным считается соотношение для вдуваемой парогазовой смеси, которое равно ( $\text{H}_2\text{O} : \text{CH}_4$ ) = 1 : 0,5 и при общем расходе смеси около 270 – 280 м<sup>3</sup>/ч.

С целью повышения активного сопротивления ванны и мощности ферросплавных печей, путём увеличения напряжения был предложен ряд печных конструкций, имеющих в подине копильник шириной равной 0,5 – 2,0 диаметра электрода [65, 66]. В ванне печи подина копильника выполнялась из углеродистых электропроводных материалов. Рост активного сопротивления ванны в этом случае достигается уменьшением площади проводящей подины. При этом существенно повышаются удельная мощность на площадь подины и рабочее напряжение. На опытной печи мощностью 250 – 300 кВ·А выплавка ряда ферросплавов привела к увеличению активного сопротивления ванны и рабочего напряжения в среднем на 60 % (каждого показателя) при неизменных значениях силы тока и диаметрах электродов [67]. В работе [66] отмечается, что выплавка ферросиликомарганца и 45 %-ного ферросилиция в печи с копильником и традиционным распадом электродов увеличила активное сопротивление ванны печи на 40% для 45 %-ного ферросилиция и на 84% – для ферросиликомарганца МнС17. Извлечение ведущего элемента (марганца) возросло на 10 %. Такая конструкция печи принципиально позволяет решить проблему рационального повышения мощности

ферросплавных печей благодаря увеличению напряжения и сопротивления ванны. Однако, для ферросплавных печей с копильником требуется решение задач теплотехнического характера, так как стенки копильника, работающие в трудных условиях под слоем шихты, необходимо охлаждать, что отражается на удельном расходе электроэнергии. Основная трудность, связанная с печами этой конструкции – выбор безопасной системы охлаждения и возможность замены элементов охлаждения футеровки без остановки печного агрегата.

Для уменьшения площади проводящей подины можно использовать различные типы ванн ферросплавных печей. Одной из таких конструкций является печь с треугольной ванной со скруглёнными углами и расположением электродов по вершинам равностороннего треугольника. В некотором приближении именно такую форму в плане имеют реакционные плавильные зоны в ванне ферросплавной печи. Схематически ванна треугольной печи может быть представлена, как образующая вокруг реакционных зон или плавильных тиглей, в печи с выпуском продуктов выплавки через 1 – 2 лётки.

В силу ряда причин, такие конструкции печей не так многочисленны. Они более сложны в монтаже и для них не используется технология вращения ванны. При одинаковой относительной величине распада электродов, печи с треугольной ванной имеют меньшую площадь подины. Это позволяет более эффективно использовать рабочее пространство печи, а также иметь высокую удельную мощность на площадь подины, чем для печи с традиционной круглой ванной и таким же расположением электродов по вершинам равностороннего треугольника.

Например, на ферросплавном заводе в Беверли, США, для выплавки ферросиликохрома углеродотермическим процессом, использовали печь с треугольной ванной с активной мощностью 9 МВт [68]. Диаметр электродов составлял 890 мм. Рабочее напряжение на ступени трансформатора – 145 В, сила тока электрода – 39 кА. Оценочные расчеты показывают, что при отношении  $I/U = 269$ , мощность трансформатора составляла около 10 МВ·А, коэффициент мощности соответству-



ет – 0,90. При выплавке отмечается увеличенное расстояние от рабочих концов электродов до подины. Кратность шлака при выплаве составляла 0,90.

Для сравнения, в отечественной практике при выплавке ферросиликохрома в круглых печах с трансформатором мощностью 10,5 МВ·А, заглубление электродов в шихту было не менее 600 – 700 мм, при диаметре электродов 900 мм и кратности шлака – 0,80 [68]. При этом рабочее напряжение равно 148,5 В и сила тока электрода – 40 кА (отношение  $I/U = 269$ ). Тем самым при выплавке ферросплавов шлаковым процессом особого увеличения активного сопротивления не наблюдалось.

Ферросплавная печь с треугольной ванной и мощностью трансформаторов 60 МВ·А (3 х 20 МВ·А) для выплавки 50 %-ного ферросилиция эксплуатировалась на заводе в Аштабьюле, США. Ванна печи была оборудована двумя выпускными летками и работала с активной мощностью 45 – 50 МВт. Печь с треугольной ванной имела следующие параметры по данным работы [69]: диаметр электродов – 1400 мм; распад электродов (расстояние между центрами) – 3810 мм; сила тока электрода – 107 – 120 кА; вторичное напряжение – 280 – 320 В; реактивная мощность печи – 30 – 37 МВАр; мощность компенсации – 18 МВАр; производительность – 6140 т/мес.; удельный расход электроэнергии – 10470 кВт·ч/т Si (или 4712 кВт·ч/т при пересчёте на 45%-ный ферросилиций).

Электрический режим печи с треугольной ванной при частоте тока 60 Гц: активная мощность – 50 МВт; рабочее напряжение – около 320 В; сила тока электрода – 114 кА, отношение  $I/U = 356$ . Коэффициент мощности печи без компенсации составляет 0,790 и с учётом компенсации – 0,833. При пересчёте на частоту тока 50 Гц коэффициент мощности печи достаточно высок и составил 0,827 и с учётом компенсации реактивной мощности – 0,889 [10].

Представляет интерес сравнить параметры печей с треугольной ванной и круглой ванной сопоставимой активной мощности при выплавке ферросилиция. Ферросплавная печь РКЗ – 63 с круглой ванной на Аксуском заводе ферросплавов (Республика Казахстан), имела мощность трансформаторов 81 МВ·А. Диаметр

электродов – 1900 мм. При выплавке 45 %-ного ферросилиция активная мощность составляла 43,7 МВт (до реконструкции на некоторое увеличение распада электродов с 5400 до 5700 мм). После реконструкции активная мощность печи была повышена до 52,3 МВт при увеличении активного сопротивления ванны. Соответственно на 9 % уменьшился удельный расход электроэнергии со 5284 до 4811 кВт·ч/баз. т [70]. Тем не менее сравнивая параметры выплавки ферросилиция, можно отметить, что печь с треугольной ванной имеет более высокое рабочее напряжение 280 – 320 В (+ 24,5 %), и меньшее отношение  $I/U = 356 - 407$ . Печь с круглой ванной РКЗ – 63 (81 МВ·А) и близкой активной мощности при выплавке (при отношении  $I/U = 547 - 622$ ) имела ниже рабочее напряжение 225 – 256 В [64] и более высокий удельный расход электроэнергии (2,1 – 12,1 %).

На Запорожском заводе ферросплавов (Республика Украина) имелся сравнительный опыт эксплуатации печей с треугольной ванной и печей с круглой ванной при выплавке ферросиликомарганца марки МнС17 шлаковым процессом [71, 72]. Мощность печей по трансформатору составляла 23 МВ·А, в том и другом варианте. Параметры печей с круглой и треугольной ванной были следующие: рабочее напряжение – 165 – 177 В; сила тока электрода до 69,3 кА; диаметр электрода – 1200 мм; диаметр распада электродов – 3000 мм; диаметр круглой ванны по футеровке – 6600 мм; размеры треугольной ванны по футеровке – 7620/7270 мм; глубина ванны – 3200 мм; удельный расход электроэнергии около 4150 – 4200 кВт·ч/т. Кратность шлака была на уровне 1,2 – 1,3 при содержании 16 – 18 % Мп в шлаке. Извлечение марганца в сплав составляло 69 – 70 %. При этом для печи с треугольной ванной увеличения активного сопротивления не было отмечено. Соответственно при эксплуатации печей с треугольной ванной при выплавке шлаковым процессом не наблюдался режим работы на повышенном напряжении.

Следовательно, для шлаковых процессов получения ферросплавов, при уменьшении площади подины, на примере работы печи с треугольной ванной, не приводит к росту активного сопротивления ванны, как показала выплавка ферросиликохрома (печь 10 МВ·А) и выплавка ферросиликомарганца (печь 23 МВ·А).

Эффект работы печи с треугольной ванной на повышенном напряжении и увеличенном активном сопротивлении ванны наблюдается в основном при бесшлаковом процессе, например при выплавке 50 %-ного ферросилиция в электропечи мощностью 60 МВ·А, США.

Применение шестиэлектродных печей, с прямоугольной ванной и попарным питанием от трёх однофазных трансформаторов, позволяет увеличить активное сопротивление ванны на 11 – 16 % в расчёте на один электрод [24, 73]. Это способствует тому, что при одной и той же величине тока электрода можно работать на повышенном напряжении и иметь более высокую мощность в ванне (на один электрод), чем для варианта трёхэлектродной печи с круглой ванной.

В работе [74] отмечалось, что шестиэлектродные печи с прямоугольной ванной и расположением электродов в один ряд, которые используются в цветной металлургии, наиболее приемлемы для выплавки марганцевых сплавов и в частности для выплавки углеродистого ферромарганца.

В качестве модификации двух типов печных конструкций, а именно электропечи для выплавки карбида кальция с прямоугольной ванной и тремя параллельными прямоугольными электродами, а также печи с прямоугольной ванной и шестью круглыми электродами в ряд и были разработаны конструкции ферросплавных печей для выплавки марганцевых ферросплавов.

Печи имели шесть прямоугольных параллельных электродов в прямоугольной ванне. Для этих печей питание осуществляется от трёх однофазных трансформаторов. На каждый трансформатор приходилась пара прямоугольных самообжигающихся электродов. Печи имели по три выпускные летки. Типы таких печей (РПЗ – 48, РПЗ – 63, РПЗ – 80) эксплуатируются на Никопольском заводе ферросплавов (Республика Украина) при выплавке углеродистого ферромарганца и ферросиликомарганца.

Для увеличения активного сопротивления ванны при выплавке товарного ферросиликомарганца в печи РПЗ – 48 с мощностью трансформатора 63 МВ·А (3 x 21 МВ·А) было предложено уменьшить сечение электродов. Для этого сече-

ние электродов было уменьшено с 2800 x 650 до 2150 x 650 мм [75]. Два самообжигающихся электрода были изготовлены на 20 % меньшего сечения, а остальные четыре электрода имели проектные размеры. Обычная мощность на опытных электродах достигалась благодаря работе печи на повышенном напряжении 223,5 – 238,5 В, вместо 188 – 198 В. Активное сопротивление ванны печи возросло на 20 %. Коэффициент мощности для электродов опытной фазы увеличился с 0,88 – 0,93 до 0,92 – 0,95 при использовании УПК [75, 76]. С уменьшением сечения электродов и увеличением сопротивления ванны улучшились технико-экономические показатели выплавки ферросиликомарганца.

Перспективным альтернативным решением считали питание печей токами пониженной частоты для улучшения коэффициента мощности, а также использование постоянного тока.

Следует отметить, что на первом ферросплавном заводе в России печи работали на токе с частотой 25 Гц для меньших потерь электроэнергии в короткой сети [26]. Данная частота тока была в 2 раза ниже промышленной частоты тока в 50 Гц. Во Франции с этой целью ферросплавные печи работали с частотой тока 15 Гц. Аналогичный опыт имелся в Норвегии при выплавке ферросплавов в электропечах [77]. Благодаря снижению частоты тока, уменьшаются индуктивные потери и соответственно индуктивное падение напряжения на участке короткой сети. В результате печь работает с более высоким коэффициентом мощности.

На Запорожском заводе ферросплавов (Республика Украина) на базе ферросплавной печи мощностью 24 МВ·А с использованием тиристорных преобразователей (3 x 8 МВ·А) была проведена выплавка 45 %-ного ферросилиция на токе пониженной частоты – 12,5 Гц в течение 20 суток. По сравнению с выплавкой на токе с частотой 50 Гц коэффициент мощности увеличился с 0,82 до 0,91. В среднем удельный расход электроэнергии снизился на 2,8 % с 4760 до 4625 кВт·ч/т. Однако можно отметить, что уменьшилась активная мощность печи с 19,4 до 17,1 МВт (– 11,9 %) и сила тока электрода с 72 до 62 кА [78].

Также на Запорожском заводе ферросплавов (Республика Украина) была реконструирована печь переменного тока РКО – 7,4 (мощность 7,4 МВ·А, частота тока 50 Гц) на печь с источником тока с частотой 0,001 – 0,1 Гц [79]. Печь использовалась для переплава фракционных отходов производства. Изменение частоты тока осуществлялось с помощью трёхфазного реверсивного преобразователя. В качестве шихты использовали: отсеvy ферросиликомарганца марки МнС17 фракции 0 – 10 мм; металлоотходы от выплавки фракции 0 – 100 мм; пылекоксовые окатыши, которые были получены на основе материалов с фильтров пылегазоочистки и отходов рассева коксика. Печь работала на самообжигающихся электродах диаметром 600 мм при напряжении 139 – 175 В. В результате реконструкции активная мощность печи снизилась с 5,6 до 5,5 МВт (– 1,8 %) и максимальная сила тока возросла с 25,5 до 30 кА.

Печь работала как периодическим, так и непрерывным процессом с закрытой дугой. Непрерывный процесс более экономичен. Так, по сравнению с выплавкой на частоте тока 50 Гц, при выплавке на токе пониженной частоты, увеличились: производительность печи с 44,5 до 45 – 51 т/сут; расход электродов с 8,65 до 11,4 кг/т и удельный расход электроэнергии с 860 до 880 – 920 кВт·ч/т. Снизились технологические потери марганца с 6,4 до 4,0 % и продолжительность плавки от 4,0 до 3,0 – 3,5 час [79].

Одним из интересных решений и разработок считается технология выплавки ферросплавов на постоянном токе. В ферросплавных печах постоянного тока, удается исключить такой параметр, как коэффициент мощности, в печном контуре после преобразователя тока. В работе [80] предполагали, что выплавка на постоянном токе позволит интенсифицировать процесс плавления шихты, повысить извлечение ведущих элементов в сплав и снизить удельный расход электроэнергии. Ферросплавная печь постоянного тока при снижении стоимости тиристорных источников тока имеет преимущества перед печью пониженной частоты. К тому же печь постоянного тока может быть переоборудована в плазменную

электропечь, которая тоже работает на постоянном токе и на более высоком напряжении.

Исследования по выплавке ферросплавов в печах постоянного тока начались в разных странах в 1970 – 1980-х годах. В СССР первые исследования по использованию постоянного тока для выплавки ферросплавов были проведены в 1969 г. Запорожским индустриальным институтом [81] и в 1970 – 1971 годах Научно-исследовательским институтом металлургии г. Челябинск [82, 83]. Выплавку ферросилиция и феррохрома проводили на маломасштабных электропечах мощностью 120 – 900 кВт, с трансформатором источника тока до 1000 кВ·А.

В 1980 г. фирма «Mintek» («Минтек») и компания «Middelburg Steel&Alloys» («Мидделбург Стил энд Эллойз»), Южно-Африканская Республика (ЮАР), опробовали выплавку феррохрома в печи постоянного тока [84]. В 1983 г. в качестве проекта был запущена опытная печь мощностью 3,2 МВт и затем промышленный образец печи постоянного тока для выплавки углеродистого феррохрома мощностью до 14 – 16 МВт с трансформатором источника тока 20 МВ·А. Технология процесса предусматривала выплавку углеродистого феррохрома с открытой дугой шлаковым процессом из мелких хромовых руд. Подвод тока осуществлялся к графитовому электроду (катоде) и к подовому электроду (аноду). Далее компания запустила печь постоянного тока мощностью до 32 МВт с трансформатором источника питания 40 МВ·А (2 x 20 МВ·А), которая показала хорошие результаты по выплавке углеродистого феррохрома.

Ферросплавные печи постоянного тока, например для выплавки углеродистого феррохрома с открытой дугой, характеризуются высоким активным сопротивлением ванны на уровне 8 – 10 мОм для печей до 60 МВт. Мощность трансформаторов источника составляла 102 МВ·А (2 x 51 МВ·А), ЮАР [85]. Такая величина активного сопротивления ванны практически в 10 – 15 раз выше, чем для печей переменного тока аналогичной мощности при работе с закрытой дугой. Обычно печи постоянного тока имеют 7 – 17 уровней мощности и более. Для ферросплавной печи постоянного тока мощностью 10 – 12 МВт (источник с

трансформатором 16 МВ·А) рабочее напряжение составляло 300 В. Для печи мощностью 30 – 32 МВт (источник с трансформатором 40 МВ·А) рабочее напряжение выросло и составило 520 В при выплавке углеродистого феррохрома.

В дальнейшем при увеличении мощности печи до 60 МВт, рабочее напряжение достигает уровня 750 – 850 В, что в 2,5 – 3,0 раза выше, чем для печей переменного тока аналогичной мощности при выплавке углеродистого феррохрома. Два источника тока в параллельной схеме соединения позволяют иметь максимальный ток графитированного электрода 32 кА для печи мощностью 10 – 12 МВт (16 МВ·А) и до 90 кА (2 x 45 кА) для печи 60 МВт (102 МВ·А). Соответственно увеличивается диаметр графитированного электрода с 400 до 600 мм [85].

Отношение тока электрода к напряжению составляет  $I/U = 106 - 113$ , что существенно ниже и более энергоэффективнее, чем для печей переменного тока. Следует отметить, что печь имеет один работающий графитированный электрод. При этом, по сравнению с низкошахтной печью переменного тока, ферросплавная печь постоянного тока имеет большую глубину ванны и переходит в разряд среднешахтных печей с увеличенным расстоянием от электрода до стенки ванны.

Основным технологическим преимуществом печи постоянного тока является то, что она позволяет напрямую использовать хромовую руду мелких фракций (менее 6 мм) без окомкования. К тому же мощность печи постоянного тока с открытой дугой не зависит от состава и электропроводности шихты, по сравнению с печью переменного тока с закрытой дугой на кусковой руде.

Извлечение хрома в сплав при выплавке в обычной печи переменного тока из руд ЮАР составляет около 78 – 84 %. На том же составе шихтовых материалов в печи постоянного тока извлечение хрома находится на уровне 90 % [85].

Тем не менее, основным технологическим вопросом является стойкость футеровки печи постоянного тока. При работе на высоком напряжении с открытой дугой возрастает тепловая нагрузка на футеровку стен ванны печи. Для печей небольшой и средней мощности стойкость футеровки удовлетворительная. При увеличении мощности печи до 44 МВт стойкость футеровки падает. Значительная

часть электрической мощности выделяется на сопротивлении дуги и весьма небольшая на сопротивлении расплава при следующем соотношении 15 : 1. Так, при увеличении мощности в ванне печи на 50 %, удельная тепловая нагрузка на стены возрастает на 24 % [85]. В таких условиях необходима хорошая стойкость гарнисажа и дополнительное охлаждение стен, особенно в зоне шлакового пояса ванны печи. Для этого используются стеновые водоохлаждаемые панели и система водовоздушного охлаждения кожуха в районе шлакового пояса, в противном случае возникает опасность прогара футеровки.

Для выплавки углеродистого феррохрома из мелких хромовых руд на Актюбинском заводе ферросплавов, компании «Transnational Company «Kazchrome» (ТНК «Казхром»), Республика Казахстан, были введены в эксплуатацию четыре печи постоянного тока с проектной единичной мощностью 72 МВт каждая [86]. Разработчиком электропечей постоянного тока является фирма «SMS Siemag AG», Дюссельдорф, Германия. Мощность трансформаторов источника тока – 110 МВ·А (2 x 55 МВ·А) для каждой печи. Диаметр графитированного электрода – 750 мм. Диапазон рабочих напряжений составляет до 450 – 1050 В. Отношение тока электрода к напряжению  $I/U = 60 - 123$ . При выплавке углеродистого феррохрома с открытой дугой активное сопротивление ванны находится в пределах 6,8 – 14 мОм в зависимости от уровня мощности в электропечи. Хромовая руда мелких фракций содержит до 52 – 53 %  $Cr_2O_3$ . Содержание ведущего элемента в сплаве составляет 67 – 70 % Cr. Шлак содержит 3 – 10 %  $Cr_2O_3$ , а кратность шлака находится на уровне 1,0 – 1,1 и менее. При освоенном уровне технологии выплавки удельный расход электроэнергии несколько выше, чем для печей переменного тока.

Особый интерес представляет промышленная выплавка кремния технической чистоты углеродотермическим процессом с закрытой дугой в двухэлектродной печи постоянного тока. Электропечь типа РПО–9–Кр ВТ была установлена на Запорожском алюминиевом комбинате (Республика Украина). Разработчик компания «Комтерм», Россия. Мощность трансформатора источника тока – 9 МВ·А.



Для выплавки кремния печь имела следующие параметры: диаметр графитированных электродов – 710 мм; номинальная активная мощность – 6,4 МВт. Подвод тока осуществлялся к верхним графитированным электродам (катод) и к подовому электроду (анод) с проводящей углеродистой подиной [87–89].

Выплавка кремния в печи постоянного тока, по сравнению с аналогичными двухэлектродными печами переменного тока и близкой активной мощности (5,4 – 5,6 МВт) позволяет снизить расход электродов на 15 – 20%, уменьшить расход кварцита на 10% и несколько увеличить извлечение кремния. Однако, освоенный уровень технологии выплавки позволяет иметь удельный расход электроэнергии 13,8 МВт·ч/т кремния и выше [90]. При этом для аналогичных двухэлектродных печей переменного тока удельный расход ниже от 12,3 – 12,5 МВт·ч/т [91] до 11,8 МВт·ч/т кремния.

Плазменный углеродотермический процесс выплавки ферросплавов считали одним из перспективных, но достаточно дорогим. Тем не менее, следует отметить, что процесс выплавки ферросплавов в печах со струйными плазматронами малочувствителен к составу сырых материалов, к их удельному электросопротивлению или размерам углеродистого восстановителя в определённых пределах. Это обстоятельство, позволяет применять широкий спектр восстановителей с различным фракционным составом: кокс, антрацит, каменный уголь, коксик, битуминозный уголь, бурый уголь, полукокс и другие углеродсодержащие материалы [92].

При технологическом сопровождении Новосибирского технического университета фирма НПП «Эпос» г. Новосибирск, разработала и запустила в опытную эксплуатацию шахтную плазменную ферросплавную печь для компании «СГМК–ферросплавы», г. Новокузнецк [93]. Плазменная печь имела три струйных плазматрона постоянного тока. Номинальная мощность печи составляла 1,5 МВт и максимальная – 2,4 МВт. Шахтная плазменная печь была опробована на выплавке ферросиликомарганца MnC17 из бедного марганцевого сырья. Напряжение плазматрона составляло 310 – 500 В при силе тока 1,6 кА [94]. Отношение

тока к напряжению небольшое  $I/U = 3,2 - 5,2$ . Технология выплавки ферросиликомарганца в шахтной плазменной печи показала высокую степень извлечения марганца в сплав до 95 – 97 %.

Фирма «Aérospatiale» («Аэроспасьяль»), Франция спроектировала оборудование и научно-исследовательский институт IRSID, Франция, участвовал в разработке технологии для выплавки ферромарганца в шахтной плазменной печи (типа доменной), на заводе компании «Societe du Ferromangane de Paris Outreau», S.F.P.O (СФПО) около Булонь-сюр-Мер, Франция. Шахтная печь имела шесть струйных плазматронов. Общая мощность печи составила 9,0 МВт (6 x 1,5 МВт). Печь выплавляла углеродистый ферромарганец с содержанием 75 – 85 % Mn с извлечением марганца 85 – 90 % [95].

Процесс выплавки углеродистого феррохрома в шахтной плазменной печи разработала фирма «SKF Steel Engineering» («СКФ Стил Инжиниринг»), Швеция. Процесс получил название «Plasmachrome» («Плазмахром») и был внедрен на заводе объединённой компании «Swedechrome» («Сведехроум») в Мальмё, Швеция [95]. Шахтная печь имела четыре струйных плазматрона постоянного тока. Общая мощность печи составляла 24 МВт (4 x 6 МВт). Процесс был основан на вдувании мелких фракций хромовой руды, пылевидного угля и флюса в факел плазмы, создаваемый плазматроном. Плазматроны были расположены симметрично в нижней части шахты печи.

Известняк, руду и кокс подавали на колошник печи. Удельный расход на выплавку 1 т углеродистого феррохрома с содержанием 54 % Cr был следующий: хромовая руда (около 40 %  $Cr_2O_3$ ) – 2100 – 2400 кг; уголь – 400 – 500 кг; кокс – 150 – 250 кг; флюсующие ( $SiO_2$ ) – 200 – 300 кг; электроэнергия – 3800 – 4500 кВт·ч/т [96]. Электрический режим плазменной печи характеризовался небольшим отношением тока к напряжению  $I/U = 13 - 17$ . Отмечается высокое извлечение хрома в сплав и отсутствие жестких требований к удельному электросопротивлению шихтовых материалов.

В результате совместной разработки фирмы «Mintek» ("Минтек"), Мидделбург, ЮАР и фирмы ASEA (ACEA), Швеция, была введена в эксплуатацию плазменная печь постоянного тока с полым графитовым электродом [95]. Печь выплавляла углеродистый феррохром на заводе фирмы «Middelburg Steel&Alloys» («Мидделбург Стил энд Эллойз») в Крюгерсдорпе, ЮАР. Активная мощность печи была на уровне 12 – 14 МВт, трансформатор источника тока – 20 МВ·А. Диаметр ванны печи составлял 7,5 м и глубина – 2,4 м. Стены ванны печи были выложены из магнезитового кирпича, а свод состоял из водоохлаждаемых панелей. Подвод тока осуществлялся к вертикально расположенному полному графитовому электроду диаметром 560 мм и к подовому электроду. По центральному отверстию полого электрода вдували плазмообразующий газ – азот. Печь работала в закрытом режиме. Загрузка шихты проводилась через три труботочки.

Выплавка феррохрома в такой плазменной печи имела следующие технологические параметры: содержание ведущего элемента в сплаве – 53 % Cr; суммарное содержание (C + Si) – 9,4 %; кратность шлака – 0,8; содержание в шлаке  $Cr_2O_3$  – 2,0–6,0 %; извлечение хрома более 90 %. Для сравнения в обычной ферросплавной печи переменного тока мощностью 20 МВ·А (15,3 МВт) при использовании тех же шихтовых материалов извлечение хрома составляло 75 – 80 %, содержание в шлаке 11 – 13 %  $Cr_2O_3$  и кратности шлака – 1,3 [97, 98]. При близком содержании хрома в сплаве и отношении Cr : Fe = 1,5 в руде, извлечение ведущего элемента в сплав в плазменной печи значительно выше на 10 – 15 %, чем в печи переменного тока. К тому же, при выплавке в углеродистый феррохром переходит не более 50 % серы и фосфора от содержания в шихтовых материалах.

В дальнейшем для увеличения объёма производства феррохрома на данном заводе в ЮАР была разработана плазменная печь мощностью 32 МВт с трансформатором источника тока – 40 МВ·А (2 x 20 МВ·А). Предполагалось, что с укрупнением печи улучшится тепловой КПД. Простота конструкции печи и имеющийся практический опыт способствовали снижению капитальных затрат на строительство. Система подвода тока к подине была разработана фирмой ASEA,

Швеция. Ванна печи имела диаметр 9 м и глубину 3,8 м. Использование двух источников постоянного тока увеличило ток электрода до 60 кА [99, 100]. При максимальной силе тока, рабочее напряжение составляло около 530 В. Наибольшее отношение тока к напряжению около  $I/U = 113$ . Извлечение хрома в сплав составило 90 – 93 %, при освоенном уровне технологии выплавки в плазменной печи.

Следует отметить, что совершенствование конструкций ферросплавных электропечей, для выплавки сплавов кремния, марганца и хрома, с целью улучшения энерготехнологических параметров и снижения удельного расхода электроэнергии, имеет выраженную тенденцию, которая характеризуется, как уменьшение отношения тока электрода к рабочему напряжению, по сравнению с традиционным вариантом ферросплавной печи аналогичной мощности.

Таким образом, среди рассмотренных технических решений по совершенствованию энерготехнологических параметров печей, наибольший интерес для последующего анализа представляют варианты технологии выплавки ферросплавов в следующих электропечных агрегатах: закрытая электропечь с разрядом под сводом; печь с применением пониженной частоты тока; печи постоянного тока с открытой и закрытой дугой, а также плазменные ферросплавные печи.

## **Выводы**

1. Проведён анализ параметров выплавки массовых ферросплавов на основании отечественных и зарубежных научно-технических данных, который показал, что со снижением качества рудного сырья и восстановителей, при увеличении мощности печных трансформаторов происходит ухудшение энерготехнологических параметров печей, работающих шлаковым и бесшлаковым углеродотермическим процессом.

2. Показано, что увеличение мощности печных трансформаторов не приводит к аналогичному повышению производительности печного агрегата, так как в результате наблюдается неэквивалентное, меньшее увеличение активной мощности в ванне ферросплавной печи.

3. Отмечено, что данное явление происходит потому, что рост силы тока электрода, в несколько десятков килоампер, опережает повышение рабочего напряжения печи, что увеличивает потери электроэнергии в короткой сети, из-за снижения активного сопротивления ванны. Как следствие ухудшаются коэффициент мощности печи и доля активной мощности в печной ванне для выплавки.

4. Для улучшения энерготехнологических параметров выплавки кремнистых, марганцевых, хромистых ферросплавов рассмотрены технологии выплавки с применением различных углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением на примере полукоксов, бурых и газовых углей, нефтекосков, антрацита, древесных восстановителей-разрыхлителей, шунгита и других восстановителей.

5. Показано, что иногда применение различных восстановителей для увеличения активного сопротивления ванны, выражается в глубокой посадке электродов, в повышении извлечения ведущего элемента в сплав, в работе на повышенном напряжении с увеличением коэффициента мощности. Отмечается определенная экономия коксика и некоторое повышение мощности в ванне печи; снижается удельный расход электроэнергии на выплавку ферросплавов.

6. Выявлено, что наибольший эффект повышения активного сопротивления ванны ферросплавной печи от применения восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением составляет 5 – 10 %.

7. Для дальнейшего повышения энерготехнологических параметров выплавки проанализированы технические решения по совершенствованию конструкций ферросплавных печей. Выявлены наиболее интересные технологии выплавки ферросплавов в печах следующих конструкции: закрытая электропечь с разряжением под сводом; печь с применением пониженной частоты тока; печи постоянного тока с открытой и закрытой дугой, а также плазменные ферросплавные печи и другие технические решения, для их последующего рассмотрения и системного анализа.

## 2. Исследование энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов в электропечах

### 2.1. Повышение мощности печей и ухудшение параметров выплавки

Более 20 % электроэнергии страны расходуется в металлургии для получения чёрных, цветных металлов и сплавов. Производство ферросплавов в электропечах рудовосстановительным, углеродотермическим процессом, является одним из наиболее материалоемким и энергоёмким.

Расход рудных материалов, которые содержат ведущий элемент, составляет для получения 1 т сплава в электропечах:

для углеродистого феррохрома – 2000 – 2400 кг;

для углеродистого ферромарганца – 2400 – 3200 кг;

для 45 %-ного ферросилиция – 920 – 1050 кг;

для 65 %-ного ферросилиция – 1520 – 1570 кг;

для 75 %-ного ферросилиция – 1890 – 1930 кг;

для кремния технической чистоты – 2430 – 2540 кг;

для чернового ферроникеля – 7150 – 8350 кг и более.

Общий расход шихтовых материалов (с учётом восстановителей, металлодобавок и флюсующих) на выплавку 1 т сплава следующий:

для углеродистого феррохрома – 2300 – 3000 кг;

для углеродистого ферромарганца – 3200 – 3500 кг;

для 45 %-ного ферросилиция – 1920 – 2060 кг;

для 65 %-ного ферросилиция – 2530 – 2670 кг;

для 75 %-ного ферросилиция – 2850 – 3030 кг;

для кремния технической чистоты – 4130 – 4240 кг;

для чернового ферроникеля – 7350 – 8530 кг и более.

В технологическом процессе выплавки ферросплавов порой вынуждены использовать сравнительно бедные рудные материалы по содержанию базового

элемента (марганца, хрома, никеля и других). Как следствие, извлечение ведущего элемента в сплав снижается. При этом увеличиваются объёмы перерабатываемого сырья и его удельный расход на 1 т сплава, что также отрицательно влияет на энерготехнологические параметры выплавки, и особенно, на увеличение удельного расхода электроэнергии.

К тому же, углеродотермический процесс получения сплавов кремния, марганца и хрома в электропечах является очень энергозатратным. Например, удельный расход электроэнергии на выплавку на 1 баз. т. для крупнотоннажных ферросплавов и кремния в 7 – 20 раз выше, чем на выплавку 1 т стали в дуговой печи. Улучшение энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов в электропечах является весьма актуальной задачей.

Рост единичной мощности ферросплавных печей, при достижении определённой величины мощности трансформаторов, приводит к ухудшению энерготехнологических параметров печей, как было отмечено в п. 1.1. главы 1. Так, увеличение мощности печных трансформаторов, в эксплуатационном плане сопровождается опережающим ростом силы тока в электродах и значительно меньшим увеличением напряжения. В результате растут активные и индуктивные потери электроэнергии в короткой сети.

При повышении мощности печей от 10,5 до 105 МВ·А, диаметр самообжигающихся электродов увеличился с 750 – 900 до 1800 – 2000 мм, то есть в 2,0 – 2,2 раза. Сила тока электрода возросла с 32 – 37 кА до 160 кА и более, то есть в 4,3 – 5,0 раза. При этом рабочее напряжение, при выплавке крупнотоннажных ферросплавов, увеличилось не так значительно, со 130 до 230 – 300 В или в 1,8 – 2,3 раза [9, 101].

Учитывая, что активные и индуктивные потери электроэнергии на вторичной стороне электропечной установки, пропорциональны квадрату силы тока электрода, то с ростом мощности печных трансформаторов снижается электрический КПД и особенно существенно ухудшается естественный коэффициент мощности, который падает до уровня 0,40 – 0,50 для мощных печей.

В качестве примера может служить реконструкция печи с увеличением мощности трансформаторов на ферросплавном заводе в Варгоне, Швеция (п. 1.1, глава 1) для выплавки 75%-ного ферросилиция:

– мощность трансформаторов, МВ·А	75	105
– изменение мощности трансформаторов, %	–	40
– активная мощность печи в ванне, МВт	45	50
– изменение активной мощности, %	–	11

Применение установок компенсации реактивной мощности, которые включают вольтодобавочные трансформаторы, блоки конденсаторных батарей, системы защиты и автоматизации для печей большой мощности, по суммарной стоимости приближаются к стоимости печных трансформаторов, что не всегда бывает экономически выгодно.

В результате рассмотренных положений, при выплавке ферросплавов в электропечах увеличиваются удельные расходы электроэнергии, особенно для бесшлаковых процессов (ферросилиций, кремний) и малошлаковых процессов (ферросиликомарганец, ферросиликохром). В связи с вынужденным применением бедного рудного сырья для производства ферросплавов дополнительно увеличивается удельный расход электроэнергии на 1 баз. т. сплава при снижении извлечения ведущего элемента.

Одной из характеристик работы ферросплавных печей считалось отношение тока электрода к рабочему напряжению на вторичной стороне печной установки. Так, по данным работы [68] наиболее предпочтительным для эффективной работы считалось отношение тока электрода к напряжению ( $I/U$ ) около 300. Дальнейшая эксплуатация печей с повышением мощности трансформаторов показала, что данный диапазон значений тока к напряжению был значительно превышен.

Анализ работы печей при выплавке ферросилиция, как бесшлакового процесса, показал значительное увеличение этого параметра с ростом мощности печей приведен в работе [102]. Например, для диапазона мощности печей 16,5 – 24 МВ·А отношение  $I / U$  было около 300 – 350, то при мощности 40 МВ·А превыси-



ло величину 400. При использовании печей для выплавки ферросилиция более высокой мощности 75 – 81 МВ·А, отношение  $I/U > 500 – 650$ , что энергетически не является выгодным, так как активные и индуктивные потери на вторичной стороне электропечной установки, возрастают по квадратичной зависимости от силы тока электрода. При этом значения силы тока электрода, при разной мощности печей, в основном составляют 50 – 150 кА. Изменение отношения тока электрода к рабочему напряжению на примере выплавки ферросилиция при увеличении мощности трансформаторов приведено на Рисунке 2.1.

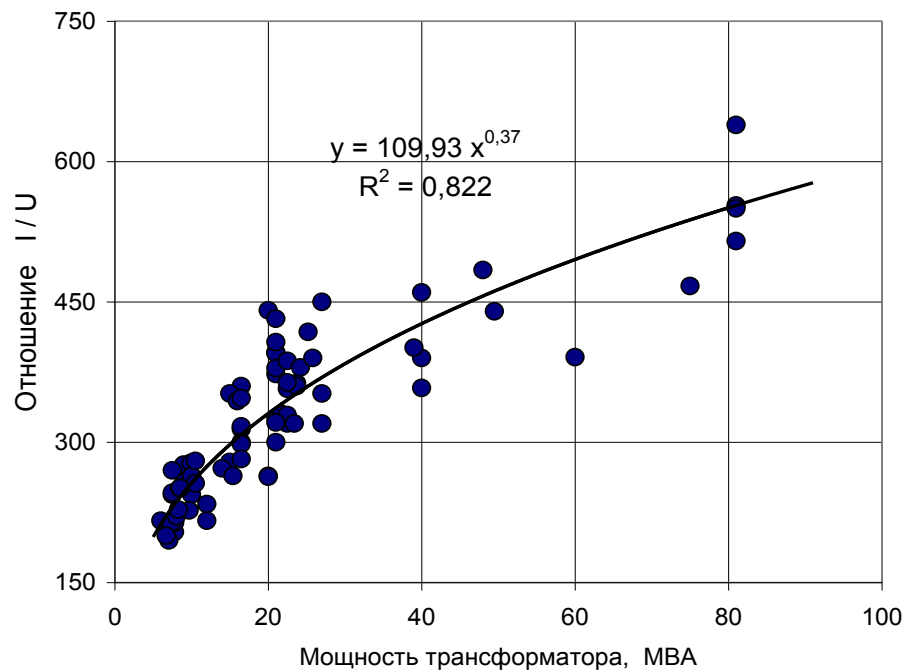


Рисунок 2.1 – Изменение отношения тока электрода к рабочему напряжению с увеличением мощности трансформаторов от 7,5 до 81 МВ·А для 79-ти печей при выплавке ферросилиция (коэффициент корреляции  $R = 0,907$ )

Аналогичные изменения отношения тока электрода к рабочему напряжению отмечены для шлакового процесса, например для выплавки углеродистого ферромарганца, при увеличении единичной мощности печей:

Мощность, МВ·А	12,8	16,5	22,5	36,0	81,0
Отношение I/U	278	300	400	580	750

Рост силы тока электрода значительно опережает увеличение рабочего напряжения с повышением мощности печных трансформаторов также при выплавке углеродистого феррохрома, ферросиликомарганца и ферросиликохрома. Изменение силы тока электрода в диапазоне от 30 до 160 кА на вторичной стороне для печей различной мощности 7,5 – 105 МВ·А (Рисунок 2.2), обуславливает увеличение диаметра самообжигающихся электродов от 750 – 900 до 1800 – 2000 мм. Это затрудняет эксплуатацию самообжигающихся электродов, существенно увеличивает массу металлоконструкций плавильного цеха и механического оборудования печи, а также повышает капитальные затраты как на реконструкцию, так на строительство новых печей.

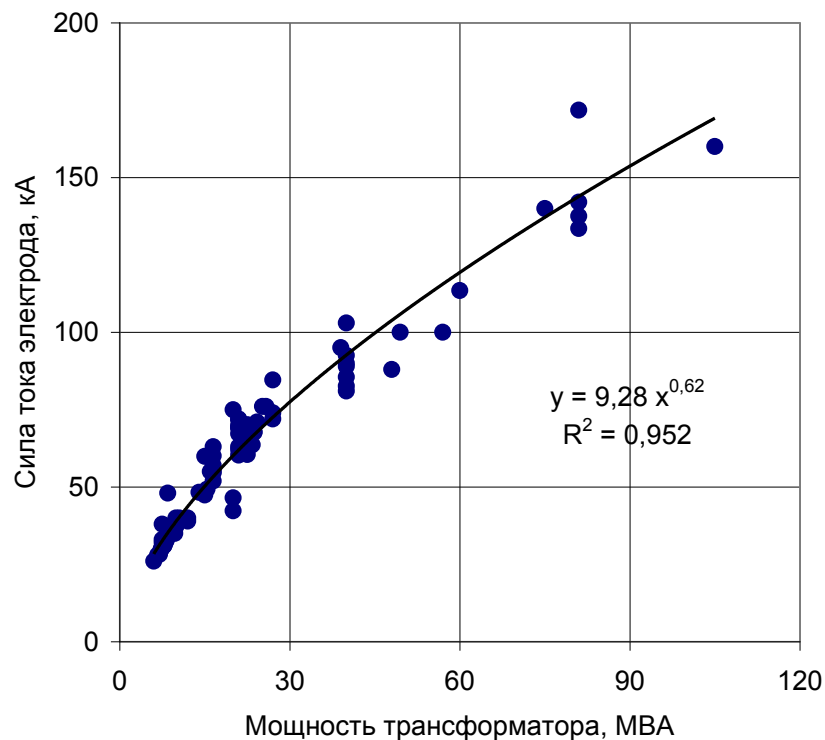


Рисунок 2.2 – Рост силы тока электрода для 86-ти отечественных и зарубежных печей для выплавки ферросилиция с увеличением мощности печных трансформаторов в диапазоне 7,5 – 105 МВ·А (коэффициент корреляции  $R = 0,976$ )

С повышением мощности печи возрастают электромагнитные наводки в цехе, увеличивается доля реактивных потерь на вторичной стороне и, как следствие, ухудшаются естественные коэффициенты мощности. Поэтому, для крупных печей наблюдается далеко неэквивалентное повышение мощности в ванне печи, с

ростом мощности печных трансформаторов, практически для всех основных сплавов, но особенно при выплавке углеродистого ферромарганца. Снижение коэффициента мощности ферросплавных печей с увеличением мощности печных трансформаторов приведено на Рисунке 2.3.

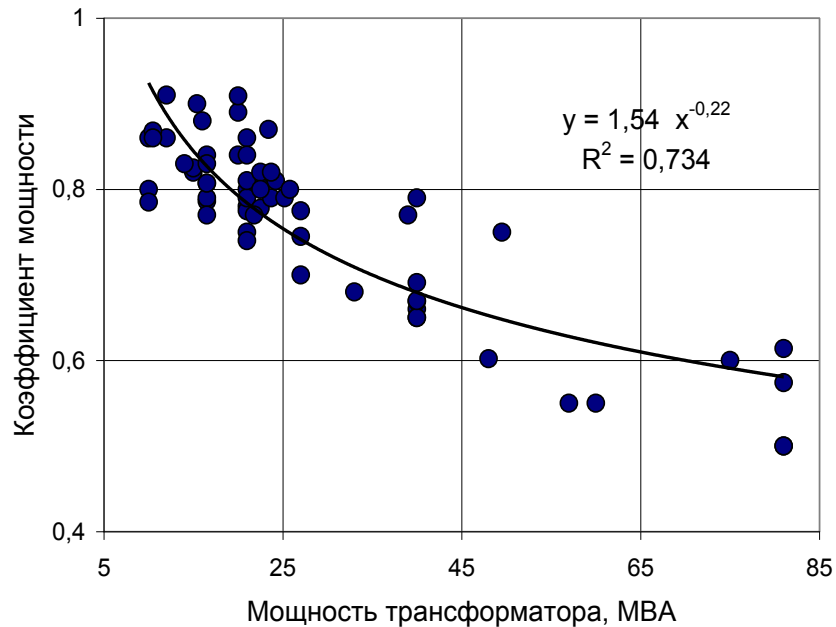


Рисунок 2.3 – Изменение естественного коэффициента мощности 64-х электропечей с мощностью трансформаторов 10,5 – 81МВ·А для выплавки ферросилиция (коэффициент корреляции  $R = 0,857$ )

Эффективным, но дорогостоящим решением данной проблемы является дополнительная комплектация классической ферросплавной печи установкой продольно-ёмкостной компенсации (УПК) реактивной мощности. При этом мощность УПК (в МВ·Ар) с ростом мощности печи приближается к мощности печного трансформатора в численном выражении, что требует дополнительных финансовых затрат, которые сопоставимы со стоимостью основного трансформаторного оборудования. Установлено, что предельная мощность печей, выплавляющих ферросилиций, при которой не требуется компенсации реактивной мощности, составляет 10 – 12 МВ·А; при мощности печей 24 – 30 МВ·А компенсация необходима. Если мощность круглых печей при выплавке ферросиликомарганца, не тре-

бующих компенсации составляет 10 – 12 МВ·А, то для ферромарганцевых печей эта величина равна 6 МВ·А. Компенсация реактивной мощности необходима для печей при выплавке ферромарганца при мощности более 13 – 16 МВ·А, а для печей при выплавке ферросиликомарганца при мощности 24 – 30 МВ·А и более, согласно данным работ [103, 104].

Применение компенсации реактивной мощности позволяет повысить коэффициент мощности печей до 0,90 – 0,92, что приводит к возрастанию капитальных и эксплуатационных затрат. Как показали расчеты, при достигнутой мощности печей, затраты на компенсацию реактивной мощности не всегда эквивалентны улучшению технико-экономических показателей от повышения единичной мощности агрегата [104].

Поэтому, вновь вводимые и реконструируемые электропечи для выплавки ферросилиция, ферромарганца и феррохрома углеродотермическим процессом в основном не превышают уровня мощности 81 – 105 МВ·А, который достигнут в предыдущие десятилетия.

Данная ситуация обусловлена тем, что рост силы тока электродов опережает увеличение рабочего напряжения при выплавке ферросплавов, что вызывает повышение отношения тока к напряжению. В результате возрастают индуктивные потери электроэнергии в короткой сети и снижается коэффициент мощности печи. Это приводит к тому, что увеличивается разрыв между установленной мощностью трансформатора и активной мощностью в ванне печи, которая направлена на технологический процесс, что отрицательно отражается на производительности ферросплавного агрегата.

## 2.2. Увеличение размеров и массы оборудования при повышении мощности ферросплавных электропечей

На основании отмеченных тенденций в изменении параметров ферросплавных печей (глава 1), были проанализированы данные отечественных и зарубежных электропечей для выплавки ферросилиция.

Рассматривая параметры 86-ти ферросплавных электропечей для выплавки ферросилиция, которые были статистически обработаны и приведены в работе [105], можно отметить, что при возрастании мощности печных трансформаторов от 7,5 до 105 МВ·А, диаметр самообжигающихся электродов увеличивается по степенной зависимости, как следует из Рисунка 2.4.

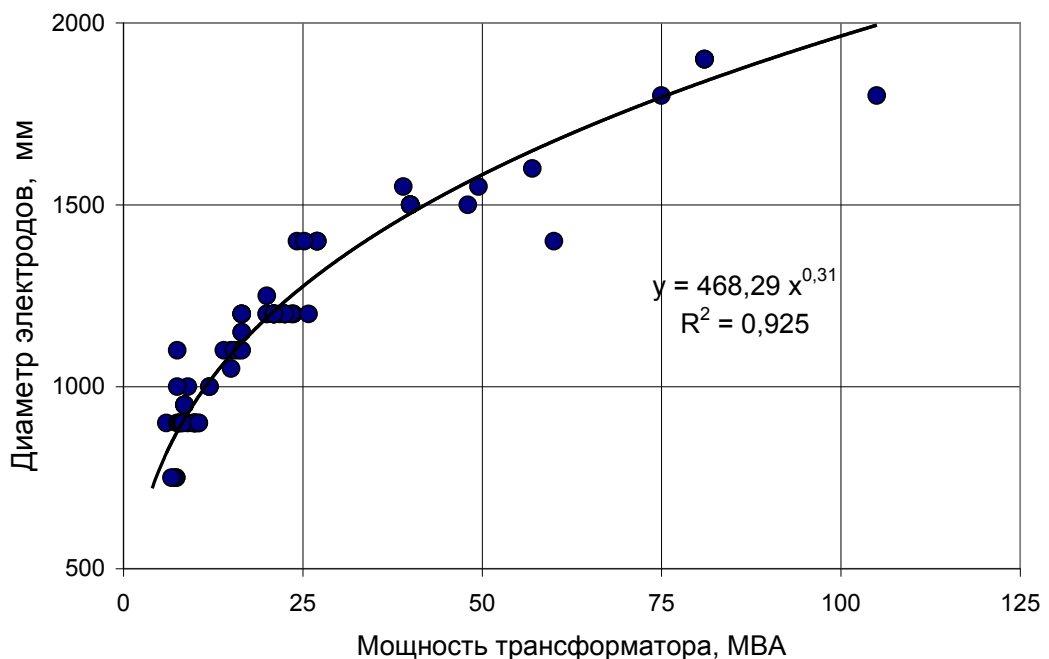


Рисунок 2.4 – Изменение диаметра самообжигающихся электродов 84-х ферросплавных печей при выплавке кремнистых сплавов с увеличением мощности трансформаторов (коэффициент корреляции  $R = 0,962$ )

При этом пропорционально увеличению размеров электрода возрастают: диаметр распада электродов и распад электродов, глубина и диаметр ванны, а также размеры кожуха печи. Увеличение размеров ванны печи отрицательно

влияет на тепловую работу ванны при выплавке ферросплавов, как для открытых, так и для закрытых печей. Увеличение габаритов ванны ферросплавной печи соответственно приводит к возрастанию общей массы стальных металлоконструкций плавильного цеха.

К тому же повышение силы тока электрода увеличивает сечение токопровода вторичной сети, размеры и массу контактных щёк, что вызывает повышенный расход цветных металлов.

При мощности печей 10,5 – 22,5 МВ·А количество медных контактных щек на один электрод равно восьми. Начиная с мощности печей 27,6 МВ·А и более, увеличивается масса и количество медных контактных щек от 8 до 10 – 12-ти на один электрод. Соответственно растёт общий расход меди на оборудование токоподвода печи [106].

Для круглых трехэлектродных печей при увеличении диаметра электродов от 950 мм (мощность печи – 10,5 МВ·А) до 2000 мм (мощность – 81 МВ·А) общая масса меди контактных щёк электрододержателя возрастает в 3 раза с 5,28 до 16,02 т, для каждой печи.

При статистической обработке данных работ [15, 16, 106–108], получена зависимость, изменения массы меди контактных щёк электрододержателя, при увеличении диаметра самообжигающихся электродов. Данная зависимость приведена на Рисунке 2.5 и практически имеет линейный вид.

Экстраполяция полученных данных при дальнейшем увеличении диаметров электродов свыше достигнутой величины (2000 мм) до 2300 – 2400 мм показала, что это приведёт к увеличению общей массы медных контактных щёк до 18 т и более на одну печь, без учёта массы меди на токоподвод. Данное обстоятельство значительно увеличивает капитальные и эксплуатационные затраты, даже без учёта расхода меди на шинопровод вторичной сети.

При больших величинах силы тока, переменный ток с частотой 50 Гц течёт не по всему сечению электрода, а имеет определённую глубину проникновения в

тело самообжигающегося электрода. Поэтому эффективное сечение токопровода несколько меньше диаметра электрода печи.

Такой фактор дополнительно влияет на увеличение диаметра электродов ферросплавной печи с ростом мощности трансформаторов. Как следствие, с увеличением диаметра электрода снижается плотность тока электрода, что уменьшает концентрацию мощности в ванне ферросплавной печи, так как размеры ванны пропорциональны диаметру электрода.

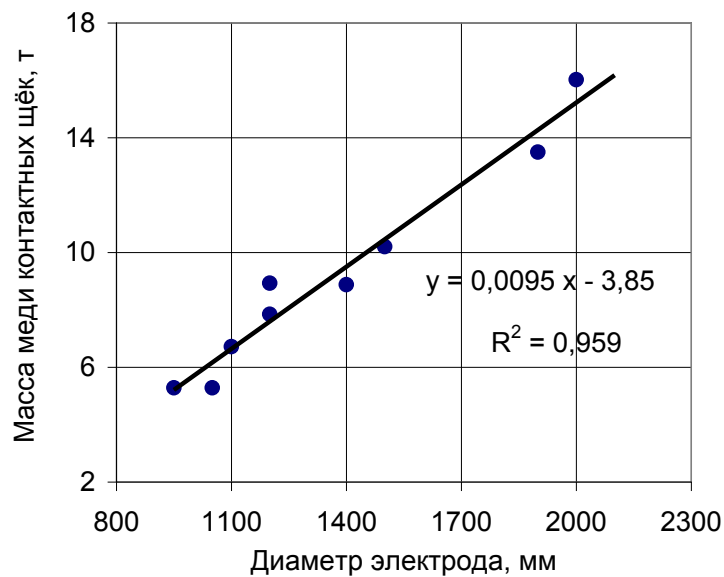


Рисунок 2.5 – Изменение общей массы медных контактных щёк электрододержателя ферросплавной печи при увеличении диаметра самообжигающихся электродов (коэффициент корреляции  $R = 0,979$ )

В практике ферросплавного производства имеется опыт эксплуатации печей с большим диаметром электродов. Например, одноэлектродные, однофазные печи Миге мощностью 13 МВ·А работали в трёхфазной системе, по три в одном блоке, на Запорожском заводе ферросплавов. Диаметр электрода составлял 3850 мм, так как был рассчитан на ток 230 – 250 кА и более [16]. Такой электрод являлся комбинированным. Угольные сектора были расположены по кольцу образующей электрода для большой токовой нагрузки. Центральная часть электрода, через систему стяжек и арматуры, заполнялась электродной массой. Диаметр центральной, самообжигающейся части электрода составлял 2280 мм. Общая масса

комбинированного электрода была весьма значительна около 100 т и требовала мощных металлоконструкций цеха. Также известен опыт эксплуатации аналогичных печей Миге с электродом диаметром до 2500 мм, который состоял из стального кожуха и самообжигающейся части, но имел сложную внутреннюю конструкцию [109]. Однако эксплуатация подобных комбинированных электродов вызвала много технологических сложностей и большой расход стали, а также цветных металлов и сплавов для токоподвода.

В связи с этим представляет интерес рассмотреть изменение массы 1 п.м. (погонного метра) стального кожуха и общей массы 1 п.м. самообжигающегося электрода при увеличении его диаметра, при обработке данных, собранных в работе [15], по существующим типоразмерам для электродов ферросплавных печей (Рисунок 2.6).

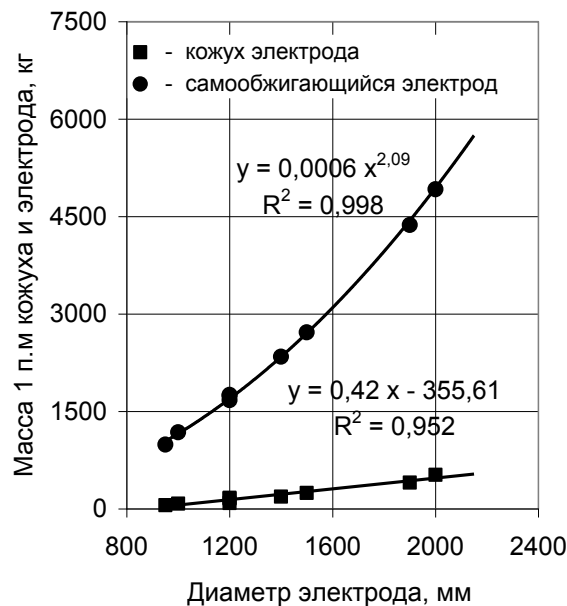


Рисунок 2.6 – Изменение массы 1 п.м. (погонного метра) стального кожуха и в целом самообжигающегося электрода ферросплавной печи при увеличении его диаметра

Увеличение диаметра электродов от 950 до 1900 – 2000 мм повышает отношение массы стального кожуха к массе электрода с 5,7 % до 9,2 – 10,6 % [15, 106]. При этом, увеличивается расход листовой стали на изготовление кожуха



электродов и соответственно удельный расход стали на выплавку ферросплавов. Общая масса 1 п.м. электрода возрастает по степенной зависимости, а масса стального кожуха электрода – по линейной зависимости (Рисунок 2.6).

Систематизация и обработка данных, приведенных в работах [105–108] показала, что рост общей массы самообжигающегося электрода при увеличении диаметра происходит по экспонентной зависимости, что приведено на Рисунке 2.7.

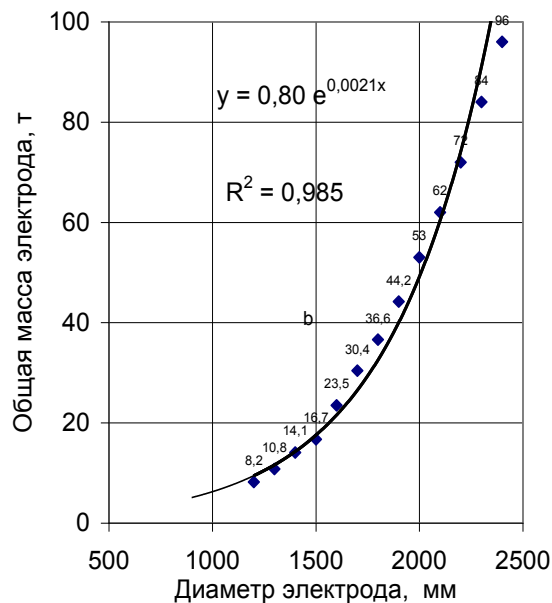


Рисунок 2.7 – Изменение общей массы самообжигающегося электрода ферросплавной печи при увеличении его диаметра (цифры у точек – масса в тоннах; данные по электродам с диаметром более 2000 мм – расчетные)

На основании проведённого анализа изменения диаметра и массы самообжигающегося электрода представлены в работе [105]. Отмечается, что при диаметре электрода 1200 мм (мощность печи 16,5 МВ·А) – масса электродной свечи составляла 8,2 т. Однако, при увеличении диаметра электрода до 1500 мм (мощность 40 МВ·А) – масса электрода увеличивается более чем в 2 раза и составляет 16,7 т. Далее при диаметре электродов 1900 – 2000 мм (мощность 81 МВ·А) общая масса электродной свечи возрастает до 44 – 53 т, то есть в 5,4 – 6,5 раза, чем для печи мощностью 16,5 МВ·А с диаметром электрода 1200 мм.

Соответственно для печи мощностью 81 МВ·А, общая масса трех электродов составляет 132 – 159 т. Для удержания такой массы необходимо увеличивать и усиливать металлоконструкции ферросплавного цеха, что приводит к весьма значительному возрастанию капитальных затрат.

Создание и эксплуатация самообжигающихся электродов диаметром около 2000 мм встречает ряд трудностей. Как показал оценочный анализ, который приведен в работе [108], увеличение диаметра электродов от 1200 до 2400 мм позволяет повысить силу тока в 2,5 раза, но при этом общая масса электродержателя увеличивается в 10 раз, а капитальные затраты на 1 кА силы тока электрода возрастают в 15 – 20 раз для ферросплавной печи.

В связи с тем, что дальнейшее увеличение диаметра электродов ферросплавных печей в принципе становится нерациональным, то одним из направлений повышения мощности считали создание многоэлектродных кольцевых печей, которые бы имели шесть, девять, или двенадцать электродов несколько меньшего сечения. Однако, даже опытные испытания образцов таких печей с количеством электродов более шести, приводили к технологическим сложностям при выплавке ферросплавов и особенно к проблемам управления печным агрегатом.

Опыт эксплуатации печей при повышении мощности от 16,5 до 81 МВ·А выявил, что чем больше размеры ванны и мощность трансформатора печи, тем относительно ниже уровень её практического освоения при выплавке ферросплавов и хуже технико-экономические показатели работы. Например, при выплавке 75 %-ного ферросилиция удельный расход электроэнергии не снижается, а увеличивается с 8500 до 9800 кВт·ч/т (+ 15,3 %) при повышении мощности печи с 10,5 до 25,0 МВ·А [110]. Аналогичное явление отмечено при повышении мощности печей до 40 – 81 МВ·А.

Таким образом, как показал анализ работы печей, при повышении мощности трансформаторов и увеличении отношения тока электрода к рабочему напряжению, существующее положение в электрометаллургии ферросплавов является энергетически невыгодным, из-за больших активных и индуктивных потерь элек-

троэнергии в короткой сети. При этом изменение силы тока электрода в диапазоне от 40 до 160 кА на вторичной стороне печной установки для печей различной мощности (10,5 – 81 МВ·А), обуславливает увеличение диаметра самообжигающихся электродов от 900 – 950 мм до значительных размеров 1800 – 2000 мм.

Увеличение диаметров самообжигающихся электродов затрудняет их эксплуатацию, повышает расход меди на токоподвод к электродам печи, существенно увеличивает массу металлоконструкций цеха и механического оборудования печи, а также повышает капитальные затраты как на реконструкцию, так на строительство новых печей и цехов.

Одним из самых отрицательных факторов такого укрупнения ферросплавных печей является то, что рост диаметров электродов и габаритов токоподвода на вторичной стороне, увеличивает индуктивность короткой сети. В результате происходит снижение естественного коэффициента мощности печей от 0,85 – 0,90 до 0,40 – 0,46, что приводит к увеличивающему разрыву между установленной мощностью трансформатора и активной мощностью в ванне печи для технологического процесса. Данное обстоятельство негативно влияет на производительность, эффективность ферросплавного агрегата, а также на удельный расход электроэнергии.

### 2.3. Аналитическое исследование причин ухудшения энерготехнологических параметров ферросплавных печей

Исследование причин ухудшения работы ферросплавных печей с ростом их мощности показывает, что основным фактором является повышение отношение тока электрода к рабочему напряжению, как отмечено в главе 1, что косвенно указывает на снижение активного сопротивления ванны. В работах [111–113] проведен анализ формулы Микулинского А.С., которая рекомендуется в расчётах

для определения полезного напряжения ферросплавных печей [114], которые работают в смешанном режиме сопротивления и электрической дуги:

$$U_{\text{пф}} = C \cdot (P_{\text{пол}})^n, \quad (2.1)$$

где:  $U_{\text{пф}}$  – полезное фазное рабочее напряжение, В;

$C$  – коэффициент пропорциональности;

$P_{\text{пол}}$  – полезная мощность, кВт;

$n$  – показатель степени, принимающий значения 0,25 – 0,33.

Величина напряжения может быть выражена через отношение мощности и силы тока:  $U_{\text{пф}} = P_{\text{пол}} / I_{\text{э}}$ , где:  $I_{\text{э}}$  – сила тока электрода. С помощью выражения (2.1) можно получить зависимость тока электрода от мощности ферросплавной электропечи, в соответствии с выражением (2.2):

$$I_{\text{э}} = 1/C \cdot (P_{\text{пол}})^{1-n}, \quad (2.2)$$

Из данного выражения следует, что увеличение полезной мощности ферросплавной печи, сила тока электрода растет в квадрате при значении  $n = 0,33$  и в кубе при  $n = 0,25$ , по отношению к напряжению.

Затем на основании выражений (2.1) и (2.2) может быть получено выражение изменения полезного сопротивления ванны (в расчёте на один электрод) от мощности ферросплавной печи, что приведено в работах [111–113]:

$$R_{\text{в}} = C^2 \cdot (P_{\text{пол}})^k, \quad (2.3)$$

где:  $R_{\text{в}}$  – полезное сопротивление ванны печи;

$k$  – показатель степени ( $k = 2n - 1$ ).

Для данного диапазона величины  $n$ , а именно  $(0,25 - 0,33)$ , значения показателя степени  $(2n - 1)$ , у величины мощности, имеют отрицательные значения.

Поэтому, повышение мощности для существующих конструкций ферросплавных печей и соответственно схемы расположения реакционных плавильных зон в ванне печи (при традиционных величинах распада электродов), приводит к снижению сопротивления ванны. Как следствие, ухудшаются энерготехнологические параметры печей при выплавке ферросплавов. Этим объясняется наблюдаемое энергетически невыгодное явление, когда рост величины единичной мощности печного трансформатора далеко не соответствует увеличению электрической мощности в ванне печи для технологического процесса и ограничивает производительность агрегата.

Рассматривая параметры ферросплавных печей для выплавки кремнистых, хромистых и марганцевых сплавов, следует отметить опережающий рост силы тока в электродах по отношению к рабочему напряжению при увеличении мощности, выражение (2.3). Как результат, значительно увеличиваются диаметры самообжигающихся электродов (до 2000 мм) и соответственно масса электродной свечи и масса механического и контактного оборудования [105].

Однако основным нежелательным фактором, с ростом мощности трансформаторов, является снижение сопротивления ванны, что приводит к работе на большой силе тока электрода (40 – 160 кА) и значительным потерям энергии на вторичной стороне печи. Снижаются коэффициент мощности, электрический КПД и ограничивается мощность в ванне ферросплавной печи.

В ряде работ считается, что увеличение диаметра электродов требуется для пропускания большей силы тока через самообжигающиеся электроды. Тем не менее, было отмечено, что при больших токах электрода наблюдается поверхностный эффект, когда электрический ток с частотой 50 Гц, течёт не по всему сечению электрода, а вытесняется ближе к поверхности. Например, при диаметре электрода 1100 мм и толщине стального кожуха 3 мм, ток проходит почти по всему сечению электрода около 100%; при диаметре 1500 мм и толщине кожуха

3,5 мм в прохождении тока участвует не более 90 % сечения электрода, а при диаметре электрода 2000 мм – не более 75% сечения [110].

Пропорционально диаметру электродов увеличиваются размеры ванны печи, а также площадь проводящей подины, которая набрана из углеродистых блоков. Также в соответствии с диаметром электродов увеличиваются реакционные пла- вильные зоны под электродами и соответственно сечение токопровода в ванне ферросплавной печи, что в целом снижает активное сопротивление участка электрод – подина и общее сопротивление ванны.

Для подтверждения такого положения были проведены исследования на традиционной электролитической модели ферросплавной печи, которая представлена в работе [115]. При этом измерения сопротивления ванны (участка электрод – подина) осуществлялись при различных диаметрах графитированных электродов. Затем было проведено сравнение с параметрами промышленных ферросплавных печей при увеличении диаметров электродов.

В качестве рабочего тела модели был выбран раствор NaCl с концентрацией 2 г/л. Исследования проводились аналогично методике моделирования в работе [111]. Диаметр графитированных электродов изменялся от 30 до 150 мм. Диаметр проводящей подины модели для всех вариантов электродов определялся по следующему выражению:

$$D_{\text{под}} = d_э + 2 a , \quad (2.4)$$

где:  $d_э$  – диаметр электрода, мм;

$a$  – расстояние от электрода до стенки ванны, мм.

Обычно расстояние от электрода до стенки ванны ферросплавной печи по данным работы [116] составляет 0,8 – 1,0  $d_э$  (среднее значение – 0,9  $d_э$ ). Поэтому для всех опытов было принято, что  $D_{\text{под}} = 2,8 d_э$ .

Величина подэлектродного промежутка (электрод – подина) для процессов выплавки ферросплавов, в относительных величинах соответствует диапазону  $0,6 - 0,8 d_3$  [112] или  $0,7 - 0,9 d_3$  [64] в диаметрах электрода. Для электролитической модели ванны печи относительный подэлектродный промежуток ( $h / d_3$ ) был принят равным  $0,8$  в диаметрах электрода. Заглубление электрода в электролит ( $\Delta h$ ) соответствовало величине одного диаметра электрода.

Переменный ток с частотой  $50$  Гц через автотрансформатор и разделительный трансформатор подводили к вертикально расположенному электроду и подине модели ванны печи. На основании замеров силы тока и напряжения определяли сопротивление ванны для каждого диаметра электрода. Условия моделирования электрических параметров работы ферросплавной печи были следующие:

$$\begin{aligned} \rho &= \text{const}; & h / d_3 &= \text{const}; \\ \Delta h / d_3 &= \text{const}; & t, ^\circ \text{C} &= \text{const}; \\ \ell' / \ell'' &= \text{const}; & d_3 &= \text{var}, \end{aligned}$$

где:  $\rho$  – удельное электросопротивление ванны модели печи, Ом·см;

$h / d_3$  – подэлектродный промежуток, в диаметрах электрода;

$\Delta h / d_3$  – заглубление электрода, в диаметрах электрода;

$t, ^\circ \text{C}$  – температура электролита при проведении опытов,  $23^\circ \text{C}$ ;

$\ell' / \ell''$  – отношение длины путей тока к сечению токопровода.

Относительная длина пути тока определялась через диаметр электрода по выражению:  $\ell' = h / d_3$  и относительное сечение путей тока было получено следующим образом:  $\ell'' = S_{\text{тп}} / (d_3)^2$ , в соответствии с данными работ [114, 117].

С учетом условий электролитического моделирования ванны ферросплавной печи, полученные результаты изменения сопротивления ванны от увеличения диаметра электродов приведены на Рисунке 2.8.

Увеличение диаметра электродов на модели ферросплавной печи приводит к снижению сопротивления ванны, при одинаковых относительных величинах, та-

ких как заглубление в электролит и подэлектродный промежуток. В интервале, когда диаметр электрода увеличивается в 2 раза от исходной величины, происходит резкое снижение сопротивления ванны. По существу, одноэлектродный вариант модели ферросплавной печи представляет собой нелинейный реостат на электролите. Поэтому, в условиях моделирования, снижение сопротивления ванны на модели печи представляет функциональную зависимость, где величина сопротивления ванны обратно пропорциональна увеличению диаметра электрода.

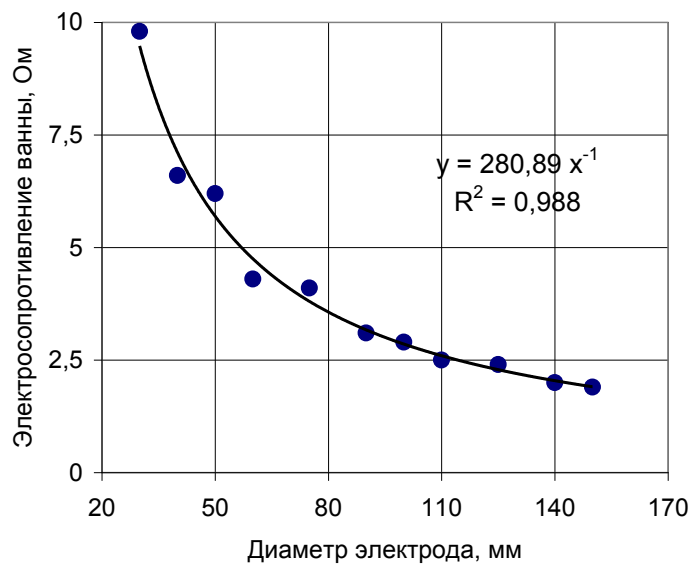


Рисунок 2.8 – Изменение сопротивления ванны при увеличении диаметра электродов на электролитической модели ферросплавной печи при постоянных относительных величинах подэлектродного промежутка и заглубления электрода

Для сравнения полученной зависимости по снижению сопротивления ванны от увеличения диаметра электродов, были собраны и проанализированы параметры 43-х промышленных печей с круглой ванной для выплавки ферросилиция, которые представлены в работе [18]. Мощность печных трансформаторов составляла от 7,5 – 81 МВ·А. Диаметр электродов составлял от 750 до 1900 мм.

Для каждой ферросплавной печи на основании параметров выплавки, таких как рабочее напряжение, сила тока электрода, коэффициент мощности и электрический КПД, были определены величины активного сопротивления ванны печи,



выражение (2.5) и полезного сопротивления ванны, выражение (2.6), при расчёте на один электрод:

$$R_{\text{акт}} = (U_{\text{раб}} \cdot \cos \varphi) : 1,73 \cdot I_3, \quad (2.5)$$

$$R_{\text{в}} = (U_{\text{раб}} \cdot \cos \varphi \cdot \eta_{\text{эл}}) : 1,73 \cdot I_3, \quad (2.6)$$

где:  $U_{\text{раб}}$  – рабочее напряжение на ступени трансформатора, В;

$I_3$  – сила тока электрода, кА;

$\cos \varphi$  – коэффициент мощности печи;

$\eta_{\text{эл}}$  – электрический КПД.

Результаты обработки параметров промышленных печей для выплавки ферросилиция, по изменению активного и полезного сопротивления ванны, с увеличением диаметра электродов приведены на Рисунках 2.9 и 2.10, соответственно.

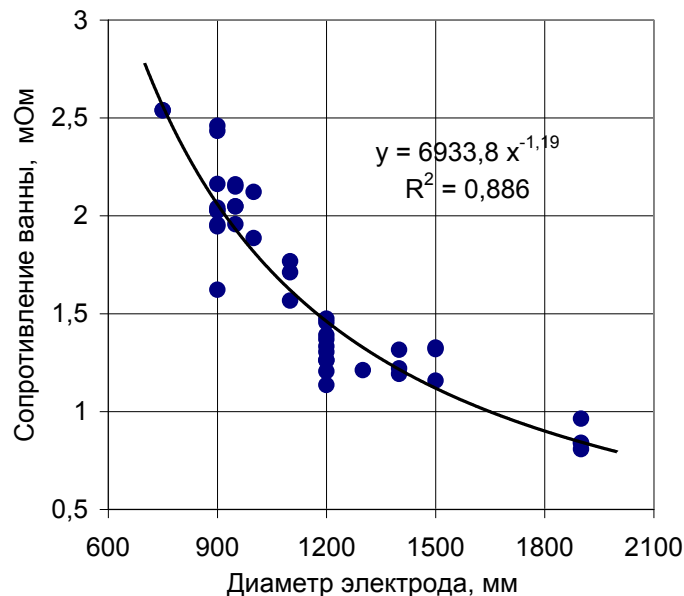


Рисунок 2.9 – Снижение активного сопротивления ванны 43-х печей с мощностью трансформаторов 7,5 – 81 МВ·А при выплавке 45 %-ного ферросилиция и различным диаметром электродов (коэффициент корреляции  $R = 0,941$ )

Необходимо отметить, что вид зависимости снижения сопротивления ванны от увеличения диаметра электродов для промышленных печей, аналогичен зависимости полученной в результате опытов по электролитическому моделированию (См. Рисунок 2.8). Конечно, для работающей печи, необходимо учитывать такие факторы, как конкретный подэлектродный промежуток, распад электродов, расстояние от образующей электрода до стенки ванны, состав шихтовых материалов и их удельное электросопротивление.

Однако, фактор значительного снижения сопротивления ванны от увеличения диаметра электрода, даже для ферросплавных печей различной мощности при выплавке одного и того же сплава, имеет весьма существенное значение.

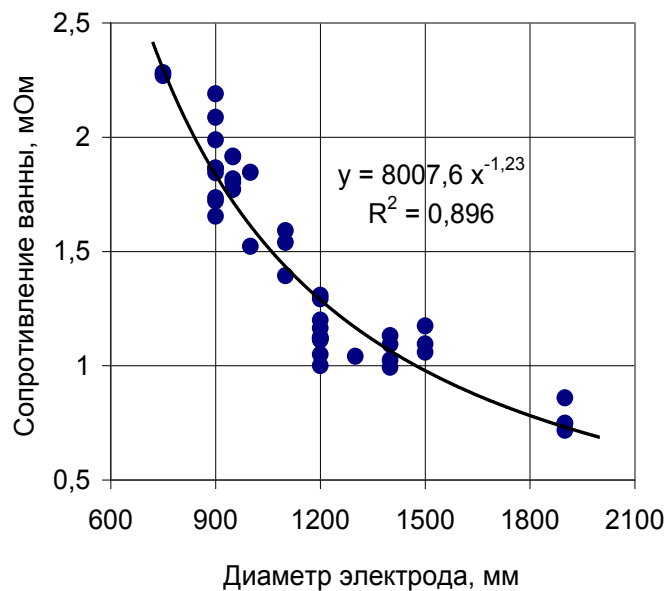


Рисунок 2.10 – Снижение полезного сопротивления ванны 43-х печей с мощностью трансформаторов 7,5 – 81 МВ·А при выплавке 45 %-ного ферросилиция и различным диаметром электродов (коэффициент корреляции  $R = 0,947$ )

Также в качестве основного параметра следует отметить величину подэлектродного промежутка (электрод – подина). Для большинства ферросплавных печей данная величина в относительных величинах составляет 0,6 – 0,9 d, [64, 117].

Величина распада электродов (расстояние между центрами), для 43-х промышленных печей изменяется также в небольшом диапазоне относительных величин. Средняя величина относительного распада электродов ( $d_p/d_3$ ), в диаметрах электродов для рассматриваемых печей составляет:

- для всего спектра печей – 2,26;
- для печей средней и высокой мощности (22,5 – 81 МВ·А) – 2,32;
- для печей малой мощности (до 20 МВ·А) – 2,23.

Поэтому, приведенные данные по распаду электродов можно считать практически сопоставимыми, которые в указанном диапазоне значений не так существенно влияют на активное сопротивление ванны ферросплавной печи.

Проведённый анализ параметров печей для ферросилиция фактически подтвердил выводы электролитического моделирования о значительной роли увеличения диаметра электродов в снижении активного сопротивления ванны.

Полученные данные, о снижении активного и полезного сопротивления ванны ферросплавных печей, с увеличением диаметра электродов, имеют вид функциональной зависимости. При экстраполяции полученных данных, дальнейшее увеличение диаметра электрода свыше 1900 мм для аналога печи РКЗ – 63, мощностью 81 МВ·А, приведёт к следующему снижению сопротивления ванны. Например, при увеличении диаметра электрода до 2000 мм – сопротивление ванны снизится до уровня 0,675 мОм или на 9 – 10 %. На основании расчётов получены следующие данные. Возможное увеличение диаметра электрода печи от 1900 до 2200 мм, снизит сопротивление ванны до уровня 0,60 мОм или на 17 %. При дальнейшем увеличении диаметра электрода до 2400 мм (расчёт), активное сопротивление ванны упадет до уровня 0,505 мОм (–30%). Это приведёт к нестабильному режиму эксплуатации печи, работе на больших токовых нагрузках, что дополнительно увеличит активные и индуктивные потери в короткой сети. В случае перехода работы печи на более высокое рабочее напряжение, возможно менее благоприятное токораспределения в ванне печи, что вызовет захлаживание по-

дины, увеличение удельного расхода электроэнергии на выплавку сплава и нельзя считать рациональным.

Таким образом, на основании аналитических исследований и сопоставление результатов электролитического моделирования с параметрами промышленных ферросплавных печей показало, что увеличение диаметра самообжигающихся электродов снижает активное и полезное сопротивление ванны печи. Соответственно, при увеличении силы тока электрода, ухудшаются электрический КПД и коэффициент мощности и эффективность работы печи. В связи с этим для выявления факторов улучшения энерготехнологических показателей ферросплавных печей необходимо провести комплексный анализ параметров выплавки, с учётом технологии и конструкции печного агрегата.

### **Выводы**

1. Анализ параметров ферросплавных печей выявил, что при мощности трансформаторов 16,5 – 24,0 МВ·А отношение тока электрода к напряжению составляет около 300 – 350. При мощности печей 40 МВ·А, данное отношение превышает величину 400, а при мощности печей 75 – 81 МВ·А – более 550 – 750, что является энергетически невыгодным явлением, из-за больших потерь электроэнергии в короткой сети, что ограничивает производительность печного агрегата.

2. Установлено, что при повышении мощности ферросплавных печей от 10,5 до 105 МВ·А, диаметр самообжигающихся электродов увеличился с 900 до 1800 – 2000 мм, то есть в 2,0 – 2,2 раза. Сила тока электрода возросла с 32 – 37 кА до 160 кА и более, то есть в 4,3 – 5,0 раз. При этом рабочее напряжение, при выплавке крупнотоннажных ферросплавов, увеличилось не так значительно, со 130 до 230 – 300 В или в 1,8 – 2,3 раза.

3. Увеличение диаметра самообжигающихся электродов затрудняет их эксплуатацию, повышает расход меди на токоподвод. Возрастает масса металлоконструкций цеха и механического оборудования печи, что повышает капитальные

затраты как на реконструкцию существующих печей, так и на строительство новых электропечей.

4. Определено, что рациональным решением повышения мощности печей, на основании аналитических зависимостей, является увеличение активного сопротивления ванны печи или снижение отношения тока электрода к напряжению.

5. Для выявления факторов, которые могли бы дополнительно способствовать улучшению показателей работы ферросплавных печей, необходимо рассмотреть комплекс технологических и электрических параметров выплавки, с учётом параметров тепловой работы ванны печи и конструкции печного агрегата.

### 3. Разработка комплексного параметра работы электропечи при выплавке ферросплавов углеродотермическим процессом

#### 3.1. Анализ критериальных величин, ранее используемых для оценки выплавки ферросплавов в электропечах

Для повышения эффективности работы ферросплавных электропечей рассматривались и применялись различные энерготехнологические параметры рудовосстановительного процесса. В связи с тем, что процесс выплавки ферросплавов происходит с закрытой дугой, то использование в исходной шихте, малоэлектропроводных и электропроводных материалов (углеродистых восстановителей), влияет на стабильность электрического режима, ввода электрической мощности в ванну и на производительность печного агрегата. Поэтому ход печи и технология выплавки зависит от множества факторов, как для шлаковых, так и для бесшлаковых процессов получения ферросплавов.

На основании обсуждения опыта работы лучших ферросплавных печей на профессиональных конференциях и совещаниях ферросплавщиков отмечалось влияние полезного фазного напряжения в процессе выплавки [118, 119].

***Полезное фазное напряжение.*** Данный параметр электропечи может быть определён на основании замеров или по следующему выражению:

$$U_{\text{пф}} = (U_{\text{раб}} \cdot \cos \varphi \cdot \eta_{\text{эл}}) : 1,73, \quad (3.1)$$

где:  $U_{\text{раб}}$  – рабочее напряжение на ступени трансформатора;

$\cos \varphi$  – коэффициент мощности печи;

$\eta_{\text{эл}}$  – электрический КПД печи.

Считалось, что в качестве критериальной величины для эффективной работы может служить оптимальное полезное фазное напряжение ферросплавной печи.

Был регламентирован диапазон полезных фазных напряжений в зависимости от мощности печного трансформатора. Такие методики были разработаны для технологии выплавки различных марок ферросилиция, ферромарганца, ферросиликомарганца, ферросиликохрома, силикокальция и других сплавов. Соответственно, наряду с основными технологическими параметрами выплавки, следовало выдерживать соотношение мощности трансформатора и полезного фазного напряжения на вторичной стороне. Например, по данным работы [120], рекомендовались следующие соотношения установленной мощности трансформатора и величины полезного фазного напряжения: 7,5 МВ·А – 62–66 В; 9 МВ·А – 65–72 В; 10,5 МВ·А – 68–76 В; 11,5 МВ·А – 70–79 В; 13,5 МВ·А – 75–85 В и так далее. Такие данные ранее входили в справочники и ряд учебников для вузов по курсу электрометаллургия стали и ферросплавов.

В дальнейшем при исследовании ферросплавных печей использовали метод определения оптимального фазного напряжения во взаимосвязи с минимальным удельным расходом электроэнергии для выплавки кремнистых, хромистых и марганцевых ферросплавов.

**Извлечение ведущего элемента в сплав.** В качестве основной технологической величины, которая характеризует эффективность углеродотермического процесса выплавки ферросплавов, является безразмерная величина – извлечение ведущего элемента в сплав (кремния, марганца, хрома, никеля) и других элементов. Рассматриваемый параметр в общей форме имеет вид:

$$\eta_{\text{изв}} = [ \text{Me} ]_{\text{спл}} : < \text{Me} >_{\text{шихты}} , \quad (3.2)$$

где:  $[ \text{Me} ]_{\text{спл}}$  – количество ведущего элемента в ферросплаве;

$< \text{Me} >_{\text{шихты}}$  – общее количество ведущего элемента в шихте.

Извлечение в сплав является отношением количества ведущего элемента в полученном сплаве, к общему количеству ведущего элемента в шихте, которая

была загружена в печь за определённый период времени. На основании этого для выплавки ферросплавов определяется распределение ведущего элемента: в сплав; в шлак и в улёт с отходящими газами.

**Отношение тока электрода к рабочему напряжению.** В связи с тем, что в ферросплавной печи сила тока электрода значительна, в десятки килоампер, при сравнительно невысоком рабочем напряжении, то в качестве другого параметра сравнения работы печей было предложено отношение величины тока электрода к напряжению. Например, для эффективной работы печей для выплавки ферросилиция рекомендовано соотношение тока электрода и рабочего напряжения  $I/U$  около 300 [68]. В дальнейшей работе данное соотношение, как параметр сравнения, уже рекомендуется для ферросплавных печей в диапазоне 300 – 400 [39]. Существующий уровень мощности трехфазных ферросплавных печей показал, что отношение тока электрода к напряжению значительно возросло до 460 – 550 и более для выплавки ферросилиция (бесшлаковый процесс) и до величины 570 – 750 для углеродистого ферромарганца (шлаковый процесс), но при этом ухудшились технико-экономические показатели работы печей [9].

**Критерий ЭП.** Одним из наиболее интересных комплексных параметров для оценки работы электропечей при выплавке различных сплавов являлся критерий электрического подобия (критерий ЭП). Данная критериальная величина была получена из анализа электрического поля ванны печи, на основе теории подобия применительно для рудовосстановительных электропечей [114]. В общей форме критерий ЭП имеет следующий вид:

$$\text{ЭП} = (U_{\text{пф}} \cdot d_3) / (I \cdot \rho) \quad \text{или} \quad R_b \cdot d_3 = \text{ЭП} \cdot \rho \equiv \text{ЭП}', \quad (3.3)$$

где:  $U_{\text{пф}}$  – полезное фазное напряжение, В;

$d_3$  – диаметр электрода, см;

$I_3$  – сила тока электрода, А;

$\rho$  – удельное сопротивление ванны печи, Ом · см.



Критерий ЭП в представленной форме является безразмерной величиной. Тем не менее, получение достоверных величин удельного электросопротивления в очень неоднородной среде ванны ферросплавной печи является сложной задачей. Поэтому, из-за трудности разграничения величин ЭП и  $\rho$ , обычно использовали комплексный параметр (ЭП· $\rho$ ), который нашёл применение в методике теоретических расчётов рабочего напряжения электропечей [121] при увеличении мощности печей до определённого диапазона значений.

**Энергетический КПД.** В ряде работ [122, 123] для оценки эффективности электропечей рекомендуется использовать безразмерную величину, так называемый общий КПД или энергетический КПД печного агрегата:

$$\eta_{\text{ЭП}} = \eta_{\text{эл}} \cdot \eta_{\text{т}}, \quad (3.4)$$

где:  $\eta_{\text{эл}}$  – электрический КПД печи;

$\eta_{\text{т}}$  – тепловой КПД печи.

В данном виде энергетический КПД не учитывает технологические особенности работы печи, что существенно влияет на удельный расход электроэнергии на выплавку сплава, а также не принимается в расчёт коэффициент загрузки печного трансформатора и коэффициент мощности.

**Отношение подэлектродного промежутка к диаметру электрода.** В работе [109] предложено оценивать эксплуатацию ферросплавной печи по величине подэлектродного промежутка относительно диаметра электрода. В качестве безразмерной величины принято отношение расстояние электрод – подина к диаметру электрода соответствующей печи. На основании исследований электрического поля на модели печи и практических данных получено, что оптимальным является подэлектродный промежуток с величиной  $0,67 d_3$  или  $2/3$  от диаметра электрода. Отмечается, что это является наиболее благоприятным, как для технологических особенностей выплавки сплавов (ферросилиция, ферросиликохрома, ферро-

силикомарганца), так и для электрического режима ферросплавной печи, при котором обеспечиваются наилучшие технико-экономические показатели.

**Активное сопротивление ванны.** В связи с тем, что при увеличении мощности печей по трансформатору, рост силы тока электрода опережает увеличение рабочего напряжения, то для оценки работы и хода ферросплавных печей ориентируются на величину активного сопротивления ванны при выплавке однотипных сплавов в печах сопоставимой мощности. Активное сопротивление ванны определяется следующим образом:

$$R_{\text{акт}} = (U_{\text{раб}} \cdot \cos \varphi) : (1,73 \cdot I_3), \quad (3.5.)$$

где:  $U_{\text{раб}}$  – рабочее напряжение на ступени трансформатора, В;

$\cos \varphi$  – коэффициент мощности печи;

$I_3$  – сила тока электрода, кА.

Снижение активного сопротивления ванны отрицательно отражается на энергетических и технологических параметрах выплавки. Одним из наиболее широко известных технологических способов увеличения данного параметра является применение углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением при выплавке ферросплавов (п. 1.2, глава 1).

Необходимо отметить, что активное сопротивление ванны, как основа регулирования технологического режима, используется в ферросплавных печах постоянного тока при выплавке углеродистого феррохрома с открытой дугой (п. 1.3, глава 1).

Следовательно, для комплексной оценки эффективности работы ферросплавных печей, как мощных потребителей электроэнергии и большого количества шихтовых материалов, не было выработано единого подхода, как для шлаковых, так и для бесшлаковых процессов, что позволило бы в комплексе характеризовать работу технологического агрегата.

### 3.2. Определение комплекса параметров для получения энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи

Ферросплавные печи, работающие углеродотермическим процессом, являются не только мощными потребителями электроэнергии, но и большого количества предварительно подготовленных рудных материалов, углеродистых восстановителей, флюсующих и металлодобавок. При этом учёт эффективного использования печей по электроэнергетическим, технологическим и теплотехническим параметрам очень актуален, с учётом увеличения их мощности, основных положений бережливого производства и вопросов энергоресурсосбережения.

Работа ферросплавной печи характеризуется значительным количеством энергетических, технологических и конструктивных параметров при выплавке различных ферросплавов. Для проведения анализа комплекса параметров предварительно были выбраны два основных показателя, которые характерны для работы любого технологического, в том числе, металлургического агрегата, и характеризуют эффективность его работы при следующем условии:

- производительность – max;
- удельный расход электроэнергии – min.

Данные параметры были выведены из общей системы показателей работы ферросплавного агрегата. Далее из общего спектра оставшихся показателей были получены четыре комплекса величин:

- **Комплекс 1.** Электроэнергетические параметры;
- **Комплекс 2.** Технологические параметры;
- **Комплекс 3.** Теплотехнические параметры;
- **Комплекс 4.** Параметры конструкции печи.

Следует отметить, что наряду с абсолютными величинами рассматриваемых параметров, относительные величины – это обобщающие параметры, которые выражают меру количественных соотношений присущих конкретным процессам и объектам [124]. Например, коэффициент мощности печи – это отношение

активной мощности к полной используемой мощности. Также такой технологический параметр, как извлечение ведущего элемента в сплав, является отношением количества ведущего элемента в сплаве к количеству ведущего элемента в шихте печи в процессе выплавки.

В дальнейшем, в соответствии с методикой работы [124], которая используется для обработки большого массива данных в макроэкономических исследованиях, в каждом комплексе показателей проводили выборку параметров по следующей схеме:

- **Группа 1** – абсолютные, (в т.ч. удельные) и относительные величины;
- **Группа 2** – относительные и удельные величины;
- **Группа 3** – относительные величины.

В процессе выборки в каждом комплексе параметров рассматривались абсолютные величины и их взаимосвязи с относительными величинами. В каждом конкретном случае, выявлялись взаимосвязи, когда абсолютные величины параметров могут быть выражены через относительные величины. В результате выборки такие параметры исключались из системы или группы комплекса.

Рассмотрим схему преобразований энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов в электропечах по выделенным комплексам.

#### **Комплекс 1 (группа 1).**

*Электроэнергетические параметры выплавки ферросплавов*

1. Установленная мощность трансформатора,  $S_{уст}$ , МВ·А
2. Используемая мощность трансформатора,  $S_{исп}$ , МВ·А
3. Рабочее напряжение,  $U_{раб}$ , В
4. Полезное фазное напряжение,  $U_{пф}$ , В
5. Коэффициент мощности,  $\cos \varphi$
6. Активная мощность печи,  $P_{акт}$ , МВт
7. Полезная мощность,  $P_{пол}$ , МВт
8. Сила тока электрода,  $I_э$ , кА
9. Электрический КПД,  $\eta_{эл}$

10. Коэффициент загрузки трансформатора,  $K_{ит}$
11. Активное сопротивление ванны,  $R_B$ , мОм
12. Активное сопротивление короткой сети,  $R_{кc}$ , мОм
13. Индуктивное сопротивление короткой сети,  $X_{кc}$ , мОм
14. Индуктивное сопротивление ванны,  $X_B$ , мОм

### **Комплекс 1 (группа 2)**

*Электроэнергетические параметры выплавки ферросплавов*

1. Коэффициент загрузки трансформатора,  $K_{ит}$

Прим.: величины используемые для выражения  $K_{ит}$  :

$S_{уст}$ ,  $S_{исп}$ ,  $U_{раб}$ ,  $I_э$  – из системы исключаются.

2. Коэффициент мощности,  $\cos \varphi$ :

Прим.: величины используемые для выражения  $\cos \varphi$  :

$S_{исп}$ ,  $P_{акт}$ ,  $U_{раб}$ ,  $I_э$ ,  $R_{кc}$ ,  $X_{кc}$ ,  $R_B$ ,  $X_B$  – из системы исключаются.

3. Электрический КПД,  $\eta_{эл}$ :

Прим.: величины используемые для выражения  $\eta_{эл}$  :

$P_{пол}$ ,  $P_{акт}$ ,  $U_{пф}$ ,  $U_{раб}$ ,  $I_э$ ,  $R_{кc}$ ,  $R_B$  – из системы исключаются.

### **Комплекс 1 (группа 3)**

*Электроэнергетические параметры выплавки ферросплавов*

Резюме: на основании проведённой выборки в данном комплексе выделены следующие параметры:

1. Коэффициент загрузки трансформатора,  $K_{ит}$  ;
2. Коэффициент мощности,  $\cos \varphi$ ;
3. Электрический КПД,  $\eta_{эл}$  .

Далее рассмотрим параметры Комплекса 2:

### **Комплекс 2 (группа 1)**

*Технологические параметры выплавки ферросплавов.*

1. Расход шихты на 1 баз. т сплава,  $M_{ших}$ , кг/т
2. Состав шихты, %
3. Содержание ведущего элемента в шихте, %

4. Количество металла, т
5. Общий состав металла, %
6. Количество шлака, т
7. Общий состав шлака, %
8. Кратность шлака ( $K_{\text{шл}}$ )
9. Основность шлака ( $B_{\text{шл}}$ )
10. Отношение углерода к ведущему элементу в шихте, ( $C / B_{\text{э.ших}}$ )
11. Распределение элементов при выплавке (сплав – шлак – улёт и потери),  
 $B_{\text{э.}} \rightarrow [Me] - (MeO)_{\text{шл}} - \text{улёт и потери}$
12. Содержание ведущего элемента в сплаве,  $[B_{\text{э.}}]$ , %
13. Содержание ведущего элемента в шлаке, ( $B_{\text{э.}}$ ), %
14. Извлечение ведущего элемента в сплав,  $\eta_{\text{изв.вэ}}$ ,

### **Комплекс 2 (группа 2)**

#### *Технологические параметры выплавки*

На основании различных методик составления материального баланса технологии выплавки ферросплавов [125–127] можно заключить, что параметры п. 1 – 13 имеют взаимосвязи с параметром п. 14, который может рассматриваться, как результирующая величина технологии рудовосстановительного процесса.

### **Комплекс 2 (группа 3)**

#### *Технологические параметры выплавки ферросплавов*

Резюме: на основании проведённой выборки в данном комплексе выделен следующий параметр:

1. Извлечение ведущего элемента в сплав,  $\eta_{\text{изв.вэ}}$ .

Рассмотрим параметры Комплекса 3:

### **Комплекс 3 (группа 1)**

#### *Теплотехнические параметры выплавки ферросплавов*

1. Температура шихты при загрузке в печь, °С
2. Температура сплава, °С

3. Температура шлака, °С
4. Температура футеровки стен, °С
5. Температура футеровки подины, °С
6. Температура футеровки свода печи, °С
7. Температура охлаждающей воды токоподводов, °С
8. Температура кожуха стен печи, °С
9. Температура кожуха днища печи, °С
9. Температура отходящих газов, °С
10. Состав отходящих газов, %
11. Количество отходящих газов, м<sup>3</sup>/час
12. Составляющие статьи прихода тепла (тепло вносимое электроэнергией, тепло экзотермических реакций)
13. Составляющие статьи расхода тепла (нагрев шихты, восстановление оксидов, тепло сплава и шлака, тепло с отходящими газами, тепло через кожух и днище, тепло через электроды и токоподвод; тепло через колошник и другие охлаждающие элементы)
14. Тепловой КПД печи.

### **Комплекс 3 (группа 2)**

#### *Теплотехнические параметры выплавки*

На основании методики составления теплового баланса выплавки ферросплавов [120, 121] можно заключить, что параметры п. 1 – 13 являются основой статей расхода и прихода тепла, с учётом данных материального баланса. Статьи теплового баланса плавки имеют прямую взаимосвязь с параметром п. 14. Тепловой КПД печи, в данном случае, может рассматриваться, как результирующая величина тепловой работы ферросплавного агрегата.

### **Комплекс 3 (группа 3)**

#### *Теплотехнические параметры выплавки*

Резюме: на основании проведённой выборки по взаимосвязям в данном комплексе выделен следующий параметр:

1. Тепловой КПД печи,  $\eta_T$ .

Рассмотрим параметры Комплекса 4:

### **Комплекс 4 (группа 1)**

#### *Параметры конструкции печи*

В качестве параметров конструкции ферросплавной печи была выбрана типовая печь с верхним расположением круглых электродов (по вершинам равно-стороннего треугольника) и круглой ванны. Число таких печей составляет более 95 % от общего количества. В качестве параметров печных ванн рассматривались следующие геометрические размеры:

1. Диаметр ванны печи,  $D_B$ , мм
2. Глубина ванны,  $h_B$ , мм
3. Диаметр распада электродов,  $D_p$ , мм
4. Расстояние между центрами электродов (распад электродов),  $d_p$ , мм
5. Расстояние от электрода до стенки ванны,  $a$ , мм
6. Диаметр электрода,  $d_3$ , мм

### **Комплекс 4 (группа 2)**

#### *Параметры конструкции печи*

Геометрические размеры ванны печи, в соответствии с теорией подобия, были выражены через диаметр электрода соответствующей печи [9, 114, 128] и получены следующие относительные величины:

1. Диаметр ванны печи,  $D_B / d_3 = 5,2 - 5,6$  (среднее 5,4)
2. Глубина ванны,  $h_B / d_3 = 2,0 - 2,3$  (среднее 2,15)
3. Диаметр распада электродов,  $D_p / d_3 = 2,4 - 2,6$  (среднее 2,5)
4. Распад электродов,  $d_p / d_3 = 2,1 - 2,3$  (среднее 2,2)
5. Расстояние от электрода до стенки ванны:
  - $a / d_3 = 0,9 - 1,0$  (среднее 0,95) бесшлаковый процесс;
  - $a / d_3 = 1,0 - 1,2$  (среднее 1,1) шлаковый процесс.



Относительные величины параметров печи с круглой ванной имеют небольшой отклонение от средней величины. Поэтому, как правило, при повышении мощности печей, увеличиваются размеры ванн пропорционально росту диаметра электродов. Увеличенное относительное расстояние от электрода до стенки ванны для шлакового процесса, по сравнению с бесшлаковым процессом выплавки, обусловлено повышением стойкости футеровки печи.

Рассматривая относительные параметры ванн печей различной мощности для выплавки крупнотоннажных ферросплавов, следует отметить, что они практически подобны и не содержат существенных отличительных признаков.

### **Комплекс 4 (группа 3)**

#### *Параметры конструкции печи*

Резюме: на основании проведённого анализа в данном комплексе параметр не выделен.

#### **Итоги:**

Соответственно, в дальнейшем рассматривали относительные параметры Комплекса 1 (группа 3), Комплекса 2 (группа 3) и Комплекса 3 (группа 3).

По данным методики работы [129], выделенные относительные величины могут образовывать систему взаимосвязанных показателей, такие как комплексная относительная величина сравнения.

Следовательно, на основании анализа энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов может быть получена безразмерная величина, как параметр сравнения, который в комплексе характеризует работу ферросплавного электропечного агрегата и включает следующие параметры:

- извлечение ведущего элемента в сплав;
- тепловой КПД печи;
- коэффициент мощности печи;
- электрический КПД;
- коэффициент загрузки трансформатора.

Таким образом, для оценки работы ферросплавной печи получена безразмерная величина, которая характеризует электрический режим, тепловую работу ванны печи и технологию выплавки ферросплава. Рассматриваемая безразмерная величина – энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи [130, 131] в общей форме имеет следующий вид:

$$Sh = K_{ит} \cdot \cos \varphi \cdot \eta_{эл} \cdot \eta_{т} \cdot \eta_{изв}, \quad (3.6)$$

где:  $K_{ит}$  – коэффициент загрузки трансформатора;

$\cos \varphi$  – коэффициент мощности печи;

$\eta_{эл}$  – электрический КПД;

$\eta_{т}$  – тепловой КПД;

$\eta_{изв}$  – извлечение ведущего элемента в сплав.

**Физический смысл** энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи состоит в том, что он определяет долю энергии от источника тока, а именно её полезную часть, пошедшую на рудовосстановительный процесс получения ферросплава (ферросилиция, феррохрома, ферромарганца, ферроникеля), с учётом тепловых потерь и степени извлечения ведущего элемента в сплав.

Рассмотрим классический пример эксплуатации круглых трехэлектродных ферросплавных печей одинаковой мощности на разных режимах эксплуатации при выплавке 75%-ного ферросилиция учитывая опыт работ [132–134]. Параметры выплавки ферросилиция и величины энерготехнологического критерия работы ферросплавных печей приведены в Таблице 3.1.

Рассматриваемые варианты технологии выплавки ферросилиция можно представить в виде следующей схемы:

– а)  $U_{раб} \uparrow$ ;

– б)  $\cos \varphi \uparrow$ ;  $\eta_{эл} \uparrow$ ;  $K_{ит} \uparrow$ ;

– в)  $\eta_{Si} \downarrow$ ;  $\eta_{т} \downarrow$ .

Таблица 3.1 – Энерготехнологические параметры выплавки 75 %-ного ферросилиция в печах одинаковой мощности при разных режимах эксплуатации на номинальном напряжении (вариант I) и на повышенном напряжении (вариант II)

П а р а м е т р ы	Вариант	
	I	II
Мощность трансформатора, МВ·А	10,50	10,50
Используемая мощность трансформатора, МВ·А	10,01	10,04
Рабочее напряжение, В	<b>148</b>	<b>160</b>
Сила тока электрода, кА	39,0	36,2
Отношение тока электрода к напряжению, А/В	264	226
Коэффициент мощности печи	0,810	0,830
Электрический КПД	0,833	0,852
Тепловой КПД	0,525	0,496
Извлечение Si в сплав	0,890	0,863
Коэффициент загрузки трансформатора	0,953	0,956
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	<b>8725</b>	9278
<b>Энерготехнологический критерий работы печи</b>	<b>0,301</b>	<b>0,289</b>

Прим.: Шкирмонтов А.П., Роцин В.Е. // Сталь. – 2020. – № 2. – С. 20–25.

При этом весовые коэффициенты рассматриваемых параметров, как составляющих величин энерготехнологического критерия ферросплавной печи, при повышении рабочего напряжения от 148 В (вариант I) до 160 В (вариант II) приведены в Таблице 3.2.

При повышении рабочего напряжения ферросплавной электропечи (вариант II) увеличились весовые коэффициенты извлечения кремния в сплав ( $K_4 \uparrow$ ) и теплового КПД печи ( $K_1 \uparrow$ ), что отрицательно влияет на удельный расход электроэнергии и соответственно на производительность печи. Остальные весовые коэффициенты ( $K_2$ ,  $K_3$ ,  $K_5$ ) электротехнических величин выплавки 75 %-ного ферросилиция снизились.

Извлечение ведущего элемента в сплав зависит не только от технологических особенностей выплавки и состава шихтовых материалов, но и от электрических параметров, которые изменяют положение электрода в ванне печи относительно подины, а также заглубление электродов в шихту.

Таблица 3.2 – Весовые коэффициенты составляющих величин энерготехнологического критерия ферросплавной печи мощностью 10,5 МВ·А при выплавке 75 %-ного ферросилиция

Весовые коэффициенты величин	Вариант I	Вариант II	Итоги
Тепловой КПД печи	0,235	0,239	$K_1 \uparrow$
Коэффициент мощности печи	0,198	0,195	$K_2 \downarrow$
Электрический КПД	0,195	0,193	$K_3 \downarrow$
Извлечение Si в сплав	0,189	0,191	$K_4 \uparrow$
Коэффициент загрузки трансформатора	0,183	0,182	$K_5 \downarrow$

Так, повышение рабочего напряжения печи приводит к уменьшению заглубления электродов в шихту, что вызывает повышенный улет кремния в газовую фазу в виде  $SiO_r$ , который образуется и участвует в стадиях восстановления кремнезёма углеродом при выплавке ферросилиция. Более высокая скорость образования оксида кремния по сравнению со скоростью его потребления в плавильной зоне на образование карбида кремния и кремния, является основной причиной значительных потерь ведущего элемента, при получении ферросилиция. К тому же вследствие уменьшения фильтрационного слоя шихты, при повышении напряжения свыше оптимальной величины, возрастает улет  $SiO_r$  и соответственно снижается извлечение кремния в сплав с 0,890 до 0,863.

Также уменьшение заглубления электродов в шихту увеличивает долю отклонения тока между электродами и приводит к разогреву колошника печи. В конечном итоге снижается тепловой КПД печи с 0,525 до 0,496 и повышается удельный расход электроэнергии на 553 кВт·ч/т, несмотря на более высокие электроэнергетические параметры (коэффициента мощности, электрического КПД и коэффициента загрузки печного трансформатора). При этом снижение энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи от 0,301 до 0,289 приводит к повышению удельного расхода электроэнергии с 8725 до 9278 кВт·ч/т при выплавке 75 %-ного ферросилиция. Следовательно, наибольшая величина энерготехнологического критерия соответствует наименьшему удельному расходу

ду электроэнергии, при выплавке ферросилиция, на примере бесшлакового, углеродотермического процесса.

Аналогично, в качестве примера шлакового процесса, рассмотрены параметры выплавки углеродистого феррохрома в печах с сопоставимой мощностью трансформаторов с установкой компенсации реактивной мощности и без УПК на Аксуском заводе ферросплавов (Республика Казахстан), с учётом данных работ [135, 136]. Сравнение энерготехнологических параметров выплавки углеродистого феррохрома приведено в Таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Энерготехнологические параметры выплавки углеродистого феррохрома в печах мощностью 21 – 23 МВ·А, без установки компенсации реактивной мощности (печь I) и с применением УПК (печь II)

П а р а м е т р ы	П е ч и	
	I	II
Мощность трансформатора, МВ·А	21,0	23,0
Используемая мощность трансформатора, МВ·А	15,83	18,19
Активная мощность печи, МВт	13,77	17,01
Рабочее напряжение, В	180,0	185,0
Сила тока электрода, кА	50,7	56,7
Отношение тока электрода к напряжению, А/В	286	307
Общее содержание Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (в хроморудном сырье), %	46,97	48,89
Содержание Cr в сплаве, %	69,7	70,3
Содержание углерода в сплаве, %	7,70	8,08
Кратность шлака	1,1 – 1,2	1,0 – 1,1
Содержание Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> в шлаке, %	2,62	2,52
Содержание SiO <sub>2</sub> в шлаке, %	30,80	29,70
Коэффициент мощности печи	0,870	0,935*
Электрический КПД	0,882	0,881
Тепловой КПД	0,433	0,493
Извлечение Cr в сплав	0,903	0,914
Коэффициент загрузки трансформатора	0,754	0,791
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	4350	<b>3770</b>
<b>Энерготехнологический критерий работы печи</b>	0,226	<b>0,294</b>

Прим.: Шкирмнтов А.П., Роцин В.Е. // Сталь. – 2020. – № 2. – С. 20–25.

\* использование установки компенсации реактивной мощности УПК

Выплавка углеродистого феррохрома в печах с близкой мощностью печных трансформаторов 21 МВ·А без УПК (печь I) и 23 МВ·А с использованием УПК (печь II), показала существенное различие в работе по энерготехнологическому критерию электропечи 0,226 и 0,294 соответственно. Так, при практически близких параметрах мощности печей, использование УПК компенсировало индуктивное падение напряжения на вторичной стороне трансформатора. Это позволило работать на более высоких ступенях напряжения и силе тока электрода. В результате для печи II существенно улучшился коэффициент мощности и значения энерготехнологического критерия выше, а удельный расход электроэнергии ниже на 580 кВт·ч/т (– 13,3 %), по сравнению с печью I (без УПК). Следовательно, увеличение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи соответствует снижению удельного расхода электроэнергии, в том числе для шлакового процесса выплавки.

Таким образом, на примере выплавки ферросилиция (бесшлаковый процесс) и выплавки углеродистого феррохрома (шлаковый процесс) показано, что повышение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи соответствует снижению удельного расхода электроэнергии.

### 3.3. Увеличение мощности печных трансформаторов и изменение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи

Стремление к повышению производительности ферросплавных печей при выплавке массовых ферросплавов (ферросилиция, феррохрома, ферромарганца и других), вызвало необходимость увеличения мощности печных трансформаторов. Рост мощности трансформаторов ферросплавных печей приводил к тому, что в большей степени увеличивалась сила тока электродов, что значительно опережало увеличение рабочего напряжения ферросплавной печи. Поэтому было отмечено такое явление, как возрастание отношения силы тока электрода к рабочему

напряжению. Причина этого рассмотрена в п. 2.3, главы 2, при прочих равных условиях ведения технологического процесса. В конечном итоге, данное обстоятельство, приводило к снижению таких параметров выплавки, как коэффициент мощности, электрический КПД и неблагоприятно отражалось на величине активной и полезной мощности в ванне печи и производительности ферросплавного агрегата.

С этих позиций были исследованы параметры работы 32-х ферросплавных печей и результаты опубликованы в работе [18]. Печи, мощностью от 7,3 до 27 МВ·А без установки компенсации выплавляли 45 %-ный ферросилиций. Параметры печей были проанализированы с позиции энерготехнологического критерия, в соответствии с выражением (3.6). Данные по изменению энерготехнологического критерия работы печи, при выплавке ферросилиция, от увеличения отношения тока электрода к рабочему напряжению приведены на Рисунке 3.1.

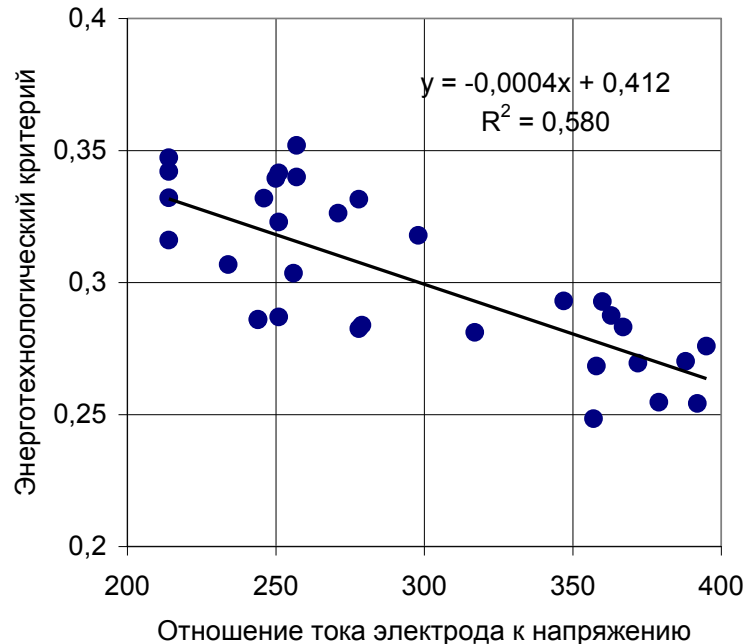


Рисунок 3.1 – Изменение энерготехнологического критерия работы ферросплавных электропечей мощностью 7,3 – 27,6 МВ·А (32 печи) при увеличении отношения тока электрода к рабочему напряжению при выплавке 45 %-ного ферросилиция (коэффициент корреляции  $R = 0,762$ )

Следует отметить, что увеличение такого параметра, как отношение тока электрода к напряжению ухудшает величину энерготехнологического критерия при выплавке 45 %-ного ферросилиция и в целом не способствует эффективной эксплуатации печей. С повышением отношения  $I/U$  от величины 215 – 250 до 400, при близкой степени извлечения кремния в сплав (0,920 – 0,940), естественный коэффициент мощности снижается от 0,92 – 0,94 до значений 0,78 – 0,79. Электрический КПД печи также уменьшается от 0,90 – 0,92 до 0,85 – 0,88.

В некоторых случаях, при завышенных размерах ванны печи, снижается тепловой КПД. Поэтому, увеличение отношения тока электрода к рабочему напряжению в диапазоне 215 – 400, приводит к снижению энерготехнологического критерия ферросплавной печи от 0,312 – 0,326 до значений 0,252 – 0,268 и ниже. Зависимость энерготехнологического критерия ферросплавной печи от мощности печей при выплавке 45 %-ного ферросилиция приведена на Рисунке 3.2.

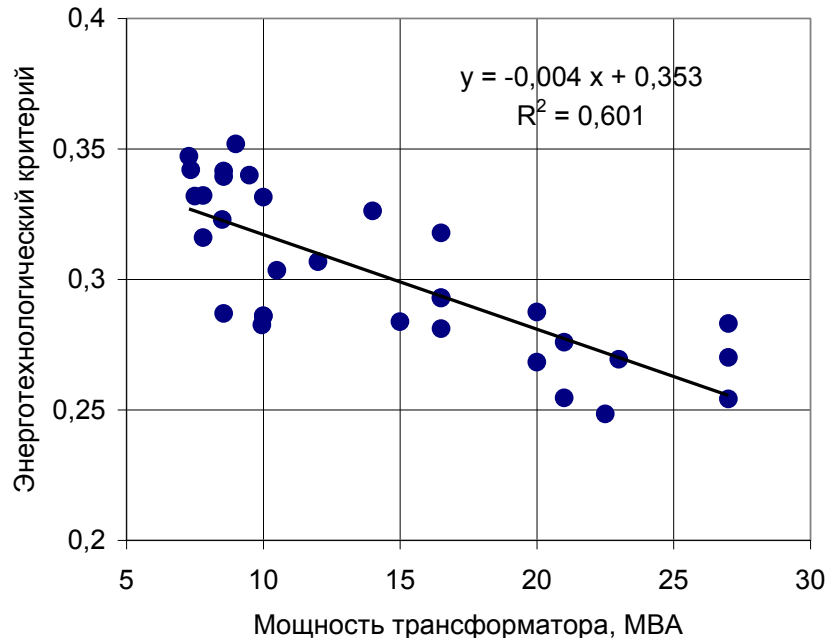


Рисунок 3.2 – Изменение энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи при выплавке 45 %-ного ферросилиция для 32-х печей с увеличением мощности трансформаторов от 7,3 до 27,6 МВ·А без УПК (коэффициент корреляции  $R = 0,775$ )



Повышение мощности печных трансформаторов для печей традиционных конструкций сопровождается снижением величины комплексного параметра. Следовательно, увеличение мощности печных трансформаторов, при выплавке углеродотермическим процессом массовых ферросплавов, приводит к ухудшению параметров работы электропечей или к снижению уровня освоения технологии производства.

Соответственно, не происходит эквивалентного увеличения производительности металлургического агрегата от роста мощности трансформатора печи. В данном случае энерготехнологический критерий работы печи, как результирующая величина комплекса параметров, не только качественно, но и количественно отражает данную тенденцию в электрометаллургии ферросплавов.

В какой-то степени, улучшению ситуации способствуют технологические способы, например использование в шихте различных углеродистых восстановителей, которые обладают повышенным удельным электросопротивлением (п. 1.2, глава 1), а также применение установок компенсации реактивной мощности.

С этой позиции представляет интерес оценить увеличение мощности ферросплавной печи, которая выплавляла 75 %-ный ферросилиций на заводе в Варгоне, Швеция (п. 1.1, глава 1). В результате реконструкции печи мощность трансформаторов возросла с 75 до 105 МВ·А (+ 40%). При этом активная мощность в ванне печи увеличилась с 45 до 50 МВт (+ 11 %). Как показали расчёты, при прочих равных технологических условиях (извлечение кремния – 0,856), величина энерготехнологического критерия снизилась со 0,222 до 0,176. Работа этой печи, даже с учётом утилизации тепла отходящих газов, в виде выработки пара для технологических нужд и получения дополнительной электроэнергии (около 5 МВт), оказалась малоэффективной. Поэтому, впоследствии, одна из самых мощных ферросплавных печей в мире, была переведена на выплавку углеродистого феррохрома. Активное сопротивление ванны печи для выплавки феррохрома выше, чем для выплавки ферросилиция. Благодаря этому удалось поднять активную мощность в ванне печи до уровня 69 МВт. При этом энерготехнологический критерий работы

ферросплавной печи увеличился от 0,176 (при выплавке 75 %-ного ферросилиция) до значений 0,255 (при выплавке углеродистого феррохрома). Таким образом, удалось повысить эффективность работы весьма мощной ферросплавной электропечи.

#### 3.4. Удельный расход электроэнергии и энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи

Производительность электропечи зависит от удельного расхода электроэнергии и времени использования промышленного агрегата, с учётом простоя и технического ремонта, при работе непрерывным процессом. Удельный расход электроэнергии, наряду со степенью извлечения ведущего элемента в сплав, является основным параметром в системе энергоресурсосбережения.

При освоенном уровне технологии выплавки ферросплавов на удельный расход электроэнергии влияет достаточно много факторов. К таким основным факторам технологического процесса относятся:

- состав шихтовых материалов;
- содержание ведущего элемента в рудной части шихты;
- использование различных видов углеродистых восстановителей;
- сушка и подогрев шихты;
- максимальное использование мощности трансформатора;
- положение электрода в ванне печи;
- культура производства;
- квалификация плавильщиков и инженерно-технических работников;
- фактическая продолжительность работы печи и другие факторы.

Наибольшая доля в общем объёме ферросплавов, которые выплавляют на заводах в Российской Федерации, это кремнистые сплавы. Значительный спрос, в том числе для импортных операций, имеет 75 %-ный ферросилиций. Технология

выплавки высококремнистых марок ферросилиция более сложная и требует больших расходов электроэнергии и шихтовых материалов.

С учётом этого, с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи был проведён анализ работы 27 отечественных и зарубежных печей (без УПК) с мощностью трансформаторов 10,5 – 49,5 МВ·А при выплавке 75 %-ного ферросилиция и опубликован в работе [137]. Печи имели круглую ванну и традиционный распад электродов. В качестве основных параметров процесса использовали удельный расход электроэнергии, извлечение кремния в сплав, мощность трансформатора, активную мощность печи, полезное фазное напряжение, силу тока электрода, коэффициент мощности, остальные параметры были справочными или рассчитывались. Изменение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи и удельного расхода электроэнергии при выплавке 75 %-ного ферросилиция приведено на Рисунке 3.3.

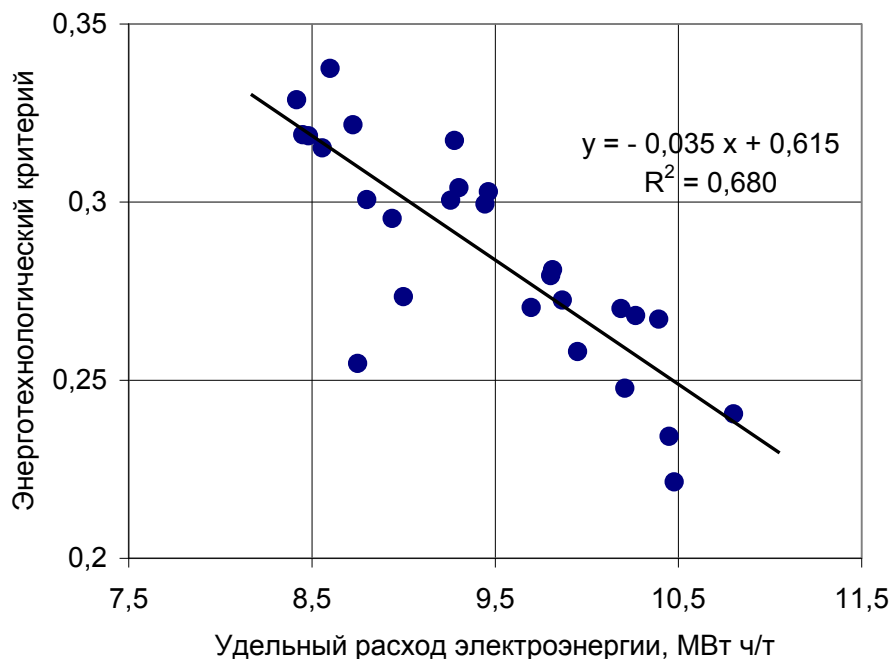


Рисунок 3.3 – Изменение энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи при различных величинах удельного расхода электроэнергии для 27-ми отечественных и зарубежных печей мощностью 10,5 – 49,5 МВ·А при выплавке 75 %-ного ферросилиция (коэффициент корреляции  $R = 0,825$ )

Как видно из Рисунка 3.3 для выплавки 75 %-ного ферросилиция в печах различной мощности наблюдается зависимость увеличения энерготехнологического критерия работы печи при снижении удельного расхода электроэнергии на 1 баз. т сплава и наоборот. Электропечи выплавляли ферросилиций в основном с использованием традиционных шихтовых материалов. При этом имели место разный уровень освоения технологии, электрический режим выплавки, некоторое отличие в качестве шихтовых материалов и технологических приёмов (использование восстановителей-разрыхлителей, полукоксов, газовых углей и других материалов). Соответственно степень извлечение кремния в сплав изменялась в пределах от 0,805 до 0,918.

К тому же диаметр самобжигающихся электродов, рассматриваемого спектра печей составлял от 900 до 1550 мм и силе тока электрода от 35 до 100 кА, что указывало на снижение активного сопротивления ванны. Полезное фазное напряжение возрастало с увеличением мощности от 65 – 67 до 79 – 96 В. Активная мощность печей изменялась от 8,1 – 8,3 МВт до 23,7 – 32,0 МВт.

Естественный коэффициент мощности печей снижался от 0,83 – 0,86 до 0,75. Электрический КПД имел сравнительно высокие значения от 0,833 – 0,890 до 0,916 – 0,918. Следует отметить, что эксплуатация некоторых печей на повышенном напряжении приводила к ухудшению теплового КПД печи, который снижался до уровня 0,390 – 0,410. При наиболее правильно выбранном электрическом режиме и достаточно хорошем заглублении электродов в шихту максимальный тепловой КПД составлял 0,502 – 0,522. Именно этот параметр, характеризующий тепловые потери при выплавке, оказывает наибольшее влияние на удельный расход электроэнергии при получении высококремнистых ферросплавов.

На основании проведённого анализа следует, что снижение удельного расхода электроэнергии на выплавку сплава, соответствует увеличению энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи. Поэтому данная величина может рассматриваться в качестве комплексного результирующего параметра процесса выплавки ферросплавов с позиции энергоресурсосбережения.

## Выводы

1. Выявлено, что при рассмотрении критериальных величин, ранее используемых для оценки эффективности ферросплавных печей, как мощных потребителей электроэнергии и большого количества шихтовых материалов, не было разработано единого подхода для комплексного анализа работы технологического агрегата.

2. На основании общего анализа энерготехнологических параметров выплавки в ферросплавной печи и статистической выборке, по комплексам и группам, получена безразмерная критериальная величина, которая характеризует электрический режим, тепловую работу печи и технологию выплавки ферросплава.

3. Физический смысл энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи состоит в том, что он определяет долю энергии от источника тока, а именно её полезную часть, пошедшую на рудовосстановительный процесс получения ферросплава (ферросилиция, феррохрома и других), с учётом тепловых потерь и степени извлечения ведущего элемента в сплав.

4. При проведении комплексного анализа параметров выплавки ферросилиция (бесшлаковый процесс) и выплавки углеродистого феррохрома (шлаковый процесс) показано, что повышение величины энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи соответствует снижению удельного расхода электроэнергии. В противоположном случае – снижение величины энерготехнологического критерия ферросплавной печи соответствует увеличению удельного расхода электроэнергии.

5. Показано, что повышение мощности печных трансформаторов ферросплавных печей, традиционной конструкции, сопровождается снижением величины энерготехнологического критерия, так как ухудшаются показатели выплавки. Следовательно, энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи, как результирующая величина комплекса параметров, количественно отражает данную тенденцию в электрометаллургии ферросплавов.

## 4. Анализ составляющих величин энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи

### 4.1. Извлечение ведущего элемента в сплав

Степень восстановления ведущего элемента и переход его в сплав является основной технологической величиной углеродотермического процесса получения ферросплавов. Данный параметр определяет эффективность технологии выплавки из определённого металлургического сырья (рудных материалов, углеродистых восстановителей, восстановителей-разрыхлителей и флюсующих). Одним из наиболее основных факторов, которые влияют на степень извлечения, является максимально возможное содержание ведущего элемента в шихте электропечи при минимальном содержании вредных примесей.

*Извлечение кремния.* При выплавке ферросилиция и кремния основным сырьем для производства в электропечах является кварцит крупностью 20 – 80 мм в зависимости от мощности печи и диаметра электродов. Кварциты должны содержать не менее 97 – 98 %  $\text{SiO}_2$  и не более 1,5 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  для этого их подвергают дроблению, промывке и сортировке. Другим источником поступления кремния в сплав – это углеродистые восстановители и самобжигающиеся электроды, в виде золы, которая образуется в процессе выплавки.

Выплавка ферросилиция и кремния относится к бесшлаковым процессам, так как количество образующегося шлака не более 3 – 5 % от массы сплава. Поэтому, считается, что основное распределение ведущего элемента в процессе восстановления происходит в сплав и в газовую фазу. Теоретическая температура начала восстановления кремнезёма углеродом достаточно высока 1942 К. Введение в шихту железа, выводит кремний из реакционной зоны в продукт выплавки и облегчает процесс восстановления кремния и получения ферросилиция. Температура сплава составляет около 1650 – 1750 °С на выпуске из печи. Для нормального хода печи, температура отходящих газов около 500 – 700 °С. При нарушении хода

печи и небольшом заглублении электродов в шихту температура газов может достигать 1000 – 1200 °С и выше. Поэтому, значительное количество кремния теряется с отходящими газами в виде оксида SiO.

На основании данных работ по исследованию технологических и электро-энергетических параметров выплавки ферросилиция марок ФС20– ФС65 [80, 138, 139] в печах с мощностью трансформатора 22,5 МВ·А рассмотрен комплекс параметров с позиции изменения извлечения кремния в сплав. Параметры выплавки с учётом энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи приведены в Таблице 4.1.

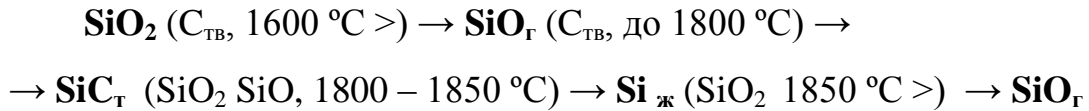
Таблица 4.1 – Изменение параметров выплавки различных марок ферросилиция, энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи, с учетом степени извлечения кремния

Параметры	Марка ферросилиция			
	ФС20	ФС25	ФС45	ФС65
Используемая мощность, МВ·А	21,5	20,1	21,8	20,8
Диаметр электродов, мм	1200	1200	1200	1200
Сила тока электрода, кА	62,5	60,8	66,9	62,9
Коэффициент мощности	0,825	0,876	0,804	0,827
Электрический КПД	0,889	0,896	0,871	0,875
Коэфф. загрузки трансформатора	0,956	0,893	0,969	0,924
Базовое содержание Si в сплаве, %	20,0	25,0	45,0	65,0
Расход шихты на 1 баз. т., кг:				
кварцита	370	552	1015	1930
коксика	200	280	438	845
железной стружки	810	780	558	250
Извлечение Si в сплав	0,943	0,965	0,940	0,921
Тепловой КПД	0,474	0,467	0,472	0,461
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	2185	2750	4880	7410
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,313</b>	<b>0,316</b>	<b>0,301</b>	<b>0,284</b>

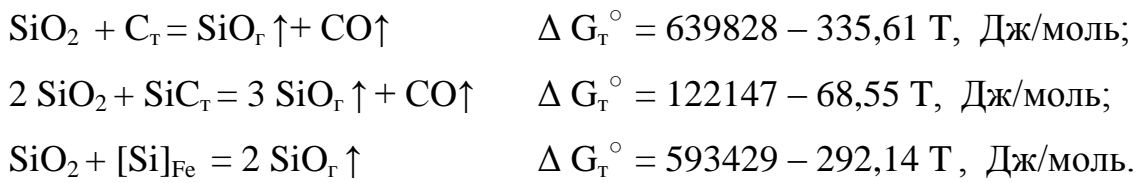
Из данных Таблицы 4.1 следует, что при выплавке ферросилиция марок ФС20 – ФС65, на практически близких и сопоставимых режимах работы печи, наблюдается некоторое снижение степени извлечения ведущего элемента в

сплав с увеличением содержания кремния в ферросилиции. Данное обстоятельство приводит к снижению энерготехнологического критерия ферросплавной печи.

В общем виде процесс восстановления кремния углеродотермическим процессом может быть представлен по следующей схеме:



При выплавке более высокопроцентных марок ферросилиция, и при дальнейшем выводе железа из шихты, происходит повышенный улет  $\text{SiO}_r$  в газовую фазу по следующей схеме:



Более высокая скорость образования оксида кремния, по сравнению со скоростью его потребления в плавильной зоне, направленная на образование (карбида кремния и кремния), является основной причиной значительных потерь ведущего элемента, как при получении высокопроцентных марок ферросилиция, так и при выплавке технического кремния (вывод железа из системы). При этом, по данным Рябчикова И.В. [140], Толстогузова Н.В. [143], в газовой фазе отмечается довольно высокое содержание оксида кремния 50 – 60 %  $\text{SiO}_r$  при температуре 1830 °С (2103 К), что превышает содержание оксида углерода. В результате извлечение кремния в сплав снижается, значительно увеличивается удельный расход электроэнергии на выплавку 1 баз. т сплава и в целом ухудшаются технико-экономические показатели работы печи.



В соответствии с литературными данными, можно отметить, что выплавка высококремнистых марок ферросилиция сопровождается нестабильными значениями извлечения ведущего элемента в сплав. К тому же имеется тенденция снижения степени извлечения ведущего элемента с повышением содержания кремния в сплаве.

На основании данных работ [91, 140–152] был проведён анализ технологии выплавки ферросилиция марок ФС20 – ФС90 и технического кремния в 34-х рудовосстановительных печах. Зависимость степени извлечения кремния от его содержания в сплаве приведена на Рисунке 4.1.

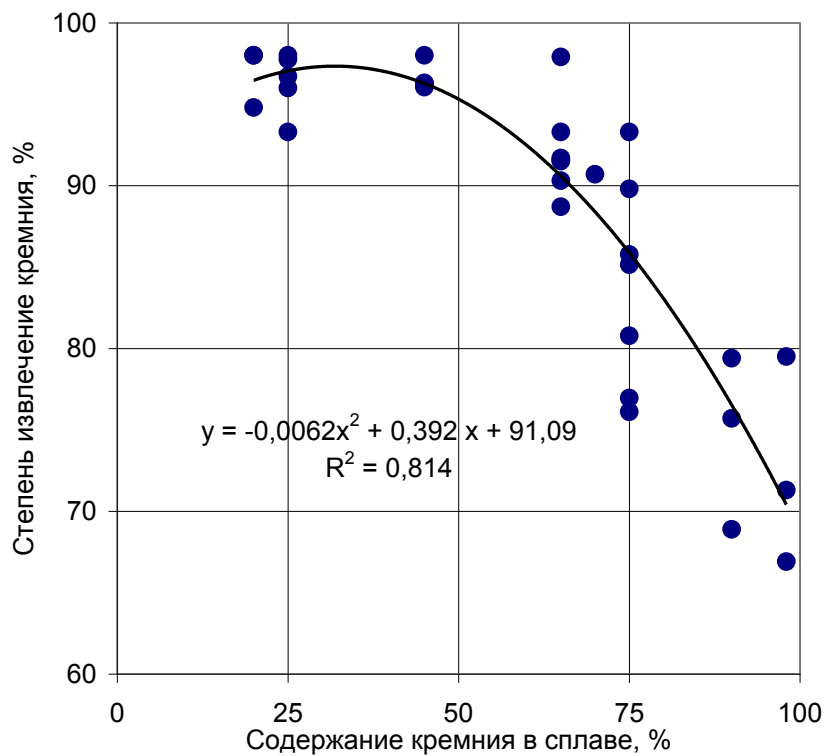


Рисунок 4.1 – Изменение степени извлечения кремния при выплавке на кусковой шихте различных марок ферросилиция и кремния углеродотермическим процессом для 34-х электропечей (коэффициент корреляции  $R = 0,902$ )

Полученные результаты более полно подтверждают энерготехнологические параметры Таблицы 4.1. Степень извлечения ведущего элемента в сплав снижается с повышением содержания кремния.

В результате обобщения данных и статистической обработки получена зависимость (4.1) извлечения кремния от содержания его в продукте выплавки, которая опубликована в работе [153]:

$$\eta_{\text{Si}} = -0,0062 [\text{Si}]^2 + 0,392 [\text{Si}] + 91,09, \quad (4.1)$$

где:  $\eta_{\text{Si}}$  – извлечение кремния в сплав;

$[\text{Si}]$  – содержание кремния в сплаве, %.

При этом учитывались статьи поступления кремния из кварцита, золы электродов, золы различных углеродистых восстановителей, а также золы восстановителей-разрыхлителей. Как видно из Рисунка 4.1, значительное снижение извлечения кремния начинается после 65 – 70 % Si, из-за большого улёта  $\text{SiO}_r$  с отходящими газами. Снижение извлечения кремния с увеличением его содержания в сплаве в конечном итоге уменьшает энерготехнологический критерий работы электропечи.

Например, как показали расчёты диссертанта в работе [153], при переводе печи мощностью 16,5 МВ·А с выплавки ферросилиция ФС45 на выплавку ФС75, энерготехнологический критерий печи снижается от величины 0,311 до 0,277. При большей мощности печи 29 МВ·А и аналогичном переводе печей на более высококремнистый сплав ФС75, энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи снижается с 0,271 до 0,241 (– 11 %). Это происходит вследствие ухудшения не только степени извлечения кремния, но из-за снижения электрических параметров выплавки. Поэтому, величины энерготехнологического критерия работы печи мощностью 29 МВ·А ухудшаются по сравнению данным параметром для типовой печи 16,5 МВ·А, как при выплавке ферросилиция марки ФС45, так и при выплавке ФС75.

В ещё более сложных условиях работают печи аналогичной мощности при выплавке кремния технической чистоты углеродотермическим процессом. Из-

влечение кремния на кусковой шихте невысокое в среднем около 0,70. В некоторых особых технологических вариантах выплавки, при использовании комплексной или окомкованной шихты и специальных восстановителей, возможно извлечение кремния до 0,840. При мощности печи 16,5 МВ·А энерготехнологический критерий работы печи не превышает уровня 0,212. Однако, на практике в этих печах стараются работать с более глубокой посадкой электродов в шихту, для повышения теплового КПД из-за большой энергоёмкости процесса восстановления кремния. Как следствие, рабочее напряжение невысокое и активная мощность печи не более 10,3 – 11,6 МВт, для мощности трансформатора 16,5 МВ·А. Поэтому, энерготехнологический критерий работы печи при выплавке кремния в трёхфазных печах очень невысокий и составляет 0,188 – 0,210 [154]. Сравнивая, работу печей мощностью 16,5 МВ·А, выплавляющих кремний и ферросилиций типовой марки ФС45 можно отметить, что величины энерготехнологического критерия работы печи различаются весьма значительно, как 0,311 (для ФС45) и 0,188 – 0,210 для кремния. Соответственно, печь с низкой величиной энерготехнологического критерия работает более энергозатратным процессом, что соответствует высокому удельному расходу электроэнергии 12,6 – 13,1 МВт·ч/т кремния и более до 14 – 16 МВт·ч/т, против 4,7 – 4,9 МВт·ч/т ферросилиция марки ФС45.

***Извлечение марганца.*** Выплавка углеродистого ферромарганца в электропечах осуществляется шлаковым процессом с закрытой дугой, как флюсовым, так и бесфлюсовым способом. При использовании сравнительно бедного марганцевого сырья предпочтителен флюсовый способ. Для этого применяют марганцевый концентрат и агломерат с относительно невысоким содержанием марганца 34 – 43 % Mn и менее. При выплавке ферромарганца, для повышения активности оксида марганца MnO и связывания кремнезёма SiO<sub>2</sub> рудного сырья в шихту вводят известняк. При этом основность шлака (CaO + MgO) /SiO<sub>2</sub> составляет около 1,1 – 1,3, при кратности шлака 1,3 – 1,6. При использовании относительно бедного марганецсодержащего сырья изменение содержания Mn в нём на (– 1%) приводит в среднем к уменьшению извлечение ведущего элемента в сплав на 0,54 – 0,94 %

и увеличению удельного расхода электроэнергии на 50 – 70 кВт·ч/т ферромарганца [155]. Использование более богатых по марганцу шихтовых материалов (с учётом подшихтовки импортных руд), весьма эффективно, так как существенно повышает извлечение марганца в сплав. Так, для печи РПЗ – 63 (мощность трансформатора 63 МВ·А), повышение на 1 % Mn в сырье, увеличивает извлечение марганца в сплав на 1,5 %. При этом для диапазона 34 – 43 % Mn в марганецсодержащем сырье, зависимость извлечения ведущего элемента в сплав, по данным работы [155], имеет следующий вид:

$$\eta_{\text{Mn}} = 17,1 + 1,5 \langle \text{Mn} \rangle, \quad (4.2)$$

где:  $\eta_{\text{Mn}}$  – извлечение марганца в сплав;

$\langle \text{Mn} \rangle$  – содержание марганца в рудном сырье, %.

Также при работе печей типа РПЗ – 63 на выплавке ферромарганца имеется следующая зависимость влияния основности шлака на извлечение марганца:

$$\eta_{\text{Mn}} = 532 + 1056 \cdot V_{\text{шл}} - 451,4 (V_{\text{шл}})^2, \quad (4.3)$$

где:  $V_{\text{шл}}$  – основность шлака:  $(\text{CaO} + \text{MgO}) / \text{SiO}_2$ .

Тенденция ухудшения качества марганецсодержащего сырья по ведущему элементу приводит к уменьшению степени извлечения в сплав и соответственно к снижению энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи.

Рассмотрим влияние извлечения марганца в сплав на примере работы печи РПЗ – 80 при получении углеродистого ферромарганца флюсовым процессом. Основные параметры выплавки по данным работы [50]: мощность трансформатора – 81 МВА; коэффициент мощности с УПК – 0,935; электрический КПД – 0,881 (тепловой КПД – 0,52). В соответствии с выражением (3.6), величина энерготех-

нологического критерия ферросплавной печи изменяется следующим образом, при снижении извлечения марганца в сплав [133]:

Извлечение Mn в сплав, $\eta_{Mn}$	0,65	0,70	0,75
Энерготехнологический критерий	0,217	0,233	0,250

Снижение извлечения марганца в сплав на 5 % или с 0,75 до 0,70, приводит к снижению энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи с 0,250 до 0,233 или на 6,7 %, а при дальнейшем снижении извлечения марганца до 0,65 – на 13,3 %.

Марганец, как ведущий элемент сплава, имеет температуру плавления равную 1244 °С (1517 К) и высокую температуру кипения 2150 °С (2423 К). Тем не менее, он характеризуется аномально высокой упругостью пара. Для диапазона температур в реакционной зоне печи потери марганца от испарения значительны.

Необходимо отметить, что по данным работы Казенаса Е.К. и др. [156] для диапазона температур 1550 – 1750 К в парогазовой фазе, над расплавом MnO, обнаружено, что испарение происходит по реакции диссоциации на газообразный марганец и молекулярный кислород.

В целом, даже при нормальных условиях плавки с закрытой дугой, потери марганца в улёт составляют 10 – 13 %. При уменьшении заглубления электродов в шихту, при неправильном электрическом режиме работы печи и повышенной плотности тока электрода, улёт марганца может быть в 1,5 – 2 раза выше.

Следовательно, при выплавке ферромарганца распределение ведущего элемента происходит по схеме: в сплав – в шлак – в улёт. В среднем извлечение марганца сплав может составлять от 0,65 до 0,78 и выше, в зависимости от качества марганецсодержащего сырья, основности шлака, отношения твердого углерода восстановителя к марганцу в шихте, содержания кремния и квалификации обслуживающего персонала печи.

**Извлечение хрома.** Выплавка углеродистого феррохрома производится в электропечах шлаковым процессом. Для этого используют хромовую руду (48 – 53 % Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), углеродистые восстановители (кокстик, полукоксы, спецкокс и газо-

вые угли), кварцит, боксит, металлодобавки и оборотные отходы. Избыток твердого углерода в шихте составляет 2 – 10 % от теоретического. Извлечение хрома в сплав достаточно высокое 0,88 – 0,92.

Извлечение ведущего элемента в значительной мере зависит от качества рудного сырья и его подготовки. Основным фактором хорошего извлечения является содержание оксида хрома  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в руде. При содержании в руде около 50 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  получается достаточно стабильное и высокое извлечение хрома до 0,90 – 0,92. При снижении содержания  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в рудной части шихты и нарушении технологии выплавки, извлечение хрома в сплав – ниже. По данным работы [110], для печей мощностью 14 МВ·А при выплавке углеродистого феррохрома получена следующая зависимость извлечения хрома в сплав от содержания оксида хрома в рудной составляющей шихты:

$$\eta_{\text{Cr}} = 41,52 + 0,94 < \text{Cr}_2\text{O}_3 >_{\text{руд}}, \quad (4.4)$$

где:  $\eta_{\text{Cr}}$  – извлечение хрома в сплав, % ;

$< \text{Cr}_2\text{O}_3 >_{\text{руд}}$  – содержание оксида хрома в руде, %.

При снижении содержания  $< \text{Cr}_2\text{O}_3 >_{\text{руд}}$  в рудной части шихты (хромовая руда, концентрат, окатыши, брикеты) соответственно уменьшается извлечение хрома в сплав и как следствие ниже значение энерготехнологического критерия работы печи. Также дополнительно на извлечение хрома влияет содержание железа и кремнезёма в руде, коэффициент избытка углерода в шихте, доля оборотных отходов и содержание кремнезёма в шлаке.

**Извлечение никеля.** Выплавка ферроникеля в электропечах из окисленных никелевых руд является одной из стадий комплекса технических решений. Технологическая схема производства чернового ферроникеля включает предварительный нагрев и обжиг шихты из окисленных никелевых руд, известняка, восстановителя (антрацита) во вращающихся наклонных печах при температуре 700

– 850 °С. Далее горячий огарок загружают в электропечь. Затем полученный черновой ферроникель рафинируют от серы в ковше, а также в кислородных конвертерах с кислой футеровкой (от кремния и хрома) и с основной футеровкой (от фосфора), соответственно.

В отличие от выплавки ферросилиция, ферромарганца, феррохрома, выплавка ферроникеля (3 – 16 % Ni) осуществляется многошлаковым процессом с кратностью шлака равной 5 – 8 и более. Основность шлака около 0,6.

Окисленные никелевые руды бедны по содержанию никеля. Например, Побужское месторождение (Республика Украина) содержит 0,90 – 1,0 % Ni; Буруктальское месторождение (Российская Федерация) – менее 1,0 – 1,2 % Ni; Новая Каледония, Океания, (Франция) – 2,22 % Ni; Индонезия – 2,31 % Ni, по данным работы [157]. Извлечение никеля в огарок составляет до 99 %. При выплавке ферроникеля в электропечах углеродотермическим процессом принимается выход черного ферроникеля – 14 % и выход шлака – 77 %.

По данным работы [158] извлечение никеля при выплавке из окисленных никелевых руд в электропечи определяется по следующему выражению:

$$\eta_{Ni} = \{ a_{FeNi} [Ni] - a_{шл} (Ni)_{шл} \} : < Ni >_{руд} , \quad (4.5)$$

где:  $\eta_{Ni}$  – извлечение никеля в сплав, %;

$a_{FeNi}$  – выход ферроникеля, %;

[Ni] – содержание никеля в сплаве, %;

$a_{шл}$  – выход шлака, %;

$(Ni)_{шл}$  – содержание никеля в шлаке, %;

$< Ni >$  – содержание никеля в рудной части, %.

В результате выплавки извлечение никеля составляет до 0,93 – 0,95 в зависимости от качества рудного сырья.

Таким образом, при выплавке рассмотренных сплавов кремния, хрома, марганца и никеля в электропечи, извлечение ведущего элемента в сплав в значительной мере зависит от содержания его в рудном материале, степени подготовки шихты, и уровня освоения печной технологии, как для бесшлакового процесса, так и для шлакового и многошлакового углеродотермического процесса.

При выплавке различных марок ферросилиция извлечение ведущего элемента снижается с повышением содержания кремния в сплаве, вследствие возрастания улёта SiO и выводе железа из системы в процессе восстановления.

Для выплавки углеродистого ферромарганца извлечение ведущего элемента в сплав в первую очередь зависит от содержания марганца в рудном сырье. Также значительное влияние оказывает основность шлака и оптимальный электрический режим. Для выплавки феррохрома и ферроникеля, извлечение ведущего элемента в сплав зависит от его содержания в рудном сырье и степени подготовки шихтовых материалов, сушки и предварительного нагрева перед подачей в электропечь.

#### 4.2. Тепловой КПД печи

Ферросплавная печь, работающая непрерывным углеродотермическим процессом, относится к низкошахтным электропечным агрегатам. Глубина ванны печи относительно невелика и составляет 2,0 – 2,4 диаметра электрода. Это определяет основную долю тепловых потерь через колошник печи с отходящими газами и излучением, несмотря на то, что процесс выплавки происходит в реакционной зоне под слоем шихты с закрытой дугой.

Рудовосстановительный, углеродотермический процесс получения ферросилиция, ферромарганца, феррохрома и кремния в электропечах характеризуется большим количеством отходящих газов нагретых до температуры 500 – 850 °С и выше. Например, при выплавке 1 баз. т 45 %-ного ферросилиция выделяется



около  $850 \text{ м}^3$  отходящих газов, а при выплавке 75 %-ного ферросилиция –  $1400 \text{ м}^3$  [159], следующего химического состава: 80,7 % CO; 14,5 %  $\text{H}_2$ ; 1,9 %  $\text{CO}_2$ ; 2,3 % ( $\text{O}_2 + \text{N}_2$ ). Теплота сгорания газа около  $5,6 \text{ МДж/м}^3$ . По данным работы [160] для закрытых печей мощностью  $16,5 \text{ МВ}\cdot\text{А}$  при выплавке ферросилиция ФС45 выход отходящих газов составляет  $2200 - 2500 \text{ м}^3/\text{час}$ . Для печи мощностью  $21,5 \text{ МВ}\cdot\text{А}$  при выплавке ФС65 выход газов возрастает до  $2300 - 3000 \text{ м}^3/\text{час}$ .

При выплавке ферросилиция в открытых электропечах, благодаря подосу воздуха в пространство над колошником, происходит разбавление отходящих газов в 80 – 100 раз [161]. Поэтому общее количество газов в зависимости от мощности печи увеличивается до 200 – 350 тыс.  $\text{м}^3/\text{час}$  и температура газовой смеси снижается.

Тепловой КПД печи определяется на основе статей расхода теплового баланса плавки, который составляется на базе материального баланса. В соответствии с тепловым балансом выплавки кремнистых сплавов, такие статьи расхода, как физическое тепло газов, потенциальная энергия отходящих газов и тепло на излучение колошника, составляют в сумме около 44 – 48 %. При этом потери тепла кожухом ванны находятся в пределах 1,5 – 3,5 %, в зависимости от используемой мощности и вариантов футеровки печи. Другие статьи расхода (тепло на восстановление оксидов, тепло сплава и шлака) при выплавке бесшлаковым процессом составляют в сумме 46 – 50 %.

Для шлакового процесса, например для выплавки углеродистого ферромарганца в электропечи, статьи расхода (тепло на восстановление оксидов, тепло сплава, тепло шлака и химическое тепло углерода ферромарганца) составляют около 50 – 52 % от общей суммы затрат тепла. При этом состав отходящих газов следующий: 80 – 90 % CO; 4 – 6 %  $\text{H}_2$ ; 2 – 10 %  $\text{CO}_2$ ; 0,04 – 0,08 %  $\text{O}_2$ . Теплота сгорания газа довольно высокая до 9 – 10  $\text{МДж/м}^3$  [162].

В целом тепловой КПД низкошахтной ферросплавной электропечи, с учётом основных потерь тепла, имеет невысокие значения. Например, для бесшлакового процесса выплавки ферросплавов в открытых печах он составляет около 0,46 –

0,52. При этом для закрытых печей мощностью 10 – 30 МВ·А тепловой КПД равен 0,42 – 0,47, а для печей мощностью 60 – 75 МВ·А составляет 0,44 – 0,48 [163]. Для шлакового процесса выплавки ферросплавов тепловой КПД достигает максимального уровня 0,52 – 0,54 (для круглых печей) и 0,52 (для печей с прямоугольной ванной), по данным работы [164].

Рассмотрим энерготехнологические параметры выплавки 75 %-ного ферросилиция в отечественных и зарубежных электропечах с круглой ванной с мощностью трансформатора в диапазоне 8,5 – 49,5 МВ·А (8,5 – 16,0 МВ·А – 8 печей; 16,5 – 22,5 МВ·А – 15 печей; 23,0 – 49,5 МВ·А – 14 печей). Тепловой КПД печей в зависимости от режима работы изменялся от 0,390 до 0,525. Результаты такого анализа печей опубликованы автором в работах [137, 165]. Печи небольшой и средней мощности имеют относительно высокие и стабильные величины теплового КПД. Данные по изменению энерготехнологического критерия ферросплавной электропечи от теплового КПД приведены на Рисунке 4.2.

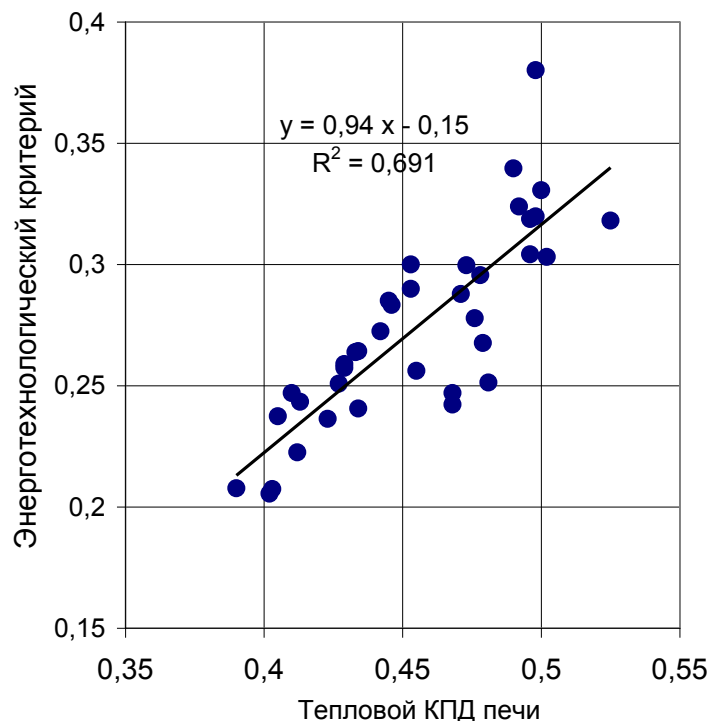


Рисунок 4.2 – Изменение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи в зависимости от теплового КПД при выплавке 75 %-ного ферросилиция для 37-ми электропечей (коэффициент корреляции  $R = 0,831$ )

Повышение теплового КПД от 0,450 до 0,500 приводит к увеличению энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи от 0,273 до 0,320 при близких величинах степени извлечения ведущего элемента в сплав.

Ухудшения тепловой работы ванны ферросплавной печи отрицательно влияют на энерготехнологический критерий. В связи с тем, что величины теплового КПД не очень высоки, как другие энергетические параметры, то данная величина оказывает значительное влияние, как на удельный расход электроэнергии, так и на производительность печного агрегата.

Некоторому увеличению теплового КПД способствует достаточный и высокий уровень колошника, глубокая посадка электродов в шихту и оптимальное положение рабочего конца электрода относительно подины печи. В большинстве случаев данное расстояние находится в диапазоне 0,6 – 0,9 диаметра электрода печи и определяется величиной распада электродов, что подробно проанализировано в работе [113]. Это необходимо для оптимального токораспределения в ванне печи, которое выражается как соотношение минимального удельного расхода электроэнергии на 1 баз. т сплава и максимальной производительности печного агрегата. Положение электрода в ванне ферросплавной печи характеризуется множеством факторов, основные из которых: электрический режим; состав шихтовых материалов; технология ведения процесса выплавки и особенности конструкции печи.

Тепловой КПД ферросплавной печи, при выплавке с закрытой дугой, является весьма значимым параметром, ввиду его наибольшего весового коэффициента (Таблица 3.2). Среди других составляющих величин в системе энерготехнологического критерия, тепловой КПД в 1,5 – 2,0 раза меньше, чем такие величины как извлечение ведущего элемента в сплав, коэффициент мощности, электрический КПД и коэффициент загрузки трансформатора. Следовательно, доля его влияния на работу низкошахтной печи значительно выше.

Наиболее типичными факторами, которые влияют на снижение теплового КПД, являются увеличение потерь тепла из-за неудовлетворительного обслужи-

вания колошника, сложности визуального контроля в подсвodom пространстве закрытой печи, вынужденные простои, технологические нарушения, работа на завышенном напряжении, ухудшение качества шихты, невысокая квалификация персонала и другие.

Необходимо отметить, что увеличение рабочего напряжения, сверх оптимальной величины, с одной стороны повышает электрический КПД, коэффициент мощности и мощность в ванне печи. Однако, с другой стороны, это приводит к уменьшению заглубления электродов в шихту, перераспределению мощности в ванне в верхние горизонты и разогреву колошника. Как результат происходит снижение теплового КПД, которое выражается в захолаживании подины, к трудностям выпуска расплава из печи и увеличении удельного расхода электроэнергии. Поэтому электрические параметры выплавки ферросплавов (коэффициент мощности, электрический КПД) и тепловой КПД влияют на работу печи разнонаправлено. Для сравнения рассмотрим выплавку углеродистого ферромарганца по величине теплового КПД в электропечи и в доменной печи. Обычно тепловой КПД электропечи в лучшем случае не превышает 0,500 – 0,520. В целом доменная печь, как высокошахтный агрегат, имеет более высокий тепловой КПД, чем низкошахтная электропечь. Тепловой КПД доменной печи при выплавке ферромарганца не менее 0,650 по данным работы [132].

Выплавка ферромарганца в доменной печи, в отличие от выплавки чугуна, состоит в том, что восстановление ведущего элемента – марганца происходит только с участием твёрдого углерода без влияния СО. Степень использования углерода в восстановлении меньше, поэтому расход кокса больше. Температура колошниковых газов при выплавке ферромарганца выше на 150 – 300 °С и более, чем при выплавке чугуна [166]. При переводе доменных печей с выплавки чугуна на выплавку углеродистого ферромарганца тепловой КПД снижается с 0,80 – 0,85 до 0,65 [19], но он значительно выше, чем для низкошахтной электропечи. Для улучшения работы доменной печи при выплавке ферромарганца используется го-

рячее дутьё с температурой 1100 – 1400 °С, согласно данным работы [167] и обогащённое кислородом до 21 – 24 % и другие коксозамещающие технологии.

Следует отметить, что для улучшения приходной части теплового баланса выплавки ферросплавов рациональным является термическая сушка и предварительный нагрев шихтовых материалов до 650 – 1000 °С перед загрузкой в электропечь [168]. Это снижает удельный расход электроэнергии на 20 – 25 %. Аналогичные технологии сушки и подогрева шихты используются для выплавки ферроникеля на Побужском ферроникелевом комбинате (Республика Украина), для выплавки углеродистого феррохрома на заводе компании «Outokumpu» («Оутокумпу») в Торнио, Финляндия и для выплавки углеродистого ферромарганца на заводе фирмы «Тюо Дэнки Когё» в Касима, Япония.

Таким образом, на примере опыта выплавки ферросплавов шлаковым и бесшлаковым процессом в электропечах показано, что тепловой КПД является самой малой величиной в системе энерготехнологического критерия ферросплавной печи и его влияние является наиболее весомым на технологический процесс.

#### 4.3. Коэффициент мощности печи

Коэффициент мощности ферросплавной печи – это отношение активной мощности к используемой мощности на вторичной стороне электропечной установки. Данный параметр определяет долю реактивных (индуктивных) потерь в короткой сети электропечи. Например, коэффициент мощности в зависимости от режима работы и от активного сопротивления ванны, а также от активного и реактивного (индуктивного) сопротивления короткой сети и имеет следующий вид:

$$\cos \varphi = (R_B + R_{KC}) : [(R_B + R_{KC})^2 + (X_{KC})^2]^{1/2}, \quad (4.6)$$

где:  $R_B$  – активное сопротивление ванны ферросплавной печи, мОм;

$R_{кс}$  – активное сопротивление короткой сети, мОм;

$X_{кс}$  – реактивное сопротивление короткой сети, мОм.

В связи с тем, что индуктивное сопротивление ванны электропечи является весьма малой величиной по сравнению с индуктивным сопротивлением короткой сети, то при определённых допущениях, в расчётах может не учитываться. При выплавке ферросплавов в электропечах коэффициент мощности определяется по измерительным приборам или приборам учёта активной и полной мощности в автоматическом режиме.

Как отмечалось в п. 2.3 (глава 2) с увеличением мощности трансформаторов ферросплавных печей происходит снижение активного сопротивления ванны и в соответствии с выражением (4.6), значительно снижается коэффициент мощности и ухудшаются энерготехнологические параметры выплавки.

На основании проведённого анализа отечественных и зарубежных данных (Рисунок 4.3) представлено изменение естественного коэффициента мощности 87-ми ферросилициевых печей при повышении мощности печных трансформаторов [102, 169].

Увеличение мощности трансформатора с 10,5 до 105 МВ·А снижает коэффициент мощности печи от 0,880 – 0,910 до 0,460. Поэтому, рациональное повышение мощности ферросплавных печей является в значительной мере определённой научно-технической проблемой.

Это связано с тем, что для повышения производительности ферросплавных печей рост мощности печных трансформаторов, приводит к неэквивалентному или меньшему повышению активной мощности в ванне печи и снижению эффективности работы электропечей.

Как следует из выражения (4.6), увеличение коэффициента мощности в большей степени определяется активным сопротивлением ванны ферросплавной печи. Увеличение сопротивления ванны позволяет в определённых пределах работать на повышенном напряжении и иметь дополнительную активную мощность в ванне, что положительно влияет на производительности ферросплавной печи.

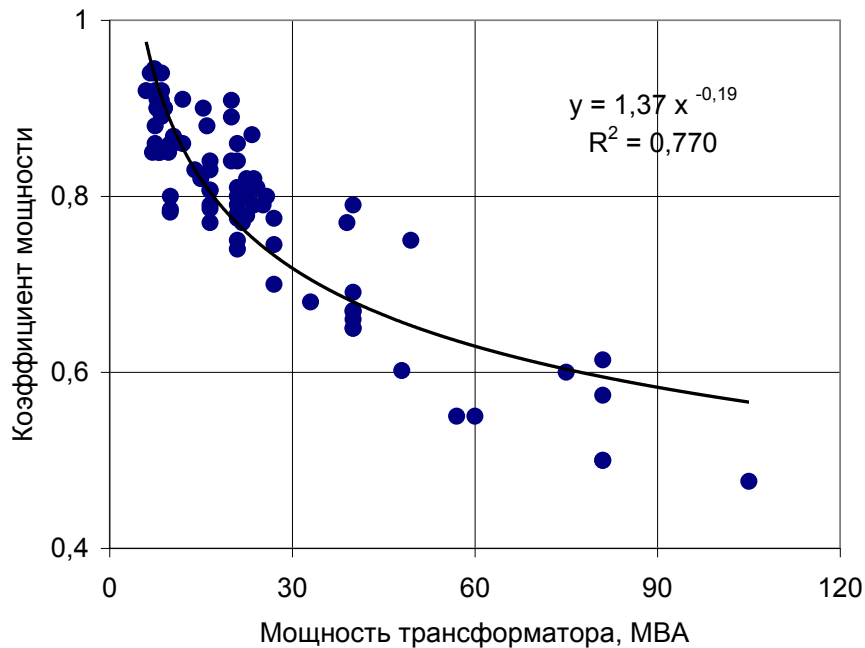


Рисунок 4.3 – Снижение естественного коэффициента мощности для 87-ми отечественных и зарубежных печей с увеличением мощности печных трансформаторов при выплавке ферросилиция (коэффициент корреляции  $R = 0,878$ )

Как было рассмотрено в п. 1.2. (глава 1), наибольшее количество разработок и технических решений в электрометаллургии ферросплавов было направлено на применение восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением. Такие технические решения позволяют увеличить активное сопротивление ванны печи (на 5 – 10 % макс.) и работать на повышенных значениях коэффициента мощности, электрического КПД и в некоторых случаях увеличить извлечение ведущего элемента в сплав, что в целом улучшает энерготехнологические параметры процесса выплавки. Также, повышенное удельное электросопротивление восстановителя обеспечивает более глубокую посадку электродов в шихту, уменьшает улет ведущих элементов и снижает удельный расход электроэнергии.

В качестве восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением шихты были рассмотрены различные виды коксов, полукоксов, каменных и бурых углей, различные марки антрацита, слабоспекающиеся угли, спецкоксы,

восстановители-разрыхлители, в виде древесных отходов, углеродистые восстановители с постоянной повышенной влажностью и другие углеродсодержащие материалы.

Одним из наиболее эффективных решений было использование полукокса в смеси с коксиком при выплавке ферросилиция. Так, при замене в шихте 50% коксика на полукокс, при выплавке 45 %-ного ферросилиция в печи мощностью 22,5 МВ·А [34], удалось работать на напряжении 189,0 В, вместо 174,2 В. Соответственно коэффициент мощности печи вырос с 0,774 до 0,832. Извлечение кремния в сплав увеличилось с 0,927 до 0,967. Как показали расчеты, которые опубликованы в работе [170], энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи увеличился с 0,248 до 0,297. При этом удельный расход электроэнергии на выплавку ферросилиция ФС45 снизился на 236 кВт·ч/т, а именно с 4948 до 4712 кВт·ч/т (– 4,77 %).

В качестве альтернативных вариантов, для повышения коэффициента мощности ферросплавных печей, рассмотрен ряд технических решений по совершенствованию печных конструкций в п. 1.3 (глава 1) и опубликованы в работе [171].

Основные технические решения и разработки, которые приводят к повышению коэффициента мощности печи:

– изменение формы углеродистой футеровки ванны и увеличение расстояния от электрода до стенки ванны для печи мощностью 23 МВ·А, при выплавке ферросилиция ФС45, увеличило рабочее напряжение со 182 – 186 до 193 – 196 В и активную мощность печи с 18,05 до 18,30 МВт. Удельный расход электроэнергии снизился с 4873 до 4675 кВт·ч/т. Коэффициент мощности увеличился с 0,844 до 0,857;

– создание дополнительного разряжения под сводом до (– 3...– 8) Па закрытой печи мощностью 27,6 МВ·А увеличило сопротивления ванны на 5,8 % и извлечение кремния в сплав на 2,5 %. Удельный расход электроэнергии при выплавке ФС65 снизился с 7145 до 6965 кВт·ч/т. Коэффициент мощности вырос от 0,867 до 0,877;



– вдувание смеси природного газа и водяного пара через полые электроды печи мощностью 16,5 МВ·А (после переоборудования), при выплавке ферросилиция, повысило сопротивление ванны на 20 % и активную мощность печи на 15 – 17 %. Коэффициент мощности увеличился от 0,740 – 0,750 до 0,780 – 0,790;

– применение тока пониженной частоты – 12,5 Гц на печи мощностью 24 МВ·А при выплавке 45 %-ного ферросилиция позволило по сравнению с выплавкой на токе с частотой 50 Гц, снизить удельный расход электроэнергии с 4760 до 4625 кВт·ч/т. Коэффициент мощности вырос с 0,820 до 0,910.

Дальнейший рост мощности печных трансформаторов и снижение коэффициента мощности потребовали, для улучшения технико-экономических показателей ферросплавных печей, снижения уровня реактивной мощности электропечной установки. Основной причиной этого является низкое сопротивление ванны электропечи.

Наименьшее значение активного сопротивления ванны имеют печи, которые выплавляют углеродистый ферромарганец, по сравнению с печами такой же мощности при выплавке ферросилиция и феррохрома, а максимальное – печи для выплавки ферроникеля. Так, по данным работы [103], компенсация реактивной мощности необходима для печей при выплавке ферромарганца при мощности печи более 13 – 16 МВ·А, а для печей для выплавки ферросиликомарганца при мощности трансформатора 24 – 30 МВ·А. Иначе естественный коэффициент мощности (без компенсации) очень малый и приводит к неэффективной работе ферросплавной электропечи.

Для увеличения коэффициента мощности ферросплавных печей в отечественной практике наибольшее распространение для мощных печей получили установки компенсации. Они размещались на вторичной стороне электропечной установки и состояли из дополнительных вольтодобавочных трансформаторов и мощных блоков системы конденсаторных батарей в особом помещении. Такая комплексная компенсация дополнительно оборудована системами защиты и автоматики, что практически сопоставима со стоимостью печных трансформаторов

для больших печей. Рассмотрим влияние установки компенсации реактивной мощности на энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи при выплавке ферросилиция, на основе расчётов [172] и данных работы [173].

Изменение энерготехнологического критерия при выплавке 45 %-ного ферросилиция в типовых печах различной мощности с компенсацией реактивной мощности и без УПК приведено на Рисунке 4.4.

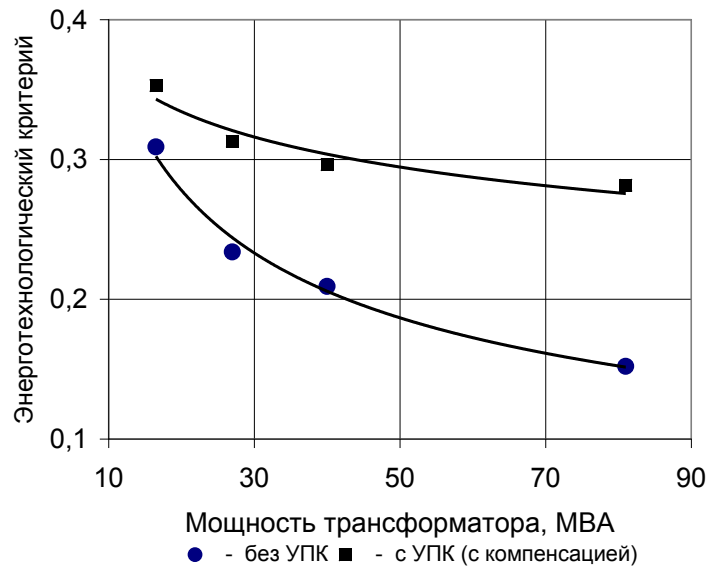


Рисунок 4.4 – Снижение энерготехнологического критерия ферросплавной печи с применением установок компенсации реактивной мощности и без УПК для типовых печей 16,5 – 81 МВ·А при выплавке ферросилиция

Для рассматриваемых ферросплавных печей величина естественного коэффициента мощности находится в диапазоне 0,564 – 0,868 (среднее – 0,716). Максимальные значения скорректированного коэффициента мощности (с помощью УПК) составляют 0,923 – 0,938 (среднее – 0,931), с учётом данных работы [172].

Применение УПК для типовой печи 16,5 МВ·А повышает энерготехнологический критерий работы печи при выплавке ферросилиция с 0,309 до 0,338, что соответствует максимальным значениям в рассматриваемой группе печей. Для печи мощностью 27,6 МВ·А с УПК энерготехнологический критерий работы печи увеличивается с 0,234 до 0,313, что фактически соответствует этому параметру для ферросплавной печи 16,5 МВ·А без УПК, а именно по величине – 0,309.

Дальнейшее увеличение мощности печных трансформаторов свыше 27,6 МВ·А даже с применением УПК показывает, что эксплуатация таких печей приведёт к снижению показателей выплавки, на основании данных энерготехнологического критерия (0,282 – 0,296). Без применения УПК работа мощных электропечей 40 – 81 МВ·А была бы малоэффективной, так как энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи резко снижается до уровня 0,152 – 0,209.

Использование УПК для ферросплавных печей приводит к положительным результатам, так как компенсирует индуктивное снижение напряжения в короткой сети и может повысить коэффициент мощности до уровня необходимого для электроэнергетических компаний. Как видно из Рисунка 4.4, благодаря повышению коэффициента мощности, сглаживается падение величины энерготехнологического критерия ферросплавной печи с увеличением мощности печных трансформаторов.

При этом необходимо учитывать, что для увеличения коэффициента мощности до уровня 0,920 мощность УПК должна составлять для печи мощностью трансформатора 16,5 МВ·А – 2,5 МВАр; для печи 27,6 МВ·А – 12,4 МВАр; для печи 40,0 МВ·А – 23,9 МВАр; для печи 81,0 МВ·А – 78,5 МВАр по данным работы [166]. Тем самым с увеличением мощности печей, мощность установок компенсации (в МВАр) приближается к мощности печных трансформаторов.

Соответственно, возрастают как капитальные, так и эксплуатационные затраты для электропечей. При этом с экономической точки зрения необходимо учитывать, что для мощных ферросплавных печей стоимость комплекса системы компенсации реактивной мощности в целом близка к стоимости печных трансформаторов. Поэтому актуальны и необходимы различные разработки технических решений данной проблемы, в том числе такие, которые могли бы значительно повысить активное сопротивление ванны ферросплавных электропечей и улучшить энерготехнологические параметры процесса выплавки.

#### 4.4. Электрический КПД печи

Электрический КПД ферросплавной печи характеризует долю активных потерь электроэнергии в короткой сети. Данный параметр определяется как отношение полезной мощности печи, непосредственно используемой для технологического процесса выплавки, к величине активной мощности печи. Величина электрического КПД печи может быть определена через активное сопротивление ванны и активное сопротивление короткой сети по следующему выражению:

$$\eta_{\text{эл}} = R_{\text{в}} : (R_{\text{в}} + R_{\text{кс}}), \quad (4.7)$$

где:  $R_{\text{в}}$  – активное сопротивление ванны ферросплавной печи, мОм;

$R_{\text{кс}}$  – активное сопротивление короткой сети, мОм;

Поэтому, как было отмечено в п. 2.3 (глава 2) снижение активного сопротивления ванны ферросплавной печи, в соответствии с выражением (4.7) приводит к уменьшению электрического КПД. Мероприятия, направленные на повышение активного сопротивления ванны, улучшают энерготехнологические параметры электропечи, в том числе повышают электрический КПД.

На основании рассмотрения показателей 43-х электропечей для выплавки ферросилиция и проведённого анализа получены следующие величины параметров для различных групп печей от 10,5 до 81 МВ·А, которые были опубликованы в работе [18]. Диапазон значений электрического КПД печей не такой большой, как для коэффициента мощности, и составляет от 0,916 до 0,836 (среднее – 0,876). При совершенствовании конструкций коротких сетей основная масса печей средней мощности имеет электрический КПД равный 0,860 – 0,908.

Для группы типовых печей с мощностью трансформатора 16,5 МВ·А электрический КПД составляет 0,885 – 0,900 и зависит от токового режима работы. При увеличении тока электрода электрический КПД снижается.

Для группы печей с мощностью трансформаторов 20 – 23 МВ·А (после реконструкции) при работе на большей силе тока электрода, значения электрического КПД несколько ниже – 0,850 – 0,891. Для печей мощностью 27,6 – 29,0 МВ·А (после модернизации) электрический КПД улучшился до величины 0,860 – 0,908. Типовые печи с трансформатором мощностью 40 МВ·А имеют электрический КПД около 0,885 – 0,915, а для печи 81 МВ·А до уровня 0,892 в зависимости от токовой нагрузки.

Например, в главе 1 были рассмотрены мероприятия, которые направлены на повышение активного сопротивления ванны, что в соответствии с выражением (4.7) повышает электрический КПД. При этом из ряда технических решений можно выделить:

- применение углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением;
- выбор определённого фракционного состава шихтовых материалов;
- поддержание оптимального положения электрода в ванне печи;
- увеличение расстояния от электрода до электропроводной футеровки стен;
- снижение высоты углеродистой футеровки ванны для уменьшения ответвления тока;
- вдувание природного газа и пара через полые электроды и другие.

Данные технические решения, способствуют повышению активного сопротивления ванны и соответственно приводят увеличению электрического КПД печи при выплавке ферросплавов.

Обычно, для расчётов и определения параметров ферросплавных печей средней мощности по данным работы [117] рекомендуется принимать величину электрического КПД по среднему значению около 0,875, когда данный параметр не определялся. Такое допущение возможно, только в том случае, если замеры электрических параметров не проводились для типовых печей или отсутствуют в справочных изданиях по ферросплавным печам [103, 104, 174].

В целом, благодаря относительно высоким значениям электрического КПД, например, для более современных печей или печей, которые прошли реконструкцию коротких сетей, данный параметр в сравнительно меньшей степени влияет на энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи.

#### 4.5. Коэффициент загрузки трансформатора ферросплавной печи

Коэффициент загрузки трансформатора или коэффициент использования мощности трансформатора является отношением используемой мощности печи к установленной базовой мощности печного трансформатора. Данный параметр не часто применяется для оценки работы ферросплавных печей. Анализ данных по 92-м ферросплавным печам в диапазоне от 7,3 до 81 МВ·А, для выплавки ферросилиция приведен на Рисунке 4.5.

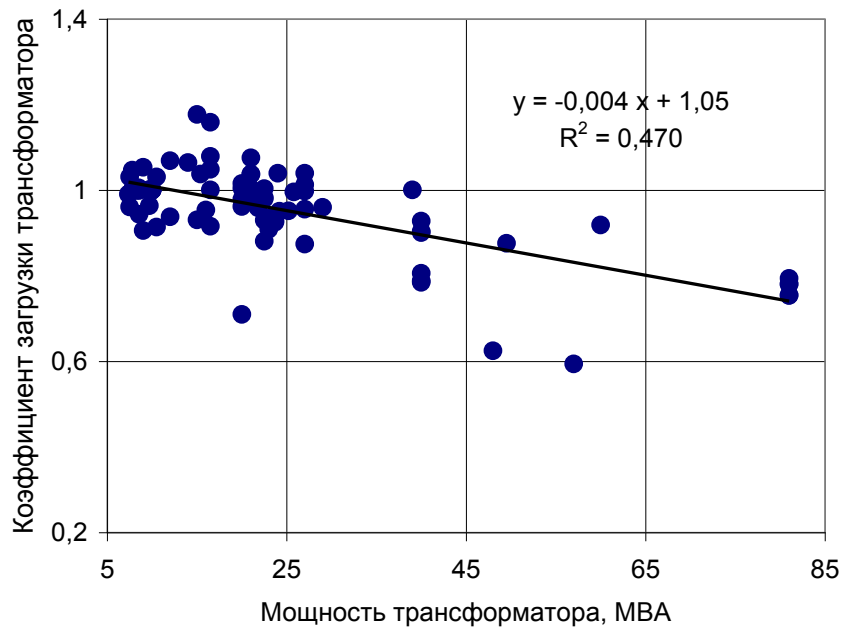


Рисунок 4.5 – Изменение коэффициента загрузки трансформатора при увеличении мощности 92-х печей при выплавке ферросилиция (коэффициент корреляции  $R = 0,686$ )

Результаты анализа были опубликованы в работе [133], которые показали, что с увеличением мощности печей снижается коэффициент загрузки трансформатора.

При этом из практики работы печей небольшой мощности отмечено, что данный параметр близок к условию  $K_{ит} \approx 1$ . Так, для диапазона печей мощностью 7,3 – 15 МВ·А, коэффициент загрузки трансформатора достаточно высок 1,047 – 1,069, при условии перегрузки (на 5 – 7 %), но в основном печи имели диапазон значений 0,938 – 0,944.

Для ферросплавных печей мощностью 16,5 – 23,0 МВ·А происходит дальнейшее снижения коэффициента загрузки трансформатора с 0,954 до 0,909 и при мощности 27,6 МВ·А с 0,956 до 0,874. Для мощных типовых печей, при выплавке ферросилиция, с увеличением мощности, коэффициент загрузки трансформатора  $K_{ит} \rightarrow 0,75 - 0,80$ . Например, для печи типа РКЗ – 33 при номинальной мощности 33 МВ·А (установленная мощность трансформаторов – 40 МВ·А).

В данном случае коэффициент загрузки был заложен около 0,825, а на практике он был значительно ниже 0,788 – 0,806. Для типовой печи типа РКЗ – 63 (мощность трансформаторов – 81 МВ·А) коэффициент загрузки был запланирован 0,778, а фактически при выплавке ферросилиция не превысил уровня 0,750.

Основная причина, рассмотренного явления, состоит в снижении активного сопротивления ванны печи с увеличением мощности печей, что значительно ухудшает энерготехнологические параметры процесса выплавки ферросплавов.

При этом создаются такие условия, при которых весьма мощный токоприёмник промышленного предприятия, которым является ферросплавная электропечь, не может в полной мере забрать электроэнергию из энергосистемы. Поэтому установленная мощность трансформатора значительно отличается от используемой мощности печи, соответственно от активной и полезной электрической мощности, которая непосредственно направлена на технологический процесс получения ферросплавов в ванне электропечи.

## Выводы

1. С позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи рассмотрено влияние на процесс выплавки комплекса параметров, который включает: извлечение ведущего элемента в сплав; тепловой КПД печи; коэффициент мощности печи; электрический КПД и коэффициент загрузки печного трансформатора. Проведён анализ составляющих величин энерготехнологического критерия ферросплавной электропечи.

2. Проанализированы факторы, влияющие на извлечение ведущего элемента в сплав, для шлакового и бесшлакового углеродотермического процесса, при получении ферросилиция, углеродистого феррохрома, углеродистого ферромарганца, ферроникеля и кремния. Показано, что основным параметром является содержание ведущего элемента в рудном сырье. Также на извлечение существенно влияет способ выплавки, основность шлака, электрический режим, улет ведущего элемента, технологические особенности восстановления и другие факторы.

3. Анализ данных тепловой работы низкошахтных ферросплавных печей показал, что тепловой КПД является самой малой величиной в системе энерготехнологического критерия и в лучшем варианте составляет от 0,45 до 0,50 для хорошо работающих печей. При этом влияние данного параметра является весьма весомым на технологический процесс и на удельный расход электроэнергии, как для шлаковых, так и бесшлаковых процессов выплавки ферросплавов.

4. Исследовано изменение коэффициента мощности для отечественных и зарубежных ферросплавных печей в диапазоне мощности 10,5 – 105 МВ·А. В результате показано, что естественный коэффициент мощности печей снижается от 0,88 – 0,91 до 0,46, что приводит к значительному ухудшению энерготехнологического критерия печи и производительности. Применение установок компенсации реактивной мощности, при определённых экономических затратах, сглаживает падение энерготехнологического критерия ферросплавной электропечи.

Также для повышения коэффициента мощности и увеличения активного сопротивления ванны используют: различные углеродистые восстановители, сни-



жение высоты угольной футеровки стен ванны печи, разряжение под сводом печи, вдувание смеси природного газа и пара через полые электроды, а также применение печей с пониженной частотой тока и другие.

5. Электрический КПД печи, в основном зависит от совершенствования параметров короткой сети и активного сопротивления ванны. Благодаря относительно неплохим величинам для усовершенствованных печей, данный параметр в меньшей степени влияет на энерготехнологический критерий.

6. Коэффициент загрузки трансформатора для печей малой и средней мощности имеет относительно высокие значения. При повышении мощности ферросплавных печей до 40 – 81 МВ·А, коэффициент загрузки трансформатора снижается до значений 0,75 – 0,80 и ниже, что ухудшает энерготехнологический критерий ферросплавной печи и производительность. Это обусловлено тем, что из-за высокого соотношения тока электрода и напряжения, создаются условия, при которых ферросплавная электропечь, как мощный токоприёмник, не может в полной мере забрать электроэнергию из энергосистемы.

7. Таким образом, для современных мощных ферросплавных электропечей с более совершенными конструкциями короткой сети, существенное влияние на энерготехнологический критерий оказывает тепловой КПД печи, коэффициент мощности, коэффициент загрузки трансформатора и степень извлечения ведущего элемента в сплав при работе на сравнительно бедном рудном сырье.

## **5. Исследование технологии выплавки ферросплавов и кремния с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи**

### **5.1. Выплавка ферросилиция**

По объёмам производства кремнистые ферросплавы занимают первое место в Российской Федерации. В основном это выплавка ферросилиция марок ФС20 – ФС90. Значительную долю объёмов, которые выплавляют в электропечах мощностью 10,5 – 40 МВ·А, являются сплавы ФС45 – ФС75. Ферросилиций ФС75 наиболее востребован не только для внутреннего рынка потребления, но и для экспортных операций.

Для выплавки ферросилиция используют шихтовые материалы из отечественного сырья. Углеродотермический процесс выплавки в электропечах является весьма материалоемким и энергоёмким. В зависимости от выплавляемого сплава удельный расход основных компонентов кусковой шихты составляет: кварцита от 950 – 1050 до 2250 кг/т; углеродистого восстановителя (коквик, полукокк, уголь и другие) от 440 – 490 до 980 кг/т и более. Соответственно, удельный расход электроэнергии на выплавку ферросилиция ФС45 – ФС75 находится в пределах от 4650 – 4900 до 8600 – 8900 кВт·ч/т и выше. Структура затрат на выплавку 1 т ферросилиция следующая: рудное сырьё – 5 – 15 %; электроэнергия – 43 – 55 %; углеродистый восстановитель – 20 – 25 % и остальное прочие затраты. Рассмотрим углеродотермический процесс выплавки ферросилиция с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи в соответствии с выражением (3.6) глава 3.

Извлечение кремния в сплав для выплавки основных марок ферросилиция достаточно высоко от 0,96 – 0,98 до 0,85. С увеличением содержания кремния в сплаве, степень извлечения кремния снижается, в соответствии с выражением

(4.1), вследствие повышенного улёта кремния в виде  $\text{SiO}_g$  с отходящими газами, что проиллюстрировано на Рисунке 4.1.

Теоретический расход энергии, на основе химических реакций, для получения 1 т сплава составляет: для 45 %-ного ферросилиция – 2520 кВт·ч/т и для 75 %-ного ферросилиция – 4210 кВт·ч/т, в соответствии с работой [159]. Фактические удельные расходы электроэнергии на выплавку ферросилиция углеродо-термическим процессом в низкошахтной электропечи практически в 2 раза выше.

Тепловой КПД ферросплавной печи, при выплавке ферросилиция в основном находится в пределах 0,40 – 0,50, как было показано, в п. 4.2 (глава 4). Он является наименьшей величиной среди составляющих энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи. При оптимальном рабочем напряжении и глубокой посадке электродов в шихту, неплохая работа ванны печи характеризуется тепловым КПД в диапазоне 0,45 – 0,48 и более. Данный параметр в значительной мере влияет на удельный расход электроэнергии. При выплавке ферросилиция изменение энерготехнологического критерия печи от теплового КПД приведено на Рисунке 4.2.

Зависимость энерготехнологического критерия работы печи и удельного расхода электроэнергии при выплавке ферросилиция марки ФС75 представлена на Рисунке 3.3. Показано, что снижение удельного расхода электроэнергии соответствует повышению энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи по следующему выражению:

$$Sh = - 0,035 W + 0,615 , \quad (5.1)$$

где:  $W$  – удельный расход электроэнергии на выплавку ферросилиция ФС75, МВт·ч/т.

Для печей средней мощности хороший уровень работы соответствует диапазону значений энерготехнологического критерия от 0,300 до 0,314 , при котором удельный расход электроэнергии составляет от 9,0 до 8,6 МВт·ч/т сплава. Удов-

летворительным, но менее эффективным вариантом работы печи, соответствует диапазон значений энерготехнологического критерия от 0,272 до 0,293, при котором удельный расход электроэнергии составляет от 9,8 до 9,2 МВт·ч/т сплава. При выплавке 75 %-ного ферросилиция, с целью дальнейшего снижения удельного расхода электроэнергии, менее 8,6 МВт·ч/т и увеличение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи более 0,314, возможно с применением различных видов комбинированных углеродистых восстановителей.

Перспективными восстановителями, могут быть материалы, которые содержат карбид кремния. Также разработка новых технологий выплавки на окомкованной или брикетированной шихте и предварительный подогрев шихты способствуют снижению удельного расхода электроэнергии при выплавке в печи. К тому же большое значение имеет подготовка шихты перед плавкой, квалификация персонала, оптимальный электрический режим и сокращение продолжительности простоев электропечи.

Увеличение содержания кремния в сплаве приводит к снижению извлечения ведущего элемента из кварцита, золы кокса и электродов, при работе печей на кусковой шихте (См. Рисунок 4.1). В связи с этим, рассмотрены варианты выплавки различных марок сплава в печах с увеличением мощности трансформаторов 10,5 – 81 МВ·А. Изменение величины энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи при выплавке ферросилиция марок ФС45 – ФС90 приведено на Рисунке 5.1.

Как было отмечено в п. 2.3. и опубликовано в работах [133, 174], увеличение мощности трансформаторов печей для выплавки ферросилиция приводит к ухудшению электротехнических параметров. К тому же с повышением содержания кремния снижает степень извлечения ведущего элемента в сплав. Данные факторы в конечном итоге дополнительно приводят к увеличению удельного расхода электроэнергии и снижают энерготехнологический критерий работы печи. Печи малой и средней мощности до 22,5 МВ·А, благодаря сравнительно высоким значениям энерготехнологических параметров (коэффициент мощности, электри-

ческий КПД, коэффициент загрузки трансформатора, тепловой КПД), лучше приспособлены для выплавки высококремнистых ферросплавов.

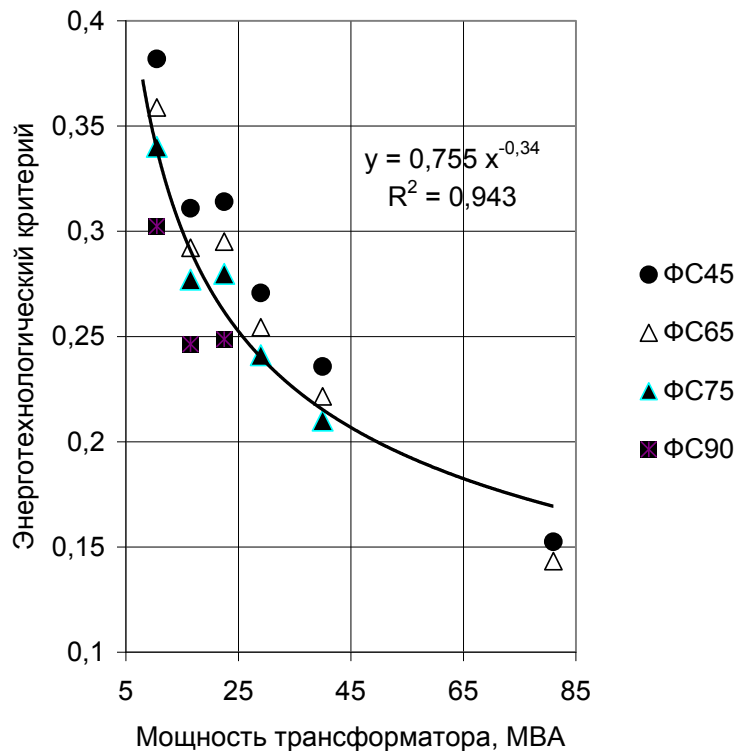


Рисунок 5.1 – Изменение энерготехнологического критерия выплавки ферросилиция ФС45 – ФС90 для 20-ти печей мощностью 10,5 – 81,0 МВ·А

Отечественный опыт показал, что печи с мощностью трансформатора 8,5 – 16,5 МВ·А могут эффективно выплавлять широкий сортамент ферросилиция от ФС20 до ФС90. При мощности печей до 40 МВ·А эффективна выплавка ферросилиция марок ФС45 – ФС75. При мощности печи до 81 МВ·А освоение технологии выплавки ферросплавов ограничивается марками ФС45 – ФС65.

Рассмотрим структуру составляющих комплексного параметра на примере работы типовой печи мощностью 22,5 МВ·А при выплавке ферросилиция ФС45. Диаграмма весовых коэффициентов составляющих величин энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи приведена на Рисунке 5.2.

Например, как базовый вариант сравнения, типовая печь мощностью 16,5 МВ·А при выплавке ферросилиция может работать как с компенсацией реактивной мощности, так и без неё, то есть с естественным коэффициентом мощности.

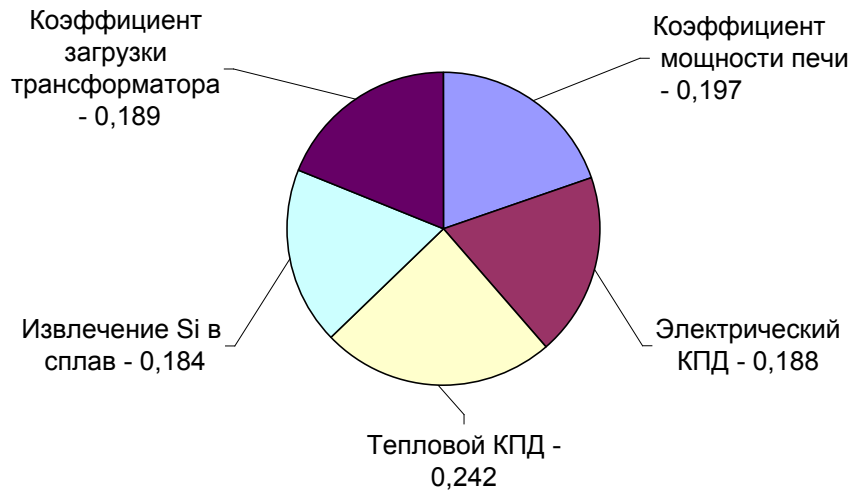


Рисунок 5.2 – Весовые коэффициенты составляющих величин энерготехнологического критерия при выплавке 45 %-ного ферросилиция в печи мощностью 22,5 МВ·А (15,96 МВт), напряжение – 189 В, ток электрода – 60,5 кА, извлечение кремния – 0,940 (энерготехнологический критерий – 0,284)

Применение УПК (мощностью 2,5 – 3,2 МВАр) для данной печи позволяет увеличить коэффициент мощности с 0,868 до 0,935 и соответственно повысить энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи с 0,309 до 0,338.

Для выплавки ферросилиция было отмечено, что с увеличением мощности печных трансформаторов, снижается коэффициент мощности печи (См. Рисунок 4.3). Поэтому для повышения коэффициента мощности для печей с трансформатором 22,5 МВ·А и более, компенсация реактивной мощности необходима.

Дальнейшее увеличение мощности трансформаторов печей до 27,6 МВ·А снижает естественный коэффициент мощности до уровня 0,78. Поэтому, установка компенсации реактивной мощности (12,4 – 18,6 МВАр) на этих печах, позво-

ляет увеличить коэффициент мощности и соответственно энерготехнологический критерий работы печи с 0,234 до 0,313. Однако, это практически соответствует эффективности работы печи 16,5 МВ·А без УПК по значению энерготехнологического критерия.

Так, для печи с трансформатором мощностью 40 МВ·А при выплавке ферросилиция марки ФС45 энерготехнологический критерий составил 0,236 (без УПК) из-за низкого коэффициента мощности и 0,334 (с УПК). При переводе этой печи на выплавку ферросилиция ФС75, энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи снизился и составил 0,210 (без УПК) и 0,297 (с УПК), соответственно.

Следовательно, анализ выплавки ферросилиция различных марок показал, что увеличение мощности печей и выплавка сплавов с более высоким содержанием кремния не только увеличивает удельный расход электроэнергии и уменьшает извлечение ведущего элемента в сплав, но и снижает энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи. Поэтому выплавка высококремнистых сплавов в электропечах малой и средней мощности была более эффективной.

## 5.2. Выплавка углеродистого феррохрома

На производство в электропечах массовых ферросплавов, в том числе сплавов хрома, также существенное влияние оказывает энергетический фактор. По объёмам выплавки сплавы хрома занимают второе место в Российской Федерации. В качестве рудных материалов используется импортное и отечественное сырьё.

Эффективная выплавка углеродистого феррохрома невозможна без технологии бережливого производства, а именно без учёта основных элементов системы энергоресурсосбережения. Так, структура затрат на выплавку 1 т углеродистого феррохрома в электропечах следующая: хромовая руда – около 50 %; электро-

энергия – 20 – 30 %; углеродистый восстановитель – 17 – 20 % и остальное прочие затраты.

Расход основных компонентов шихты на выплавку на 1 т углеродистого феррохрома составляет: хромовая руда – 1800 – 2100 кг/т; углеродистый восстановитель – 420 – 500 кг/т. Удельный расход электроэнергии составляет 3600 – 4100 кВт·ч/т и более.

Поэтому, углеродотермический процесс выплавки феррохрома относят к энергозатратным и материалоемким производствам. Следовательно, анализ и выявление рациональных факторов работы ферросплавных электропечей, как мощных потребителей электроэнергии и материалов, является актуальной задачей.

Рассмотрим углеродотермический шлаковый процесс, на примере выплавки углеродистого феррохрома с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи в соответствии с выражением (3.6) глава 3.

Весовые коэффициенты составляющих величин комплексного параметра на примере работы типовой печи мощностью 23 МВ·А при выплавке углеродистого феррохрома приведены на Рисунке 5.3.

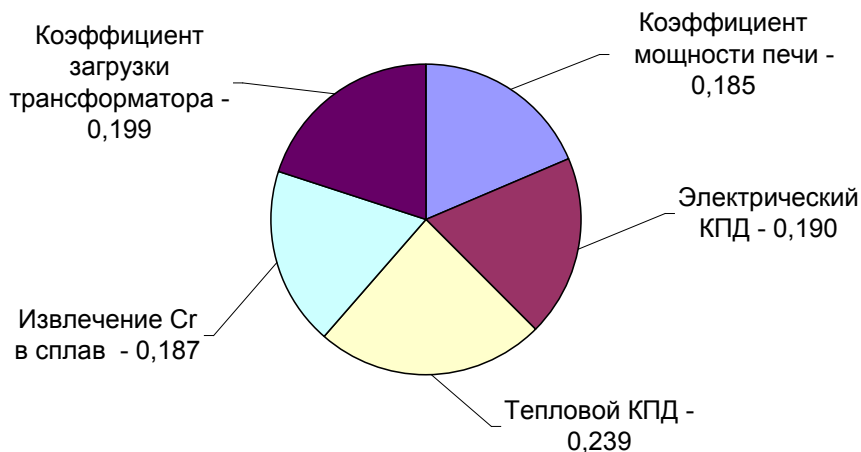


Рисунок 5.3 – Весовые коэффициенты составляющих величин энерготехнологического критерия при выплавке углеродистого феррохрома в печи мощностью 23 МВ·А (17,01 МВт) с УПК, напряжение – 185 В, ток электрода – 56,7 кА, извлечение хрома – 0,914, (энерготехнологический критерий – 0,294)



Исходя из опыта работы печей различной мощности, для выплавки углеродистого феррохрома, был проведен анализ электрических, теплотехнических и технологических параметров для выявления эффективности производства, результаты которого опубликованы в работе [135, 175].

В качестве объекта исследования, была рассмотрена эксплуатация трехэлектродных ферросплавных печей с круглой ванной при выплавке углеродистого феррохрома. Энерготехнологические параметры 15-ти печей были обобщены и систематизированы. Мощность трансформаторов печей составляла от 7,5 до 81 МВ·А. Диаметр электродов от 850 до 1900 мм. Сравнивая величины энерготехнологического критерия работы печей, следует отметить, что комплексный параметр снижается с увеличением мощности печных трансформаторов. Изменение энерготехнологического критерия работы печи с увеличением мощности трансформаторов приведено на Рисунке 5.4.

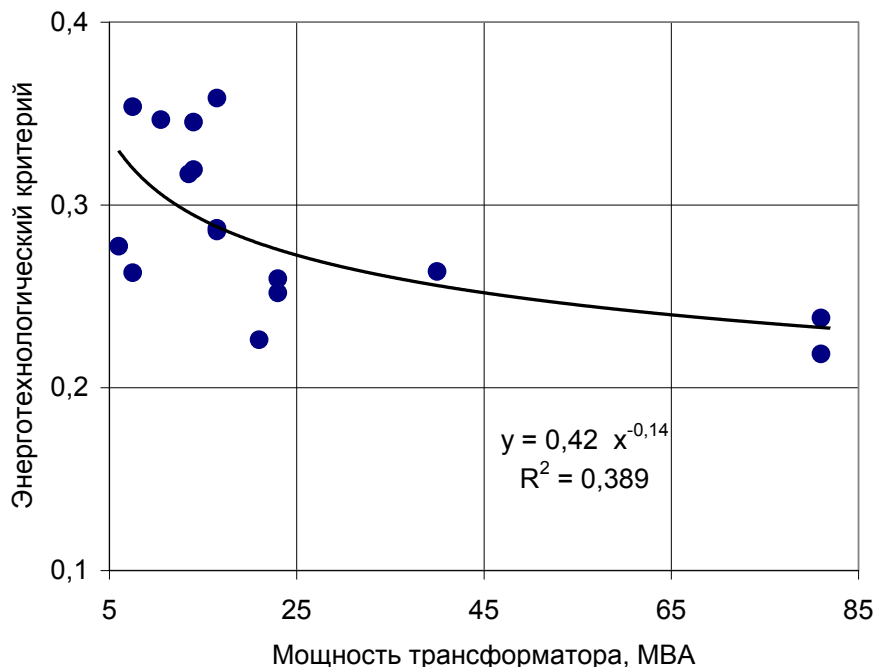


Рисунок 5.4 – Изменение энерготехнологического критерия работы 15-ти печей для выплавки углеродистого феррохрома при увеличении мощности трансформаторов (коэффициент корреляции  $R = 0,624$ )

Например, как отмечается в работе [110], опыт эксплуатации ферросплавных печей мощностью от 16,5 до 63 МВ·А показал, что чем больше размеры и мощность трансформаторов печи, тем относительно ниже уровень её практического освоения и хуже технико-экономические показатели работы. При этом повышается удельный расход электроэнергии на выплавку 1 баз. т сплава.

В какой-то степени подтверждается опыт ферросплавщиков-практиков, что значительное увеличение мощности трансформаторов приводит к ухудшению параметров работы печей. Следовательно, печи малой и средней мощности работают эффективнее, чем электропечи большой единичной мощности. Из эксплуатации ферросплавных печей небольшой мощности известно, что коэффициент загрузки трансформатора был близок к 1, и при некоторых режимах перегрузки  $K_{ит} \geq 1$  превышал эту величину, что следует из данных Рисунка 5.5.

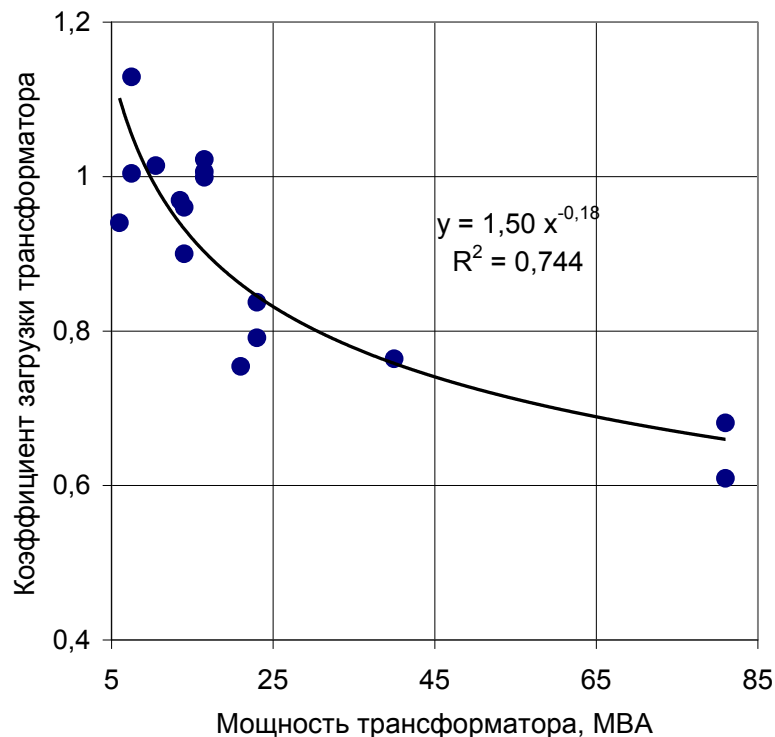


Рисунок 5.5 – Изменение коэффициента загрузки трансформатора 15-ти печей при выплавке углеродистого феррохрома (коэффициент корреляции  $R = 0,863$ )

Однако с увеличением мощности печных трансформаторов значения данного параметра снижаются до уровня 0,60 – 0,70.

С ростом мощности печных трансформаторов происходит существенное снижение естественного коэффициента мощности печи до значений 0,55 – 0,60. Изменение коэффициента мощности печей для выплавки феррохрома приведено на Рисунке 5.6.

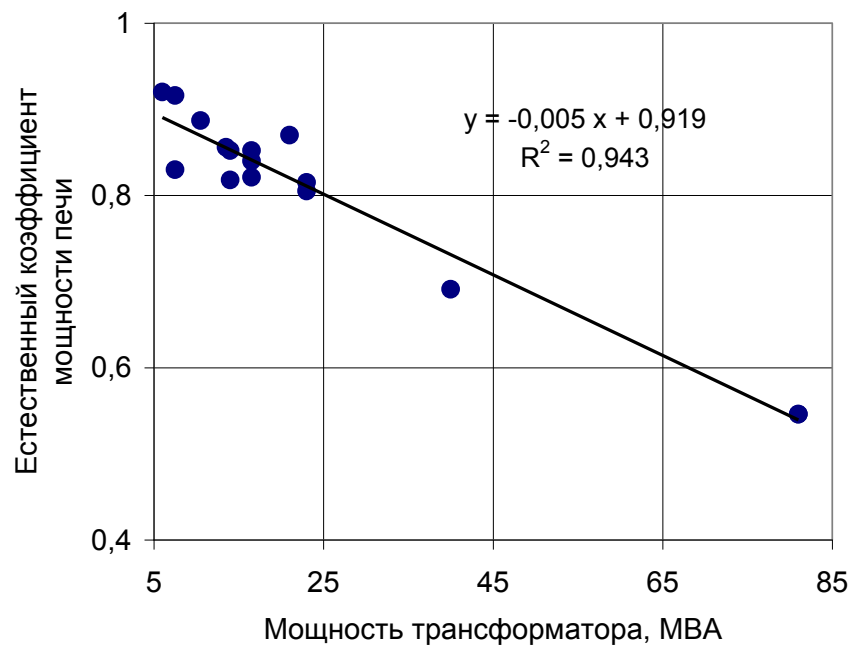


Рисунок 5.6 – Изменение естественного коэффициента мощности 15-ти печей для выплавки углеродистого феррохрома с увеличением мощности печи (коэффициент корреляции  $R = 0,971$ )

Для увеличения коэффициента мощности печи до уровня 0,90 – 0,92 и выше используют установки продольно-ёмкостной компенсации реактивной мощности, что даёт положительные результаты.

В этом случае применение УПК реактивной мощности улучшает коэффициент мощности печи и сглаживает снижение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи.

К тому же следует отметить, что мощность установок компенсации приближается к мощности печного трансформатора, а это приводит к существенному увеличению капитальных и эксплуатационных затрат.

Электрический КПД ферросплавной печи учитывает потери активной мощности в короткой сети и электродах. Диапазон значений электрического КПД составляет 0,860 – 0,931 в рассматриваемой группе печей для выплавки феррохрома. Разработка эффективных конструкций коротких сетей значительно улучшило данный параметр.

Для более совершенных печей, а также для печей после реконструкции (мощностью 23 – 81 МВ·А) электрический КПД составляет 0,894 – 0,931. Работа печи на повышенном напряжении улучшает электрический КПД и коэффициент мощности, но при этом может быть снижен тепловой КПД печи.

Тепловой КПД низкошахтной ферросплавной электропечи, с учётом тепла отходящих газов, достаточно низок, несмотря на непрерывный процесс выплавки. При этом для закрытых печей мощностью 10 – 30 МВ·А тепловой КПД равен 0,42 – 0,47, а для печей мощностью 60 – 75 МВ·А составляет 0,44 – 0,48 [163]. Для шлакового процесса выплавки ферросплавов тепловой КПД достигает уровня 0,52 – 0,54 для круглых печей, по данным работы [164]. Дальнейшее улучшение теплового баланса при выплавке углеродистого феррохрома возможно благодаря предварительному нагреву шихты до температуры 800 – 1000 °С перед загрузкой в электропечь.

Изменение энерготехнологического критерия работы печи при выплавке феррохрома от теплового КПД приведено на Рисунке 5.7. Из составляющих величин энерготехнологического критерия печи, тепловой КПД имеет наименьшую величину и соответственно наибольшее влияние на процесс выплавки. Данный параметр существенно влияет как на удельный расход электроэнергии, так и на энерготехнологический критерий работы печи в целом.

Основной задачей технологии выплавки ферросплавов является повышение извлечения ведущего элемента в сплав при оптимальном удельном расходе элек-

троэнергии. Извлечение ведущего элемента при выплавке феррохрома в рассматриваемых вариантах составляет от 0,880 до 0,915, и в значительной мере зависит от качества рудного сырья и его подготовки. Основным фактором хорошего извлечения является содержание оксида хрома ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) в руде, в соответствии с выражением (4.4), по данным работы [110]. При содержании в руде около 50 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  получается достаточно стабильное и высокое извлечение хрома до 0,90 – 0,92. При снижении содержания  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в рудной части шихты и нарушениях технологии выплавки, извлечение хрома в сплав меньше.

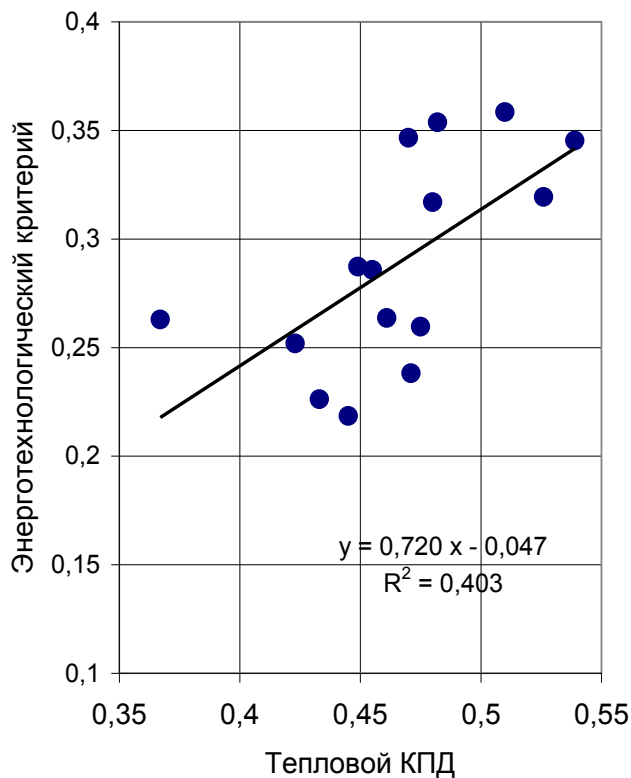


Рисунок 5.7 – Изменение энерготехнологического критерия работы печей от 7,5 до 81 МВ·А и теплового КПД при выплавке углеродистого феррохрома (коэффициент корреляции  $R = 0,635$ )

В таком случае, при снижении содержания  $(\text{Cr}_2\text{O}_3)_{\text{руд}}$  в рудной части шихты (хромовая руда, концентрат, окатыши, брикеты) соответственно уменьшается извлечение хрома в сплав и как следствие ниже значение энерготехнологического

критерия работы печи при выплавке углеродистого феррохрома. Также дополнительно на извлечение хрома влияет содержание железа и кремнезёма в руде, коэффициент избытка углерода в шихте, доля оборотных отходов и содержание кремнезёма в шлаке.

В качестве основного фактора рассматривалась взаимосвязь энерготехнологического критерия работы и удельного расхода электроэнергии при выплавке феррохрома. Изменение комплексного параметра печи и удельного расхода электроэнергии при выплавке углеродистого феррохрома приведено на Рисунке 5.8.

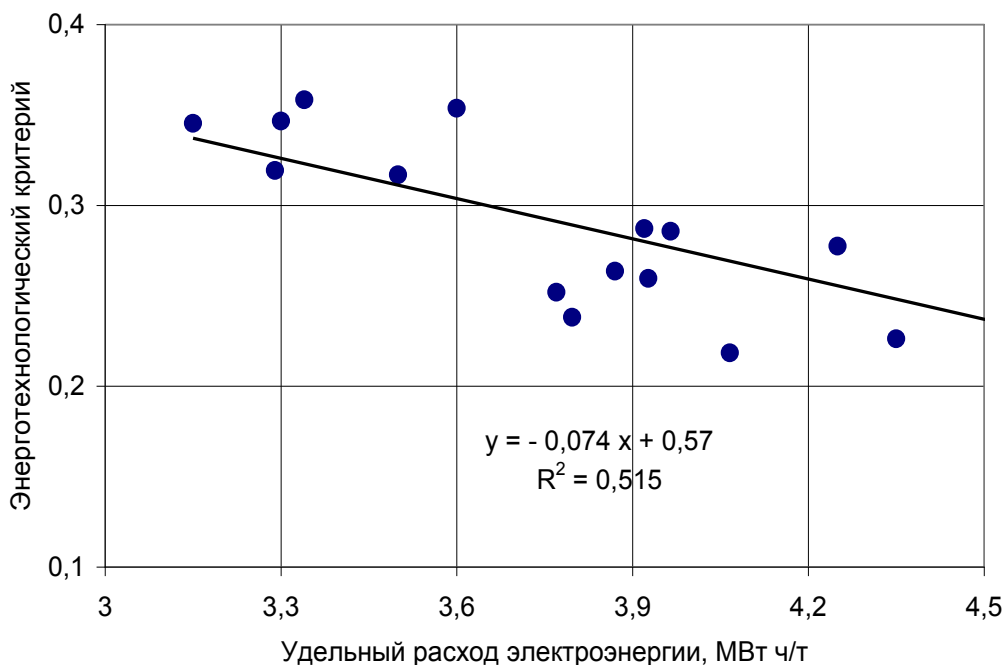


Рисунок 5.8 – Изменение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи от удельного расхода электроэнергии при выплавке углеродистого феррохрома в печах 7,5 – 81 МВ·А (коэффициент корреляции  $R = 0,718$ )

Как видно из рисунка, величина энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи возрастает при снижении удельного расхода электроэнергии при выплавке углеродистого феррохрома и наоборот комплексная величина снижается при увеличении удельного расхода электроэнергии на 1 т сплава:

$$Sh = - 0,074 W + 0,570 , \quad (5.2)$$

где:  $W$  – удельный расход электроэнергии на выплавку феррохрома, МВт·ч/т.

Для печей средней мощности хороший уровень работы соответствует диапазону значений энерготехнологического критерия от 0,304 до 0,326, при котором удельный расход электроэнергии составляет от 3,6 до 3,4 МВт·ч/т сплава.

Удовлетворительным, но менее эффективным вариантом работы печи, соответствует диапазон от 0,267 до 0,289 значений энерготехнологического критерия, при котором удельный расход электроэнергии составляет от 4,1 до 3,8 МВт·ч/т сплава. Перспективны для улучшения энерготехнологического критерия способы подготовки рудных материалов, подогрев шихты и новые виды восстановителей.

К основным факторам нежелательного увеличения удельного расхода электроэнергии относится: нарушение технологии ведения процесса и обслуживания печи; не очень оптимальный электрический режим и положение рабочего конца электрода в ванне печи, а также изменение состава шихтовых материалов, в том числе снижение содержания ведущего элемента в рудной части.

Необходимо отметить, что взаимосвязь энерготехнологического критерия работы электропечи и удельного расхода электроэнергии при выплавке феррохрома, аналогична как при выплавке ферросилиция, когда увеличение энерготехнологического критерия соответствует снижению удельного расхода электроэнергии.

С этих позиций такая комплексная величина, как энерготехнологический критерий, может рассматриваться как основной элемент энергетического и технологического аудита ферросплавного печного агрегата, а также для выявления эффективных режимов работы печи, применения различных видов шихтовых материалов (рудного сырья, углеродистых восстановителей) и использования инновационных технологий выплавки.

Таким образом, с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи, проведён анализ работы электропечей, выплавляющих углеродистый феррохром. Показано, что численные значения энерготехнологического критерия характеризуют уровень эффективности работы печи, при этом их увеличение соответствует снижению удельного расхода электроэнергии на выплавку углеродистого феррохрома.

### 5.3. Выплавка углеродистого ферромарганца

Производство углеродистого ферромарганца в Российской Федерации осуществляется на импортном марганецсодержащем сырье в доменных печах на Саткинском чугуноплавильном заводе (объём печей: 224 и 350 м<sup>3</sup>) и на Косогорском металлургическом заводе (объём печей: 462 м<sup>3</sup> – выплавка ферромарганца; 740 и 1066 м<sup>3</sup> – выплавка чугуна).

Производительность одной доменной печи объёмом 1000 м<sup>3</sup> при выплавке ферромарганца эквивалентна производительности трёх электропечей с мощностью трансформатора 27 МВ·А каждая (3 х 27 МВ·А), в соответствии с данными работы [176]. Следует отметить, что с учётом некондиционности отечественных марганцевых руд по содержанию кремнезёма, фосфора и особенно по ведущему элементу, выплавка углеродистого ферромарганца в электропечах мало освоена и производится в ограниченных объёмах.

В связи с этим, рассмотрена технология выплавки углеродистого ферромарганца на примере работы зарубежных электропечей по данным работ [19, 110, 176–178].

Выплавку углеродистого ферромарганца в электропечах относят к весьма энергозатратным и материалоемким производствам. Расход шихты на 1 т ферромарганца в электропечах составляет: марганецсодержащее сырьё – 2000 – 2950



кг/т; углеродистый восстановитель – 470 – 600 кг/т; известняк (для флюсового способа) – 400 – 700 кг/т.

Удельный расход электроэнергии на 1 т ферромарганца составляет 3900 – 4500 кВт·ч/т для флюсового способа и 3400 – 3850 кВт·ч/т для бесфлюсового способа выплавки. Поэтому, рациональные энерготехнологические режимы работы ферромарганцевых электропечей, как мощных потребителей электроэнергии и шихтовых материалов, весьма актуальны. Рассмотрим процесс выплавки углеродистого ферромарганца с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи в соответствии с выражением (3.6) глава 3.

Весовые коэффициенты составляющих величин комплексного параметра на примере работы печи с мощностью трансформаторов 22,5 МВ·А при выплавке углеродистого ферромарганца приведены на Рисунке 5.9.

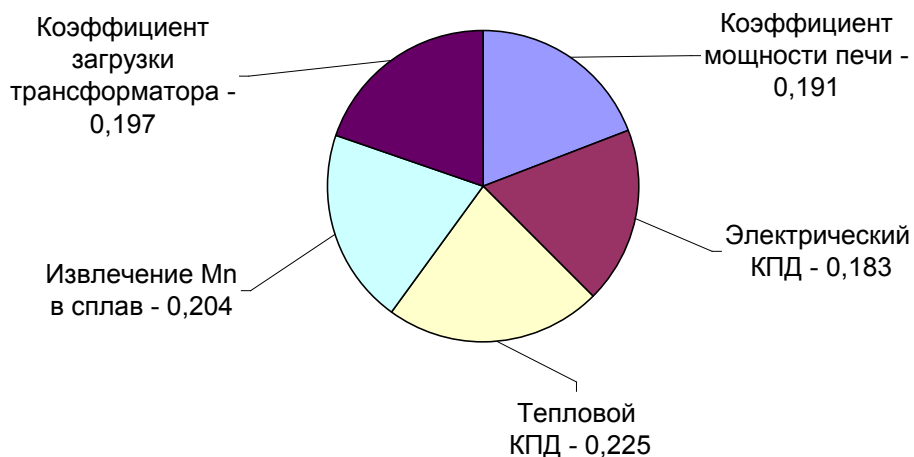


Рисунок 5.9 – Весовые коэффициенты составляющих величин энерготехнологического критерия при выплавке углеродистого ферромарганца в печи мощностью 22,5 МВ·А (13,8 МВт), напряжение – 155 – 164 В, ток электрода – 63 кА, извлечение марганца – 0,70 (энерготехнологический критерий – 0,208)

Сравнивая значения энерготехнологического критерия работы печей мощностью 22,5 МВ·А при выплавке углеродистого ферромарганца (0,208), с аналогич-

ными величинами при выплавке ферросилиция ФС75 (0,280) и углеродистого феррохрома (0,294), следует отметить, что процесс выплавки ферромарганца характеризуется самыми низкими величинами.

Наиболее весомой величиной в данном случае является тепловой КПД печи для выплавки рассматриваемых сплавов кремния, хрома и марганца. Для бесшлакового процесса (ферросилиций) весовые коэффициенты теплового КПД выше, чем для выплавки феррохрома и ферромарганца, так как для шлаковых процессов тепловой КПД больше в числовом выражении. Вследствие сравнительно низкого извлечения марганца в сплав весовой коэффициент извлечения ведущего элемента при выплавке ферромарганца выше, чем при выплавке ферросилиция и феррохрома.

Основная причина малой величины энерготехнологического критерия, при выплавке ферромарганца, состоит в невысоком извлечении ведущего элемента в сплав ( $\eta_{Mn} = 0,60 - 0,70$ ), а также вследствие низкого активного сопротивления ванны печи для выплавки ферромарганца [110]. Именно низкое активное сопротивление ванны не позволяет работать на более высоком рабочем напряжении, что характеризует процесс выплавки ферромарганца следующими значениями: рабочее напряжение 150 – 164 В ; ток электрода – 61,1 – 64,9 кА ; коэффициент мощности – 0,780 – 0,840; электрический КПД – 0,896. Среднее отношение тока электрода к напряжению составляет около 400 и выше, что довольно велико для печи мощностью 22,5 МВ·А.

Рассматривая параметры работы зарубежных печей (Япония) для выплавки углеродистого ферромарганца наблюдается аналогичная ситуация по данным работы [19]. Например, для печей с трансформаторами 36,4 – 40 МВ·А, активная мощность в ванне печи не превышает 62,5 – 65,0 % от установленной мощности трансформатора.

Наиболее многофакторное обследование электропечей Никопольского завода ферросплавов (Республика Украина) для выплавки ферромарганца приведено в работах [176, 177]. На основании этих данных, с позиции энерготехнологическо-

го критерия, была проанализирована работа печи РПЗ – 48 (мощность трансформаторов 63 МВ·А) для выплавки углеродистого ферромарганца. Результаты анализа работы этих печей с помощью энерготехнологического критерия по оптимальным режимам работы опубликованы в работе [178].

В качестве примера рассмотрим технологию выплавки углеродистого ферромарганца в печи РПЗ – 48 с использованием материалов для разжижения шлака – углистого колчедана (отходы обогащения угля), с целью уменьшения потерь сплава с отвальным шлаком и соответственно для увеличения извлечения марганца [179]. Дополнительно использовались справочные сведения работы [104]. Энерготехнологические параметры выплавки углеродистого ферромарганца при различных вариантах технологии приведены в Таблице 5.1.

Одним из резевов производства ферромарганца является снижение потерь марганца со шлаком в виде корольков сплава. При повышении основности шлака увеличивается его вязкость. Некоторое увеличение содержания серы в шлаках ферромарганца приводит к заметному снижению плотности и поверхностного натяжения шлака.

Видимо, это происходит из-за разрыхления структуры шлака при внедрении ионов серы в решетку силикатов и частичной замены прочных связей  $O - Si - O$  на более слабые связи типа  $O - Si - S$ . При содержании серы в шлаке на уровне 2 – 3 % при повышении содержания  $CaO$  может быть достигнута низкая вязкость шлакового расплава, при сохранении его тугоплавкости [179]. В какой-то степени повышение температуры в реакционной зоне печи тоже способствует лучшему извлечению ведущего элемента в сплав.

Как видно из Таблицы 5.1, выплавку углеродистого ферромарганца проводили с одинаковой активной мощностью в ванне печи. Электрический режим был следующий: напряжение – 158 – 173 В и сила тока электрода – 108 – 112 кА. Температура шлака на выпуске увеличилась с 1520 – 1530 °С (вариант I) до 1550 – 1570 °С (вариант II) и улучшилась жидкотекучесть шлака. Суточная производительность печи была повышена на 5,5 %.

Таблица 5.1 – Энерготехнологические параметры выплавки углеродистого ферромарганца на базовом варианте шихтовых материалов (вариант I) и с дополнительным использованием материалов для разжижения шлака (вариант II) в печи РПЗ – 48 с мощностью трансформаторов 63 МВ·А

п/п	Параметры	Вариант	
		I	II
1.	Производительность печи, баз.т/сут.	246,2	259,8
2.	Активная мощность печи, МВт	46,0	45,2
3.	Используемая мощность, МВ·А	53,6	52,9
4.	Удельный расход шихты, кг/ баз. т :		
	– марганцевый агломерат (48 % Mn)	2054	1964
	– известняк	806	727
	– коксик	417	380
	– чугунная стружка	95	40
	– углистый колчедан	–	92
	– отходы (переплав)	129	120
5.	Химический состав ферромарганца, % :		
	– Mn	78,6	77,4
	– Si	0,70	2,34
	– P	0,50	0,45
	– S	0,010	0,021
6.	Основность шлака (CaO+MgO)/SiO <sub>2</sub>	1,23	1,33
7.	Химический состав шлака % :		
	– Mn	14,5	12,6
	– SiO <sub>2</sub>	39,9	41,7
	– MgO	1,8	2,3
	– SiO <sub>2</sub>	34,0	32,9
	– S	0,70	2,93
8.	Извлечение Mn (без учёта отходов), %	0,700	0,725
9.	Коэффициент загрузки трансформатора	0,851	0,840
10.	Коэффициент мощности	0,857	0,855
11.	Электрический КПД	0,867	0,868
12.	Тепловой КПД	0,494	0,526
13.	Расход электроэнергии, кВт·ч/т сплава	4450	<b>4150</b>
14.	<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,219</b>	<b>0,238</b>

Извлечение марганца (без учёта переплава отходов) увеличилось на 2,5 %. Удельный расход электроэнергии уменьшился на 6,7 %. Энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи увеличился от 0,219 до 0,238 (+ 8,7 %).

Необходимо отметить, что для снижения вязкости шлака, в доменных печах при выплавке ферромарганца, используют более дорогой плавиковый шпат (флюорит,  $\text{CaF}_2$ ) с расходом около 30 кг/т. В данном случае применение отходов обогащения угля, в виде углистого колчедана с расходом до 92 кг/т позволяет улучшить показатели процесса выплавки в электропечи. При этом получен углеродистый ферромарганец, который удовлетворяет требованиям стандарта по содержанию серы. Следовательно, в определённых пределах можно использовать серосодержащие добавки для снижения вязкости шлака и потерь сплава со шлаком. В результате увеличивается извлечение марганца и производительность электропечи, соответственно повышется энерготехнологический критерий печи при получении стандартного углеродистого ферромарганца.

#### 5.4. Выплавка чернового ферроникеля

Эффективность технологического процесса получения ферросплавов в основном определяется факторами энергоресурсосбережения. С этих позиций были проанализированы углеродотермические процессы выплавки ферросплавов в электропечах:

- бесшлаковый процесс – ферросилиций, в п. 5.1 (глава 5);
- шлаковый процесс – феррохром, в п. 5.2 и ферромарганец в п. 5.3.

Поэтому, с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи, представляет интерес рассмотреть многошлаковый, углеродотермический процесс, на примере выплавки ферроникеля из окисленных никелевых руд.

В качестве объекта исследования рассмотрена технология выплавки в электропечах чернового ферроникеля в условиях Побужского ферроникелевого комбината (Республика Украина). В целом технологическая схема производства ферроникеля включает предварительный нагрев и обжиг шихты из окисленных никелевых руд, известняка, углеродистого восстановителя (антрацит) во вращающихся-

ся наклонных печах при температуре 700 – 850 ° С [176]. Затем горячий огарок загружают в электропечь. Далее после выпуска из электропечи, полученный черновой ферроникель рафинируют от серы в ковше, а также в кислородных конвертерах с кислой футеровкой от кремния и хрома и с основной футеровкой от фосфора, соответственно.

Выплавка ферроникеля в электропечи представляет собой только часть технологической схемы. Горячий огарок поступает в электропечь РПЗ – 40ЦИ1 [139]. Мощность печных трансформаторов составляет 50,1 МВ·А (3 x 16,7 МВ·А). По сравнению с печами для выплавки крупнотоннажных ферросплавов (ферросилиция, ферромарганца, феррохрома), печи для выплавки ферроникеля работают на достаточно высоком рабочем напряжении 300 – 500 В. Максимальная сила тока электрода – 41,4 кА, при диаметре электродов 1200 мм. В качестве никельсодержащего сырья используют руды различных месторождений, состав которых, по данным работы [180] приведён в Таблице 5.2.

Окисленные никелевые руды Новой Каледонии, ОАТО Франции, Индонезии и Гватемалы имеют содержание ведущего элемента в 2,1 – 2,6 раза выше, чем руды Побужского месторождения (Республика Украина). Однако в более богатых рудах выше содержание оксида магния в 4,6 – 5,2 раза, что увеличивает температуру процесса шлакообразования.

Таблица 5.2 – Сравнительный ориентировочный химический состав окисленных никелевых руд по ряду месторождений, %

П/п	Страна, месторождение	Ni	Fe	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Влага
1.	Украина, Побужское	0,90	22,36	36,62	1,95	4,50	1,44	28,60
2.	Новая Каледония*, Океания	2,22	14,89	38,77	1,11	20,60	1,74	30,30
3.	Индонезия	2,31	15,90	38,50	0,80	21,2	1,40	33,5
4.	Гватемала	1,85	15,38	33,01	0,72	23,6	2,90	32,5

\*Прим.: Особое административное территориальное образование Франции (ОАТО)

При использовании в качестве шихты бедной руды обычно получали ферроникель с содержанием 4 – 6 % Ni. Применение богатой импортной руды, в том числе месторождения в Новой Каледонии, ОАТО Франции, позволяет выплавлять в электропечи черновой ферроникель с содержанием 15 – 25 % Ni [176]. После нагрева и обжига шихты, состав огарка перед загрузкой в электропечь следующий: 3,0 % Ni ; 6,8 % FeO; 15,78 % Fe<sub>2</sub> O<sub>3</sub> ; 26,2 % MgO; 42,33 % SiO<sub>2</sub> ; 3,60 % C; 1,05 % CaO; 0,94 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> .

В процессе плавки в электропечи из окисленных никелевых руд получали ферроникель следующего состава: 16,86 % Ni ; 74,42 % Fe; 0,33 % Co ; 3,79 % Si ; 2,18 % C; 1,86 % Cr; 0,012 % P; 0,30 % S. При этом шлак имеет состав: 0,085 % Ni; 6,02 % Fe; 0,008 % CoO; 32,45 % MgO; 54,42 % SiO<sub>2</sub> ; 1,63 % Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ; 0,87 % CaO; 2,12 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> .

Рассмотрим углеродотермический процесс выплавки чернового ферроникеля с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи в соответствии с выражением (3.6) глава 3. В качестве объекта исследования была выбрана работа двух шестиэлектродных печей РПЗ – 40ЦИ1 при выплавке чернового ферроникеля на различных режимах эксплуатации. Энерготехнологические параметры выплавки с учетом справочных величин [117, 173], технологических данных работ [181–183] и результатов расчёта приведены в Таблице 5.3.

По сравнению с выплавкой крупнотоннажных ферросплавов в электропечах, рассматриваемый многошлаковый процесс выплавки ферроникеля характеризуется большим активным сопротивлением ванны и соответственно высоким рабочим напряжением 300 – 500 В, низкой величиной отношения тока электрода к рабочему напряжению, а также высокими значениями коэффициента мощности и электрического КПД. При мощности трансформаторов 50,1 МВ·А (3 x 16,7 МВ·А) используется невысокий уровень активной мощности печи 26 – 32 МВт.

Шлак данного процесса имеет высокое удельное электросопротивление, так как содержит около 50 – 54 % SiO<sub>2</sub> и 6 – 14 % FeO [117], этим и обусловлена работа печи на повышенном напряжении. Тем не менее, коэффициент загрузки

печного трансформатора является невысоким 0,563 – 0,676, так как лимитирующим фактором при таком многошлаковом процессе является стойкость футеровки ванны электропечи.

Таблица 5.3 – Энерготехнологические параметры выплавки черного ферроникеля из огарка на различных режимах работы печей РПЗ – 40ЦИ1 (мощность трансформаторов 50,1 МВ·А)

п/п	П а р а м е т р ы	Электропечь	
		I	II
1.	Производительность печи, т/сут.	106,0	129,0
2.	Активная мощность печи, МВт	26,0–26,5	31,0–32,0
3.	Удельная мощность на площадь пода, кВт/м <sup>2</sup>	108,0	130,0
4.	Расход огарка на 1 т черного ферроникеля, т/т	8,60	7,90
5.	Расход электроэнергии на 1 т огарка, кВт·ч	690,0	680,0
6.	Кратность шлака	7,33	7,02
7.	Извлечение никеля в сплав	0,925	0,948
8.	Коэффициент загрузки трансформатора	0,563	0,676
9.	Коэффициент мощности	0,940	0,945
10.	Электрический КПД	0,931	0,948
11.	Тепловой КПД	0,677	0,694
12.	Удельный расход электроэнергии на выплавку черного ферроникеля, кВт·ч/т	5930	<b>5370</b>
13.	<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,309</b>	<b>0,398</b>

\* Прим.: извлечение кобальта в сплав 0,815 и 0,666, соответственно

Также следует отметить, что применение в технологическом процессе предварительного нагрева и обжига шихты значительно улучшает приходную часть теплового баланса. Тепловой КПД электропечей составляет 0,677 – 0,694, при условии, если загрузка шихты (огарка) происходит оперативно и без значительного снижения температуры. По данным работы [158] для этого процесса даже в небольших печах можно обеспечить тепловой КПД на уровне 0,640 и выше, при этом тепловой КПД для выплавки ферросилиция, ферромарганца, феррохрома, без предварительного подогрева шихты, находится на уровне 0,450 – 0,520 [164].



Сравнение работы печей на разных режимах показало, что печь II, по сравнению с печью I, имеет выше на 20 % активную мощность и удельную мощность на площадь подины. Следовательно, при большей подводимой мощности суточная производительность агрегата на 21,7 % выше, а удельный расход электроэнергии на выплавку 1 т чернового ферроникеля ниже на 560 кВт·ч /т или на 9,4 %. Также для печи II выше извлечение никеля в сплав – 0,948, по сравнению с извлечением – 0,925 для печи I.

В целом, при выплавке ферроникеля из окисленных никелевых руд, энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи составил для печи II – 0,398, против значения 0,309 для печи I. Разница в величине данного комплексного параметра составляет 29,1 %.

Следует отметить, что большей величине энерготехнологического критерия (Таблица 5.3) соответствует меньший удельный расход электроэнергии на выплавку ферроникеля, как следует из проведенного анализа [184]. Аналогичное явление наблюдается, как для бесшлакового процесса выплавки ферросилиция, так и для шлакового процесса выплавки ферромарганца и феррохрома в электропечах.

Для выплавки ферроникеля, производительность печи II, выше на 21,7 %, чем у печи I, а удельный расход электроэнергии на выплавку чернового ферроникеля ниже на 560 кВт·ч/т или 9,4 % и соответственно при более высоком значении энерготехнологического критерия (0,398). Поэтому, режим работы печи II является наиболее предпочтительным и рациональным, с позиции энергоресурсосбережения и эффективности работы печного агрегата.

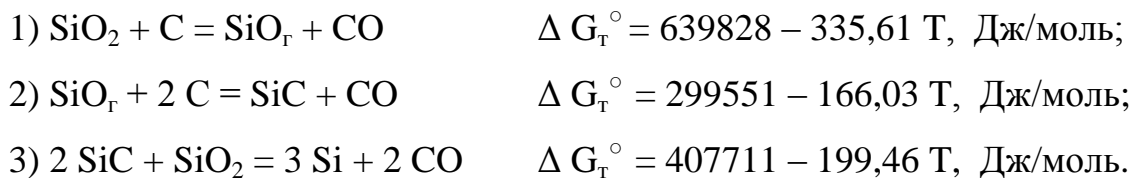
Таким образом, на примере выплавки ферроникеля многошлаковым углеродотермическим процессом в электропечи, аналогично выплавке крупнотоннажных сплавов кремния, хрома и марганца, показано, что увеличение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи соответствует снижению удельного расхода электроэнергии.

### 5.5. Выплавка кремния технической чистоты

Выплавка высококремнистых ферросплавов и выплавка кремния углеродотермическим процессом в электропечах являются очень близкими по технологии. Процесс выплавки кремния относится к весьма энергозатратным и материалоемким производствам. Технический кремний с чистотой 96 – 99 % Si выплавляют в печах мощностью 6,5 – 33,0 МВ·А и более. В качестве шихтовых материалов используют кварцит и углеродистые восстановители (древесный уголь, нефтяной кокс, газовый уголь и другие) с жёсткими требованиями по содержанию вредных примесей. Удельный расход электроэнергии, в зависимости от типа электропечей, составляет от 11,8 – 13,1 до 14 – 16 МВт·ч/т и выше, в том числе для трёхэлектродных печей, что в 25 – 35 раз больше, чем на выплавку 1 т стали в дуговой печи. Поэтому, выбор рационального режима выплавки в электропечах является весьма актуальной задачей.

Основным отличием от выплавки высококремнистого ферросилиция является вывод железа из системы, так как кремний технической чистоты для различных марок должен содержать не более 0,4 – 1,5 % Fe.

Данное обстоятельство затрудняет процесс углеродотермического восстановления кремния. В целом процесс восстановления по данным работ [39, 50] может быть представлен в виде ряда основных стадий, по следующей схеме:



К тому же, как отмечено в главе 4, на рисунке 4.1 и в соответствии с выражением (4.1), увеличение содержания кремния в сплаве снижает степень извлечения ведущего элемента, вследствие большего улёта  $\text{SiO}_T \uparrow$  с отходящими газами. Это обстоятельство, также имеет место при выплавке кремния. Средняя величина

извлечения кремния при выплавке на кусковой шихте составляет около 0,70. При определённых технологиях выплавки и при использовании специальной, подготовленной и комплексной (окомкованной) шихты, извлечение кремния может достигать уровня 0,78 – 0,85. Теоретический расход энергии на выплавку 1 т кремния, на основе данных химических реакций равен 6350 кВт·ч/т, по данным работы [91], что составляет лишь около половины фактического расхода электроэнергии на 1 т кремния при выплавке в электропечи.

Проведённый анализ энерготехнологических параметров работы печей для выплавки кремния углеродотермическим процессом [185] показал следующее. Увеличение мощности трансформаторов печей, выплавляющих кремний, также приводит к снижению энерготехнологического критерия работы электропечи.

Рассмотрим процесс выплавки кремния с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи в соответствии с выражением (3.6) глава 3. В качестве объекта исследования была рассмотрена технология выплавки кремния в электропечи РКО – 16,5КрИ1 с мощностью трансформатора 16,5 МВ·А по двум вариантам режима эксплуатации [143, 186]. Параметры выплавки кремния, согласно, данных работ [186, 187], приведены в Таблице 5.4.

Рассматривая два различных энерготехнологических режима работы печи при выплавке кремния, следует отметить, что работа с меньшим отношением тока электрода к рабочему напряжению, позволяет иметь большую производительность печи на 8,51 %.

При работе на меньшем напряжении и большей силы тока электрода (вариант II), электроды глубоко сидят в шихте. Как следствие, наблюдается более высокий тепловой КПД. В варианте II печь работает на меньшей активной и полезной мощности и соответственно наблюдается снижение производительности печи 18,8 т/сут, по сравнению с более высокой производительностью печи по варианту I, где она составляет – 20,4 т/сут (+ 8,51 %).

В связи с этим можно провести комплексную оценку режимов выплавки по энерготехнологическому критерию работы электропечи.

Таблица 5.4 – Энерготехнологические параметры выплавки технического кремния в печи мощностью 16,5 МВ·А на различных вариантах работы

п/п	П а р а м е т р ы	Вариант	
		I	II
1.	Производительность печи, т/сут.	20,40	18,80
2.	Рабочее напряжение, В	178,5	146,5
3.	Сила тока электрода, кА	48,0	51,0
4.	Активная мощность печи, МВт	11,60	10,3
5.	Полезная мощность, МВт	10,20	8,80
6.	Отношение тока к напряжению, А/В	269	348
7.	Используемая мощность, МВ·А	14,86	12,96
8.	Коэффициент загрузки трансформатора	0,901	0,785
9.	Коэффициент мощности	0,781	0,795
10.	Электрический КПД	0,879	0,854
11.	Тепловой КПД	0,484	0,503
12.	Извлечение кремния	0,700	0,700
13.	Удельный расход электроэнергии, МВт·ч/т	12,60	13,10
14.	<b>Энерготехнологический критерий печи</b>	<b>0,210</b>	0,188

В данном случае по варианту I, величина энерготехнологического критерия составляет 0,210, против – 0,188 (вариант II), что выше и эффективнее. Поэтому режим работы печи по варианту I наиболее предпочтителен и является рациональным с точки зрения комплексной оценки работы печного агрегата при выплавке кремния углеродотермическим процессом в электропечи.

На основании анализа вариантов выплавки кремния углеродотермическим процессом в электропечи мощностью 16,5 МВ·А показано, что оптимальным режимом работы является режим выплавки с максимальной величиной энерготехнологического критерия работы печи 0,210, против – 0,188, что на 11,7 % выше и более эффективно.

### Выводы

1. Анализ технологии выплавки различных марок ферросилиция в печах мощностью 10,5 – 81,0 МВ·А, с позиции энерготехнологического критерия рабо-

ты ферросплавной печи показал следующее. Увеличение мощности печей и повышение содержания кремния в сплаве не только увеличивает удельный расход электроэнергии и уменьшает извлечение ведущего элемента в сплав, но и снижает величину энерготехнологического критерия печи. Для улучшения энерготехнологического критерия ферросплавных печей, традиционных конструкций, требуется увеличение активного сопротивления ванны (использование углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением), а также применение новых технологий и установок компенсации реактивной мощности.

2. Для определения эффективности выплавки крупнотоннажных ферросплавов, таких как ферросилиций и углеродистый феррохром, выявлена зависимость между энерготехнологическим критерием электропечи и удельным расходом электроэнергии. Повышение величины энерготехнологического критерия ферросплавной печи соответствует снижению удельного расхода электроэнергии.

Для выплавки 75 %-ного ферросилиция хороший уровень работы печи соответствует диапазону значений энерготехнологического критерия от 0,300 до 0,314, при котором удельный расход электроэнергии составляет от 9,0 до 8,6 МВт·ч/т сплава. Для менее эффективного варианта работы печи возможен диапазон значений энерготехнологического критерия от 0,272 до 0,293, при котором удельный расход электроэнергии изменяется от 9,8 до 9,2 МВт·ч/т.

Для выплавки углеродистого феррохрома хороший уровень работы печи соответствует диапазону значений энерготехнологического критерия от 0,304 до 0,326, при котором удельный расход электроэнергии изменяется от 3,6 до 3,3 МВт·ч/т сплава. При этом удовлетворительному варианту работы печи, соответствует диапазон значений энерготехнологического критерия от 0,267 до 0,289, при котором удельный расход электроэнергии составляет от 4,1 до 3,8 МВт·ч/т сплава.

3. На основании анализа выплавки других сплавов шлаковым и бесшлаковым процессом получено, что зависимость энерготехнологического критерия работы электропечи и удельного расхода электроэнергии при выплавке ферромарганца,

ферроникеля и кремния, аналогична получению ферросилиция и углеродистого феррохрома. При этом увеличение энерготехнологического критерия соответствует снижению удельного расхода электроэнергии и повышению эффективности работы печи.

4. С позиции энергоресурсосбережения, такая комплексная величина, как энерготехнологический критерий, может рассматриваться как основной элемент энергетического и технологического аудита ферросплавного печного агрегата, а также для выявления эффективных режимов работы печей, применение различных видов шихтовых материалов и инновационных технологий.

## **6. Влияние подэлектродного промежутка и распада электродов на энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи**

### **6.1. Роль подэлектродного промежутка в ванне ферросплавной печи и улучшение энерготехнологических параметров**

Определение подэлектродного промежутка или расстояния от рабочего конца электрода до подины, под слоем шихты, в ферросплавной печи является сложной технической задачей. Из практики работы ферросплавных электропечей, которые работают углеродотермическим процессом, известно, что подэлектродный промежуток (электрод – подина) в ванне работающей печи в основном не превышает величины диаметра электрода. Данный параметр существенно влияет на ход технологического процесса выплавки и может быть определен очень ориентировочно, так как рабочий конец электрода находится под разогретым слоем шихты, в реакционной плавильной зоне. Такие измерения связаны с определенными трудностями и требуют отключения печи на некоторое время при проведении технологического процесса.

Тем не менее, в научно-технической литературе имеется достаточное количество данных, которые позволяют судить об определённой величине подэлектродного промежутка, как для бесшлакового процесса (Таблица 6.1), так и для шлакового процесса выплавки ферросплавов (Таблица 6.2).

На основании собранных и систематизированных данных о величине подэлектродного промежутка необходимо отметить следующее. Если величина расстояния электрод – подина, при выплавке ферросплавов углеродотермическим процессом, определяется в абсолютных, метрических величинах, то трудно выявить определённую зависимость для группы печей.

Однако, в соответствии с теорией подобия, при выражении этой величины через диаметр электрода соответствующей печи, выявляется закономерность, которая не зависит от мощности печи, размеров электрода и технологии процесса.

Таблица 6.1 – Величина подэлектродного промежутка (электрод – подина) при выплавке ферросилиция и кремния углеродотермическим процессом в электропечах

П/п	Мощность трансформатора печи, МВ·А	Сплав	Диаметр электрода, мм	Подэлектродный промежуток		Источник
				в метрах	в диаметрах электрода	
1.	7,80	ФС45	900	0,60	0,67	[117]
2.	8,55	ФС45	950	0,80	0,84	[115]
3.	11,0	ФС45	900	0,60	0,67	[117]
4.	12,5	ФС45	980	0,80	0,81	[117]
5.	16,5	ФС45	1200	0,80 - 0,90	0,67 - 0,75	[117]
6.	16,5	ФС45	1200	1,0	0,83	[117]
7.	16,5	ФС45	1200	0,70 - 0,86	0,58 - 0,71	[117]
8.	21,0	ФС45	1200	1,02 - 1,08	0,85 - 0,90	[64]
9.	21,0	ФС45	1200	0,80	0,67	[39]
10.	22,5	ФС65	1200	0,90	0,75	[80]
11.	7,80	ФС75	900	0,60	0,67	[117]
12.	8,55	ФС75	950	0,60	0,63	[117]
13.	10,5	ФС75	940	0,75	0,80	[117]
14.	16,5	ФС75	1200	0,72 - 0,85	0,60 - 0,71	[117]
15.	16,5	ФС75	1200	0,83 - 0,86	0,69 - 0,72	[64]
16.	16,5	ФС75	1100	0,88-0,90	0,80-0,82	[ 64 ]
17.	21,3	ФС75	1020	0,68	0,67	[117]
18.	21,0	ФС75	1200	0,96 - 0,98	0,80 - 0,82	[64]
19.	23,0	ФС75	1150	0,77	0,67	[64]
20.	7,80	ФС90	950	0,70	0,74	[117]
21.	7,80	ФС90	950	0,50	0,67	[117]
22.	8,55	ФС90	900	0,60	0,45	[112]
23.	5,5	Кр	750	0,55	0,73	[91]
24.	6,5	Кр	750	0,50	0,67	[117]
25.	8,55	Кр	900	0,60	0,45	[117]

\* Прим.: продукты выплавки ФС45 – ФС90 – ферросилиций; Кр – кремний



Таблица 6.2 – Величина подэлектродного промежутка (электрод – подина) при выплавке сплавов хрома и марганца углеродотермическим процессом

П/п	Мощность трансформатора печи, МВ·А	Сплав	Диаметр электрода, мм	Подэлектродный промежуток		Источник
				в метрах	в диаметрах электрода	
1.	10,0	ФХ	960	0,65	0,68	[25, 117]
2.	14,0	ФХ	1000	0,70 - 0,85	0,70 - 0,85	[48]
3.	21,0	ФХ	1200	1,20	1,0	[136]
4.	81,0	ФХ	1900	1,47	0,77	[188]
5.	8,55	ФСХ	950	0,68 - 0,82	0,70 - 0,90	[189]
6.	14,0	ФСХ	1000	0,67	0,67	[190]
7.	11,15	ФМн	1000	0,70 - 0,90	0,70 - 0,90	[50]
8.	38,5 - 40,0	ФМн	1700	1,00 - 1,15	0,59 - 0,68	[191]
9.	49,5	ФМн	1700	1,10 - 1,20	0,65 - 0,71	[192]
10.	63,0	ФМн	2800 x 650*	1,00 - 1,30	0,66 - 0,87	[193]
11.	16,5	МнС	1200	0,80 - 1,00	0,67 - 0,83	[194]
12.	63,0	МнС	2800x650*	0,90 - 1,20	0,59 - 0,79	[195]
13.	63,0	МнС	2800x650*	1,10 - 1,40	0,72 - 0,92	[196]

Прим.: получаемые ферросплавы: ФХ – углеродистый феррохром; ФСХ – ферросиликохром; ФМн – углеродистый ферромарганец; МнС – ферросиликомарганец; \* приведённый диаметр самообжигающегося электрода – 1520 мм.

Например, для выплавки различных ферросплавов, имеется следующая закономерность по относительной величине подэлектродного промежутка, ( $h/d_3$ ):

– 45%-ный ферросилиций	0,6 – 0,9
– 75%-ный ферросилиций	0,6 – 0,8
– 90%-ный ферросилиций	0,5 – 0,7
– технический кремний	0,5 – 0,7
– углеродистый феррохром	0,7 – 1,0
– ферросиликохром	0,7 – 0,9
– углеродистый ферромарганец	0,6 – 0,9
– ферросиликомарганец	0,6 – 0,9

Следовательно, независимо от мощности печи, размеров электрода и технологии выплавки ферросплавов и кремния, относительная величина подэлектродного промежутка для выплавки углеродотермическим процессом, выраженная в диаметрах электрода, в основном соответствует диапазону 0,60 – 0,85. Поэтому данную относительную величину расстояния электрод – подина для существующих конструкций ферросплавных печей, при традиционном распаде электродов и соответствующей технологии выплавки, можно считать классической величиной. Подэлектродный промежуток в ферросплавной печи, по существу является результирующей электрического, технологического и теплового режима выплавки крупнотоннажных ферросплавов.

Как было отмечено в п. 2.3, глава 2, согласно выражению (2.3), основной причиной ухудшения энерготехнологических параметров работы ферросплавных печей является снижение активного сопротивления ванны при укрупнении печей и увеличении мощности трансформаторов.

Рассматривая составляющие энерготехнологического критерия ферросплавной печи, в соответствии с выражением (3.6) глава 3, следует отметить, что снижение активного сопротивления ванны ухудшает следующие величины печного агрегата: коэффициент мощности; электрический КПД и коэффициент загрузки трансформатора. Поэтому, для улучшения энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов необходимо увеличить сопротивление ванны печи.

В соответствии с данными п. 1.2, глава 1, применение технологических способов увеличения активного сопротивления ванны, в том числе при использовании углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением, можно получить положительный эффект не более 5 – 10 %.

Анализ различных технических решений по совершенствованию конструкции ферросплавных печей переменного тока и опыт их эксплуатации, согласно п. 1.3 (глава 1), показал, что основной результат от повышения активного сопротивления ванны находится в пределах 20 %.

Для более значительного повышения активного сопротивления ванны, в соответствии с данными ряда работ автора [113, 197–200] был проведён анализ критерия электрического подобия ЭП печей, выражение (3.2), глава 3, которое представлено в следующей форме:  $R_b \cdot d_3 = \text{ЭП} \cdot \rho$ . Из-за трудности разграничения величин ЭП и  $\rho$ , обычно использовали для расчётов комплексный параметр ( $\text{ЭП} \cdot \rho$ ). Однако улучшение параметров печей, при условии постоянства диаметра электрода ( $d_3 = \text{const}$ ), может происходить собственно за счет повышения критерия ЭП или увеличения удельного электросопротивления ванны.

Повышение удельного сопротивления ванны возможно следующими технологическими способами:

- применение наиболее эффективных видов углеродистых восстановителей и добавок с повышенным удельным электросопротивлением (полукокс, термообработанный уголь, коксы из смеси антрацита и газовых углей, каменный уголь, шунгит, отходы деревопереработки, углекварцитовый кокс, карбидкремниевые материалы, лигнин и другие) с оптимальным фракционным составом;
- работа с незначительным недостатком восстановителя, допустимым для конкретного ферросплавного процесса;
- получение оптимального химического состава шлака, обеспечивающего его повышенное удельное электросопротивление;
- установление благоприятного соотношения тока электрода и напряжения;
- работа закрытой печи с разряжением под сводом и другие.

Как было отмечено в п. 1.2, главы 1, при выплавке различных ферросплавов с применением углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением эффект от увеличения активного сопротивления ванны не такой значительный, который имеет определенные пределы (до 5 – 10 %).

Поэтому, в качестве основного фактора, увеличения сопротивления ванны для ферросплавной печи, следует рассматривать другое направление в улучшении параметров – повышение величины критерия электрического подобия, выражение (3.2), глава 3.

Рассмотрим схему плавильной зоны ферросплавной печи, которая приведена на Рисунке 6.1, размеры которой условно выражены через диаметр электрода.

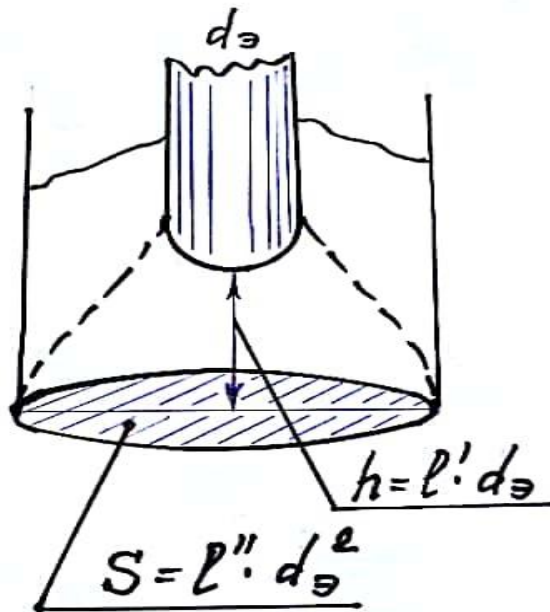


Рисунок 6.1 – Схема плавильной зоны в ферросплавной печи, размеры которой выражены через диаметр электрода ( $d_э$ ): подэлектродный промежуток (электрод – подина):  $h = l' \cdot d_э$ ; сечение токопровода:  $S = l'' \cdot d_э \cdot d_э$ , где:  $l'$  - коэффициент подобия длины путей тока;  $l''$  - коэффициент подобия сечения токопровода

Учитывая, что сопротивление ванны печи (в расчете на один электрод) характеризуется не только удельным электросопротивлением ( $\rho$ ), но длиной ( $h$ ) и сечением токопровода ( $S$ ) по следующему выражению:  $R_в = (\rho \cdot h) / S$ , то можно в соответствии с теорией подобия, выразить данные параметры в относительных величинах, через диаметр электрода:

$$h = l' \cdot d_э; \quad (6.1)$$

$$S = l'' \cdot d_э \cdot d_э, \quad (6.2)$$

где:  $l'$  – коэффициент подобия длины путей тока;

$l''$  – коэффициент подобия сечения токопровода.

Используя выражения (3.2), глава 3, в системе уравнений (6.1) и (6.2), может быть получено выражение (6.3), как другая форма критерия ЭП [113, 199], которая характеризуется через относительные величины: длину ( $\ell'$ ) и сечение ( $\ell''$ ) подэлектродного пространства или реакционной плавильной зоны ферросплавной печи, как проводника с током:

$$\text{ЭП} = \ell' / \ell'' \quad (6.3)$$

Основное условие повышения критерия ЭП, как следует из выражения (6.3), является увеличение относительного подэлектродного промежутка (электрод – подина) или уменьшение сечения реакционной зоны под электродом. Технически более просто осуществить первое условие: увеличение расстояния электрод – подина без уменьшения заглубления электрода.

Для подтверждения данного теоретического положения были проведены исследования по увеличению подэлектродного промежутка на электролитической одноэлектродной модели ванны ферросплавной электропечи [199]. В качестве электролита использовался раствор хлористого натрия с концентрацией 2 г/л. При этом выполнялись следующие условия:  $d_3 = \text{const}$ ; температура 23 °С; сила тока электрода  $I_3 = 1$  А;  $\rho = \text{const}$ ; заглубление электрода в электролит  $\Delta h = 1 d_3$ . В процессе эксперимента увеличивали относительный подэлектродный промежуток (электрод – подина) с интервалом равным  $0,5 d_3$ , при постоянной силе тока электрода и неизменной величине заглубления электрода в электролит. Далее, при тех же условиях эксперимента, было измерено удельное электросопротивление электролита, которое составило  $\rho = 231$  Ом·см. Данное обстоятельство решило вопрос о разделении комплексной величины ( $\text{ЭП} \cdot \rho$ ) на составляющие. Поэтому были получены численные значения критерия ЭП, в зависимости от величины относительного подэлектродного промежутка для одноэлектродной ванны:

$h/d_3 = \ell'$	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,5	4,0
Критерий ЭП	0,130	0,169	0,212	0,238	0,264	0,290	0,316

Таким образом, показано, что возможно увеличение активного сопротивления ванны, благодаря повышению критерия ЭП, при этом получено численное

значение критерия ЭП при различной величине подэлектродного промежутка ферросплавной печи.

Для улучшения энерготехнологических параметров выплавки и повышения критерия ЭП, с целью увеличения сопротивления ванны, необходимо перейти выявленный диапазон величины традиционного подэлектродного промежутка (0,60 – 0,85) диаметров электрода в сторону его увеличения. Данное положение позволяет разработать основы технологии выплавки с новыми качественными признаками, для улучшения энерготехнологических параметров работы печей.

Обычно, при выплавке ферросплавов увеличение подэлектродного промежутка, свыше традиционной величины (0,60 – 0,85) диаметра электрода, при повышении рабочего напряжения для печей, с общепринятыми распадами электродов, приводит:

- к уменьшению заглубления электродов в шихту;
- к повышенному улёту ведущего элемента;
- к снижению температуры сплава и трудности выпуска его из печи;
- к повышению удельного расхода электроэнергии.

Такое явление происходит потому, что удаление электродов от подины печи, более определённой величины, вызывает резкое возрастание ответвления тока между электродами и приводит к неблагоприятному перераспределению электрической мощности в ванне ферросплавной печи.

С учётом изложенного, была поставлена задача на основании опытной выплавки ферросилиция, установить практическую возможность повышения энерготехнологических параметров печи, благодаря увеличению относительного подэлектродного промежутка, без уменьшения заглубления электрода в шихту, в условиях ограничивающих ответвление тока между электродами.

Для этого были проведены по три серии кампаний по выплавке 45%-ного ферросилиция с традиционным и с увеличенным подэлектродным промежутком. Выплавку проводили в одноэлектродной варианте печи с подводом тока к подине и к графитированному электроду. Особенности технологии выплавки приведены

в работах [113, 199]. Используемая мощность печи составляла 130 – 290 кВ·А. Диаметр графитированных электродов – 150 мм. Сила тока электрода была около 4,7 кА. Подина ванны печи была выложена из углеродистых блоков. Теплоизолирующая часть футеровки состояла из шамотного кирпича и шамотной крупки, а также рабочего слоя из хромомagneзитового кирпича. При этом выплавка ферросилиция проводилась без уменьшения заглубления электродов в шихту, так как увеличивалась глубина ванны. Внутренние размеры ванны по футеровке были следующие: длина и ширина – 500 мм; глубина ванны в первой кампании – 700 мм, а во второй кампании выплавки – 1200 мм. Фактически ванна печи из низкошахтной переходила в разряд ванны среднешахтных печей.

Первую кампанию выплавки ферросилиция проводили с традиционной величиной подэлектродного промежутка. Расстояние от рабочего конца электрода до подины составляло около 90 – 120 мм (0,6 – 0,8) диаметров электрода. Сход шихты и газовыделение по колошнику было равномерным в районе электрода. Заглубление в шихту составляло не менее 220 – 260 мм (1,5 – 1,7) диаметров электрода. Сплав хорошо выходил из печи и по химическому составу соответствовал стандарту для 45 %-ного ферросилиция.

Вторая кампания выплавки ферросилиция была проведена с увеличенным подэлектродным промежутком, при аналогичной величине заглубления электрода в шихту, как и в первой кампании. Выплавку проводили, начиная от традиционной величины подэлектродного промежутка до (1,0 – 1,5) диаметров электрода. Затем была освоена технология выплавки ферросилиция с подэлектродным промежутком (3,0 – 3,5) и до наибольшего значения – 6 диаметров электрода. Всего были проведены три аналогичных кампании выплавки и получены одинаковые результаты.

Процесс выплавки начинали с малого подэлектродного промежутка и довели его до традиционной величины. Затем в течение процесса выплавки, при горячем ходе печи, постепенно повышали рабочее напряжение. При этом силу тока электрода поддерживали на уровне 4,7 кА, медленно поднимая электрод от поди-

ны. Мощность, вводимая в ванну, возросла благодаря повышению рабочего напряжения. Значительно улучшился коэффициент мощности от 0,905 до 0,975.

Энерготехнологические параметры, выплавки ферросилиция с различной величиной подэлектродного промежутка приведены в Таблице 6.3.

Таблица 6.3 – Энерготехнологические параметры выплавки 45%-ного ферросилиция в одноэлектродных печах мощностью 130 – 290 кВ·А с различной величиной подэлектродного промежутка

П/п	Энерготехнологические параметры	Кампания	
		I	II
1.	Подэлектродный промежуток, h / d <sub>3</sub>	0,6 – 0,8	6,0 (max)
2.	Используемая мощность, кВ·А	129,8	288,3
3.	Активная мощность печи, кВт	117,5	281,4
4.	Полезная мощность, кВт	106,2	265,1
5.	Сопротивление ванны, мОм	4,8	12,0
6.	Увеличение сопротивления ванны, %	–	150
7.	Удельная мощность на подине, кВт/м <sup>2</sup>	425	1060
8.	Расход шихты на 1 баз.т. сплава, кг:		
	– кварцит	1062	1065
	– коксик	564	561
	– железная стружка	568	572
9.	Извлечение Si в сплав	0,921	0,919
10.	Тепловой КПД	0,309	0,374
11.	Коэффициент мощности	0,905	0,976
12.	Электрический КПД	0,904	0,942
13.	Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	9020	<b>7168</b>
14.	<b>Энерготехнологический критерий печи</b>	<b>0,233</b>	<b>0,316</b>

Значительно возросла скорость схода шихты и площадь газовыделения на колошнике. Печь работала устойчиво при наибольшей величине подэлектродного промежутка в стационарном режиме. Содержание ведущего элемента в сплаве было в пределах 42,3 – 45,6% Si, что удовлетворяло требованиям стандарта.

Для оценки эффективности выплавки ферросилиция, с различной величиной подэлектродного промежутка, использовали комплексную величину – энерготехнологический критерий ферросплавной печи, выражение (3.6) глава 3. Результаты



исследования подробно опубликованы в работе [200]. По технологии выплавки ферросилиция, с увеличенным подэлектродным промежутком, следует отметить, что расплав, по мере его накопления в нижней части плавильного тигля, в меньшей степени влияет на колебания электрических параметров, а положение электрода мало изменяется от выпуска к выпуску. Изменение удельного электросопротивления плавильной зоны печи при увеличении подэлектродного промежутка приведено в Приложении 1.

Заглубление электрода в шихту было не менее (1,5 – 1,7) диаметра электрода, в первом и во втором вариантах выплавки, что позволяло иметь над реакционным тиглем одинаковую или большую толщину слоя шихты. Поэтому улёт ведущего элемента в газовую фазу не возрастает, а степень извлечения кремния в сплав имеет близкие значения 0,921 и 0,919, соответственно. Рост величины удельной мощности на площадь подины увеличивает скорость схода шихты на колошнике. Повышение вводимой в ванну мощности происходит благодаря увеличению напряжения, из-за роста критерия ЭП и сопротивления ванны.

Выплавка по технологии с увеличенным подэлектродным промежутком показала принципиальную возможность увеличения сопротивления ванны, напряжения и мощности в ванне печи в 2,5 раза (каждый показатель), без увеличения силы тока и диаметра электрода. При этом качественно меняется картина ввода дополнительной мощности в ванну ферросплавной печи: не за счёт увеличения силы тока, а благодаря повышению напряжения, что энергетически наиболее выгодно и эффективно. Следовательно, увеличение относительного подэлектродного промежутка приводит к качественно новому направлению в улучшении комплекса энерготехнологических параметров. Такая технология выплавки, с увеличенным подэлектродным промежутком, улучшает следующие параметры: коэффициент мощности печи (+7,9 %); электрический КПД (+ 4,2 %) и тепловой КПД печи (+ 21,0 %), при близкой степени извлечения кремния в сплав (0,921 – 0,919). При этом значительно возрастает энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи от 0,233 до значений 0,316 (+ 35,6 %).

## 6.2. Влияние распада электродов и подэлектродного промежутка на энерготехнологический критерий печи

Увеличение значений подэлектродного промежутка в ферросплавной печи более традиционной величины (0,60 – 0,85) диаметра электрода, при условии исключения влияния соседних электродов, позволяет значительно (в 2,5 раза) повысить сопротивление ванны, напряжение и мощность в печной ванне. При этом увеличиваются коэффициент мощности, электрический, тепловой КПД и энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи (п. 6.1, глава 6).

На основании результатов электролитического моделирования ферросплавной печи и расчётов на основании выражения (6.3), было показано, что при увеличении подэлектродного промежутка, также возрастает приведённый диаметр токопровода ( $D_{т.пр.}/d_3$ ) одноэлектродной модели ванны:

$\ell' = h/d_3$	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5
Критерий ЭП	0,130	0,169	0,212	0,138	0,264	0,290	0,316
$\ell'' = S_{т.пр.}/d_3^2$	3,85	5,92	7,08	8,40	9,07	10,35	11,08
$D_{т.пр.}/d_3$	2,21	2,75	3,0	3,27	3,47	3,63	3,76

В связи с тем, что с увеличением подэлектродного промежутка соответственно растёт сечение токопровода (растекание тока), необходимо рассмотреть возможные схемы расположения реакционных плавильных зон в ванне ферросплавной печи, что определяется расположением электродов, а именно распадом электродов ( $d_p$ ) или расстоянием между центрами.

**Распад электродов.** Схемы расположения плавильных реакционных зон в ванне электропечей рассмотрены с частичным использованием работы [201], как Варианты А, В и С. Также были дополнительно исследованы схемы расположения плавильных зон в ванне печи по Вариантам D и E [205], которые приведены в Таблице 6.4.

Вариант А, схемы расположения плавильных зон в ванне, не является перспективным для повышения сопротивления ванны ферросплавной печи и больше

подходит для плавки, малоэлектропроводных материалов, например огнеупоров и неорганических материалов. Такая схема характеризует плавильный агрегат, как печь с небольшим распадом электродов.

Таблица 6.4 – Возможные схемы расположения подэлектродных реакционных плавильных зон в плане ванны ферросплавной электропечи

Вариант	Схема расположения реакционных плавильных зон	Соотношение распада электродов и размеров плавильной зоны	Коэффициент взаимного расположения плавильных зон	Количество лётков для выпуска
А	Границы (проекции) плавильных зон одного электрода распространяются до образующей соседнего электрода	$d_p = 1/2 (D_T + d_s)$	$k_T < 0,87$	1
В	Границы реакционных плавильных зон пересекаются в центре печи	$d_p = 0,87 \cdot D_T$	$k_T = 0,87$	1
С	Границы реакционных плавильных зон соприкасаются	$d_p = D_T$	$k_T = 1$	1–3
Д	Границы плавильных зон не соприкасаются	$d_p > D_T$	$k_T > 1$	3
Е	Реакционные плавильные зоны далеки друг от друга и практически работают изолировано*	$d_p \gg D_T$	$k \gg 1$	3

Прим.:  $D_T$  – размеры плавильной зоны (реакционного, плавильного тигля) в плане;

\* зоны малоэлектропроводной шихты, перегородки в ванне печи и т.д.

Вариант В считается наиболее оптимальным для выплавки ферросплавов в печах, которые имеют традиционным распад электродов. Выпуск сплава осуществляется через одну лётку. Однако, при такой схеме расположение плавильных зон, укрупнение печей и увеличение мощности трансформаторов приводит к снижению активного сопротивления ванны и ухудшению энерготехнологических параметров выплавки, что было отмечено в главе 1.

С увеличением относительных значений подэлектродного промежутка растет приведенный диаметр токопровода (реакционной плавильной зоны). Поэтому,

для повышения сопротивления ванны и других энерготехнологических параметров печи, благодаря увеличению подэлектродного промежутка, наиболее перспективными являются схемы расположения по Вариантам С, D, E. Для Вариантов D, E расположения плавильных зон в ванне печи, распад электродов должен быть значительно больше.

Следует отметить, что фактические значения распада электродов для ферросплавных печей мощностью 7,5 – 81 МВ·А, которые выражены в диаметрах электродов (Таблица 6.5), наиболее соответствуют схеме Варианта В. Распад электродов изменяется не так значительно в диапазоне  $d_p/d_3 = 2,10 - 2,47$  (среднее – 2,23). Диаметры самообжигающихся электродов в абсолютных величинах возрастают.

Таблица 6.5 – Основные параметры конструкции ферросплавных печей [202]

П/п	Мощность трансформатора печи, МВ·А	Диаметр электродов, мм	Диаметр распада (в диаметрах электрода)	Распад электродов (в диаметрах электрода)
1.	7,5	900	2,56	2,23
2.	10,5	1000	2,50	2,18
3.	13,5	1100	2,46	2,14
4.	16,5	1200	2,42	2,10
5.	24,0	1400	2,71	2,36
6.	40,0	1500	2,60	2,26
7.	75,0	1800	2,48	2,16
8.	81,0	1900	2,84	2,47
9.	81,0*	1900	2,74	2,38
10.	81,0*	1900	2,97	2,58
12.	81,0*	1900	3,00	2,61

Прим: \* варианты последующей реконструкции при изменении диаметра распада электродов: 5200 мм; 5400 мм; 5700 мм соответственно, после результатов проведения полупромышленных испытаний выплавки с увеличенным расходом электродов на Аксуском заводе ферросплавов.

Распад электродов ( $d_p$ ) и диаметр распада электродов ( $D_p$ ) связаны следующим соотношением:  $d_p = 0,87 D_p$ . При этом отмечено, что основному диапазону распада электродов  $d_p/d_3 = 2,10 - 2,47$  вероятнее всего соответствует традиционный подэлектродного промежутка  $h/d_3 = 0,60 - 0,85$  (п. 6.1, глава 6) при выраже-

нии через диаметр электрода печи. Выявленный диапазон соотношения величин распада электродов и подэлектродного промежутка традиционных конструкций печей должен быть оптимальным соотношением электротехнических и технологических параметров процесса.

Поэтому, практическую значимость представляет взаимосвязь распада электродов и подэлектродного промежутка в ферросплавной печи. На основании опыта эксплуатации промышленных электропечей, при выплавке ферросилиция, данные параметры были обобщены и опубликованы в работе [203]. Выявлено, что большему распаду электродов соответствует тенденция некоторого повышения подэлектродного промежутка. Соотношение подэлектродного промежутка и распада электродов в диаметрах электрода приведено на Рисунке 6.2.

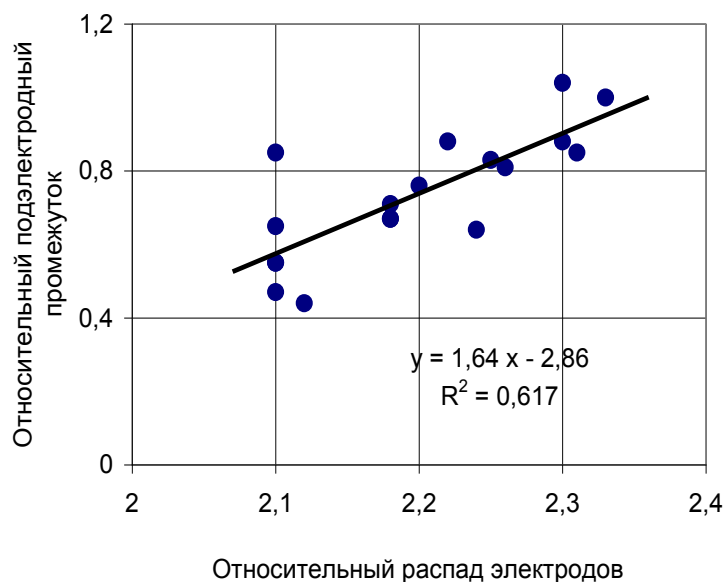


Рисунок 6.2 – Изменение распада электродов и подэлектродного промежутка, которые выражены в диаметрах электрода, для промышленных печей мощностью 7,5 – 21 МВ·А при выплавке 45 %-ного ферросилиция (коэффициент корреляции  $R = 0,786$ )

Конкретных способов определения величины распада электродов для ферросплавных печей практически не выработано. Например, в работе [204] указывается, что отношение диаметра распада электродов к диаметру электрода ( $D_p/d_3$ ) принимается как средняя величина – 2,5. Такой величине диаметра распада электродов

тродов, соответствует распад электродов ( $d_p/d_3 = 2,18$ ), как базовая величина или вариант сравнения для выплавки ферросплавов.

Далее при рассмотрении схемы взаимного расположения плавильных зон в ванне ферросплавной печи были выявлены следующие варианты: а) проекции плавильной зоны одного электрода распространяются до другого электрода; б) проекции плавильных зон пересекаются в центре ванны печи; в) границы плавильных зон соприкасаются; г) плавильные зоны не соприкасаются; д) реакционные плавильные зоны далеки и работают изолированно.

Расположение в печи реакционных плавильных зон, которые не соприкасаются и работают изолированно имеет большой потенциал по улучшению энерготехнологических параметров ферросплавных печей. Для этого распад электродов должен быть значительно больше традиционных значений и использован в сочетании с технологией выплавки с увеличенным подэлектродным промежутком.

***Сущность концепции выплавки ферросплавов.*** В результате сочетания двух технических решений, таких как: 1) использование технологии получения ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком; 2) применение электропечи со значительно увеличенным (в 2,1 – 2,8 раза) распадом электродов, была предложена, теоретически обоснована и опробована, принципиально новая концепция выплавки ферросплавов по варианту автономных изолированных плавильных зон под электродами в ванне печи (под слоем шихты) и соответственно выпуском расплава из-под каждого электрода (См. Приложение 2).

Для подтверждения результатов теоретических положений, данных электролитического моделирования и схемы расположения плавильных зон в ванне печи [205] были проведены компании по выплавке 45 %-ного ферросилиция на Экспериментальной базе ВНИИЭТО с опытным заводом. Для этого использовались крупномасштабных опытные печи с используемой мощностью 150 – 352 кВт·А для выплавки с различными величинами распада электродов и подэлектродного промежутка. Диаметр графитированных электродов составлял 150 мм. Для каждого распада электродов была соответствующая ванна печи.

**Выплавка ферросилиция.** Выплавку 45 %-ного ферросилиция проводили на обычных шихтовых материалах (кварцит, коксик и железная стружка). Технология выплавки ферросилиция с различными значениями распада электродов и подэлектродного промежутка подробно рассмотрена диссертантом в работе [205].

Для оценки эффективности такой выплавки ферросилиция использовали энерготехнологический критерий ферросплавной печи, в соответствии с выражением (3.6) глава 3. Энерготехнологические параметры выплавки ферросилиция с различными величинами подэлектродного промежутка и распада электродов в соответствии с предложенной концепцией приведены в Таблице 6.6.

Таблица 6.6 – Энерготехнологические показатели выплавки 45 %-ного ферросилиция с различными значениями распада электродов и подэлектродного промежутка в печах мощностью 150 – 352 кВ·А

Показатели	В а р и а н т печи			
	I	II	III	IV
Распад электродов, $d_p/d_3$	2,18	3,0	4,50	6,0
Используемая мощность, кВ·А	149,7	196,0	300,8	352,0
Активная мощность печи, кВт	127,8	175,0	281,2	334,0
Полезная мощность, кВт	125,4	172,2	277,3	330,3
Сила тока электрода, кА	4,75	4,77	4,74	4,78
Сопротивление ванны, мОм	5,56	7,57	12,35	14,46
Увеличение сопротивления ванны, %	–	<b>36,2</b>	<b>122,1</b>	<b>160,0</b>
Подэлектродный промежуток, $h/d_3$	0,6 – 0,8	н.б. 1,0	н.б. 3,5	3,5–3,6
Расход шихты на 1 баз. т. сплава, кг:				
кварцит	1055	1059	1057	1054
коксик	556	559	557	555
железная стружка	538	542	539	537
Удельная мощность на подине, кВт/м <sup>2</sup>	357	425	545	543
Среднее содержание Si в сплаве, %	44,7	43,5	43,7	43,3
Извлечение Si в сплав	0,927	0,924	0,925	0,923
Коэффициент мощности	0,854	0,893	0,935	0,949
Электрический КПД	0,981	0,984	0,986	0,989
Тепловой КПД	0,253	0,270	0,317	0,335
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	10158	9482	8060	7598
<b>Энерготехнологический критерий печи</b>	<b>0,197</b>	<b>0,219</b>	<b>0,270</b>	<b>0,290</b>

Из проведенных компаний выплавки следует, что одновременное увеличение распада электродов и подэлектродного промежутка, без уменьшения заглубления

электродов в шихту, приводит к существенному повышению сопротивления ванны, выделяемой в ней мощности благодаря повышению напряжения. Сила тока электрода в кампаниях выплавки I – IV имела близкие значения (4,74 – 4,78 кА). В кампании III – IV (с автономными плавильными зонами) выпуск ферросилиция производили из лётков под каждым электродом (Приложение 2).

Во всех кампаниях выплавки ферросилиция заглубливание электродов в шихту было не менее (1,4 – 1,8) диаметров электрода при разной величине подэлектродного промежутка. Поэтому при работе, как на большем, так и на меньшем напряжении степень извлечения кремния в сплав имела близкие значения. Содержание кремния в сплаве удовлетворяло требованиям стандарта. При увеличенном подэлектродном промежутке, глубина ванны была в 2,0 – 2,5 раза больше, по сравнению с глубиной ванны печи, имеющей традиционный распад электродов.

Схема строения ванны печи при выплавке ферросилиция с увеличенным подэлектродным промежутком рассмотрена в работе [206]. Показано, что в результате разбора ванны после плавки, размеры плавильного тигля в плане увеличиваются пропорционально размерам подэлектродного промежутка.

Снижение удельного расхода электроэнергии с увеличением распада электродов в ванне, в основном зависит от вводимой в неё мощности. Однако, в данном случае, нельзя не учитывать уменьшение ответвления тока между электродами, особенно в верхних горизонтах ванны, что даёт возможность рациональнее использовать подводимую мощность в рабочем пространстве печи, что также способствует снижению удельного расхода электроэнергии. Примером этого может служить сопоставление величин сопротивления ванны печей с распадом 4,5 и 6,0 диаметров электродов, при одинаковой величине подэлектродного промежутка. Различие в значениях сопротивления ванны на 17,1% указывает на уменьшение ответвления тока между электродами на такую же величину при увеличении распада электродов. Также как при выплавке ферросилиция в одноэлектродной печи, технология с увеличенным подэлектродным промежутком, в вариантах III и IV, показала, что уровень расплава в печной ванне оказывает меньшее влияние на



ход электрода, от выпуска к выпуску. Такое обстоятельство указывает на стабильность процесса, что позволит в дальнейшем упростить эксплуатацию и автоматизацию печей.

Следовательно, увеличение распада электродов от традиционной величины 2,18 до (4,5 – 6,0) и подэлектродного промежутка от (0,6 – 0,8) до (3,5 – 3,6) диаметров электрода, позволяет без уменьшения заглубления электродов в шихту, дополнительно повысить в 2,22 – 2,60 раза сопротивление ванны, полезное напряжение и мощность в ванне печи (каждый показатель).

Схема такой концепции выплавки приводит к более рациональному токораспределению в ванне печи, снижается удельный расход электроэнергии при близких значениях извлечения ведущего элемента в сплав. Улучшаются такие печные параметры как коэффициент мощности печи, электрический и тепловой КПД. Энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи возрастает от 0,196 (при традиционных значениях распада электродов подэлектродного промежутка) до 0,270 – 0,290 при увеличении распада до (4,5 – 6,0) и подэлектродного промежутка до (3,5 – 3,6) диаметров электрода.

**Выплавка углеродистого ферромарганца.** В дальнейшем в качестве шлакового процесса исследовали выплавку углеродистого ферромарганца. При получении ферромарганца флюсовым способом, с основностью шлака  $(\text{CaO} + \text{MgO})/\text{SiO}_2 = 1,1 - 1,3$ , восстановление марганца в основном происходит в комплексе, как до карбида  $\text{Mn}_7\text{C}_3$  так и до карбида  $\text{Mn}_{23}\text{C}_6$  ( $\text{Mn}_4\text{C}$ ) по следующей схеме:

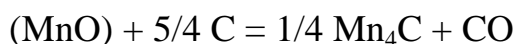
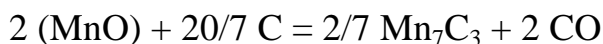
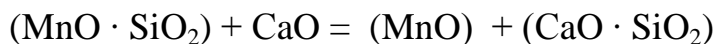


Схема предложенной концепции выплавки ферромарганца углеродотермическим процессом была аналогична выплавке ферросилиция (Приложение 2). Используемая мощность вариантов печей была до 230 – 240 кВ·А. Диаметр графитиро-

ванных электродов составлял 150 мм при токе 4,03 – 4,11 кА. Технология выплавки подробно изложено в работе [207]. Для каждого распада электродов была своя ванна печи. Распад электродов увеличивали от традиционной величины 2,18 до (4,5 – 6,0) диаметров электрода. Подэлектродный промежуток при увеличенном распаде составлял (2,1 – 2,4), что в 3,0 – 3,5 раза больше традиционной величины (0,6 – 0,8) в диаметрах электрода в соответствии с данными работы [208, 209]. Заглубление электродов в шихту было около (2,3 – 2,6) диаметров электрода. При этом напряжение, сопротивление ванны и мощность в ванне печи при выплавке ферромарганца возросли в 2,07 – 2,66 раза (каждый показатель). Также улучшился коэффициент мощности с 0,809 до 0,918 – 0,959 и электрический КПД печи с 0,973 до 0,984 – 0,959. При лучшем заглублении электродов в шихту, благодаря увеличению глубины ванны печи, снизился улет марганца с 12,7 до 10,4 – 10,9 % с отходящими газами.

При выплавке ферромарганца, с увеличенным подэлектродным промежутком и распадом электродов, возможна работа печи с повышенной основностью шлака 1,60 – 1,68, благодаря большей удельной мощности на подине. Однако, повышение основности шлака увеличивает температуру плавления шлака и реакционной зоны. При этом химический состав ферромарганца имел пониженное содержание углерода 4,9 – 5,4 % С и повышенное содержание кремния 4,3 – 5,0 % Si и более. В результате, отмечено лучшее извлечение марганца в сплав и восстановление его до карбида  $Mn_4C$  ( $Mn_{23}C_6$ ). При этом наблюдался повышенный переход в сплав не только марганца, но и кремния (Рисунок 6.3).

Данное обстоятельство несколько увеличило содержание кремния в сплаве, что не всегда желательно для некоторых марок углеродистого ферромарганца. Для рудовосстановительного процесса коэффициент распределения марганца между сплавом и шлаком определяется выражением:  $L_{Mn} = [Mn]/(MnO)$ . При условии, что улет марганца в газовую фазу имеет определённые значения, например (10 – 13 %), то извлечение марганца в сплав может быть выражено, через коэффициент распределения марганца:

$$\eta_{\text{Mn}} = [L_{\text{Mn}} \times (\text{MnO})] : [K_{\text{Mn-руд}} \times <\text{Mn}_{\text{руд}}>], \quad (6.4)$$

где:  $K_{\text{Mn-руд}}$  – коэффициент расхода марганцевого сырья на 1 т ферромарганца;

$<\text{Mn}_{\text{руд}}>$  – общее содержание марганца в рудном сырье, % ;

(MnO) – содержание оксида марганца в шлаке, %.

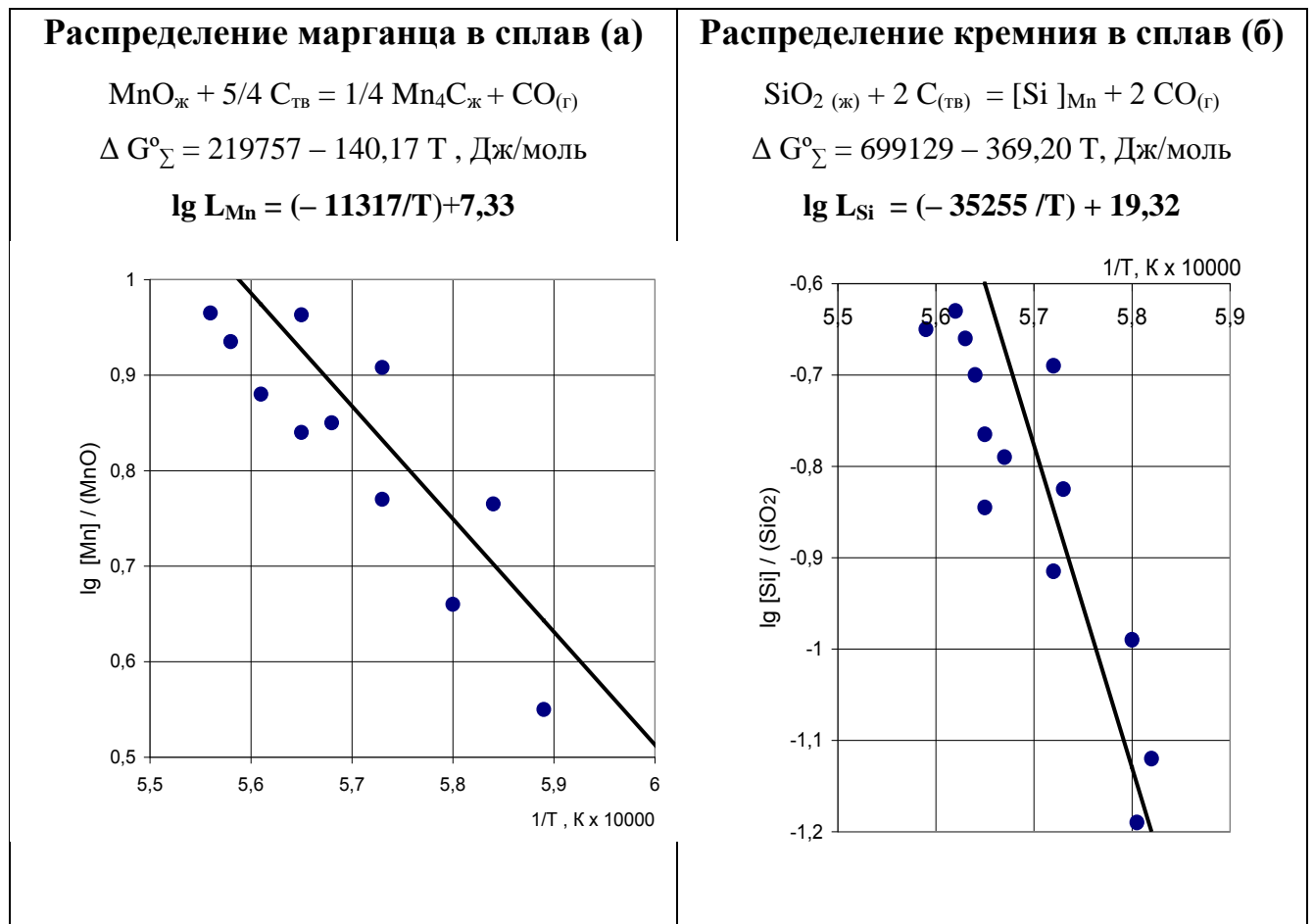


Рисунок 6.3 – Изменение коэффициентов распределения марганца (а) и кремния (б) при выплавке ферромарганца в печи с увеличенными значениями подэлектродного промежутка и распада электродов (по схеме автономных плавильных зон в ванне): линии – теоретическая зависимость; точки – фактические значения

Термодинамический анализ восстановления марганца из шлакорудного расплава до карбида  $\text{Mn}_{23}\text{C}_6$  при выплавке ферромарганца и изменение коэффициента распределения марганца подробно рассмотрен в работах [208, 210] и также в

Приложении 3. Особенности восстановления кремния и переход его в углеродистый ферромарганец, приведены в работе [211] и Приложении 4.

В качестве подтверждения выводов, предложенной концепции выплавки ферросплавов с автономными изолированными зонами в ванне печи, аналогичные результаты, с увеличенными значениями распада электродов и подэлектродного промежутка, были получены в условиях Аксуского завода ферросплавов (Республика Казахстан) при выплавке 45 %-ного ферросилиция.

Результаты испытаний технологии выплавки ферросилиция в условиях завода, с увеличенными значениями подэлектродного промежутка и распада электродов 5,6 диаметров электрода подробно приведены в работе [212]. Диаметр самообжигающихся электродов составлял 330 мм. Печь работала на традиционных шихтовых материалах (кварцит, коксик, железная стружка). Выпуск ферросилиция из печи с увеличенным распадом производили из-под каждого электрода.

Для ориентировочной информации о расстоянии электрод – подина был предложен и опробован способ определения положения рабочего конца электрода в ванне ферросплавной печи по температурному полю футеровки [213]. Величину подэлектродного промежутка, также определяли традиционным способом по степени угара электрода и методом определения заглубления электродов в шихту.

Энерготехнологические параметры выплавки ферросилиция с различными значениями распада электродов и подэлектродного промежутка в условиях Аксуского завода ферросплавов приведены в Таблице 6.7.

Величина подэлектродного промежутка при увеличенном распаде электродов (5,6 d<sub>э</sub>) составила 2,27 – 2,42 d<sub>э</sub>, что превышает традиционные значения (в диаметрах электрода) почти в 3 раза. При таком энерготехнологическом режиме выплавки 45 %-ного ферросилиция, с увеличенным подэлектродным промежутком, температура выпускаемого сплава была на уровне от 1650 до 1720 °С. Сплав выпускали через лётки расположенные под каждым электродом. Величина хода электрода от выпуска к выпуску была 0,4 – 0,7 % от величины подэлектродного

промежутка, против 3,6 – 4,0 % для печи с традиционным подэлектродным промежутком соответственно.

Таблица 6.7–Энерготехнологический критерий работы электропечи с различными значениями распада электродов и подэлектродного промежутка при выплавке ферросилиция марки ФС45 в условиях Аксуского завода ферросплавов

Энерготехнологические параметры	П е ч и	
	I (вариант сравнения)	II
Распад электродов, $d_p/d_3$	2,18	5,60
Производительность, баз.т /сут	1,11	2,70
Расход шихты на 1 баз. т сплава, кг:		
кварцит	1042	1051
коксик	528	539
железная стружка	555	530
Подэлектродный промежуток, $h/d_3$	<b>0,76 – 0,91</b>	<b>2,27 – 2,42</b>
Извлечение Si в сплав, %	0,947	0,942
Сила тока электрода, кА	6,0 – 6,5	6,0 – 6,5
Напряжение на электродах, В	56 – 59	115 – 119
Удельная мощность на подине, кВт/м <sup>2</sup>	203	234
Сопротивление ванны, мОм	9,20	18,72
Увеличение сопротивления ванны, напряжения и мощности, %	–	103,5
Коэффициент мощности	0,883	0,935
Электрический КПД	0,966	0,993
Тепловой КПД	0,337	0,404
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	7487	<b>6237</b>
<b>Энерготехнологический критерий печи</b>	<b>0,272</b>	<b>0,353</b>

Выплавка ферросилиция в полупромышленных условиях подтвердила результаты выплавки в опытных крупномасштабных электропечах (Таблица 6.6) по схеме с автономными плавильными зонами в печи, а именно при увеличении распада электродов и подэлектродного промежутка. Сопротивление ванны, напряжение и мощность в ванне печи II возросли в 2 раза, при неизменных значениях силы тока электродов, по сравнению с вариантом печи, которая имела традиционный распад электродов и подэлектродный промежуток.

При выплавке по двум вариантам, заглубление электродов в шихту было не менее 1,4 – 1,7 диаметров электрода. Среднее содержание ведущего элемента в сплаве составляло 43,4 – 46,4 % Si для печи с увеличенным распадом электродов. Химический состав сплава удовлетворял требованиям стандарта и приведён в Таблице 6.8.

Таблица 6.8 – Химический состав 45 %-ного ферросилиция, выплавленного с увеличенными значениями подэлектродного промежутка и распада электродов в условиях Аксуского завода ферросплавов, %

Проба	Si	Al	Mn	P	Cr	C	S
1	45,2	0,72	0,25	0,030	0,25	0,044	0,004
2	44,9	0,75	0,26	0,032	0,30	0,042	0,005
3	46,4	0,62	0,28	0,040	0,25	0,070	0,004
4	43,4	0,87	0,28	0,035	0,23	0,060	0,004
ГОСТ 1415–93	41,0 – 47,0	2,00	1,00	0,050	0,50	0,200	0,020

Технологически было возможно дополнительно повысить сопротивление ванны и мощность в ванне печи II, с увеличенным распадом электродов (Таблица 6.7), за счёт увеличения подэлектродного промежутка и работать на более высоком напряжении. Однако были исчерпаны все возможности печного трансформатора по напряжению при неизменной силе тока электрода.

Сравнивая два варианта схемы выплавки ферросилиция, следует отметить, что при увеличении распада электродов от 2,18 до 5,6 и подэлектродного промежутка от 0,84 (средняя величина) до (2,27 – 2,42) в диаметрах электрода, улучшились показатели выплавки (коэффициент мощности, электрический и тепловой КПД). Значительно возрос энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи от 0,272 до 0,353 (+ 29,8 %). Удельный расход электроэнергии на выплавку ферросилиция снизился на 16,7 %.

По результатам полупромышленных испытаний с увеличенным распадом электродов, в дальнейшем на Аксуском заводе ферросплавов на 8-ми печах типа

РКЗ–16,5/22,5 был увеличен диаметр распада электродов от проектных размеров 2,9 м до 3,7 – 3,8 м и на 4-х печах РКЗ–81 от 5,2 до 5,7 – 5,8 м, соответственно.

На основании данных исследований и опубликованных работ [203, 212, 214] были систематизированы результаты по распаду электродов и величине подэлектродного промежутка для выплавки ферросилиция. При статистической обработке результатов опытных, полупромышленных вариантов выплавки и данных работы промышленных печей, получена статистическая зависимость распада электродов и подэлектродного промежутка, которые выражены через диаметр электрода.

Для выплавки ферросилиция при традиционных значениях распада электродов (2,10 – 2,30) и подэлектродного промежутка (0,60 – 0,85) в диаметрах электрода получено выражение (6.5). Для увеличенных значений распада (до 4,5 – 6,0) и подэлектродного промежутка до (3,5 – 3,6) диаметров электрода рекомендуется следующее выражение (6.6):

$$h/d_3 = 1,64 \cdot d_p/d_3 - 2,86 \quad R = 0,785 \quad (6.5)$$

$$h/d_3 = 0,75 \cdot d_p/d_3 - 0,90 \quad R = 0,951 \quad (6.6)$$

где:  $h/d_3$  – относительная величина подэлектродного промежутка в ванне;

$d_p/d_3$  – относительный распад электродов печи.

Например, при выплавке ферросилиция с традиционным распадом электродов (основной диапазон  $d_p/d_3 = 2,10 - 2,30$ ), в качестве базового варианта рассматривали  $d_p/d_3 = 2,18$ . При этом подэлектродный промежуток в ферросплавной печи в соответствии с выражением (6.5) должен быть  $h/d_3 = 0,72$ , что соответствует значениям подэлектродного промежутка 0,60 – 0,85.

При выплавке ферросилиция с увеличенным распадом электродов  $d_p/d_3 = 6,0$  подэлектродный промежуток в ферросплавной печи, по выражению (6.6), должен быть  $h/d_3 = 3,6$ . Данная величина также не противоречит диапазону подэлектрод-

ного промежутка  $h/d_3 = 3,5 - 3,6$ , который получен в результате выплавки с увеличенным распадом (Таблица 6.6), что существенно улучшило энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи.

Таким образом, выявлена зависимость величин подэлектродного промежутка и распада электродов в ферросплавной печи, на основании теоретических положений, электролитического моделирования, основных данных промышленных печей мощностью 7,5 – 21 МВ·А, а также опытной и полупромышленной выплавки 45 %-ного ферросилиция с увеличенным распадом электродов.

На основании проведённых исследований показано, что предложенная концепция выплавки ферросплавов по варианту автономных изолированных плавления зон под электродами приводит к качественно новому решению научно-технической проблемы рационального повышения мощности ферросплавных электропечей. Предложенная концепция реализуется при увеличении распада электродов и подэлектродного промежутка, что повышает мощность в ванне печи в 2 раза и более за счёт увеличения напряжения на примере выплавки 45 %-ного ферросилиция. При этом улучшаются энерготехнологические параметры: коэффициент мощности печи, электрический и тепловой КПД. Соответственно возрастает энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи от величины 0,196 до 0,270 – 0,290.

Также на основании проведённых исследований следует, что концепция выплавки ферросплавов позволяет не увеличивать, а даже уменьшить диаметр электродов. При этом, как показали расчёты, возможно использовать самообжигающиеся электроды меньшего диаметра 900 – 1200 мм, эксплуатация которых хорошо освоена, так как основная доля мощности вводится в ванну, благодаря увеличению напряжения, а не силе тока электродов.



### 6.3. Дифференцированный способ загрузки шихты в ферросплавную печь с увеличенным распадом электродов

Технология выплавки ферросплавов в печах с увеличенным распадом электродов и поэлектродным промежутком повышает в 2,2 – 2,6 раза сопротивление и мощность в ванне и увеличивает энерготехнологический критерий работы печи при выплавке ферросилиция (п. 6.2, глава 6). Для исследования дальнейшей возможности повышения сопротивления ванны и мощности печи, за счет увеличения рабочего напряжения, необходимо уменьшить влияние токов ответвления между электродами. С этой целью был предложен дифференцированный способ загрузки шихтовых материалов в ферросплавную печь [215]. Такой способ загрузки шихтовых материалов может быть использован в электропечах, имеющих значительно увеличенный распад электродов.

Предложенный способ, отличается от известных способов загрузки шихты тем, что для повышения активного сопротивления, рабочего напряжения и дополнительной мощности ванне ферросплавной печи уменьшается ответвление токов между электродами и создания в печи автономных плавильных зон в соответствии с предложенной концепцией. Для этого шихта загружается в печь вокруг электродов на площадь колошника, внешняя граница которой удалена от поверхности электрода на расстоянии 1,0 – 4,2 его диаметра и в межэлектродное пространство ванны помещают слой кислотного окисла.

С этой целью выплавку ферросилиция, с использованием предложенного способа загрузки шихты, проводили в электропечах увеличенным распадом электродов 4,5 и 6,0 диаметров электрода, аналогично технологии выплавки, приведенной в п. 6.2 (глава 6). Используемая мощность печей составляла до 383 – 388 кВт·А с диаметром электродов 150 мм. В качестве материала кислотного окисла для выплавки ферросилиция использовались отходы, в виде кварцевой мелочи (фракции 3–7 мм), как тугоплавкий и малоэлектропроводный материал. Подробно тех-

нология выплавки ферросилиция с ограничением токов «электрод – электрод» в ванне печи опубликована в работе [216].

Обычную шихту для выплавки 45 %-ного ферросилиция и измельченный кварцит (в виде отсевов) загружали в печь порциями, в разные области колошника, одинаковым слоем. В межэлектродное пространство кварцитовую мелочь подавали так, что она образовывала по высоте ванны тугоплавкий малоэлектропроводный слой, в виде своеобразной перегородки между электродами, шириной около диаметра электрода. Увеличенный распад (4,5 – 6,0) диаметров электрода при такой ширине кварцитовой зоны в ванне, способствовал тому, чтобы избыточный кремнезём не попадал в зону схода шихты и, следовательно, в реакционное пространство. Иначе могло бы происходить закварцевание и нарушение хода печи.

Создание в межэлектродном пространстве ферросплавной печи, с увеличенными значениями подэлектродного промежутка и распада электродов, малоэлектропроводной зоны позволило уменьшить токи ответвления по шихте между электродами. Это дополнительно способствовало увеличению напряжения, полезной мощности печи и улучшению энерготехнологических параметров при дифференцированном способе загрузке шихты. Для подтверждения указанного положения были проведены опытные компании выплавки ферросилиция с выпуском сплава через летки, расположенные под каждым электродом.

В компании выплавки с дифференцированным способом загрузки шихты распад электродов был 4,5 диаметров электрода. Сила тока электрода составляла 4,81 кА, при величине подэлектродного промежутка 520 – 540 мм (3,5 – 3,6) диаметров электрода. Заглубление электродов в шихту, находилось в пределах 250 – 270 мм (1,7 – 1,8) диаметров электрода. Среднее значение напряжения на электродах составляло 74,7 В, а коэффициент мощности – 0,951. Сход шихты наблюдался около электродов. Скорость схода шихты в этой области колошника была достаточно высокой. Центральная часть колошника состояла из кварцитовой мелочи и была менее разогрета. Сход шихты здесь не наблюдался. Сплав выходил

из печи хорошо с температурой на выпуске не менее 1670 – 1730 °С. В ванне печи существовало как бы несколько одноэлектродных печей и выпуск сплава с одного электрода, не влиял на выпуск с другого. Ход печи в этих кампаниях выплавки был более стабильный и ровный.

В следующей аналогичной кампании выплавки ферросилиция, с несколько большим распадом электродов – 6 диаметров электрода, скорость схода шихты была высокой. Заглубление электродов в шихту составляло 240 – 260 мм (1,6–1,7) диаметров электрода. Величина подэлектродного промежутка была 510 – 530 мм (3,4 – 3,5) диаметров электрода при силе тока электрода – 4,78 кА. Значение напряжения на электродах составило 76,5 В, а коэффициент мощности – 0,953. При таких параметрах процесса печь работала нормально, расстройств в её ходе не наблюдалось.

Результаты выплавки ферросилиция с дифференцированным способом загрузки шихты с увеличенным распадом электродов и с обычным способом загрузки (традиционный распад электродов) приведены в Таблице 6.8.

Из проведенных кампаний по выплавке 45 %-ного ферросилиция, следует, что дифференцированный способ загрузки шихты в печь с увеличенным распадом электродов значительно повышает (в 2,8 – 2,9 раза) напряжение, сопротивление ванны и выделяемую в ней мощность, по сравнению с обычным способом в печи с традиционной величиной распада электродов. Существенно возрос тепловой КПД из-за ограничения токов шихтовой проводимости «электрод – электрод» в ванне печи. Соответственно улучшились значения коэффициента мощности с 0,854 до 0,951 – 0,953 и электрического КПД от 0,981 до 0,986 – 0,988.

В результате возрос энерготехнологический критерий ферросплавной печи от 0,197 до 0,310 – 0,322 (+ 57,4 ... + 63,5 %). При таком способе выплавки улучшается энергораспределение в рабочем пространстве ферросплавной печи.

Значительное увеличение мощности в ванне объясняет снижение величины удельного расхода электроэнергии, при увеличенных значениях распада электродов до (4,5 – 6,0) диаметров электрода, в том числе за счёт снижения токов от-

ветвления между электродами при выплавке в печах с дифференцированным способом загрузки шихты, по сравнению с обычным способом загрузки.

Таблица 6.9 – Показатели выплавки 45%-ного ферросилиция, с дифференцированным и обычным способом загрузки шихты, при различных распадах электродов, в печах мощностью 150 – 388 кВт·А

Параметры	Кампании		
	I (базовая)	II	III
Распад электродов, $d_p/d_3$	2,18	4,50	6,0
Способ загрузки шихты	Обычный	Диффер-й	Диффер-й
Используемая мощность, кВт·А	149,7	383,4	388,1
Активная мощность печи, кВт	127,8	364,6	369,9
Полезная мощность, кВт	125,4	359,5	365,5
Сопротивление ванны, мОм	5,56	15,53	16,00
Увеличение сопротивления ванны, %	–	<b>179,3</b>	<b>187,8</b>
Сила тока электрода, кА	4,75	4,81	4,75
Коэффициент мощности	0,854	0,951	0,953
Электрический КПД	0,981	0,986	0,988
Подэлектродный промежуток, $h/d_3$	0,6 – 0,8	3,5 – 3,6	3,4 – 3,5
Расход шихты на 1 баз.т. сплава, кг:			
кварцит	1055	1053	1051
коксик	556	558	560
железная стружка	538	541	535
Содержание Si в сплаве, %	44,7	44,2	43,5
Извлечение Si в сплав, %	92,7	92,6	93,0
Тепловой КПД	0,253	0,357	0,368
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	10158	7160	6930
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,197</b>	<b>0,310</b>	<b>0,322</b>

Заглубление электродов в шихту, составляло (1,6 – 1,8) диаметров электрода. Поэтому степень извлечения ведущего элемента в сплав и удельные расходы шихтовых материалов на 1 баз. т ферросилиция как при обычном способе, так и при дифференцированном способе загрузки шихты, имели близкие значения. Содержание кремния в сплаве удовлетворяло требованиям стандарта.

Использование дифференцированного способа загрузки шихтовых материалов в печи, с увеличенным распадом (4,5 – 6,0) диаметров электрода, приводит к более благоприятному теплораспределению и электрораспределению в ванне. Параметры выплавки ферросилиция с различными способами загрузки шихты, но с увеличенными значениями распадами электродов приведены в Таблице 6.9.

При выплавке 45 %-ного ферросилиция в печах с распадом (4,5 – 6,0) диаметров электрода, дифференцированный способ подачи материалов в печь, по сравнению с обычным способом загрузки шихты, дополнительно повышает энерготехнологический критерий от 0,270 – 0,290 до 0,310 – 0,322 и при этом снижается удельный расход электроэнергии на 8,8 – 11,2 %.

Таблица 6.10 – Энерготехнологические показатели выплавки 45%-ного ферросилиция с дифференцированным и обычным способом загрузки шихты, в печах с увеличенным распадом электродов

Параметр	Кампании			
	I	II	I *	II*
Способ загрузки шихты	Обычный	Обычный	Дифф-й	Дифф-й
Распад электродов, $d_p/d_s$	4,50	6,0	4,50	6,0
Используемая мощность, кВ·А	300,8	352	383,4	388,1
Активная мощность, кВт	281,3	334,1	364,6	369,9
Сопротивление ванны, мОм	12,35	14,46	15,53	16,00
Коэффициент мощности	0,935	0,949	0,951	0,953
Электрический КПД	0,986	0,989	0,986	0,988
Содержание Si в сплаве, %	43,7	43,3	44,2	43,5
Извлечение Si в сплав, %	92,5	92,3	92,6	93,0
Тепловой КПД	0,317	0,335	0,357	0,368
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	8060	7598	7160	6930
<b>Энерготехнологический критерий</b>	0,270	0,290	0,310	0,322

Прим.: \* дифференцированный способ загрузки шихты

Таким образом, по сравнению с обычным способом загрузки в печь, которая имеет традиционный распад электродов (2,18), увеличение распада электродов до (4,5 – 6,0) диаметров электрода и применение дифференцированного способа за-

грузки шихты, при создании малоэлектропроводной зоны между электродами, при выплавке стандартного 45%-ного ферросилиция в комплексе позволяет:

- уменьшить токи шихтовой проводимости «электрод – электрод» в ванне печи на 10,7 – 25,8 % и соответственно увеличить токи «электрод – подина»;
- увеличить в 2,8 – 2,9 раза сопротивление ванны, полезное напряжение и мощность в ванне печи, а также повысить коэффициент мощности, электрический и тепловой КПД, без изменения силы тока и диаметра электродов;
- значительно увеличить энерготехнологический критерий ферросплавной электропечи от 0,197 до 0,310 – 0,322 (+ 57,4 ... + 63,5 %).

### Выводы

1. На основании анализа информации о расстоянии электрод – подина при выплавке сплавов кремния, марганца и хрома в промышленных печах, определена относительная величина подэлектродного промежутка в ванне ферросплавной печи, которая в основном составляет 0,60 – 0,85 диаметра электрода.

2. Выявлено, что выплавка 45 %-ного ферросилиция в одноэлектродной шахтной печи, при увеличении подэлектродного промежутка от традиционной величины (0,6 – 0,8) до 6,0 диаметров электрода, показала принципиальную возможность повышения сопротивления ванны, напряжения и мощности в 2,5 раза (каждый показатель), без увеличения силы тока и диаметра электродов. Коэффициент мощности электропечи увеличился от 0,905 до 0,976 и электрический КПД от 0,904 до 0,942, при близкой степени извлечения кремния в сплав (0,921 – 0,919). При этом качественно меняется картина ввода дополнительной мощности в ванну ферросплавной печи: не за счёт увеличения силы тока и диаметра электродов, а благодаря повышению рабочего напряжения, что энергетически выгодно и более эффективно. Энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи увеличился от 0,233 до 0,316 (+ 35,6 %).

3. Предложенная концепция выплавки при создании автономных, плавильных зон в ванне, на примере получения 45 %-ного ферросилиция в крупномас-

штабных опытных печах с разными распадами электродов показала следующее. Увеличение распада электродов от 2,18 до (4,5 – 6,0) и подэлектродного промежутка от (0,6 – 0,8) до (3,5 – 3,6) диаметров электрода, повышает в 2,2 – 2,6 раза, сопротивление ванны, полезное напряжение и мощность в ванне печи (каждый показатель). При этом улучшаются: коэффициент мощности печи от 0,854 до 0,935 – 0,949, электрический КПД от 0,981 до 0,986 – 0,989 и тепловой КПД печи. В итоге энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи возрастает от величины 0,196 до 0,270 – 0,290 (+ 37,8 ... 48,0 %).

4. Аналогичные результаты были получены в условиях Аксусского завода ферросплавов. При выплавке 45 %-ного ферросилиция с увеличенными значениями распада электродов и подэлектродного промежутка возросли сопротивление ванны, напряжение и мощность в ванне печи в 2 раза. Энерготехнологический критерий ферросплавной печи увеличился от 0,272 до 0,353 (+ 29,8 %), а удельный расход электроэнергии снизился на 16,7 %.

5. На основании анализа относительных величин подэлектродного промежутка и распада электродов в опытных, в полупромышленных вариантах выплавки и данных промышленных печей, получена статистическая зависимость распада электродов и подэлектродного промежутка для выплавки ферросплавов.

6. Разработана и опробована технология выплавки 45%-ного ферросилиция с дифференцированным способом загрузки шихты в печь, которая имеет увеличенный распад электродов. Данная технология выплавки показала, что создание в ванне между электродами зоны малоэлектропроводной части шихты из отходов кварцитовой мелочи позволяет уменьшить токи шихтовой проводимости и повысить: сопротивление ванны; полезное напряжение и мощность в печи в 2,8 – 2,9 раза; коэффициент мощности от 0,854 до 0,951 – 0,953 и электрический КПД от 0,981 до 0,986 – 0,988, по сравнению с обычным способом загрузки в печь с традиционным распадом электродов. В результате энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи возрастает от величины 0,197 до 0,310 – 0,322 или на 57,4 – 63,5 %.

## **7. Оценка технических решений с помощью энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи и практические рекомендации**

### **7.1. Применение различных видов углеродистых восстановителей при выплавке ферросплавов**

Наиболее широкое распространение при выплавке ферросплавов получило использование восстановителей, с повышенным удельным электросопротивлением и других углеродсодержащих материалов естественного и искусственного происхождения. Такие технические решения при частичной замене традиционного коксика на другие виды углеродистых восстановителей подробно рассмотрены в п. 1.2 (глава 1). Это позволяет работать печи на некотором повышении значений напряжения, коэффициента мощности и электрического КПД.

Высокое удельное электросопротивление восстановителя обеспечивает более глубокую посадку электродов в шихту и уменьшает улет ведущих элементов. Обычно восстановители с повышенным удельным электросопротивлением обладают и наибольшей реакционной способностью. Оба эти свойства для некоторых углеродистых материалов зависят от многих общих условий и связаны со структурой материала. Повышенная реакционная способность восстановителя дополнительно увеличивает извлечение ведущего элемента в сплав. В конечном итоге использование смесей углеродистых восстановителей улучшает энерготехнологические параметры процесса выплавки ферросплавов.

Применение таких восстановителей, как полукокс и термообработанные угли, антрацит и другие углеродсодержащие материалы, в большей степени повышают активное сопротивление ванны (на 5 – 10 %), в основном в результате уменьшения токов шихтовой проводимости электрод – электрод в ванне ферросплавной печи.

Наилучшие результаты показал полукокс при выплавке ферросилиция марок ФС45 – ФС75 на Кузнецком заводе ферросплавов [34]. Рассмотрим данный про-



цесс выплавки ферросилиция с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи, в соответствии с выражением (3.6), глава 3. Параметры выплавки ферросилиция на смеси коксика и полукокса в расчете на углерод [34], с учётом справочных данных работы [173], приведены в Таблице 7.1.

Таблица 7.1 – Энерготехнологические параметры выплавки 45 %-ного ферросилиция в печи мощностью 22,5 МВ·А с использованием в качестве восстановителя коксика (вариант I) и смеси коксика и полукокса (вариант II)

Энерготехнологические параметры	Вариант	
	I	II
Доля полукокса в восстановителе, %	–	50,0
Производительность, т/сут	71,6	82,16
Используемая мощность, МВ·А	19,25	19,42
Активная мощность, МВт	14,90	16,16
Ток электрода, кА	70	69
Удельный расход шихты, кг/т:		
– кварцит	1029	997
– коксик	496	239
– полукокс	–	310
– железная стружка	607	616
Содержание Si в сплаве, %	44,6	45,0
Извлечение Si в сплав	0,927	0,967
Коэффициент загрузки трансформатора	0,856	0,863
Коэффициент мощности	0,774	0,832
Электрический КПД	0,881	0,889
Тепловой КПД	0,458	0,481
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	4948	<b>4712</b>
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,248</b>	<b>0,297</b>

Благодаря улучшению электротехнических и технологических параметров выплавки ферросилиция, с использованием в шихте до 50% полукокса по углероду в общей навеске восстановителя, привело к увеличению энерготехнологического критерия работы печи от 0,248 до 0,297. Снизился удельный расход элект-

троэнергии на 236 кВт·ч/т (– 4,77 %) и увеличились мощность в ванне печи со 14,90 до 16,16 МВт и производительность печи от 71,6 до 82,16 т/сут (+ 14,75 %).

Разработана технология использования бурого угля в качестве частичной замены коксика при выплавке 45 %-ного ферросилиция в условиях Аксуского завода ферросплавов (Республика Казахстан) в печи РКЗ – 63 с мощностью трансформаторов 81 МВ·А [37], п. 1.2 (глава 1). Рассмотрим данный процесс выплавки с позиции энерготехнологического критерия. Основные энерготехнологические параметры выплавки ферросилиция, при частичной замене коксика на бурый уголь и справочных данных для расчёта [104] приведены в Таблице 7.2.

Таблица 7.2 – Энерготехнологические параметры печи РКЗ – 63 при выплавке ферросилиция марки ФС45 с использованием коксика (вариант I) и бурого угля Майкюбенского месторождения с коксиком (вариант II)

Параметры	Вариант	
	I	II
Доля замены коксика по углероду, %	–	16,0
Производительность, т/сут	259,0	258,0
Активная мощность, МВт	51,0	57,0
Удельный расход шихты, кг/т:		
– кварцит	1150	1070
– коксик	590	420
– бурый уголь	–	240
Содержание Si в сплаве, %	46,9	46,8
Содержание Al в сплаве, %	0,90	1,38
Извлечение Si в сплав	0,870	0,880
Коэффициент загрузки трансформатора	0,630	0,704
Коэффициент мощности	0,827	0,832
Электрический КПД	0,835	0,849
Тепловой КПД	0,471	0,478
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	5081	<b>5014</b>
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,178</b>	<b>0,209</b>

В результате такого технического решения активная мощность в ванне печи увеличилась с 51 до 57 МВт (+ 11,8 %). При этом для весьма мощной печи удель-

ный расход электроэнергии снизился на 67 кВт·ч/т (– 1,32 %). Улучшился коэффициент мощности, электрический КПД и коэффициент загрузки трансформатора. В связи с тем, что бурые угли, по сравнению с коксиком, обладают не только более высоким удельным электросопротивлением, но и повышенной реакционной способностью, несколько возросло извлечение кремния в сплав. Отмечено снижение расхода коксика и кварцита на 1 баз. т. сплава. Энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи увеличился от 0,178 до 0,209. К недостаткам такого технического решения следует отнести увеличение содержания алюминия в ферросилиции от 0,90 до 1,38 % Al, как вредной примеси. Поэтому доля замены углерода коксика на углерод более дешёвого и не очень дефицитного бурого угля может составлять около 15 – 30 % в зависимости от марки ферросилиция по содержанию алюминия.

В условиях Никопольского завода ферросплавов (Республика Украина) разработана технология выплавки углеродистого ферромарганца бесфлюсовым способом с заменой коксика на антрацит в печах РПЗ – 63 мощностью 63 МВ·А. При этом в навеске восстановителя частично использовался менее дефицитный антрацит марки АМ крупностью 13 – 25 мм (п. 1.2., глава 1). Отмечается, что технологический процесс, с использованием антрацита взамен части коксика, позволяет получать удовлетворительные технико-экономические показатели работы печи. Повышение активного сопротивления ванны способствовало более глубокой посадке электродов. Данный процесс выплавки углеродистого ферромарганца рассмотрен с позиции энерготехнологического критерия, в соответствии с выражением (3.6), глава 3.

Основные энерготехнологические параметры выплавки ферромарганца бесфлюсовым способом и получение малофосфористого шлака, при частичной замене коксика на антрацит по данным работы [46] и справочных данных для расчёта [104], приведены в Таблице 7.3. Удельный расход электроэнергии при выплавке углеродистого ферромарганца с использованием антрацита снизился на 72 кВт·ч/т (– 1,7 %) при небольшом увеличении извлечения марганца в сплав.

Таблица 7.3 – Энерготехнологические параметры работы печи РПЗ – 63 при выплавке углеродистого ферромарганца бесфлюсовым способом с использованием коксика (вариант I) и антрацита марки АМ в смеси с коксиком (вариант II), Никопольский завод ферросплавов

Параметры	Вариант	
	I	II
Мощность трансформаторов, МВ·А	63,0	63,0
Активная мощность, МВт	32,3	31,0
Удельный расход шихты, кг/т:		
– марганцевое сырьё (48 % Mn)	3104	3034
– коксик	449	342
– антрацит	–	99
– отходы производства	162	196
– всего, восстановитель	449	441
Содержание Mn в шлаке, %	36,0	36,7
Кратность шлака	1,90	1,86
Извлечение Mn в сплав	0,510	0,522
Коэффициент загрузки трансформатора	0,724	0,723
Коэффициент мощности	0,708	0,681
Электрический КПД	0,832	0,825
Тепловой КПД	0,506	0,521
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	4197	4125
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,110</b>	<b>0,110</b>

При эквивалентной замене углерода коксика на углерод антрацита, энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи не изменился. Полученные данные позволяют заключить, что при частичной замене коксика на антрацит, как на менее дорогой восстановитель, не привело к ухудшению в работе электропечи. Основным эффектом при использовании антрацита для выплавки углеродистого ферромарганца бесфлюсовым способом заключается в экономии кокса и электроэнергии.

## 7.2. Технология выплавки ферросплавов с разрежением под сводом печи

Технология выплавки 65 %-ного ферросилиция с дополнительным разрежением под сводом закрытой печи мощностью 27,6 МВ·А с круглой ванной рассмотрена в п. 1.3, главы 1. Давление под сводом составляло (– 3...– 8) Па, вместо (+3...+5) Па. Основные энерготехнологические параметры выплавки ферросилиция с разрежением под сводом печи по данным работ [61, 110] и справочных данных для расчёта [104, 173], приведены в Таблице 7.4.

Таблица 7.4 – Энерготехнологические параметры печи РКЗ – 27,6 при выплавке 65 %-ного ферросилиция в обычном режиме (вариант I) и с разрежением под сводом печи (вариант II)

Параметры	Вариант	
	I	II
Мощность трансформаторов, МВ·А	27,6	27,6
Производительность печи, баз. т/сут	73,8	77,8
Давление под сводом печи, Па	+ 3...+5	– 3...– 8
Температура отходящих газов, °С	675	595
Ориентировочный выход газов, м <sup>3</sup> /час	4155	4840
Активное сопротивление ванны, мОм	1,37	1,45
Активная мощность, МВт	21,0	22,3
Отношение тока электрода к напряжению	370	346
Извлечение Si в сплав	0,910	0,935
Коэффициент загрузки трансформатора	0,878	0,921
Коэффициент мощности	0,867	0,877
Электрический КПД	0,890	0,893
Тепловой КПД	0,463	0,470
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	7145	<b>6965</b>
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,285</b>	<b>0,317</b>

В результате такой технологии отмечено увеличение активной мощности печи с 21,0 до 22,3 МВт (+ 6,2 %) и повышение активного сопротивления ванны на

5,8 %. Отношение тока к рабочему напряжению  $I/U$  снизилось с 370 до 346. При этом производительность печи увеличилась с 73,8 до 77,8 т/сут. (+ 5,4 %), а удельный расход электроэнергии снизился на 180 кВт·ч/т или на 2,5 %. Извлечение кремния в сплав возросло с 91,0 до 93,5 %. Следует отметить, что температура газов под сводом печи снизилась на 80 °С и более. В отходящих газах уменьшилось содержание СО и увеличилось содержание  $CO_2$ ,  $O_2$ ,  $\sum(CN_4 + N_2)$ . В результате энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи увеличился от 0,285 до 0,317.

В дальнейшем при стабильном разрежении под сводом (– 7...– 8 Па) активная мощность печи возросла до 23 МВт, а производительность дополнительно увеличилась до 87 т/сут. Отмечено снижение удельного расхода электроэнергии на выплавку ферросилиция марки ФС65 до 6800 кВт·ч/т (– 4,8 %) и увеличение извлечения кремния в сплав до 94,5 %. Однако при этом выход газа увеличился на 13 % со 216 до 244 м<sup>3</sup>/МВт·ч [61, 110]. Это вызывает необходимость дополнительных капитальных и эксплуатационных затрат на отсос газа из печного пространства более мощными турбогазоводувками при увеличении расходов на электроэнергию.

### 7.3. Выплавка ферросплавов в печах с пониженной частотой тока

Опыт использования электропечей, которые работали на токах пониженной частоты для выплавки ферросплавов, имел место в России, Франции, Норвегии и Украине, как было отмечено в п. 1.3, главы 1. Печи работали на токе с частотой 15 – 25 Гц и менее. Основная цель такого технического решения – это снижение индуктивных потерь электроэнергии в короткой сети и повышение коэффициента мощности, что являлось одним из альтернативных путей улучшения параметров ферросплавных печей.

На Запорожском заводе ферросплавов (Республика Украина) на базе ферро-

сплавной печи мощностью 24 МВ·А с использованием тиристорных преобразователей частоты тока (3 x 8 МВ·А), совместно с ВНИИЭТО, была проведена выплавка 45 %-ного ферросилиция на токе пониженной частоты 12,5 Гц.

Рассмотрим процесс выплавки ферросилиция в печи с пониженной частотой тока с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи, в соответствии с выражением (3.6) глава 3. Основные энерготехнологические параметры выплавки ферросилиция с частотой тока 12,5 и 50 Гц, по данным работы [78] и справочных данных для расчёта [104, 173], приведены в Таблице 7.5.

Таблица 7.5 – Энерготехнологические параметры выплавки 45 %-ного ферросилиция в электропечи мощностью 24 МВ·А на токе промышленной частоты 50 Гц (вариант I) и на токе пониженной частоты 12,5 Гц (вариант II)

Параметры	Вариант	
	I	II
Частота тока, Гц	50,0	12,5
Активная мощность печи, МВт	19,40	17,10
Коэффициент мощности	0,820	0,910
Ток электрода, кА	72,0	62,0
Приведённый коэффициент мощности (с учётом коэффициента искажений)	0,710	0,850
Производительность печи, т/мес	2810	3100*
Отношение тока электрода к напряжению	413	352
Коэффициент загрузки трансформатора	0,907	0,789
Электрический КПД	0,893	0,908
Тепловой КПД	0,476	0,488
Извлечение Si в сплав	0,940	0,940
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	4760	4625
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,297</b>	<b>0,299</b>

Прим.: \* ориентировочные расчётные данные

При выплавке ферросилиция на токе с частотой 12,5 Гц коэффициент мощности увеличился с 0,820 до 0,910, по сравнению с выплавкой на токе

промышленной частоты в 50 Гц. Однако, при использовании тиристорных преобразователей уменьшилась активная мощность в ванне печи с 19,4 до 17,1 МВт (на 11,9 %). Также снизилась сила тока электрода с 72 до 62 кА [78].

Отмечается, что токоподвод между печным трансформатором и тиристорным преобразователем частоты тока оказался очень громоздких размеров. Поэтому в нём дополнительно терялось около 20 % электроэнергии. На наиболее оптимальных режимах работы печи, удельный расход электроэнергии на выплавку 45 %-ного ферросилиция снизился на 135 кВт·ч/т или на 2,8 %. В целом использование для выплавки ферросилиция печей, с пониженной частотой тока, уменьшает индуктивное падение напряжения в короткой сети, снижает отношение тока электрода к рабочему напряжению. В результате улучшается коэффициент мощности ферросплавной печи. Однако, в результате такого технического решения снижается активная мощность в ванне печи (– 11,9 %), которая используется в технологическом процессе выплавки ферросилиция. Энерготехнологический критерий работы печи при выплавке изменился не так значительно от величины 0,297 (частота 50 Гц) до 0,299 при частоте тока 12,5 Гц.

#### 7.4. Выплавка ферросплавов по технологии с увеличенным подэлектродным промежутком и распадом электродов

Сущность концепции выплавки ферросплавов, по варианту автономных изолированных плавильных зон в ванне печи, состоит в сочетании двух технических решений: 1) использование технологии выплавки ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком (свыше 0,6 – 0,8 диаметров электрода); 2) применение электропечи со значительно большим (в 2,1 – 2,8 раза) распадом электродов и глубиной ванны. Выпуск расплава производился из-под каждого электрода (п. 6.2, глава 6).



Увеличение распада электродов от традиционной величины 2,18 до (4,5 – 6,0) и подэлектродного промежутка от (0,6–0,8) до (3,5–3,6) диаметров электрода, при выплавке 45%-ного ферросилиция, без уменьшения заглубления электродов в шихту, имеет следующие результаты. Значительно выросли в 2,22 – 2,60 раза сопротивление ванны, полезное напряжение и мощность в ванне печи (каждый показатель).

Схема такой концепции выплавки ферросплавов (Приложение 2) приводит к более рациональной схеме токораспределения в ванне печи, ниже удельный расход электроэнергии при близких значениях извлечения ведущего элемента в сплав. Улучшаются параметры выплавки: коэффициент мощности печи (на 9,5 – 11,1 %); электрический КПД (на 5,1 – 8,2 %) и тепловой КПД (на 26,3 – 33,5 %). Извлечение кремния было на сопоставимом уровне 0,923 – 0,927.

Данные результатов приведены в Таблице 6.6, глава 6. Соответственно величина энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи возрастает от 0,196 (при традиционных значениях распада электродов подэлектродного промежутка) до 0,270 – 0,290 (+ 37,8 ... 48,0).

По аналогичной схеме получения 45 %-ного ферросилиция были проведены компании выплавки на Аксуском заводе ферросплавов. В результате увеличения распада электродов от традиционной величины 2,18 до 5,6 и подэлектродного промежутка от средней величины 0,84 до (2,27 – 2,42) диаметров электрода.

В результате проведённых испытаний возросли в 2 раза сопротивление ванны, полезное напряжение и мощность в ванне печи (каждый показатель). При этом были использованы все ступени печного трансформатора по увеличению рабочего напряжения без изменения силы тока электрода.

Улучшились другие параметры выплавки ферросилиция: коэффициент мощности от 0,883 до 0,935; электрический КПД от 0,966 до 0,993; тепловой КПД от 0,337 до 0,404; извлечение кремния в сплав было на уровне 0,942 и 0,947, в соответствии с данными Таблицы 6.7, глава 6. Удельный расход электроэнергии при такой схеме выплавки ферросилиция снизился на 16,7 %. Значительно увеличил-

ся энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи от 0,272 до 0,353 (+ 29,8 %).

В качестве альтернативного варианта рассмотрено техническое решение, когда возможно снижение диаметра электродов ферросплавной печи на основании полученных результатов для возможной реконструкции печей (Таблица 7.6).

Таблица 7.6 – Энерготехнологические параметры выплавки 65 %-ного ферросилиция в печах с различным распадом электродов при увеличении мощности печи с 10,5 до 16,5 МВ·А

П а р а м е т р ы	Вариант		
	I	II (расчёт)	III
Мощность трансформатора, МВ·А	10,50	16,50	16,50
Используемая мощность, МВ·А	10,29	15,98	16,39
Активная мощность, МВт	8,86	15,21	13,54
Сопротивление ванны, мОм	1,798	3,236	1,279
Полезное фазное напряжение, В	69,0	124,3	72,4
Рабочее напряжение, В	148 – 154	240	167
Сила тока электрода, кА	38,4	38,4	56,6
Диаметр электродов, мм	900	900	1200
Распад электродов, $d_p/d_3$	2,32	3,60	2,14
Диаметр или размеры ванны	5100	6120/5300*	6630
Количество лётков	1	2 – 3	1
Глубина ванны, Н/ $d_3$	2,20	3,3	1,95
Площадь подины,	20,4	25,1	34,5
Удельная мощность, кВт/м <sup>2</sup>	398	572	356
Получаемый сплав	ФС65	ФС65	ФС65
Коэфф. загрузки трансформатора	0,980	0,986	0,993
Коэффициент мощности	0,861	0,952	0,826
Электрический КПД	0,917	0,941	0,908
Тепловой КПД	0,504	0,494	0,469
Извлечение Si в сплав	0,900	0,900	0,900
Расход электроэнергии, МВт·ч/т	7,3 – 8,5	7,8	7,8 – 9,4
<b>Энерготехнологический критерий</b>	0,351	<b>0,393</b>	0,314

Прим.: \* треугольная ванна печи в плане (основание/высота)

Параметры традиционного базового варианта повышения мощности печи от

10,5 до 16,5 МВ·А, для условий ферросплавного цеха Новолипецкого металлургического комбината в соответствии с данными работы [217, 218], приведены в Таблице 7.6 (Вариант I и III).

В качестве разработанного решения использовался Вариант II. Для повышения мощности печи, при выплавке 65 %-ного ферросилиция возможно уменьшить диаметр самообжигающихся электродов на 33,3 % (от 1200 до 900 мм), соответственно снизить силу тока в электродах от 56,6 до 38,4 кА и увеличить относительный распад от 2,14 до 3,6 диаметров электрода.

Согласно исследованиям, которые были опубликованы в работе [218], увеличение распада электродов позволяет повысить активную мощность в ванне печи от 13,54 до 15,2 МВт. Для бесшлакового процесса выплавки, при увеличенном распаде электродов может быть рекомендована треугольная ванна печи в соответствии с методикой опубликованных работ [218–220].

В дальнейшем повышение мощности ферросплавных печей рассмотрено в работах [219, 220], как использование различных типов печных ванн, в том числе с применением электропечей с радиальной ванной и прямоугольными самообжигающимися электродами [222], большие оси которых расположены под углом в 120 град. относительно друг друга.

#### 7.5. Выплавка ферросплавов и кремния в печах постоянного тока

Одним из перспективных решений и разработок считается технология выплавки ферросплавов на постоянном токе. В ферросплавных печах постоянного тока, исключается такой параметр, как коэффициент мощности, в печном контуре после преобразователя тока.

Ферросплавная печь постоянного тока при снижении стоимости тиристорных источников тока имеет преимущества перед печью пониженной частоты тока. К тому же печь постоянного тока может быть переоборудована в плазмен-

ную электропечь, которая тоже работает на постоянном токе и на более высоком напряжении. Ранее в ряде опубликованных работ предполагали, что выплавка ферросплавов на постоянном токе позволит интенсифицировать процесс плавления шихты, повысит извлечение ведущих элементов в сплав и снизит удельный расход электроэнергии.

Технологически углеродотермический процесс выплавки на постоянном токе можно разделить на два направления: на выплавку в печах с закрытой дугой и на выплавку в печах с открытой дугой.

### 7.5.1. Выплавка в печах с закрытой дугой

Особый интерес представляет промышленная выплавка кремния технической чистоты углеродотермическим процессом с закрытой дугой в двухэлектродной печи постоянного тока с проводящей подиной. Печь РПО–9–Кр ВТ была установлена на Запорожском алюминиевом комбинате (Республика Украина). Конструкция печи постоянного тока была разработана компанией «Комтерм», Россия [97]. Мощность трансформатора источника тока составляла 9 МВ·А и диаметр графитированных электродов – 710 мм. Подвод тока осуществлялся к верхним графитированным электродам (катод) и к подовому электроду (анод).

Энерготехнологические параметры выплавки кремния в печи постоянного тока проанализированы в п. 1.3 (глава 1). Рассмотрим углеродотермический процесс выплавки кремния в электропечи с позиции энерготехнологического критерия в соответствии с выражением (3.6), глава 3.

Согласно данным работы [223] для печи постоянного тока выражение (3.6), энерготехнологического критерия работы электропечи, с учётом электрических параметров источника, может быть преобразовано в выражение (7.1). Следовательно, для печи постоянного тока, с тиристорным источником, с учётом мощно-

сти трансформатора и активной мощности печи, может быть получена следующая форма выражения энерготехнологического критерия работы печи:

$$Sh = K_{\text{пр}} \cdot \eta_{\text{эл}} \cdot \eta_{\text{т}} \cdot \eta_{\text{изв}}, \quad (7.1)$$

где:  $K_{\text{пр}}$  – коэффициент преобразователя источника тока, равный отношению активной мощности печи к мощности трансформатора;  
 $\eta_{\text{эл}}$  – электрический КПД;  
 $\eta_{\text{т}}$  – тепловой КПД;  
 $\eta_{\text{изв}}$  – извлечение ведущего элемента.

Основные энерготехнологические параметры выплавки кремния в печи постоянного тока и в печах переменного тока в соответствии с данными работ [88, 89, 91] приведены в Таблице 7.7.

Таблица 7.7 – Энерготехнологические параметры выплавки кремния в печах на переменном токе (варианты I и II) и в печи постоянного тока (вариант III)

П а р а м е т р ы	Вариант		
	I	II	III
Мощность трансформатора, МВ·А	6,44	6,50	9,0
Количество электродов	2	2	2
Используемая мощность, МВ·А	6,16	6,49	Н.св.
Активная мощность, МВт	5,60	5,36	6,40
Сила тока электрода, кА	36,0	38,0	Н.св.
Коэффициент загрузки трансформатора	0,956	0,998	–
Коэффициент преобразователя	–	–	0,711
Коэффициент мощности	0,909	0,826	–
Электрический КПД	0,917	0,903	0,903
Тепловой КПД	0,516	0,508	0,496
Извлечение кремния	0,833	0,833	0,850
Удельный расход электроэнергии, МВт·ч/т	12,3	12,5	13,8
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,343</b>	0,315	0,271

Выплавка кремния в печи постоянного тока, по сравнению с аналогичными двухэлектродными печами переменного тока и близких значениях активной мощности (5,4 – 5,6 МВт) позволяет снизить расход графитированных электродов на 15 – 20%, уменьшить расход кварцита на 10 % и соответственно несколько увеличить извлечение кремния.

Однако, освоенный уровень технологии выплавки в печи постоянного тока позволяет иметь удельный расход электроэнергии 13,8 МВт·ч/т кремния и выше [90]. При этом для аналогичных двухэлектродных печей переменного тока, которые выплавляют кремний углеродотермическим процессом удельный расход ниже от 12,3 – 12,5 МВт·ч/т до 11,2 – 11,8 МВт·ч/т кремния [91, 147].

Энерготехнологический критерий работы печи при выплавке кремния на переменном токе имеет более высокие значения 0,315 – 0,343, по сравнению с величиной 0,271 при выплавке кремния на постоянном токе. Данное обстоятельство указывает на то, что необходимо совершенствовать не только уровень технологии выплавки и конструкции печей, но и особенно системы источников питания постоянного тока для повышения их эффективности, а также с учётом затрат на отвод тепла через теплообменник преобразователя тока.

### 7.5.2. Выплавка в печах с открытой дугой

Преимущество выплавки ферросплавов в печах постоянного тока с открытой дугой состоит в том, что такая технология позволяет значительно увеличить активное сопротивление ванны печи и работать на более высоком рабочем напряжении. Подвод постоянного тока осуществляется к верхнему графитированному электроду (катоде) и подовому электроду (аноду) печи. При этом процесс выплавки характеризуется низкими значениями отношения тока электрода к напряжению, по сравнению с печами с закрытой дугой, в том числе для печей переменного тока при выплавке одного и того же сплава. Однако, факто-

ром, который ограничивает широкое применение данной технологии, это низкая степень улёта ведущего элемента ферросплава в газовую фазу. Поэтому, среди крупнотоннажных ферросплавов технология выплавки с открытой дугой применяется для получения феррохрома.

Как было рассмотрено в п. 1.3. (главы 1), одной из наиболее крупных печей постоянного тока является электропечь с номинальной мощностью 60 МВт (мощность трансформаторов источника тока – 102 МВ·А) при выплавке углеродистого феррохрома на заводе в ЮАР. Основным технологическим преимуществом печи постоянного тока является то, что она позволяет напрямую использовать хромовую руду мелких фракций без окомкования.

К тому же выплавка феррохрома с открытой дугой для этой печи характеризуется высоким активным сопротивлением ванны на уровне 8 – 10 мОм, что в 10 – 15 раз выше, чем для печей переменного тока аналогичной мощности при работе с закрытой дугой. При этом рабочее напряжение достигает уровня 750 – 850 В, что в 2,5 – 3,0 раза выше, чем для печей переменного тока с сопоставимыми значениями активной мощности в ванне.

Аналогичные четыре печи постоянного тока введены в эксплуатацию на Актюбинском заводе ферросплавов (Республика Казахстан) для переработки мелких хромовых руд. Единичная номинальная мощность печи по проекту составляет 72 МВт, при мощности трансформаторов источника тока – 110 МВ·А. Активное сопротивление ванны находится в пределах 6,8 – 14 мОм в зависимости от мощности в электропечи. Диапазон рабочих напряжений составляет 450 – 1050 В. Отношение тока электрода к напряжению около  $I/U = 60 - 123$  (п. 1.3, глава 1). Рассмотрим процесс выплавки углеродистого феррохрома в печи постоянного тока 72 МВт (110 МВ·А), с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи по выражению (7.1), глава 7 и печей переменного тока в соответствии с выражением (3.6) глава 3. Основные энерготехнологические параметры выплавки феррохрома на постоянном токе (вариант I и II) Актюбинского завода ферросплавов, в сравнении с выплавкой на переменном токе (вариант III и

IV) Аксуского завода ферросплавов, по данным работ [135, 136, 224] и результатами (п. 5.2, глава 5), приведены в Таблице 7.8.

Для условий Актюбинского завода ферросплавов основным технологическим преимуществом для печей постоянного тока является то, что это позволяет напрямую использовать хромовую руду мелких фракций (до 6 мм), которая значительно дешевле кусковой хромовой руды. Мощность печи постоянного тока с открытой дугой не зависит от состава и электропроводности шихты, по сравнению с печью переменного тока с закрытой дугой.

Таблица 7.8 – Энерготехнологические параметры выплавки углеродистого феррохрома в печах переменного и постоянного тока при сопоставимой активной мощности в ванне

П а р а м е т р ы	Варианты выплавки			
	Постоянный ток		Переменный ток	
	I	II	III	IV
Мощность трансформаторов, МВ·А	110,0	110,0	81,0	81,0
Активная мощность, МВт	45,0	50,0	47,4	48,6
Количество электродов	1	1	3	3
Диаметр электрода, мм	750	750	1900	1900
Содержание Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> в рудной части, %	52,30	51,90	47,83	49,48
Содержание [Cr] в сплаве, %	68,80	69,78	69,10	69,50
Содержание [C] в сплаве, %	8,10	7,80	8,40	8,49
Кратность шлака	0,806	0,881	0,984	0,990
– (Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) в шлаке, %	3,80	3,40	5,13	4,51
– (SiO <sub>2</sub> ) в шлаке, %	19,80	21,90	32,10	32,80
Извлечение Cr из руды	0,782	0,844	0,902	0,912
Коэфф. загрузки трансформатора	–	–	0,609	0,681
Коэффициент преобразователя тока	0,409	0,455	–	–
Коэффициент мощности с УПК	–	–	0,960	0,881
Электрический КПД	0,988	0,988	0,931	0,924
Тепловой КПД	0,351	0,348	0,445	0,471
Расход электроэнергии, кВт·ч / физ. т	4865	4905	<b>4066</b>	<b>3797</b>
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,111</b>	<b>0,132</b>	<b>0,219</b>	<b>0,238</b>

Однако, в рассматриваемой технологии выплавки углеродистого феррохрома



в печах постоянного тока, извлечение ведущего элемента в сплав несколько ниже на 7 – 12 %, чем при выплавке на переменном токе с закрытой дугой.

К тому же при составе шлака: 3,4 – 3,8 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  ; 19,8 – 21,9 %  $\text{SiO}_2$  ; 45,6 – 48,3 %  $\text{MgO}$ ; 0,5 – 2,9 %  $\text{CaO}$ ; 24,6 – 26,6 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  отмечается заниженная кратность шлака менее 1. Видимо, значительная часть мелких фракций хромовой руды и частично восстановленных хроморудных материалов уносятся из печного пространства с отходящими газами, несмотря на увеличенную высоту шахты печи. Данное обстоятельство отражается на снижении степени извлечения хрома в сплав для печи с открытой дугой.

Температура феррохрома на выпуске из печи постоянного тока составляет 1650 – 1720 °С, а для печи переменного тока 1680 – 1700 °С. При этом в печи постоянного тока температура шлака феррохрома достаточно высока около 1790 – 1820 °С, из-за горения открытой дуги большой мощности на шлак.

При работе на высоком рабочем напряжении до 750 – 850 В имеют место большие величины электрического КПД печи. Тем не менее, именно открытая, длинная дуга в рудовосстановительном процессе, с большим количеством отходящих газов, снижает тепловой КПД на 10 – 12 % печи постоянного тока. Как следствие, низкий тепловой КПД печи приводит к увеличению удельного расхода электроэнергии. Так, при выплавке углеродистого феррохрома в печи постоянного тока удельный расход электроэнергии выше в среднем на 800 – 1100 кВт·ч /т сплава (+ 20...28 %), чем при выплавке феррохрома в печи переменного тока с закрытой дугой, при сопоставимой активной мощности. Поэтому необходимо совершенствовать технологию выплавки, а также повысить активную мощность ванне печи. При сопоставимой активной мощности в ванне для сравниваемых вариантов, энерготехнологический критерий для выплавки феррохрома на постоянном токе составляет (0,111 – 0,132), что значительно ниже, чем для выплавки на переменном токе (0,219 – 0,238), при освоенном уровне технологии.

Как было отмечено в п. 1.3, главы 1, для печи постоянного тока мощностью 60 МВт (102 МВ·А) в ЮАР, которая работала аналогичным процессом с откры-

той дугой, одним из лимитирующих факторов повышения активной мощности свыше 44 МВт являлась стойкость футеровки ванны печи. Только применение специальных комбинированных способов охлаждения футеровки позволило решить данную проблему. Поэтому, для выплавки феррохрома на проектной мощности для печи 72 МВт (110 МВ·А), которая эксплуатируется без стеновых водоохлаждаемых панелей и без дополнительного комбинированного охлаждения футеровки, необходимо решения задач по совершенствованию тепловой работы ванны печи постоянного тока.

Следовательно, рассмотренный вариант выплавки феррохрома с открытой дугой в печи постоянного тока, потребует совершенствования уровня технологии выплавки и конструкции печей. На основании данных энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи по уровню освоения технологии, выплавка в печи постоянного тока, пока уступает выплавке в печи переменного тока при аналогичной активной мощности в ванне. Основным преимуществом технологии получения углеродистого феррохрома в печи постоянного тока с открытой дугой является вовлечение в передел и использование мелких фракций хромовой руды без окомкования. Данный вид рудного сырья имеет большие запасы, а также значительно дешевле кусковой хромовой руды.

#### 7.6. Выплавка ферросплавов в плазменных электропечах

Один из путей улучшения энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов является применение плазменных печей. По данной технологии можно выделить два направления научно-технических разработок:

- применение для выплавки ферросплавов шахтных плазменных печей, типа доменных печей, с несколькими струйными плазматронами;
- использование печей постоянного тока с полым электродом при вдувании в дугу плазмообразующего газа.

Как было отмечено в п. 1.3, главы 1, для выплавки углеродистого ферромарганца эксплуатировалась плазменная шахтная печь, типа доменной, на заводе компании «Société du ferromanganèse de Paris Outreau», S.F.P.O (СФПО), Булонь-сюр-Мер, Франция. Шахтная печь имела шесть струйных плазматронов. Общая мощность составляла 9 МВт (6 x 1,5 МВт). Данная технология увеличила температуру дутья с 1200 до 1800 °С. Расход кокса на выплавку ферромарганца снизился на 170 кг/т. Печь выплавляла углеродистый ферромарганец с содержанием 75 – 85 % Mn [95, 225].

Рассмотрим процесс выплавки углеродистого ферромарганца с позиции энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи для плазменной печи шахтного типа со струйными плазматронами, в соответствии с выражением (7.1) и для обычной электропечи переменного тока в соответствии с выражением (3.6), при сопоставимых значениях активной мощности. Энерготехнологические параметры выплавки ферромарганца в шахтной плазменной печи типа доменной и в ферросплавной электропечи переменного тока по данным работ [16, 85, 194] приведены в Таблице 7.9.

Как следует из данных Таблицы 7.9, шахтная плазменная печь со струйными плазматронами постоянного тока, имеет следующие преимущества перед традиционной ферросплавной электропечью. Например, высокие значения извлечения марганца в сплав, а также увеличенный тепловой и электрический КПД печи. Благодаря более высокой шахте печи отмечается лучшее распределение ведущего элемента в сплав и меньший улет марганца. Плазменная печь имеет на 10 – 15 % выше извлечение марганца в сплав, но уступает обычной электропечи в использовании мощности трансформатора.

Рассматривая в комплексе выплавку углеродистого ферромарганца следует отметить, что плазменная печь имеет более высокие значения энерготехнологического критерия работы печи (0,305 – 0,323), чем традиционная низкошахтная электропечь (0,218). В случае выплавки ферромарганца в печи переменного тока бесфлюсовым способом, извлечение марганца в сплав ниже 0,60 – 0,62. Следова-

тельно, энерготехнологический критерий обычной печи переменного тока дополнительно уменьшается до значений 0,174 – 0,180 [226].

Таблица 7.9 – Энерготехнологические параметры выплавки углеродистого ферромарганца в шахтной плазменной печи (вариант I) и в обычной ферросплавной электропечи переменного тока (вариант II)

Параметры	Вариант	
	I	II
Мощность трансформаторов, МВА	15,0	12,80
Количество плазматронов	6	–
Количество электродов	–	3
Активная мощность, МВт	9,0	8,89
Содержание Mn в сплаве, %	75 – 85	75
Коэффициент загрузки трансформатора	–	0,874
Коэффициент преобразователя тока	0,600	–
Коэффициент мощности	–	0,795
Электрический КПД	0,920	0,836
Тепловой КПД	0,650	0,500
Извлечение Mn из руды	0,850 – 0,900	0,750
<b>Энерготехнологический критерий</b>	<b>0,305 – 0,323</b>	<b>0,218</b>

Как было отмечено в п. 4.1 (глава 4) элемент марганец обладает высокой упругостью пара и при уменьшении фильтрационного слоя шихты над реакционной плавильной зоной, при выплавке углеродистого ферромарганца, существенно возрастает улет ведущего элемента с отходящими газами в печи переменного тока. Поэтому увеличение высоты шахты печи для выплавки ферромарганца, в том числе для рассматриваемой плазменной печи, является наиболее предпочтительным. К тому же при этом выше на 15 % тепловой КПД печи (Таблица 7.9).

К недостаткам выплавки ферромарганца в шахтной плазменной печи следует отнести то, что плазматроны имеют достаточно сложную конструкцию, не очень высокий эксплуатационный ресурс и являются дорогим электрооборудованием.

Вторым направлением плазменной технологии в производстве ферросплавов является использование печей постоянного тока с полами графитовыми электродами для вдувания плазмообразующего газа. Например, как было отмечено в

п. 1.3, главы 1, плазменная печь постоянного тока с полым электродом для выплавки углеродистого феррохрома эксплуатировалась на заводе в Крюгерсдорпе, ЮАР. Активная мощность печи составляла до 12 – 14 МВт при мощности трансформатора источника – 16 МВ·А. Подвод тока осуществлялся к подовому электроду (аноду) и к графитовому полному электроду (катоде) с внешним диаметром 560 мм. Через полый электрод вдували плазмообразующий газ – азот.

Рассмотрим процесс выплавки углеродистого феррохрома с позиции энерготехнологического критерия для плазменной печи с полым электродом. Для печи постоянного тока эффективность выплавки определялась, в соответствии с выражением (7.1) глава 7 и для обычной печи переменного тока, по выражению (3.6) глава 3, при сопоставимых значениях активной мощности печей.

Параметры выплавки феррохрома в плазменной печи с полым графитовым электродом и вдуванием азота по сравнению с выплавкой в обычной ферросплавной печи переменного тока по данным работ [85, 226] приведены в Таблице 7.10.

Таблица 7.10 – Энерготехнологические параметры выплавки углеродистого феррохрома в плазменной печи с полым графитовым электродом (вариант I) и в обычной ферросплавной электропечи переменного тока (вариант II)

Параметры	В а р и а н т	
	I	II
Мощность трансформатора, МВА	16,0	20,0
Активная мощность, МВт	12,0 – 14,0	15,3
Содержание Cr в сплаве, %	53	52
Общее содержание в сплаве (C + Si), %	9,4	11
Кратность шлака	0,8	1,3
Содержание Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> в шлаке, %	2,0 – 6,0	11,0 – 13,0
Извлечение Cr в сплав	0,90 – 0,93	0,75 – 0,80
Энерготехнологический критерий печи	<b>0,354 – 0,366</b>	<b>0,258 – 0,275</b>

Отмечается, что при выплавке углеродистого феррохрома (52 – 53 % Cr) в плазменной печи значительно улучшилось извлечение ведущего элемента, по сравнению с выплавкой в печи переменного тока, на одних и тех же шихтовых

материалах по химическому составу. При этом хромая руда характеризовалась таким параметром как отношение  $Cr : Fe$  равное 1,5. В качестве технологических результатов получено, что не более 50 % от содержания серы и фосфора шихты переходит в феррохром при выплавке в плазменной печи.

В дальнейшем на ферросплавном заводе в Крюгерсдорпе, ЮАР, эксплуатировалась более мощная плазменная печь аналогичной конструкции. При выплавке углеродистого феррохрома номинальная активная мощность печи составляла 32 МВт. Общая мощность трансформаторов источников тока была 40 МВ·А (2 x 20 МВ·А) при максимальной силе тока электрода около 60 кА. Для плазменной печи мощностью 32 МВт и извлечение хрома в сплав было на уровне 0,90 – 0,93. Энерготехнологический критерий работы печи составил 0,324 – 0,335, что значительно выше, чем для выплавки в обычной ферросплавной печи переменного тока (0,258 – 0,275), на аналогичной шихте по химическому составу.

#### 7.7. Анализ технических решений и практические рекомендации для улучшения параметров выплавки ферросплавов в электропечах

На основании проведенного анализа технических решений в области производства ферросплавов для совершенствования энерготехнологических показателей выплавки в электропечах, в соответствии с данными п. 7.1 – 7.6, глава 7, можно отметить следующее. Далеко не всегда новая технология выплавки ферросплавов или возможные перспективные технические решения в конструкции печей позволяют получить планируемый технический эффект в результате опробования или внедрения на производстве. В ряде случаев это соответствует несовершенству конструктивных изменений в печном агрегате или большим сложностям в освоении новых технологий выплавки ферросплавов.

Рассмотрим 10 технических решений на основании данных п. 7.1 – 7.6 по относительному изменению величины энерготехнологического критерия работы

ферросплавной печи по сравнению с выплавкой аналогичного сплава в традиционных печах переменного тока сопоставимой мощности, как базового варианта.

**Анализ технических решений выплавки ферросплавов.** В зависимости от эффективности рассмотренных технических решений (п. 7.1 – 7.6), по сравнению с базовым вариантом, изменения энерготехнологического критерия ферросплавной электропечи приведены в Таблице 7.11.

Таблица 7.11 – Сравнение эффективности технических решений для совершенствования параметров выплавки ферросплавов в электропечах по относительному изменению энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи

п/п	Техническое решение	Изменение критерия, %
1.	Применение полукокса при выплавке ФС45 в печи 22,5 МВ·А (16,2 МВт)	+ 19,8
2.	Применение бурого угля в смеси с коксиком при выплавке ФС45 в печи 81 МВ·А (57 МВт)	+ 17,4
3.	Замена части кокса на антрацит при выплавке ФМн78 в печи 63 МВ·А (31 МВт)	–
4.	Выплавка ФС65 в печи 27,6 МВ·А (22,3 МВт) с разрежением под сводом (– 3 ... – 8) Па	+ 11,2
5.	Выплавка ФС45 в печи 24 МВ·А (17,1 МВт) с пониженной частотой тока 12,5 Гц	+ 0,6
6.	Увеличение распада электродов и подэлектродного промежутка при получении ФС45 на основании полупромышленных испытаний	+ 29,8 до (+37,8... +48,0)
7.	Выплавка кремния в печи постоянного тока 6,4 МВт (9 МВ·А) по технологии с закрытой дугой	– 17,5
8.	Выплавка ФХ800 печи постоянного тока на уровне 45 – 50 МВт при номинальной мощности печи 72 МВт (110 МВ·А) по технологии с открытой дугой	– 48,3...– 57,4
9.	Выплавка ФМн80 в плазменной печи шахтного типа с плазматронами 9 МВт (6 x 1,5 МВт) по технологии с закрытой дугой	+ 39,9...+ 48,2
10.	Выплавка феррохрома (53 % Cr) в плазменной печи 14 МВт (20 МВ·А) с полым электродом	+ 32,6...+ 37,1

Наибольшее увеличение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи отмечается в плазменной шахтной печи типа доменной со струйными плазматронами (+ 39,9...+ 48,2 %) при выплавке углеродистого ферромарганца, по сравнению с традиционной электропечью, аналогичной активной мощности (п. 9, Таблица 7.11).

Следует отметить, что сочетание, таких факторов шахтной печи, как увеличенный тепловой КПД, высокотемпературный плазменный нагрев способствовали более высокому извлечению марганца и привели к максимальному повышению энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи.

К недостаткам развития и широкого распространения такой технологии производства ферросплавов, пока является низкий ресурс плазматронов, сравнительно дорогое электротехническое оборудование и эффективность источников питания постоянного тока.

В качестве другой плазменной технологии рассмотрена выплавка углеродистого феррохрома с открытой дугой в печи с полами графитовыми электродами и вдуванием плазмообразующего газа (п. 10, Таблица 7.11). Данная схема менее затратная, чем использование струйных плазматронов для выплавки ферросплавов и ограничена типом сплава. При этом изменения энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи (+ 32,6...+ 37,1 %) весьма значительны.

Выплавка ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком и распадом электродов имеет большой потенциал по увеличению активного сопротивления ванны, напряжения и мощности в печи в 2,0 – 2,6 раза, без увеличения силы тока электродов и их диаметров.

Это значительно повышает энерготехнологический критерий работы печи (+ 29,8...+ 48,0 %), из-за улучшения коэффициента мощности, электрического и теплового КПД (п. 6, Таблица 7.11). Как показали полупромышленные испытания такой технологии, увеличение подэлектродного промежутка приводит к повышению глубины ванны в 2,0 – 2,5 раза, что переводит агрегат из разряда низкошахтных печей, в разряд среднешахтных печей. Соответственно увеличивается высота



ванны по кожуху печи, что потребует иногда повышения уровня рабочей площадки в печном пролёте ферросплавного цеха. В ряде случаев возможно снижение диаметра электродов, так как основная активная мощность вводится в ванну печи не за счёт силы тока, а благодаря увеличению напряжения электропечи.

Применение различных видов полукоксов в смеси с традиционным восстановителем коксиком, при выплавке кремнистых ферросплавов, позволяет несколько увеличить активное сопротивление ванны, рабочее напряжение, коэффициент мощности, электрический КПД, а также повысить извлечение ведущего элемента в сплав. Наилучшие результаты получены при использовании полукокса (п. 1, Таблица 7.11). В результате энерготехнологический критерий печи значительно увеличился на (+ 19,8 %).

Близкие результаты получены при частичной замене коксика на бурый уголь (п. 2, Таблица 7.11) при выплавке ферросилиция (+ 17,3 %). Использование способа частичной замены коксика на антрацит, при выплавке углеродистого ферромарганца, практически не отразилось на энерготехнологическом критерии печи (п. 3). Однако, следует отметить, что даже частичная замена коксика на менее дефицитный и дешёвый углеродистый восстановитель, приводит к определённой экономии в производстве.

Интересным техническим решением является выплавка ферросилиция марки ФС65 с разрежением под сводом закрытой печи, что позволяет увеличить извлечение кремния в сплав, активное сопротивление ванны и мощность в ванне печи, а также улучшить коэффициент мощности и электрический КПД (п. 4). При этом изменение энерготехнологического критерия печи составило (+ 11,2 %).

Выплавка ферросилиция на токе пониженной частоты 12,5 Гц показала увеличение коэффициента мощности печи, но при снижении активной мощности в ванне (п. 5, Таблица 7.11). Увеличение энерготехнологического критерия при таком техническом решении составило + 0,6 %. При этом для снижения частоты тока используются тиристорные преобразователи тока. Они имеют близкую стои-

мость, с аналогичными тиристорными источниками для печей постоянного тока, в том числе для плазменных печей.

Изменение энерготехнологического критерия для выплавки кремния технической чистоты в печи постоянного тока с закрытой дугой составляет (– 17,5 %), относительно выплавки в печи на переменном токе (п. 7, Таблица 7.11).

Для выплавки углеродистого феррохрома из мелких хромовых руд в печи постоянного тока с открытой дугой (п. 8, Таблица 7.11), изменение энерготехнологического критерия находится в пределах (– 48,3...– 57,4 %). Данное обстоятельство указывает на то, что энерготехнологический критерий традиционной печи переменного тока выше, чем при выплавке на постоянном токе. Поэтому необходимо совершенствовать не только уровень технологии выплавки, конструкции печей, но и системы источников питания постоянным током для повышения их эффективности.

Данная методика определения эффективности выплавки ферросплавов углеродотермическим процессом в электропечах может быть использована не только для различных видов восстановителей в шихте, но и для применения новых типов рудного сырья. В результате сравнения различных технологий выплавки ферросплавов и кремния углеродотермическим процессом, на основе энерготехнологического критерия работы электропечи, как на переменном, так и на постоянном токе, показаны преимущества и недостатки технических решений в электрометаллургии ферросплавов для повышения эффективности производства.

***Энерготехнологический критерий и производительность печи.*** Как было отмечено ранее (в главе 1 и 2) для ферросплавных печей, традиционных конструкций, рост величины единичной мощности печного трансформатора далеко неэквивалентен увеличению активной мощности в ванне для технологического процесса, что не приводит к ожидаемому повышению производительности печного агрегата.

Обычно производительность ферросплавной печи в сутки (т/сут) определяется по следующей методике, приведенной в работе [50]:

$$Pr = (S \cdot 24 \cdot \cos \varphi \cdot K_{ит} \cdot K_{вр} \cdot K_{изм.У}) : W, \quad (7.2)$$

где:  $S$  – установленная мощность трансформатора, МВ·А;

$\cos \varphi$  – коэффициент мощности;

$K_{ит}$  – коэффициент загрузки трансформатора;

$K_{вр}$  – коэффициент использования времени печи (0,97– 0,99);

$K_{изм.У}$  – коэффициент колебания напряжения сети (0,96 – 0,98);

$W$  – удельный расход электроэнергии при выплавке, МВт·ч/т.

Однако, для детального анализа работы печей было предложено рассмотреть такую величину, как производительность электропечи (т/сут) на 1 МВ·А установленной мощности трансформатора для выплавки ферросплавов шлаковым и бесшлаковым процессом, что приведено в работах [227, 228].

Изменение величины удельной производительности печей для различной мощности печных трансформаторов, на примере выплавки 75 %-ного ферросилиция, приведено на Рисунке 7.1.

Повышение мощности трансформаторов печей для выплавки ферросилиция (бесшлаковый процесс), в диапазоне 8,55 – 49,5 МВ·А, приводит к снижению удельной производительности печи (т/сут) на 1 МВ·А на 26 %. Это происходит потому, что увеличивается разрыв между активной мощностью печи для технологического процесса и установленной мощностью трансформатора. Причиной этого является снижение активного сопротивления ванны (п. 2.3, глава 2).

Аналогичное явление, как снижение производительности печи (т/сут) на 1 МВ·А установленной мощности трансформатора отмечено при выплавке углеродистого феррохрома (шлаковый процесс) – Рисунок 7.2. При этом применение установок компенсации реактивной мощности позволяет несколько улучшить удельную производительность для более мощных печей, но не выше, чем для печей малой и средней мощности.

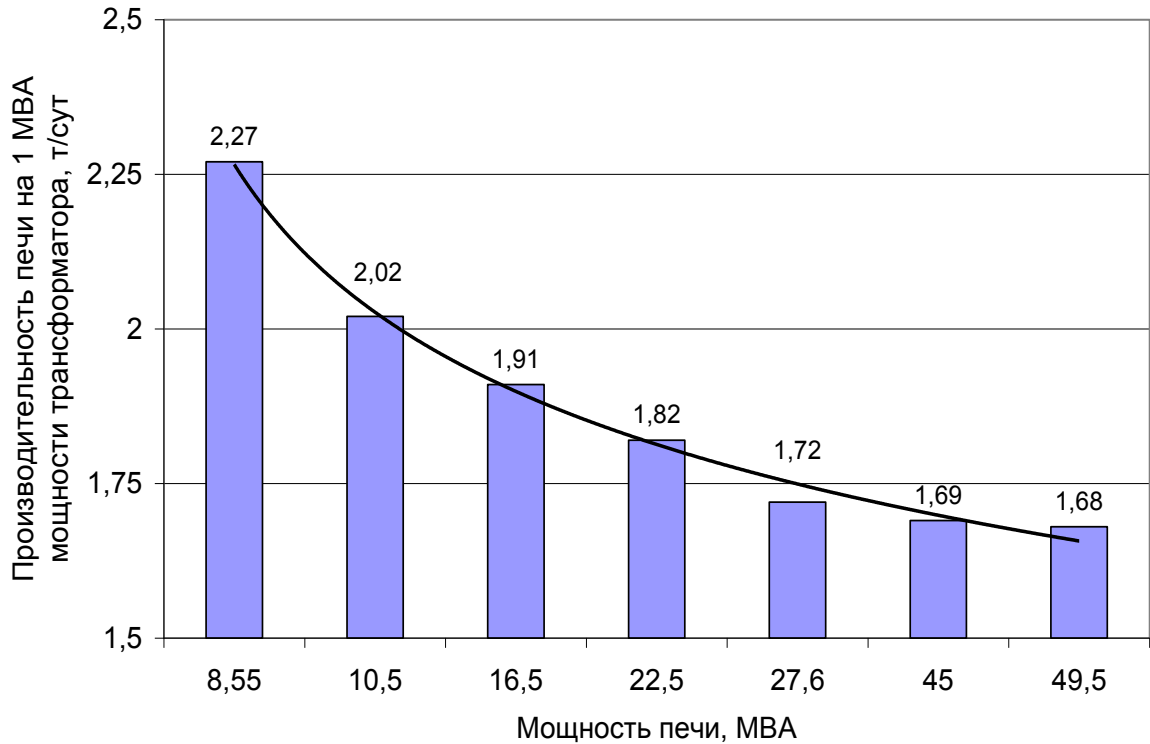


Рисунок 7.1 – Удельная производительность электропечи на 1 МВ·А мощности трансформатора при выплавке 75 %-ного ферросилиция для отечественных и зарубежных печей без установки компенсации (без УПК)

Рассмотренное явление, снижение удельной производительности печей, наблюдается как для выплавки ферросилиция, так и для выплавки углеродистого феррохрома при увеличении мощности печных трансформаторов. Использование установок компенсации реактивной мощности (УПК), частично решает проблему эффективности работы печей, но является весьма дорогостоящим техническим решением особенно для мощных электропечей.

Исследовано влияние энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи на удельную производительность печи (т/сут) на 1 МВ·А при выплавке 75 %-ного ферросилиция (Рисунок 7.3) и углеродистого феррохрома (Рисунок 7.4). Соответственно были получены следующие выражения удельной производительности электропечей для выплавки 75 %-ного ферросилиция, выражение (7.3) и углеродистого феррохрома, выражение (7.4).

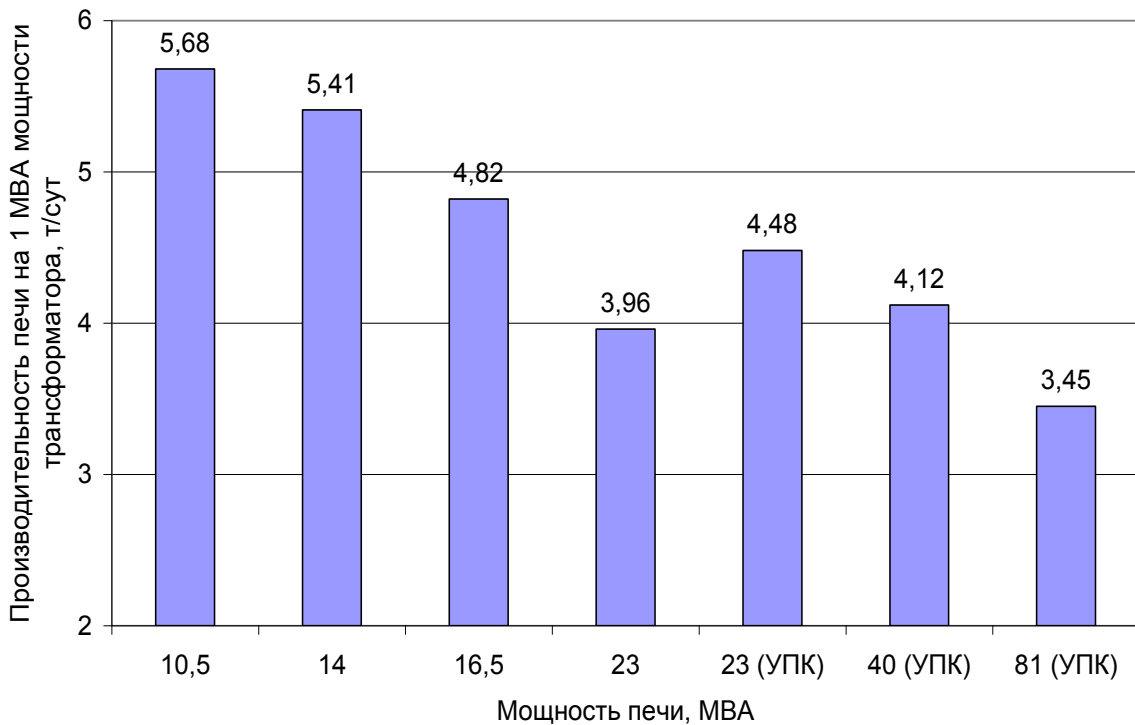


Рисунок 7.2 – Удельная производительность электропечи на 1 МВ·А мощности трансформатора при выплавке углеродистого феррохрома для печей 23 – 81 МВ·А с компенсацией (УПК) и для печей 10,5 – 23 МВ·А без компенсации реактивной мощности

Зависимости удельной производительности ферросплавных электропечей для выплавки ферросилиция и углеродистого феррохрома представлены следующим образом:

$$\text{Пр}_{\text{уд.ФС75}} = 5,23 \cdot \text{Sh}_{\text{ФС75}} + 0,41 ; \quad (7.3)$$

$$\text{Пр}_{\text{уд.ФХ}} = 18,27 \cdot \text{Sh}_{\text{ФХ}} - 0,58 , \quad (7.4)$$

где:  $\text{Пр}_{\text{уд.ФС75}}$  – удельная производительность печи на 1 МВ·А при выплавке 75%-ного ферросилиция, т/сут;  $\text{Sh}_{\text{ФС75}}$  – энерготехнологический критерий печи при выплавке 75 %-ного ферросилиция;  $\text{Пр}_{\text{уд.ФХ}}$  – удельная производительность печи на 1 МВ·А при выплавке углеродистого феррохрома, т/сут;  $\text{Sh}_{\text{ФХ}}$  – энерготехнологический критерий печи при выплавке углеродистого феррохрома.

Как видно из Рисунка 7.3, повышение энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи приводит к увеличению удельной производительности (т/сут) на 1 МВ·А при выплавке 75 %-ного ферросилиция. Этому может способствовать оптимальный электрический режим, использование различных видов углеродистых восстановителей и восстановителей-разрыхлителей, в том числе восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением, качественные изменения в конструкции печей и разработка концепции выплавки ферросплавов с учётом качества рудных материалов, а также новые более эффективные энерготехнологические схемы.

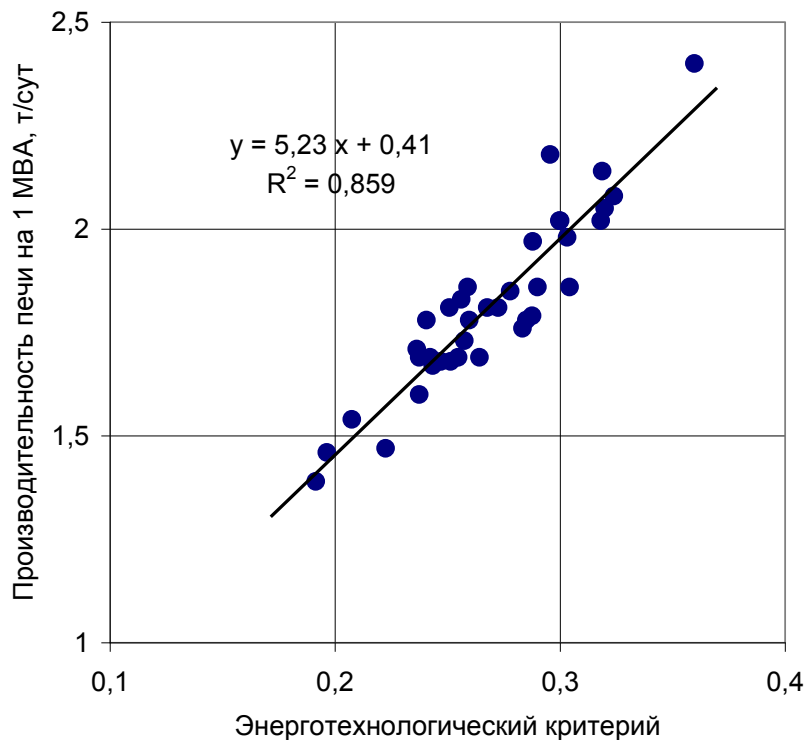


Рисунок 7.3 – Изменение удельной производительности печи (т/сут) на 1 МВ·А установленной мощности трансформатора от энерготехнологического критерия при выплавке 75 %-ного ферросилиция (37 печей) мощностью 10,5 – 49,5 МВ·А

С увеличением мощности печных трансформаторов и снижением энерготехнологического критерия (п. 3.3, глава 3), также уменьшается удельная производи-

тельность (т/сут) на 1 МВ·А, печи как при выплавке 75 %-ного ферросилиция, так и при выплавке углеродистого феррохрома.

Аналогично выплавке ферросилиция различные мероприятия, направленные на повышение энерготехнологического критерия работы электропечи, положительно влияют на увеличение удельной производительности (т/сут) на 1 МВ·А при выплавке углеродистого феррохрома. Выплавка шлаковым процессом углеродистого феррохрома является менее энергозатратной, чем выплавка 75 %-ного ферросилиция.

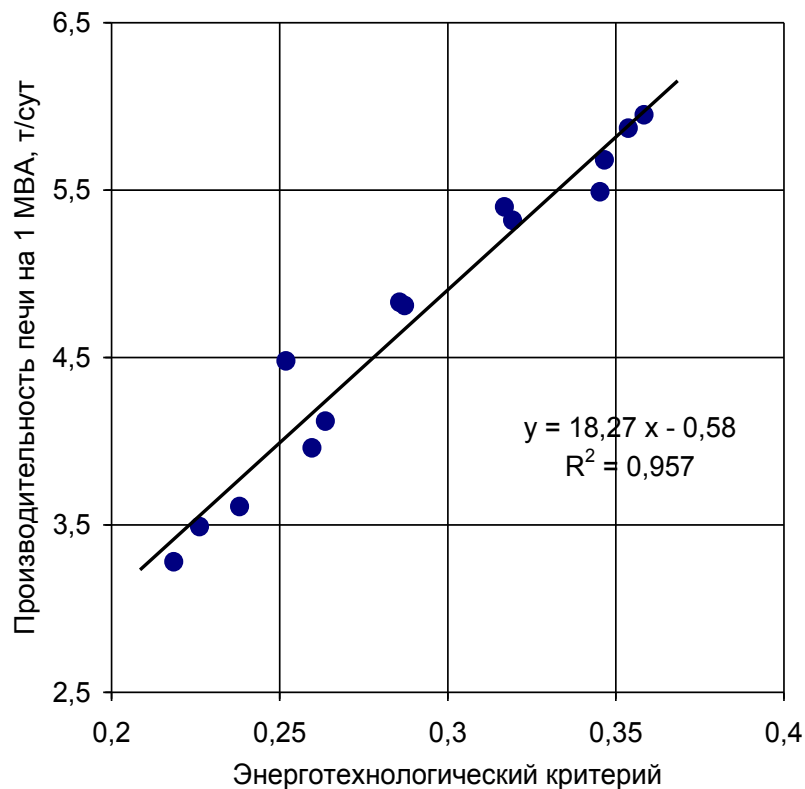


Рисунок 7.4 – Изменение удельной производительности печи (т/сут) на 1 МВ·А мощности трансформатора от энерготехнологического критерия при выплавке углеродистого феррохрома (14 печей) мощностью 7,5 – 81 МВ·А

Поэтому величина удельной производительности печей (т/сут) на 1 МВ·А мощности трансформаторов, значительно выше, так как ниже энергоёмкость процесса и в 2,2 – 2,8 раза меньше удельный расход электроэнергии на выплавку феррохрома.

Нарушения технологического процесса и электрического режима печи, использование низкого качества углеродистых восстановителей и руды, технологические простои увеличивают расход электроэнергии и снижают величину энерготехнологического критерия работы печи. Соответственно снижение энерготехнологического критерия уменьшает удельную производительность печи на 1 МВ·А при выплавке углеродистого феррохрома.

Следовательно, удельная производительность печи (т/сут) на 1 МВ·А установленной мощности трансформатора и энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи имеют прямолинейную зависимость, как для бесшлаковых, так и для шлаковых процессов выплавки ферросплавов, что приведено в работе [228].

**Энерготехнологический критерий и себестоимость сплава.** Необходимо отметить, что для весьма энергоёмкого процесса выплавки ферросплавов, доля электроэнергии в цеховой себестоимости 1 т массовых ферросплавов достаточно высока и составляет 30 – 55 % и выше. При условии периодов постоянства стоимости рудных материалов и углеродистого восстановителя, на основании выражений (5.1) и (5.2), главы 5, а также данных о доли удельного расхода электроэнергии в затратах на 1 т сплава, были получены зависимости энерготехнологического критерия печи и цеховой себестоимости хромистых и кремнистых ферросплавов. Данная зависимость для 75 %-ного ферросилиция, выражение (7.5) имеет следующий вид:

$$Sh_{\text{FC75}} = - 0,035 \cdot C/C_{\text{FC75}} \cdot K_{\text{wFC75}} + 0,615, \quad (7.5)$$

где:  $C/C_{\text{FC75}}$  – цеховая себестоимость 1 т 75%-ного ферросилиция;

$K_{\text{wFC75}}$  – доля электроэнергии в себестоимости 1 т FC75 (~ 50 %).

Аналогичным образом, получено выражение (7.6) на примере выплавки углеродистого феррохрома в электропечи:



$$\text{Sh}_{\text{ФХ}} = -0,074 \cdot C/C_{\text{ФХ}} \cdot K_{\text{wФХ}} + 0,570, \quad (7.6)$$

где:  $C/C_{\text{ФХ}}$  – цеховая себестоимость 1 т углеродистого феррохрома;

$K_{\text{wФХ}}$  – доля электроэнергии в себестоимости 1 т феррохрома (~ 30 %).

Таким образом, при рассмотренных допущениях в соответствии с выражениями (7.5) и (7.6) получено, что при увеличении энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи цеховая себестоимость сплава снижается. В противоположном случае при снижении энерготехнологического критерия – себестоимость 1 т ферросплавов возрастает [228], как для выплавки ферросилиция (бесшлаковый процесс), так и для выплавки углеродистого феррохрома (шлаковый процесс).

**Энерготехнологический критерий и энергоаудит печей.** При проведении энергоаудита печей завода «Кузнецкие ферросплавы» мощностью 29 МВ·А, при выплавке 75 %-ного ферросилиция, была применена методика оценки работы электропечей с использованием разработанного энерготехнологического критерия ферросплавной печи.

Энерготехнологический критерий, как комплексный параметр, был использован в качестве основы методики энергоаудита для двух ферросплавных печей с одинаковой мощностью трансформаторов. Для этого при выплавке ферросилиция, был проведён энергоаудит, для выявления возможности повышения эффективности работы электропечей, работающих в различных условиях. Сравнительные параметры выплавки ферросилиция приведены в Таблица 7.12.

Для повышения эффективности работы печи II использовался увеличенный диаметр распада электродов 3,4 м, вместо 3 м. Также в шихте применялись углеродистые восстановители с повышенным удельным электросопротивлением (в виде полукокса) и восстановители-разрыхлители в качестве древесных отходов. Активная мощность в ванне печи при выплавке увеличилась на 16,6 %.

Таблица 7.12 – Энерготехнологические параметры выплавки 75 %-ного ферросилиция при проведении энергоаудита печей одинаковой мощности, при работе на разных технологических режимах

П а р а м е т р ы	Печь	
	I	II
Мощность трансформатора, МВ·А	29,0	29,0
Используемая мощность трансформатора, МВ·А	19,75	23,25
Активная мощность, МВт	17,35	20,23
Сила тока электрода, кА	64,13	70,34
Диаметр распада электродов, мм	3000	3400
Коэффициент загрузки трансформатора	0,680	0,802
Коэффициент мощности печи	0,880	0,870
Электрический КПД	0,870	0,865
Тепловой КПД	0,465	0,486
Извлечение Si в сплав	0,837	0,880
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/баз. т сплава	9051	<b>8436</b>
Энерготехнологический критерий работы печи	<b>0,203</b>	<b>0,258</b>

Это обеспечило стабильность работы, более глубокую посадку электродов в шихту, улучшило электрический режим, работу колошника и его обслуживание, что привело к сокращению тепловых потерь. В результате получено снижение удельного расхода электроэнергии на 615 кВт·ч/т, или на 6,8 % при выплавке сплава ФС75.

При этом снижение удельного расхода электроэнергии соответствовало повышению энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи до 0,258, вместо 0,203. Следовательно, увеличение значений энерготехнологического критерия на 0,01 пропорционально снижению удельного расхода электроэнергии на 11,18 кВт·ч/т. При этом удельная производительность печи на 1 МВ·А установленной мощности трансформатора увеличилась от 1,45 до 1,70 т/сут. В совокупности ожидаемый годовой экономический эффект 4,54 млн. руб. на одну электропечь.

В результате проведённых мероприятий для ферросплавных печей, которые работали на различных электрических и технологических режимах выявлено, что увеличение значений комплексного параметра – энерготехнологического крите-

рия приводит к снижению энергозатрат. Это фактически соответствует снижению удельного расхода электроэнергии на выплавку ферросилиция марки ФС75 и повышению эффективности работы печей.

Поэтому данная методика, на основе энерготехнологического критерия печи, для определения и повышения эффективности выплавки ферросплавов может быть использована при изменении конструкций и типов печей, при применении различных видов восстановителей и рудного сырья.

### **Выводы**

На основании величины энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи был проведён анализ различных технических решений по совершенствованию технологии и конструкции электропечей.

1. Наибольшее увеличение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи выявлено для плазменной шахтной печи (типа доменной), при выплавке углеродистого ферромарганца (+ 39,9...+ 48,2 %), по сравнению с традиционной электропечью переменного тока с сопоставимой активной мощностью при получении аналогичного сплава. К недостаткам развития и широкого распространения такой технологии производства ферросплавов пока является высокая стоимость электрооборудования и ресурс плазматронов.

2. В качестве другой плазменной технологии рассмотрена выплавка углеродистого феррохрома с открытой дугой в печи с полами графитовыми электродами и вдуванием плазмообразующего газа. Повышение энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи составляет (+ 32,6...+ 37,1 %), по сравнению с обычной печью переменного тока. Техническое решение менее затратное, чем использование струйных плазматронов для выплавки феррохрома. Данная технология ограничена только типом ферросплава, с небольшим улётом ведущего элемента с отходящими газами при выплавке с открытой дугой.

3. Проведена оценка концепции выплавки ферросплавов по варианту автономных, изолированных плавильных зон под электродами в ванне печи и выпуском расплава из-под каждого электрода. Предложенное техническое решение имеет большой потенциал по повышению эффективности работы ферросплавных печей переменного тока. Увеличение подэлектродного промежутка и распада электродов повысило в 2,0 – 2,6 раза активное сопротивление ванны, напряжение и мощность в печи для выплавки ферросилиция и ферромарганца, без увеличения силы тока и диаметров электродов. Это существенно увеличило энерготехнологический критерий ферросплавной печи до 37,8 – 48,0 %, благодаря повышению коэффициента мощности, электрического и теплового КПД. Испытания предложенной концепции выплавки ферросилиция на Аксуском заводе ферросплавов привели к повышению напряжения в 2 раза для электропечи и улучшению энерготехнологических показателей. Энерготехнологический критерий ферросплавной печи увеличился от 0,272 до 0,353 (+ 29,8 %).

4. Применение различных видов углеродистых восстановителей при выплавке ферросплавов показало, что наилучшие результаты получены при использовании полукокса для выплавки ферросилиция. Энерготехнологический критерий печи значительно увеличился (+ 19,8 %). Близкие результаты получены при частичной замене коксика на бурый уголь (+ 17,4 %).

5. Интересным техническим решением является выплавка ферросилиция с разряджением под сводом закрытой печи, что позволяет повысить извлечение кремния в сплав, активное сопротивление ванны и мощность в ванне печи, а также улучшить коэффициент мощности и электрический КПД. При этом изменение энерготехнологического критерия ферросплавной печи составило (+ 11,2 %).

6. Выплавка ферросилиция на токе пониженной частоты 12,5 Гц, при использовании тиристорных преобразователей, показала повышение коэффициента мощности печи от 0,820 до 0,910. Отмечено некоторое снижение активной мощности в ванне. Увеличение энерготехнологического критерия печи при таком техническом решении соответствовало (+ 0,6 %).

7. Изменения энерготехнологического критерия для выплавки кремния в печи постоянного тока с закрытой дугой составило ( $-17,7\%$ ), а для выплавки углеродистого феррохрома с открытой дугой было в пределах ( $-48,3\% \dots -57,4\%$ ) по сравнению с базовым вариантом в виде печей переменного тока. Поэтому, возникает необходимость в совершенствовании не только уровня технологии выплавки, конструкции печей, но и системы источников питания постоянного тока для повышения их эффективности.

8. Для ферросплавных печей традиционных конструкций получено, что с увеличением мощности снижается удельная суточная производительность агрегата (т/сут) на 1 МВ·А установленной мощности трансформатора. Выявлено, что удельная производительность увеличивается при повышении энерготехнологического критерия ферросплавной печи, как при выплавке ферросилиция (бесшлаковый процесс), так и при выплавке углеродистого феррохрома (шлаковый процесс).

9. Получено, что себестоимость получаемого сплава снижается при увеличении энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи, как для выплавки ферросилиция (бесшлаковый процесс), так и для выплавки углеродистого феррохрома (шлаковый процесс).

10. В результате сравнения работы ферросплавных электропечей, которые использовали различные технологий выплавки на переменном токе, на постоянном токе (с закрытой и открытой дугой), а также на токе пониженной частоты, на основе изменения величины энерготехнологического критерия печи, рассмотрены преимущества и недостатки технических решений в электрометаллургии ферросплавов и кремния для повышения эффективности производства.

11. Энерготехнологический критерий, как комплексный параметр, был применён для аудита и повышения эффективности работы ферросплавных электропечей. Для этого использовался увеличенный диаметр распада электродов 3,4 м, вместо 3 м на печи мощностью по 29 МВ·А завода «Кузнецкие ферросплавы» и восстановители с повышенным удельным электросопротивлением в виде полу-

кокса при выплавке 75 %-ного ферросилиция. В результате улучшился электрический и технологический режим, снизился удельный расход электроэнергии на 615 кВт·ч/т или на 6,8 %. Энерготехнологический критерий работы печи увеличился до 0,258 (+27,1 %), вместо 0,203. Ожидаемый годовой экономический эффект 4,54 млн. руб. на одну электропечь.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выполнено комплексное исследование и определены закономерности энерготехнологических параметров выплавки для улучшения показателей работы ферросплавных электропечей. Научно обоснован ряд предложенных технических решений для повышения эффективности в электрометаллургии ферросплавов.

### Основные выводы по результатам работы

1. На основе анализа показателей эксплуатации отечественных и зарубежных ферросплавных электропечей установлено, что увеличение мощности печных трансформаторов приводит к ухудшению энерготехнологических параметров работы печей и нерациональному использованию материалов и электроэнергии. При повышении мощности ферросплавных печей от 10,5 до 105 МВ·А диаметр самообжигающихся электродов увеличился с 900 до 1800...2000 мм, то есть в 2,0...2,2 раза. Сила тока электрода возросла с 32... 37 кА до 160 кА, то есть в 4,3... 5,0 раз, а рабочее напряжение увеличилось не столь значительно – с 130 В до 230...300 В или в 1,8...2,3 раза. В результате снизились параметры печей: коэффициент мощности, электрический и тепловой КПД, существенно увеличился расход цветных металлов для изготовления токоподвода, что потребовало разработки новых технических решений для повышения эффективности работы ферросплавных печей.

Показано, что с повышением мощности печей увеличивается разрыв между активной мощностью в ванне и установленной мощностью печных трансформаторов, что отрицательно влияет на производительность ферросплавных электропечей.

2. Основной причиной ухудшения показателей работы электропечей при повышении мощности является снижение активного сопротивления ванны. Выявлено, что энерготехнологические параметры выплавки несколько улучшаются в

результате применения углеродистых восстановителей (полукокс, газовые угли и другие), которые имеют повышенное удельное электросопротивление. Однако эффект от увеличения активного сопротивления ванны не превышает 5...10 %.

3. На основе комплексного анализа параметров выплавки предложена и исследована безразмерная критериальная величина – энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи. Данная величина в комплексе характеризует технологию углеродотермического процесса получения ферросплавов, электрический режим и тепловую работу печи, а также определяет в целом эффективность процесса выплавки ферросплавов.

4. Впервые установлено, что при работе печи бесшлаковым процессом (выплавка ферросилиция) и шлаковым процессом (выплавка углеродистого феррохрома) повышение величины энерготехнологического критерия работы печи соответствует снижению удельного расхода электроэнергии. При ухудшении работы ферросплавной печи отмечено снижение величины энерготехнологического критерия и увеличение удельного расхода электроэнергии.

5. Показано, что повышение мощности печных трансформаторов ферросплавных печей традиционных конструкций сопровождается снижением величины энерготехнологического критерия. С учётом энерготехнологического критерия для улучшения работы печей основными факторами являются: извлечение ведущего элемента в сплав; тепловой КПД печи; коэффициент мощности; электрический КПД и коэффициент загрузки печного трансформатора.

С позиции энерготехнологического критерия работы печи выявлены наиболее эффективные варианты технологии выплавки углеродотермическим процессом: ферросилиция; углеродистого феррохрома; углеродистого ферромарганца; чернового ферроникеля и кремния технической чистоты.

6. Впервые предложена, теоретически обоснована и опробована в опытных крупномасштабных шахтных электропечах технология выплавки ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком от традиционной величины (0,6...0,8) диаметра электрода до максимального значения 6,0 диаметров элект-



трода при увеличении глубины ванны печи. Она показала принципиальную возможность повышения сопротивления ванны, напряжения и мощности в печи в 2,5 раза каждого показателя при улучшении энерготехнологических параметров выплавки 45%-ного ферросилиция.

Установлено, что при этом качественно меняются условия ввода дополнительной мощности в ванну – не за счёт увеличения силы тока и, соответственно, увеличения диаметра электродов, а благодаря повышению рабочего напряжения, что энергетически более выгодно и эффективно. В результате при получении стандартного ферросплава значительно (+35,6 %) возрастает энерготехнологический критерий работы печи.

7. Предложена, обоснована и прошла полупромышленную проверку принципиально новая концепция выплавки ферросплавов углеродотермическим процессом по варианту автономных изолированных плавильных зон в слое шихты под электродами. Сущность этой концепции заключается в совмещении технологии выплавки с увеличенным подэлектродным промежутком в электропечи, которая имеет увеличенный распад электродов и более глубокую ванну, что позволяет значительно повысить сопротивление ванны и улучшить энерготехнологические параметры выплавки. При этом выпуск расплава производится отдельно из-под каждого электрода.

8. Установлено, что при выплавке ферросилиция одновременное увеличение распада электродов от 2,18 до (4,5...6,0) диаметров электрода и подэлектродного промежутка от (0,6...0,8) до (3,5...3,6) диаметров электрода значительно (в 2,2...2,6 раза каждый показатель) возрастают сопротивление ванны, полезное напряжение и мощность, выделяемая в ванне печи. При этом улучшаются коэффициент мощности печи, электрический и тепловой КПД печи, а энерготехнологический критерий работы печи увеличивается на (37,8...48,0 %) – от 0,196 до 0,270 ...0,290. Аналогичное повышение эффективности работы печи при улучшении энерготехнологических параметров получено и при выплавке углеродистого

ферромарганца. При этом наряду с лучшим распределением марганца в сплав отмечено повышение содержание кремния в ферромарганце.

9. Предложенная концепция получения ферросплавов по варианту с автономными плавильными зонами подтверждена положительными результатами полупромышленной выплавки ферросилиция в условиях Аксуского завода ферросплавов. При выплавке 45 %-ного ферросилиция в результате увеличения распада электродов и подэлектродного промежутка в 2 раза возросло сопротивление ванны, напряжение и производительности печи. Энерготехнологический критерий работы печи улучшился на 29,8 % (от 0,272 до 0,353), а удельный расход электроэнергии на 1 базовую тонну сплава снизился на 16,7 %.

10. Разработана и в опытном масштабе опробована технология выплавки ферросилиция с дифференцированным способом загрузки шихты в печь с увеличенным распадом электродов. Благодаря существенному уменьшению межэлектродных токов шихтовой проводимости «электрод–электрод» и созданию изолированных плавильных зон под электродами разработанная технология дополнительно повышает активное сопротивление ванны, напряжение и мощность в ванне печи в 2,8...2,9 раза. По сравнению с обычным способом загрузки в печь, с традиционным распадом электродов, при выплавке 45%-ного ферросилиция увеличились коэффициент мощности, электрический и тепловой КПД печи. В результате энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи увеличился на 57,8...64,0 % – от 0,197 до 0,310...0,322.

11. Разработана методика оценки эффективности работы печи, в которой энерготехнологический критерий рассматривается как фактор энергоресурсосбережения. Энерготехнологический критерий был использован в качестве основы энергоаудита двух ферросплавных печей завода «Кузнецкие ферросплавы» мощностью по 29 МВ·А каждая. Для этого при выплавке 75 %-ного ферросилиция была применена методика сравнения работы печей в разных условиях. Применение на одной печи увеличенного диаметра распада электродов 3,4 м, вместо 3,0 м и использование полукоксов, углеродистых восстановителей с повышенным

удельным электросопротивлением повысило энерготехнологический критерий ферросплавной печи (+ 27,1 %) от 0,203 до 0,258. При этом отмечено снижение удельного расхода электроэнергии на 6,8 % на 1 т сплава.

12. На основе анализа относительных величин подэлектродного промежутка и распада электродов промышленных печей, опытных и полупромышленных вариантов выплавки с увеличенным и традиционным распадом электродов впервые получена статистическая зависимость подэлектродного промежутка от распада электродов печи.

13. Установлено, что увеличение энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи повышает удельную производительность промышленной печи (т/сут) на 1 МВ·А мощности трансформатора. Показано, что повышение энерготехнологического критерия благоприятно отражается на снижении удельного расхода электроэнергии, а также на снижении себестоимости 1 т ферросилиция и углеродистого феррохрома.

14. На основе анализа энерготехнологического критерия работы печи разработана новая универсальная методика определения эффективности выплавки ферросплавов в электропечах различных конструкций и технологий. Проведена оценка эффективности выплавки в печах переменного тока промышленной частоты, в печах с пониженной частотой тока, в печах постоянного тока с открытой и закрытой дугой, а также в плазменных электропечах.

#### *Рекомендации и перспективы дальнейшей разработки темы*

Учитывая положительные результаты теоретических положений, лабораторных, полупромышленных и промышленных исследований, предложенных методов повышения эффективности работы электропечей, следует рекомендовать их использование в электрометаллургии ферросплавов, в том числе при применении различных углеродистых восстановителей, рудного сырья и разработке новых типов плавильных агрегатов.

### Список сокращений и обозначений

- $\eta_{Si}$  – извлечение кремния в сплав  
 $\eta_{Cr}$  – извлечение хрома в сплав  
 $\eta_{Ni}$  – извлечение никеля в сплав  
 $\eta_{Mn}$  – извлечение марганца в сплав  
 $B_{шл}$  – основность шлака  
 $Kp_{шл}$  – кратность шлака  
 $W$  – удельный расход электроэнергии на 1 т сплава, кВт·ч/т  
 $d_э$  – диаметр электрода ферросплавной печи, мм  
 $D_p$  – диаметр распада электродов, мм  
 $d_p$  – распад электродов (расстояние между центрами), мм  
 $D_в$  – диаметр ванны электропечи, мм  
 $h_в$  – глубина ванны, мм  
 $\eta_t$  – тепловой КПД печи  
 $U_{раб}$  – рабочее напряжение, В  
 $U_{пф}$  – полезное фазное напряжение, В  
 $I_э$  – сила тока электрода, кА  
 $S_{уст}$  – установленная мощность трансформаторов печи, МВ·А  
 $S_{исп}$  – используемая мощность печи, МВ·А  
 $P_{акт}$  – активная мощность печи, МВт  
 $P_{пол}$  – полезная мощность, МВт  
 $\cos \varphi$  – коэффициент мощности печи  
 $\eta_{эл}$  – электрический КПД печи  
 $K_{ит}$  – коэффициент загрузки трансформатора  
 $R_{акт}$  – активное сопротивление ванны, мОм  
 $I / U$  – отношение тока электрода к рабочему напряжению  
 УПК – установка продольно-емкостной компенсации электропечи  
 $h$  – величина подэлектродного промежутка (электрод – подина)

$L_{Mn}$  – коэффициент распределения марганца

ЭП – критерий электрического подобия электропечи

$\eta_{общ}$  – общий КПД электропечи

$K_{вр}$  – коэффициент использования времени работы печи

$K_{изм.U}$  – коэффициент колебания напряжения в сети электропечи

$Pr_{уд}$  – удельная производительность печи на 1 МВ·А трансформатора, т/сут

$C/C_{ФСп}$  – себестоимость 1 т ферросплава в условиях цеха

$K_{wФСп}$  – доля электроэнергии в себестоимости 1 т ферросплава

**Список использованных источников**

1. Рынок ферросплавов в России – 2021. Показатели и прогнозы / Tebiz Group [Эл. ресурс]. – Режим доступа: <https://tebiz.ru/analiz-rynkov-ferrosplavov>. – Дата обращения: 31.03.2021.
2. Леонтьев, Л.И. Современное состояние ферросплавного производства России/ Л.И. Леонтьев, В.И. Жучков, А.В. Жданов, В.Я. Дашевский // Сталь. – 2015. – № 10. – С. 21 – 25.
3. Павлов, А.В. Текущее состояние производства ферросплавов в России и странах СНГ / А.В. Павлов, Д.Я. Островский, В.В. Аксенова, С.А. Бишенов // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2020. – Т. 63. – № 8. – С. 600 – 605.
4. Рынок ферросплавов России и СНГ: Объединённая сырьевая компания [Эл. ресурс]. – Режим доступа: <http://www.urm-company.ru/images/docs/russian-ferroalloys-market-2015.pdf>. – Дата обращения: 21.01.2020.
5. Zhuchkov, V.I. Situation and Development of Ferroalloys Metallurgy in Russia/ V.I. Zhuchkov, L.I. Leontiev, V.Ya. Dashevsky // KnE Materials Science. – 2019. – March. – P. 1 – 14. – [Эл. ресурс]. – Режим доступа: <https://knepublishing.com/index.php/KnE-Materials/article/view/3948>. – Дата обращения: 22.01.2020.
- Жучков, В.И. Состояние и развитие металлургии ферросплавов в России/ В.И. Жучков, Л.И. Леонтьев, В.Я. Дашевский // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершённых фундаментальных исследований и НИОКР: Ферросплавы // Труды научно-технической конференции с Международным участием и элементами школы молодых учёных. (29 октября – 2 ноября 2018 г.). – Екатеринбург: Альфа-Принт. – 2018. – С. 12 – 20.
6. Серов, Г.В. Отечественному электроферросплавному производству 100 лет / Г.В. Серов // Сталь. – 2010. – № 7. – С. 55 – 62.
7. Grishchenko, S.G. Ferroalloy Industry of Ukraine: Current Status, Development Trends and Future Prospects / S.G. Grishchenko, V.S. Kutsin, P.A. Kravchenko,

V.P. Soloshenko, O.L. Bespalov, S.L. Kudryavtsev // Proceedings of The Fourteenth International Ferroalloys Congress. – 31 May – 4 June 2015: Infacon XIV. – Kiev, Ukraine. – 2015. – P. 1 – 5.

8. Degel, R. History and New Milestones in Submerged Arc Furnace Technology for Ferroalloy and Silicon Production / R. Degel, C. Frihling, M. Koneke, E. Hecker, H. Oterdoom, A. Niekerk // Proceedings of the Fourteenth International Ferroalloys Congress. – 31 May – 4 June 2015: Infacon XIV. – Kiev, Ukraine. – 2015. – P. 7 – 16.

9. Шкирмонтов, А.П. Развитие конструкций и технических решений для улучшения параметров ферросплавных электропечей / А.П. Шкирмонтов // Конструкторское бюро. – 2012. – № 6. – С. 37 – 71.

10. Шкирмонтов, А.П. Рудовосстановительные электропечи для выплавки ферросилиция, ферромарганца и силикомарганца / А.П. Шкирмонтов // Бюл. Черная металлургия. – 1980. – Вып. 10. – С. 28 – 37.

11. Шор, В. И. Производство стали и ферросплавов в капиталистических и развивающихся странах в 1981–1985 г./ В. И. Шор, В. Ф. Евтеева, А.П. Шкирмонтов, Т. В. Алёшина, Н. П. Каменская, И. В. Чумарова, И. Г. Очагова // Бюл. Черная металлургия. – 1986. – Вып. 20. – С. 2 – 24.

12. Шкирмонтов, А.П. Производство стали и ферросплавов в капиталистических и развивающихся странах в 1990 г. / А.П. Шкирмонтов, Е. В. Третьяков, А. Ф. Моржин, О. В. Курагин, С. Б. Долбилов, Ю.Б. Обманов, Т. О. Лелеченко // Бюл. Черная металлургия. – 1991. – Вып. 10. – С. 4 – 10.

13. Шкирмонтов, А.П. Производство стали и ферросплавов в капиталистических и развивающихся странах в 1991 г. / А.П. Шкирмонтов, Е. В. Третьяков, А. Ф. Моржин, Т.В. Алешина, Ю.Б. Обманов, Т. О. Лелеченко // Бюл. Черная металлургия. – 1992. – Вып. 11. – С. 3 – 27.

14. Degel, R. Design of Modern Large Capacity FeNi Smelting Plant / R. Degel, J. Kenpken, J. Kunze, R. Koning // Proceedings of the Eleventh International Ferroalloys Congress (18 – 21 February 2007): Infacon XI. – New Delhi, India. – 2007. – P. 605 – 620.

15. Шевченко, В.Ф. Совершенствование цехов и оборудования ферросплавного производства / В.Ф. Шевченко. – Харьков; М.: Metallurgy, 1997. – 470 с.
16. Свенчанский, А.Д. Электрические промышленные печи. Часть 2. / А.Д. Свенчанский, М.Я. Смелянский. – М.: Энергия, 1970. – 264 с.
17. Короткие сети и электрические параметры дуговых электропечей: справочник / Данцис Я.Б., Кацевич Л.С., Жилов Г.М. и др. – М.: Metallurgy, 1974. – 312 с.
18. Шкирмонтов, А.П. Влияние диаметра электродов на электросопротивление ванны ферросплавной печи / А.П. Шкирмонтов // Электрооборудование: эксплуатация и ремонт. – 2011. – № 4. – С. 42 – 49.
19. Технология марганцевых ферросплавов. Часть 1. Высокоуглеродистый ферромарганец / В.И. Жучков, Л.А. Смирнов, В.П. Зайко, Ю.И. Воронов. – Екатеринбург: Издательство УрО РАН, 2007. – 414 с.
20. Folmo, G. Furnace Management in Eramet Manganese During the 2009 Crisis / G. Folmo, C. Perdon, T. Hitter, R. Ishak, F. Wasser, D. Haaland // Proceedings of the Twelfth International Ferroalloys Congress. – 6 – 9 June 2010: Infacon XII. – Helsinki, Finland. – 2010. – P. 521 – 530.
21. Технология электропечного ферромарганца [Эл. ресурс]. – Режим доступа: <https://metallurgy.zp.ua/tehnologiya-elektropechnogo-ferromargantsa/>. – Дата обращения 24.12.2017.
22. Tangstad, M. Pretreatment Unit in Ferromangnese Production / M. Tangstad, K. Ichihara, E. Ringdalen // Proceedings of the Fourteenth International Ferroalloys Congress (31 May – 4 June 2015: Infacon XIV. – Kiev, Ukraine. – 2015. – P. 99 – 106.
23. Jonker, A.P. Implementation of Tenova Pre-Heating Technology at JSC Kazchrome/ A.P. Jonker, M. Broadbent // Proceedings of the Fourteenth International Ferroalloys Congress. 31 May – 4 June 2015: Infacon XIV. – Kiev, Ukraine. – 2015. – P. 99 – 106.



24. Энергетические параметры и конструкции рудовосстановительных электропечей / В.И. Жучков, В.Л. Розенберг, К.С. Ёлкин, Б.И. Зельберг. – Челябинск: Металл, 1994. – 192 с.

25. Дуррер, Р. Металлургия ферросплавов / Р. Дуррер, Г. Фолькерт. – М.: Металлургия, 1976. – 480 с.

26. Shkirmontov, A.P. First Electrometallurgical Production of Ferroalloys in Russia: Hundredth Anniversary of Porogi Electroferroalloys Plant / A.P. Shkirmontov // Steel in Translation. – 2010. – V. 40. – № 9. – P. 836 – 838.

Шкирмонтов, А.П. Первое электрометаллургическое производство ферросплавов в России (к 100-летию ферросплавного завода «Пороги» ) /А.П. Шкирмонтов // Сталь. – 2010. – № 9. – С. 54 – 56.

27. Страхов, В.М. Альтернативные углеродистые восстановители для ферросплавных производств / В.М. Страхов // Кокс и химия. – 2009. – № 1. – С. 20 – 25.

28. Страхов, В.М. Выплавка ферросилиция с повышенной долей замены кокса углём / В.М. Страхов, И.М. Кашлев // Актуальные проблемы рудной и химической электротермии: Сборник трудов Всероссийской научно-технической конференции с Международным участием «Электротермия – 2012». – С - П.: Проспект науки, 2012. – С. 31 – 42.

29. Микулинский, А.С. Углеродистые восстановители для электрических руднотермических печей / А.С. Микулинский, В.И. Жучков // Процессы рудной электротермии: тематический сборник. – Свердловск: Средне-Уральское книжное издательство. – 1964. – № 10. – С. 3 – 13.

30. Рысс, М.А. Восстановители для производства ферросплавов / М.А. Рысс // Обзорная информация. Серия. Ферросплавное производство: Черметинформация. – 1970. – № 4. – 18 с.

31. Воробьев, В.П. Применение тощих углей в ферросплавном производстве / В.П. Воробьев, А.А. Королёв, П.Я. Нефёдов, Я.С. Островский, А.И. Самохин, И.Ю. Рывкин // Бюл. Чёрная металлургия. – 1977. – № 1. – С. 41 – 43.

32. Мизин, В.Г. Выплавка 75 %-ного ферросилиция на коксе с повышенным содержанием газовых углей / В.Г. Мизин, Б.П. Сафонов, Г.В. Серов, В.В. Коробейников, Б.А. Фишман, В.М. Страхов, Ю.К. Никитин // Сталь. – 1965. – № 2. – С. 133 – 135.

33. Серов, Г.В. Выплавка 75 %-ного ферросилиция на ангарском полукоксе / Г.В. Серов, В.Г. Мизин, Н.И. Саблин, В.В. Коробейников, Б.П. Сафонов, Н.В. Толстогузов, В.М. Динельт, В.М. Страхов, Э.П. Старке, Е.Д. Радченко, С.А. Эпель, И.П. Титов // Сталь. – 1970. – № 1. – С. 38 – 40.

34. Мизин, В.Г. Углеродистые восстановители для производства ферросплавов / В.Г. Мизин, Г.В. Серов. – М.: Metallurgia, 1976. – 272 с.

35. Страхов, В.М. Целесообразность активации восстановителя для выплавки ферросилиция / В.М. Страхов, Н.С. Гайдученко, Н.Ф. Гоман, Ю.П. Канаев, Н.К. Молчанов, Ю.Е. Любкин, В.Г. Прокопец // Повышение качества и эффективности производства ферросплавов: тезисы докладов Всесоюзного научно-технического совещания г. Челябинск. – М.: Черметинформация, 1979. – С. 46.

36. Канаев, Ю.П. Выплавка ферросилиция в закрытой электропечи на увлажнённом углеродистом восстановителе / Ю.П. Канаев, В.Г. Прокопец, В.М. Страхов, Н.С. Гайдученко, Ю.Е. Любкин // Сталь. – 1981. – № 8. – С. 44 – 45.

37. Матвиенко, В.А. Применение майкюбенских бурых углей при выплавке высококремнистых марок ферросилиция / В.А. Матвиенко, Г.Д. Тимофеев, О.Е. Привалов, В.И. Платонов, В.М. Страхов // Совершенствование производства ферросплавов: материалы заводской научно-технической конференции. – Новокузнецк: Кузнецкий завод ферросплавов. – 1997. – Вып. 3. – С. 205 – 213.

38. Канаев, Ю.П. Разработка технологии использования слабоспекающихся углей при выплавке ферросилиция / Ю.П. Канаев, В.В. Трегуб, Н.Е. Молчанов, Ю.П. Снитко, И.М. Кашлев, Г.А. Чашин, А.И. Чирятьев, В.Н. Толстогузов, В.М. Страхов // Совершенствование производства ферросплавов: материалы

заводской научно-технической конференции. – Новокузнецк: Кузнецкий завод ферросплавов. – 1997. – Вып. 3. – С. 191 – 196.

39. Рысс, М.А. Производство ферросплавов / М.А. Рысс. – М.: Metallurgy, 1985. – 344 с.

40. Чашин, Г.А. Освоение выплавки ферросилиция в открытых печах с использованием древесной щепы / Г.А. Чашин, И.М. Кашлев, Ю.П. Канаев, А.И. Чирятьев, Н.В. Толстогузов, Т.С. Портнова // Совершенствование производства ферросплавов: материалы заводской научно-технической конференции. – Новокузнецк: Кузнецкий завод ферросплавов. – 1997. – Вып. 3. – С. 189 – 191.

41. Ёлкин, К.С. Промышленный опыт использования нефтяного кокса в производстве высокопроцентного ферросилиция / К.С. Ёлкин, Н.И. Федоров, В.С. Спорыхин, А.Е. Черевко, В.М. Страхов, И.В. Суровцева // Кокс и химия. – 2009. – № 11. – С. 24 – 29.

42. Гасик, М.И. Электрическое сопротивление ванны печи РПЗ – 48/63 при выплавке силикомарганца / М.И. Гасик, В.Ф. Фролов, В.И. Матюшенко, Н.В. Стеблянко // Марганец. Добыча. Обогащение и переработка. – 1978. – № 4. – С. 54 – 66.

43. Джапаридзе, С.Г. Исследование, разработка и освоение технологии производства силикомарганца с использованием высокосолевого ткибульского угля: автореферат дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / С.Г. Джапаридзе. – Днепропетровск: Издательство ДМетИ, 1979. – 24 с.

44. Калинин, Ю.К. Шунгит новое перспективное металлургическое сырьё / Ю.К. Калинин, В.А. Кравченко, И.Ш. Туктамышев, Ю.С. Юсфин // Metallurg. – 1999. – № 3. – С. 33 – 36.

45. Карноухов, В.Н. Влияние вида восстановителя на показатели получения ферросиликомарганца / В.Н. Карноухов, Ю.И. Воронов, Э.Б. Попова, Ф.М. Исхаков, В.П. Зайко // Теория и технология производства: Юбилейный сборник трудов. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2001. – С. 138 – 144.

46. Куцин, В.С. Коксозамещающие энергосберегающие технологии выплавки ферросплавов / В.С. Куцин, В.И. Ольшанский, Е.В. Лапин, Ю.Б. Дедов, А.А. Чумаков // Сталь. – 2008. – № 12. – С. 84 – 85.

47. Сагайдак, В.В. Пути снижения ресурсопотребления при выплавке марганцевых сплавов на Запорожском заводе ферросплавов / В.В. Сагайдак, П.А. Кураев, В.И. Матюшенко, А.Н. Тищенко // Сталь. – 1993. – № 9. – С. 28 – 29.

48. Кожевников, Г.Н. Электротермия сплавов хрома / Г.Н. Кожевников, В.П. Зайко. – М.: Наука, 1980. – 188 с.

49. Кулинич, В.И. Применение тощих каменных углей и полукокса при производстве углеродистого феррохрома / В.И. Кулинич, В.П. Воробьёв, Я.И. Островский, А.И. Самохин // Физико-химические процессы электротермии ферросплавов: сборник статей конференции. – М.: Наука, 1981. – С. 153 – 155.

50. Гасик, М.И. Теория и технология производства ферросплавов / М.И. Гасик, Н.П. Лякишев, Б.И. Емлин. – М.: Metallurgy, 1988. – 784 с.

51. Чумарова, И.В. Производство феррохрома за рубежом / И.В. Чумарова // Обзорная информация. Серия. Ферросплавное производство: Черметинформация. – 1982. – Вып. 2. – 39 с.

52. Кадарметов, Х.Н. Производство углеродистого феррохрома / Х.Н. Кадарметов // Обзорная информация. Серия. Ферросплавное производство: Черметинформация. – 1983. – Вып. 1. – 20 с.

53. Абдулабеков, Е.Э. Производство хромитовых окатышей для выплавки высокоуглеродистого феррохрома / Е.Э. Абдулабеков, В.И. Гриненко, Д.Д. Избембетов, Ж.О. Нурмаганбетов, С.О. Байсанов // Сталь. – 2003. – № 5. – С. 39 – 41.

54. Технология полупроводникового кремния / Э.С. Фалькевич, Э.О. Пульнер, И.Ф. Червонный и др. – М.: Metallurgy, 1992. – 408 с.

55. Воробьёв, В.П. Получение и применение карборундсодержащих углеродистых восстановителей в технологии кремния и ферросплавов / В.П. Воробьёв // Сталь. – 2015. – № 6. – С. 22 – 25.

56. Исин, Д.К. Технология получения кристаллического кремния с применением нетрадиционных восстановителей / Д.К. Исин, С.О. Байсанов, А.Д. Мехтиев, А.С. Байсанов, Б.Д. Исин // *Металлург.* – 2013. – № 11. – С. 88 – 93.

57. Ким, В.А. Новые виды углеродистых восстановителей для выплавки технического кремния / В.А. Ким // *Сталь.* – 2017. – № 2. – С. 25 – 27.

58. Ульева, Г.А. Исследование физико-химических свойств специальных видов кокса и его применение для выплавки высококремнистых сплавов: автореферат дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Г.А. Ульева. – Екатеринбург: Издательство ИМет УрО РАН, 2013. – 23 с.

59. Воробьёв, В.П. Конструктивные особенности ванн руднотермических печей для выплавки кремнистых ферросплавов / В.П. Воробьёв // *Главный энергетик.* – 2012. – № 6. – С. 33 – 36.

60. Модернизация оборудования при производстве кремнистых сплавов (из опыта Кузнецкого завода ферросплавов) / Э.И. Шкрабов, Г.В. Серов, А.Н. Сидоров и др. – М.: *Металлургия*, 1990. – 79 с.

61. Лапченков, В.И. Разрежение под сводом закрытых РВП – резерв улучшения производства ферросплавов / В.И. Лапченков, Е.М. Слободнин, Л.Ф. Пекарский, В.И. Ерко // *Производство ферросплавов: научные труды НИИМ.* – М.: *Металлургия*, 1988. – С. 16 – 22.

62. Лыков, А.Г. Исследование работы полого электрода на опытной руднотермической электропечи / А.Г. Лыков, А.С. Микулинский, В.Л. Розенберг // *Электротермия.* – 1969. – № 89. – С. 11 – 13.

63. Лыков, А.Г. Исследование режимов работы герметичной ферросплавной электропечи с полыми электродами: автореферат дис. ... канд. техн. наук / А.Г. Лыков. – М.: Издательство ВНИИЭТО, 1974. – 24 с.

64. Гаврилов, В.А. Оптимизация режимов работы ферросплавных печей / В.А. Гаврилов, И.И. Поляков, О.И. Поляков. – М.: *Металлургия*, 1996. – 176 с.

65. А. с. СССР № 503917, МПК F 27 D 1/00; С 21 С 5/52. Руднотермическая электропечь / Г.Д. Бирюков, А.С. Микулинский. – № 1827594/22-2; заявл. 12.09.72; опубл. 25.02.76, Бюл. 7.

66. Микулинский, А.С. Факторы управления электрорудовосстановительными печами / А.С. Микулинский // Производство ферросплавов: тематический отраслевой сборник. – М.: Metallurgia, 1980. – № 8. – С. 87 – 91.

67. Бородачёв, А.С. Исследования в области промышленного электронагрева / А.С. Бородачёв, А.П. Альтгаузен // Труды ВНИИЭТО. – М.: Энергия, 1979. – Вып. 9. – С. 3 – 11.

68. Рысс, М.А. Производство ферросплавов / М.А. Рысс. – М.: Metallurgia, 1975. – 336 с.

69. Чумарова, И.В. Производство ферросилиция на заводе в Аштабьюле, США / И.В. Чумарова // Экспресс-информация. Серия. Ферросплавное производство: Черметинформация. – 1977. – Сер. 5. – Вып. 2. – 12 с.

70. Барашкин, И.И. Исследование технологических режимов работы печи РКЗ – 63И1 / И.И. Барашкин, В.И. Кулинич, Л.С. Костылев, О.В. Козлов // Новая технология и техническое перевооружение ферросплавного производства: тематический сборник научных трудов НИИМ. – Челябинск: Metallurgia, 1989. – С. 63 – 65.

71. Щедровицкий, В.Я. Материальный баланс выплавки силикомарганца СМн17 в закрытых печах / В.Я. Щедровицкий, В.А. Саранкин, Л.Н. Стебливец, Л.А. Сабиневский, Р.К. Лелюх // Бюл. Черная металлургия. – 1982. – Вып. 5. – С. 37 – 39.

72. Щедровицкий, В.Я. Использование необожжённых карбонатных марганцевых концентратов при выплавке силикомарганца / В.Я. Щедровицкий, В.М. Катунин, С.Г. Грищенко, Ю.М. Богущкий, В.А. Саранкин, Н.Д. Мощенко // Бюл. Чёрная металлургия. – 1987. – Вып. 1. – С. 37 – 39.

73. Байчер, М.Ю. Проблемы разработки конструкций закрытых печей большой мощности / М.Ю. Байчер // Развитие ферросплавной промышленности

СССР: материалы докладов научно-технического семинара. – Киев, ГИТЛ УССР. – 1961. – С. 61 – 71.

74. Робит, А. Дж. Практика электроплавки / А. Дж. Робит. – М.: Metallurgizdat. – 1960. – 400 с.

75. Матюшенко, В. И. Исследование и освоение выплавки силикомарганца в мощных закрытых ферросплавных печах: автореферат дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / В. И. Матюшенко. – М.: Издательство ЦНИИчермет, 1973. – 19 с.

76. Гасик, М.И. Самообжигающиеся электроды рудовосстановительных электропечей / М.И. Гасик. – М.: Metallurgiya, 1976. – 368 с.

77. Дашевский, Я.В. Электрические печи для руднотермических процессов / Я.В. Дашевский // Труды Первой Всесоюзной конференции по ферросплавам. – М.; Л.: ОНТИ. – 1935. – С. 41 – 75.

78. Розенберг, В.Л. Основные показатели выплавки ферросилиция в печах низкой частоты / В.Л. Розенберг, И.П. Бруковский, С.М. Нехамин, Г.Б. Фридман // Новая технология и техническое перевооружение ферросплавного производства: тематический сборник. – Челябинск: Metallurgiya, 1989. – С. 71 – 75.

79. Близнюк, Д. Применение печей ультранизкой частоты для выплавки ферросплавов / Д. Близнюк, П. Кравченко, С. Балашов, О. Басилов, Д. Маменко, В. Литвяк // [Эл. ресурс] / Режим доступа: [www.fhot.kpi.ua/news/date/labours\\_infacon2015.pdf](http://www.fhot.kpi.ua/news/date/labours_infacon2015.pdf) (Дата обращения 04.11.2016.). – С. 15 – 16.

80. Емлин, Б.И. Справочник по электротермическим процессам / Б.И. Емлин, М.И.Гасик. – М.: Metallurgiya, 1978. – 288 с.

81. Власенко, В.Е. Особенности технологии производства ферросплавов в электропечах постоянного тока / В.Е. Власенко, В.С. Зельдин, В.Ф. Ткаченко // Экспресс-информация. Серия. Ферросплавное производство: Черметинформация. – 1971. – Сер. 5. – № 1. – 12 с.

82. Ахметшин, Н.Ф. Настоящее и будущее ферросплавной электропечи / Н.Ф. Ахметшин, Х.Н. Кадарметов, В.А. Сычёв, Я.С. Щедровицкий, Р.А. Невский

// Производство ферросплавов: тематический сборник. – Челябинск: Южно-Уральское книжное издательство, 1972. – Вып. 1. – С. 36 – 39.

83. Безобразов, С.В. Выплавка ферросплавов в печи постоянного тока / С.В. Безобразов, А.И. Смоляков, Н.Ф. Ахметшин, О.И. Решетов // Производство ферросплавов: тематический сборник.– Челябинск: Metallurgy, 1991.– С. 7 – 12.

84. Gelgenhuys, I.J. Aspect of DC Chromite Smelting at Mintek – an Overview / I.J. Gelgenhuys // Proceedings of the Thirteenth International Ferroalloys Congress. – Almaty, Kazakhstan: Infacon – XIII. – 9 – 12 July 2013. – P. 149 – 156.

85. Sager, D. Low Cost Ferroalloys Extraction in DC-arc furnace at Middleburg Ferrochrome / D. Sager, D. Grant, R. Stadler, T. Schreiter // Proceedings of the Twelfth International Ferroalloys Congress Sustainable Future. – Helsinki, Finland: Infacon – XII. – 6 – 9 June 2010. – P. 803 – 814.

86. Privalov, O. Adjustment of High Carbon Ferrochrome Composition in DC Furnaces / O. Privalov, Ye. Abdulabekov, Zh. Nurmukhanbetov, M. Kospanov, Zh. Mussabekov // Proceedings of the Thirteenth International Ferroalloys Congress. – Almaty, Kazakhstan: Infacon – XIII. – 9 – 12 July 2013. – P. 109 – 114.

87. Попов, А.Н. Руднотермические печи выпрямленного тока как энерго-сберегающие агрегаты / А.Н. Попов, С.М. Нехамин, М.А. Фридман, В.И. Щербинин, С.А. Артёменко, В.И. Лебедев, С.А. Саньков, Е.В. Шевченко // Электротехнология. – 1998. – № 1. – С. 11 – 16.

88. Нехамин, С.М. Плавка кремния в руднотермической печи на выпрямленном токе / С.М. Нехамин, М.А. Фридман, В.И. Щербинин, В.И. Костюк, С.В. Артёменко, Е.В. Шевченко // Цветные металлы. – 2000. – № 2. – С. 60 – 63.

89. Нехамин, С.М. Руднотермические печи постоянного тока для ферросплавного производства / С.М. Нехамин // Сталь. – 2008. – № 6. – С. 43 – 47.

90. Машьянов, В.Г. Украинские дуговые печи постоянного тока – прорыв к ресурсосберегающим технологиям в металлургии / В.Г. Машьянов, С.А. Саньков, В.Г. Ковалёв, Т.С. Киселева, А.И. Бадулин // Металл и литьё Украины. – 2008. – № 2. – С. 16 – 19.



91. Венгин, С.И. Технический кремний / С.И. Венгин, А.С. Чистяков. – М.: Металлургия, 1972. – 206 с.
92. Чумарова, И.В. Применение плазмы в производстве ферросплавов / И.В. Чумарова, А.П. Шкирмонтов // Обзор по системе «Информсталь»: Черметинформация. – 1989. – Вып. 16. – 15 с.
93. Павлов, В.В. Плазменная шахтная руднотермическая печь нового поколения / В.В. Павлов, А.Г. Помещиков, И.А. Безруков, С.Н. Малышев // Электрометаллургия. – 2010. – № 1. – С. 13 – 17.
94. НПП «ЭПОС»: Плазменные руднотермические печи // [ Эл. ресурс ] / Режим доступа: <http://www.epos-nsk.ru/equipment/> – Дата обращения 13.04.2012.
95. MacRae, D.R. Plasma-arc Technology for Ferroalloys. Part II / D.R. MacRae // Proceedings of the VI-th International Ferroalloys Congress. – Cape Town, South Africa: Infacon – VI. – 8 – 11 March 1992. – P. 21 – 35.
96. Chrome Takes the Plasma Route // Metal Bulletin Monthly. – 1986. – № 188. – P. 25, 29.
97. Slatter, D. Technology for the Production of New Grades and Type of Ferroalloys Using Thermal Plasma / D. Slatter, N.A. Barcza, T.R. Curr, K.U. Maske, L.B. McRae // Proceedings of the 4-th International Ferroalloys Congress. – San Paulo, Brazil, Rio de Janeiro, Brazil: Infacon – IV. – 31 August – 3 September 1986. – P. 191 – 204.
98. Anonymous. A World First – the DC Plasma Arc furnace, SA Mech // Engineering. – 1989. – V. 39. – May. – P. 223 – 229.
99. Hütter, U. Refractories and Conductive Bottom Design for DC-arc Furnaces, System ABB / U. Hütter // Radex-Rundschau. – 1992. – V. 2 – 3. – P. 83 – 95.
100. Ford, M. The Production of Ferrochromium in a 40 MVA DC Plasma Furnace / M. Ford, J.F., Oosthuizen // Proceedings of the VII-th International Ferroalloys Congress. – Trondheim, Norway: Infacon – VII. – 11– 14 June 1995. – P. 263 – 271.

101. Шкирмонтов, А.П. Оценка энерготехнологических параметров ферросплавных рудовосстановительных печей / А.П. Шкирмонтов // Промышленная энергетика. – 2010. – № 12. – С. 20 – 23.

102. Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологические параметры ферросилициевых рудовосстановительных печей / А.П. Шкирмонтов // Обновление металлургии. Инновационные технологии и экология: Третья Международная конференция «Металлургия – Интехэко»: сборник докладов (30 – 31 марта 2010 г.). – М.: Интехэко, 2010. – С. 14 – 17.

103. Данцис, Я.Б. Методы электротехнических расчётов руднотермических печей / Я.Б. Данцис. – Л.: Энергоиздат, 1982. – 232 с.

104. Данцис, Я.Б. Ёмкостная компенсация реактивных нагрузок мощных токоприёмников промышленных предприятий / Я.Б. Данцис, Г.М. Жиров. – Л.: Энергия, 1980. – 176 с.

105. Шкирмонтов, А.П. Увеличение диаметра электродов и массы оборудования с ростом мощности ферросплавных печей / А.П. Шкирмонтов // Главный механик. – 2010. – № 10. – С. 21 – 24.

106. Шевченко, В.Ф. Устройство и эксплуатация оборудования ферросплавных заводов / В.Ф. Шевченко. – М.: Металлургия, 1982. – 208 с.

107. Свенчанский, А.Д. Электрические промышленные печи: Дуговые печи и установки специального нагрева / А.Д. Свенчанский, И.Т. Жердев, А.М. Кручинин, А.Н. Попов. – М.: Энергоиздат, 1981. – 296 с.

108. Гасик, М.И. Электроды рудовосстановительных электропечей / М.И. Гасик. – М.: Металлургия, 1984. – 248 с.

109. Струнский, Б.М. Руднотермические плавильные печи / Б.М. Струнский. – М.: Металлургия, 1972. – 368 с.

110. Воробьёв, В.П. Электротермия восстановительных процессов / В.П. Воробьёв. – Екатеринбург: Издательство УрО РАН, 2009. – 270 с.

111. Shkirmontov, A.P. Establishing the Theoretical Foundations and Energy Parameters for the Production of Ferroalloys with a Larger-than-normal Gap under the Electrode / A.P. Shkirmontov // Metallurgist. – 2009. – V. 53. – N 5–6. – P. 300 – 308.

Шкирмонтов, А.П. Разработка теоретических основ и энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком / А.П. Шкирмонтов // Metallurg. – 2009. – № 5. – С.57 – 62.

112. Микулинский, А.С. Влияние распада электродов на электрическое сопротивление ванны печи для выплавки ферросилиция / А.С. Микулинский, А.П. Шкирмонтов, П.В. Топильский, М.И. Друинский // Сталь. – 1979. – № 10. – С. 761–762.

113. Шкирмонтов, А.П. Роль подэлектродного промежутка в ферросплавной печи в улучшении энерготехнологических параметров выплавки углеродотермическим процессом / А.П. Шкирмонтов // Электromеталлургия. – 2017. – № 6. – С. 24 – 31.

114. Микулинский, А.С. Определение параметров руднотермических печей на основе теории подобия / А.С. Микулинский. – М. – Л.: Энергия, 1964. – 87 с.

115. Сергеев, П.В. Энергетические закономерности руднотермических электропечей, электролиза и электрической дуги / П.В. Сергеев. – Алма-Ата: Издательство АН КазССР, 1963. – 252 с.

116. Поволоцкий, Д.Я. Электromеталлургия стали и ферросплавов / Д.Я. Поволоцкий, В.Е. Рощин, М.А. Рысс, А.И. Строганов и др. – М.: Metallургия, 1974. – 550 с.

117. Струнский, Б.М. Расчёты руднотермических печей / Б.М. Струнский. – М.: Metallургия, 1982. – 192 с.

118. Щедровицкий, Я.С. Развитие технологии кремнистых сплавов / Я.С. Щедровицкий // Ферросплавное производство: Материалы Всесоюзного совещания ферросплавщиков. – М.: Издательство НТО ЧМ, 1960. – С. 16 – 25.

119. Пхакадзе, Ш.С. К вопросу о производстве кремнистых и марганцевых сплавов // Развитие ферросплавной промышленности СССР / Ш.С. Пхакадзе. – Киев: Издательство ГИТЛ УССР, 1961. – С. 37 – 60.

120. Розенцвейг, Я.Д. Краткий справочник ферросплавщика / Я.Д. Розенцвейг, Л.В. Шведов, С.И. Венецкий. – М.: Металлургия, 1964. – 344 с.

121. Электротермическое оборудование: справочник / под общ. ред. А.П. Альтгаузена – М.: Энергия, 1980. – 416 с.

122. Никольский, Л.Е. Промышленные установки электродугового нагрева / Л.Е. Никольский, Н.И. Бортничук, Л.А. Волохонский и др. – М.: Энергия, 1971. – 272 с.

123. Кривандин, В.А. Тепловая работа и конструкции печей чёрной металлургии / В.А. Кривандин, А.В. Егоров. – М.: Металлургия, 1989. – 462 с.

124. Степанов, В.Г. Статистика / В.Г. Степанов. – М.: Издательство МИЭИМ, 2007. – 172 с.

125. Еднерал, Ф.П. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавов / Ф.П. Еднерал, А.Ф. Филиппов. – М.: Металлургиздат, 1963. – 230 с.

126. Белянчиков, Л.Н. Учебное пособие по расчёту материального и теплового балансов плавки при производстве ферросплавов / Л.Н. Белянчиков, И.А. Мокров. – М.: Издательство МИСиС, 1980. – 118 с.

127. Дашевский, В.Я. Современные методы и оборудование металлургии и материаловедения: Производство марганцевых ферросплавов. Методика расчёта компонентов шихты при выплавке марганцевых ферросплавов / В.Я. Дашевский, Л.А. Полулях. – М.: Издательский дом МИСиС, 2015. – 89 с.

128. Шкирмонтов, А.П. Величина распада электродов в ферросплавной печи / А.П. Шкирмонтов // Современные проблемы электрометаллургии стали: Материалы XIV Международной научной конференции 14 – 17 сентября 2010 г. – Часть 1. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2010. – С. 224 – 226.

129. Чернова, Т.В. Экономическая статистика / Т.В. Чернова. – Таганрог: Издательство ТРТУ, 1999. – 140 с.

130. Свидетельство Российского авторского общества № 16433 о регистрации и депонировании произведения – результата интеллектуальной деятельности: Энерготехнологический критерий работы ферросплавной рудовосстановительной электропечи / А.П. Шкирмонтов – заявл. 05.03.2010. Опубл. Реестр № 16433 от 23.03.2010. – М.: РАО. – 2010. – 5 с.

131. Шкирмонтов, А.П. Определение комплекса параметров для получения энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи / А.П. Шкирмонтов // Главный энергетик. – 2010. – № 5. – С. 44 – 50.

132. Елютин, В.П. Производство ферросплавов / В.П. Елютин, Ю.А. Павлов, Б.Е. Левин, Е.М. Алексеев. – М.: Metallurgizdat, 1957. – С. 62 – 63.

133. Шкирмонтов, А.П. Анализ составляющих величин энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи / Шкирмонтов А.П. // Электротехнология. – 2011. – № 8. – С. 30 – 33.

134. Shkirmontov, A.P. Energy–Technology Efficiency of Ferroalloys Electro-furnace / A.P. Shkirmontov // Steel in Translation. – 2018. – V. 48. – № 6. – P. 376 – 380.

Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологическая эффективность работы ферросплавных электропечей / А.П. Шкирмонтов // Сталь. – 2018. – № 6. – С. 16 – 20.

135. Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи при выплавке углеродистого феррохрома / А.П. Шкирмонтов // Электротехнология. – 2017. – № 11. – С. 32 – 38.

136. Суслов, А.В. Распределение энергий и электротехнических параметров печей различной мощности / А.В. Суслов, В.И. Кулинич, В.М. Щербатых, В.Г. Замыслов, В.Ю. Бастрыкин // Сталь. – 2008. – № 2. – С. 48 – 53.

137. Шкирмонтов, А.П. Тепловой КПД, удельный расход электроэнергии и энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи / А.П. Шкирмонтов // Современные проблемы электротехнологии стали: Материалы XV Международной научной конференции 24 – 27 сентября 2013 г. – Часть 2. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2013. – С. 210 – 213.

138. Сычѳв, В.А. Электрические параметры ферросплавных электропечей мощностью 16,5 – 22,5 МВ·А / В.А. Сычѳв, Г.Д. Чистяков // Производство ферросплавов: тематический отраслевой сборник. – М.: Металлургия, 1975. – № 4. – С. 108 – 112.
139. Дашевский, В.Я. Ферросплавы: теория и технология / В.Я. Дашевский. – М.: Издательский дом МИСиС, 2014. – 362 с.
140. Рябчиков, И.В. Кремнистые ферросплавы и модификаторы нового поколения. Производство и применение / И.В. Рябчиков, В.Г. Мизин, В.В. Андреев. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2013. – 295 с.
141. Толстогузов, Н.В. Исследование расхода углерода при плавке сплавов кремния / Н.В. Толстогузов, К.С. Елкин, В.Н. Толстогузов // Сталь. – 1995. – № 10. – С. 40 – 42.
142. Максимов, Ю.С. Влияние отдельных факторов на технологичность выплавки 75 %-ного ферросилиция в электропечах / Ю.С. Максимов, Н.А. Гуцин, Ф.М. Исхаков // Сталь. – 1984. – № 2. – С. 31 – 34.
143. Толстогузов, Н.В. Теоретические основы и технология плавки кремнистых и марганцевых сплавов / Н.В. Толстогузов. – М.: Металлургия, 1992. – 239 с.
144. Карманов, Э.С. Влияние отдельных факторов на выплавку ферросплавов в электропечах / Э.С. Карманов // Сталь. – 1985. – № 8. – С. 35 – 37.
145. Арбузов, В.А. Выплавка 65 %-ного ферросилиция в закрытых печах / В.А. Арбузов, П.С. Солошенко, И.И. Барашкин // Производство ферросплавов: тематический сборник. – М.: Металлургия, 1973. – Вып. 2. – С. 56 – 61.
146. Снитко, Ю.П. Рациональные геометрические и электрические параметры печей для выплавки ферросилиция / Ю.П. Снитко, И.М. Кашлев, Г.А. Чашин // Материалы заводской научно-технической конференции ОАО «Кузнецкие ферросплавы»: сборник статей. – Новокузнецк: Кузнецкие ферросплавы, 1997. – Вып. 3. – С. 48 – 54.

147. Щапов, Е.П. Оптимизация параметров электрического режима печей при получения кремния / Е.П. Щапов, В.В. Татарников В.В., А.В. Сивцов // Промышленная энергетика. – 1990. – № 11. – С. 26 – 27.

148. Ахметшин, Н.Ф. Электрический режим ферросплавной печи с установкой продольно-ёмкостной компенсации / Н.Ф. Ахметшин, Г.Д. Чистяков, Я.С. Щедровицкий // Сталь. – 1981. – № 6. – С. 34 – 36.

149. Толстогузов, Н.В. О технологической роли электрической дуги при бесшлаковой плавке кремния и ферросилиция / Н.В. Толстогузов // Сталь. – 1994. – № 2. – С. 37 – 40.

150. Попова, Э.Б. Производство ферросилиция марок ФС45 и ФС65 с использованием прокатной окалины / Э.Б. Попова, В.П. Зайко, В.Б. Шмыга // Ферросплавы. Теория и технология: Юбилейный сборник трудов. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2001. – С. 111 – 122.

151. Фалькевич, Э.С. Технология полупроводникового кремния / Фалькевич Э.С., Пульнер О.Э., Червоный И.Ф. и др. – М.: Металлургия, 1992. – 408 с.

152. Попов, С.И. Металлургия кремния в трехфазных руднотермических печах / С.И. Попов. – Иркутск: Кремний, 2004. – 237 с.

153. Шкирмонтов, А.П. Влияние извлечения ведущего элемента в сплав на энерготехнологический критерий работы печи при выплавке ферросилиция и кремния / А.П. Шкирмонтов // Шестая Международная конференция «Металлургия – Интехэко – 2013» от 26 – 27 марта 2013 г.: сборник докладов. – М.: Интехэко, 2013. – С. 69 – 71.

154. Шкирмонтов, А.П. Выбор рационального режима рудовосстановительной выплавки технического кремния с помощью энерготехнологического критерия работы электропечи / А.П. Шкирмонтов // Приоритеты и научное обеспечение технологического прогресса: Сборник статей Международной научно-практической конференции (г. Нижний Новгород, 10 октября 2016 г.). – Уфа: Аэтерна, 2016. – С.119 – 122.

155. Гасик, М.И. Марганец / М.И. Гасик. – М.: Металлургия, 1992. – 608 с.

156. Казенас, Е.К. Давление и состав пара над окислами химических элементов / Е.К. Казенас, Д.М. Чижиков. – М.: Наука, 1976. – 342 с.

157. Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи при выплавке ферроникеля / А.П. Шкирмонтов // Инновационные процессы в научной среде: сборник статей Международной научно-практической конференции (г. Новосибирск, 8 декабря 2016 г.). Часть 3. – Уфа: Международный центр инновационных исследований «Омега Сайнс», 2016. – С. 112 – 116.

158. Грань, Н.И. Электроплавка окисленных никелевых руд / Н.И. Грань, Б.П. Оницин, Е.И. Майзель. – М.: Metallurgy, 1971. – 248 с.

159. Щедровицкий, Я.С. Высококремнистые ферросплавы / Я.С. Щедровицкий. – Свердловск: Metallurgizdat, 1961. – 256 с.

160. Розенберг, В.Л. Рудовосстановительные электропечи. Энергетические показатели и очистка газов / В.Л. Розенберг, А.Ю. Вальберг. – М.: Энергия, 1974. – 104 с.

161. Мысик, В.Ф. Проектирование и оборудование электроферросплавных цехов / В.Ф. Мысик, А.В. Жданов. – Екатеринбург: Издательство УрФУ, 2014. – 526 с.

162. Свинолобов, Н.П. Печи чёрной металлургии / Н.П. Свинолобов, В.Л. Бровкин. – Днепропетровск: Издательство Пороги, 2004. – 154 с.

163. Егоров, А.В. Электрометаллургия стали и спецэлектрометаллургия. Электроплавильные печи чёрной металлургии / А.В. Егоров. – М.: Издательство МИСиС, 2007. – 428 с.

164. Чернышов, Е.А. Специальные плавильные печи. Ч. 1. Электродуговые печи / Е.А. Чернышов. – Нижний Новгород: Издательство НГТУ, 2014. – 253 с.

165. Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологические параметры работы ферросплавных электропечей / А.П. Шкирмонтов // Электрооборудование: эксплуатация и ремонт. – 2015. – № 10. – С. 44 – 58.



166. Шкирмонтов, А.П. Выплавка ферромарганца в шахтных печах / А.П. Шкирмонтов, И.В. Чумарова, Т.И.Лелеченко // Обзорная информация. Серия. Ферросплавное производство: Черметинформация.– 1990. – Вып. 2. – 43 с.

167. Брусенко, С.Б. Производство ферромарганца на Косогорском металлургическом заводе / С.Б. Брусенко, Ф.Л. Скуридин // Бюл. Черная металлургия. – 2001. – № 5. – С. 22 – 23.

168. Ярошенко, Ю.Г. Основные направления энергоресурсосбережения в технологиях ферросплавного производства / Ю.Г. Ярошенко, В.И. Жучков // Урал индустриальный. Бакунинские чтения: Индустриальная модернизация Урала XVIII – XXI века: материалы XII Всероссийской научной конференции (4 – 5 декабря 2014 г. Екатеринбург). – Екатеринбург: Издательство УрФУ, 2014. – Т. 1. – С. 624 – 633.

169. Шкирмонтов, А.П. Составляющие энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи / А.П. Шкирмонтов // Обновление металлургии. Четвёртая Международная металлургическая конференция «Металлургия – Интехэко»: сборник докладов (29 – 30 марта 2011г.). – М.: Интехэко, 2011. – С. 26 – 29.

170. Шкирмонтов, А.П. Оценка технических решений с помощью энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи / А.П. Шкирмонтов // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершённых фундаментальных исследований и НИОКР: Труды научно-практической конференции с Международным участием и элементами школы для молодых учёных. – Екатеринбург: УИПЦ, 2013. – С. 127 – 131.

171. Шкирмонтов, А.П. Конструктивные технические решения повышения активного сопротивления ванны ферросплавной электропечи / А.П. Шкирмонтов // Электроцех. – 2017. – № 11. – С. 19 – 25.

172. Шкирмонтов, А.П. Критерий работы ферросплавной рудовосстановительной электропечи, как фактор оценки энергоресурсосбережения / А.П. Шкирмонтов // Обновление металлургии. Третья Международная конферен-

ция «Металлургия – Интехэко» 30 – 31 марта 2010 г.: сборник докладов. – М.: Интехэко, 2010. – С. 18 – 20.

173. Данцис, Я.Б. Короткие сети и электрические параметры дуговых электропечей / Я.Б. Данцис, Л.С. Кацевич, Г.М. Жиллов и др. – М.: Metallurgy, 1987. – 320 с.

174. Шкирмонтов, А.П. Анализ энерготехнологических параметров работы ферросплавной электропечи при выплавке ферросилиция / А.П. Шкирмонтов // Главный энергетик. – 2015. – № 11-12. – С. 21 – 24.

175. Шкирмонтов, А.П. Соотношение величины энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи и удельного расхода электроэнергии при выплавке углеродистого феррохрома / А.П. Шкирмонтов // Новые задачи технических наук и пути их решения: сборник статей Международной научно-практической конференции (г. Самара, 13 мая 2017 г.). – Уфа: Аэтерна, 2017. – С. 267 – 269.

176. Гасик, М.И. Физикохимия и технология электроферросплавов / М.И. Гасик, Н.П. Лякишев. – Днепропетровск: Системные технологии, 2005. – 448 с.

177. Ганцеровский, О.Г. Многофакторный анализ производства электропечного ферромарганца / О.Г. Ганцеровский, Ю.В. Чепеленко, А.Н. Овчарук // Физико-химические процессы в электротермии ферросплавов: сборник статей. – М.: Наука, 1981. – С. 19 – 25.

178. Шкирмонтов, А.П. Изменение энерготехнологического критерия ферросплавной печи на различных режимах работы при выплавке ферромарганца / А.П. Шкирмонтов // Новая наука: современное состояние и пути развития: Материалы Международной научно-практической конференции (г. Оренбург, 30 августа 2016 г.). – Стерлитамак: Агентство Международных исследований, 2016. – С. 148 – 151.

179. Матюшенко, В.И. Разработка технологии выплавки углеродистого ферромарганца с применением серосодержащих материалов / В.И. Матюшенко,

А.Г. Кучер, П.Ф. Мироненко, Б.Ф. Величко, Г.Д. Ткач // Физико-химические процессы в электротермии ферросплавов: сборник статей. – М.: Наука, 1981. – С. 59 – 63.

180. Новиков, Н.Н. Физико-химические особенности получения чернового ферроникеля / Н.Н. Новиков, С.А. Мельник [ Эл. ресурс ] / Режим доступа: [www.fhot.kpi.ua/news/date/labours\\_infacson2015.pdf](http://www.fhot.kpi.ua/news/date/labours_infacson2015.pdf) (Дата обращения 04.11.2016.). – С. 15 – 16.

181. Овчарук, Д.С. Анализ энергетических характеристик технологии ферроникеля / Д.С. Овчарук, Н.В. Решетников, В.В. Данилюк [ Эл. ресурс ] / Режим доступа: [www.fhot.kpi.ua/news/date/labours\\_infacson2015.pdf](http://www.fhot.kpi.ua/news/date/labours_infacson2015.pdf) (Дата обращения 04.11.2016.). – С. 58 – 60.

182. Новиков, Н.В. Материальный баланс процесса производства ферроникеля / Н.В. Новиков, И.И. Капран, К.Д. Соколов // *Металлургическая и горно-рудная промышленность*. – 2005. – № 4. – С. 20 – 24.

183. Новиков, Н.Н. Теория и практика поведения основных элементов при электроплавке чернового ферроникеля / Н.Н. Новиков, Д.С. Овчарук, Н.В. Решетников [Эл. ресурс] / Режим доступа: [www.fhot.kpi.ua/news/date/labours\\_infacson2015.pdf](http://www.fhot.kpi.ua/news/date/labours_infacson2015.pdf) (дата обращения 04.11.2016.). – С. 7 – 10.

184. Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи при выплавке ферроникеля / А.П. Шкирмонтов // *Инновационные процессы в научной среде: сборник статей Международной научно-практической конференции* (г. Новосибирск, 8 декабря 2016 г.). Часть 3. – Уфа: Международный центр инновационных исследований «Омега Сайнс», 2016. – С.112 – 116.

185. Шкирмонтов, А.П. Определение энерготехнологического критерия работы печи для выплавки технического кремния / А.П. Шкирмонтов // *Главный энергетик*. – 2011. – № 9. – С. 46 – 49.

186. Поляков, А.С. Исследование эффективности применения низкого зонта в электропечах для производства кристаллического кремния / А.С. Поляков,

А.Г. Лунин, А.Г. Лыков, В.Л. Розенберг, Рязанцев Л.А. // Промышленная энергетика. – 1986. – № 7. – С. 24 – 26.

187. Шкирмонтов, А.П. Выбор рационального режима рудовосстановительной выплавки технического кремния с помощью энерготехнологического критерия работы электропечи / А.П. Шкирмонтов // Приоритеты и научное обеспечение технологического прогресса: сборник статей Международной научно-практической конференции (г. Нижний Новгород, 10 октября 2016 г.). – Уфа: Аэтерна, 2016. – С. 119 – 122.

188. Кулинич, В.И. Репродукция электрического режима выплавки углеродистого феррохрома по составляющим активного сопротивления ванны / В.И. Кулинич, Н.П. Голованов, А.В. Суслов, О.Е. Привалов и др. // Сталь. – 2006. – № 7. – С. 41 – 46.

189. Рысс, М.А. Печи с вращающейся ванной для производства ферросплавов / М.А. Рысс. – М.: Металлургия, 1964. – 128 с.

190. Воробьёв, В.П. Влияние избытка углерода и глубины посадки электродов на показатели выплавки ферросиликохрома / В.П. Воробьёв, А.Ю. Вундер, В.В. Засыпкин // Сталь. – 1978. – № 9. – С. 812 – 813.

191. Takahashi, H. Operational Improvement of a Submerged arc Furnace in Kashima Works (KF-1) / H. Takahashi, K. Ichihara, T. Homma // Proceedings of the Thirteenth International Ferroalloys Congress. – Almaty, Kazakhstan: Infacon – XIII. – 9 – 12 July 2013. – P. 149 – 156.

192. Ishitobi, T. Chuo-Denki Kogyo Co Ltd. Kashima Works / T. Ishitobi, K. Ichihara, T. Homma T. // Proceedings of the Twelfth International Ferroalloys Congress. – Helsinki, Finland: Infacon – XII. – 6 – 9 June 2010. – P. 509 – 513.

193. Нежурин, В.И. Исследование и совершенствование герметичных рудовосстановительных электропечей высокой мощности для оптимизации выплавки марганцевых сплавов: автореф. дисс... канд. техн. наук / В.И. Нежурин. – Днепропетровск: Издательство ДМетИ, 1983. – 17 с.

194. Хитрик, С.И. Электрометаллургия марганцевых сплавов / С.И. Хитрик, М.И. Гасик, А.Г. Кучер. – Киев: Техніка. – 1971. – 188 с.

195. Гасик, М.И. Электротермия марганца / М.И. Гасик. – Киев: Техніка. – 1979. – 167 с.

196. Капелянов, В.Я. Влияние технологических и энергетических параметров на особенности конструкции ферросплавных электропечей / В.Я. Капелянов // Обзорная информация. Сер. Ферросплавное производство: Черметинформация. – 1991. – Вып. 1. – 12 с.

197. Шкирмонтов, А.П. Разработка теоретических основ электрических режимов выплавки с увеличенным подэлектродным промежутком в рудовосстановительных печах / А.П. Шкирмонтов // Электрооборудование: эксплуатация и ремонт. – 2009. – № 5. – С. 25 – 33.

198. Микулинский, А.С. Возможность повышения сопротивления ванны руднотермической электропечи за счет увеличения подэлектродного промежутка / А.С. Микулинский, А.П. Шкирмонтов // Электротехническая промышленность. Сер. Электротермия. – 1979. – Вып. 5. – С. 9 – 10.

199. Shkirmontov, A.P. Establishing the theoretical foundations and energy parameters for the production of ferroalloys with a larger-than-normal gap under the electrode / A.P. Shkirmontov // Metallurgist. – 2009. – V. 53. – N 5–6. – P. 300 – 308.

Шкирмонтов, А.П. Разработка теоретических основ и энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком / А.П. Шкирмонтов // Metallurg. – 2009. – № 5. – С. 57 – 62.

200. Шкирмонтов, А.П. Влияние подэлектродного промежутка на энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи / А.П. Шкирмонтов // Современные проблемы электрометаллургии стали: Материалы XVI Международной научной конференции 5 – 9 октября 2015 г. – Часть 1. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2015. – С. 134 – 138.

201. Kelly, W.H. Calcul et Construction de Four a Arc. Submerge / W.H. Kelly // Journal du four Electrique. – 1959. – № 1. – P. 27 – 32.

202. Шкирмонтов, А.П. Влияние подэлектродного промежутка и распада электродов на энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи / А.П. Шкирмонтов // *Электрометаллургия*. – 2017. – № 8. – С. 33 – 40.

203. Shkirmontov, A.P. Relation between the Electrode Spacing and the Electrode Height in Ferroalloy Furnaces / A.P. Shkirmontov // *Steel in Translation*. – 2012. – V. 42. – № 3. – P. 249 – 251.

Шкирмонтов, А.П. Взаимосвязь распада электродов и величины подэлектродного промежутка в ферросплавной печи / А.П. Шкирмонтов // *Сталь*. – 2012. – № 3. – С. 26 – 29.

204. Еднерал, Ф.П. *Электрометаллургия стали и ферросплавов* / Ф.П. Еднерал. – М.: *Металлургия*, 1977. – 488 с.

205. Shkirmontov, A.P. Theoretical Principles and Energy Parameters in Ferrosilicon Production with an Increase in the Electrode Spacing and the Distance from the Electrodes to the Bath / A.P. Shkirmontov // *Metallurgist*. – 2009. – V. 53. – N 5 – 6. – P. 373 – 379.

Шкирмонтов, А.П. Теоретические основы и энерготехнологические параметры выплавки ферросилиция с увеличенными расходом электродов и подэлектродным промежутком / А.П. Шкирмонтов // *Металлург*. – 2009. – № 6. – С. 68 – 72.

206. Шкирмонтов, А.П. Строение ванны печи при выплавке ферросилиция с увеличенным подэлектродным промежутком / А.П. Шкирмонтов // *Седьмая Международная конференция «Металлургия – Интехэко 2014» (25 – 26 марта 2014 г.): сборник докладов*. – М.: *Интехэко*, 2014. – С. 43 – 45.

207. Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологические параметры, структура и процессы в реакционной зоне электропечи при выплавке ферромарганца / А.П. Шкирмонтов // *Главный энергетик*. – 2014. – № 6. – С. 38 – 48.

208. Шкирмонтов, А.П. Выплавка марганцевого сплава для раскисления и легирования стали / А.П. Шкирмонтов, Л.Н. Белянчиков // *XIII Международный*

конгресс сталеплавильщиков: сборник докладов. – Полевской: Северский трубный завод, 2014. – С. 274 – 278.

209. Shkirmontov, A.P. Determination of the energy parameters for the smelting of manganese ferroalloys with increases in the electrode gap and electrode spacing / A.P. Shkirmontov // Metallurgist. – 2009. – V. 53. – N 7 – 8. – P. 512 – 517.

Шкирмонтов, А.П. Разработка энерготехнологических параметров выплавки марганцевых ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком и распадом электродов / А.П. Шкирмонтов // Metallurg. – 2009. – № 8. – С. 76 – 79.

210. Шкирмонтов, А.П. Восстановление марганца до карбида  $Mn_{23}C_6$  при выплавке кремнистого ферромарганца / А.П. Шкирмонтов // Современные проблемы электрометаллургии стали: материалы XV Международной научной конференции (24 – 27 сентября 2013 г.). Часть 2. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2013. – С. 193 – 196.

211. Шкирмонтов, А.П. Восстановление кремния и переход его сплав при выплавке ферромарганца / А.П. Шкирмонтов // Теоретические вопросы развития научной мысли в современном мире: сборник статей II-ой Международной научно-практической конференции (29 – 30 апреля 2013 г.). – Часть 4. – Уфа: РИЦ БашГУ, 2013. – С. 167 – 171.

212. Shkirmontov, A.P. Energy Parameters of Ferrosilicon Production with Larger-than-normal Values for the Electrode Gap and Electrode Spacing under Factory Conditions / A.P. Shkirmontov // Metallurgist. – 2009. – V. 53. – N 9 – 10. – P. 642 – 647.

Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологические параметры выплавки ферросилиция с увеличенными значениями подэлектродного промежутка и распада электродов в заводских условиях / А.П. Шкирмонтов // Metallurg. – 2009. – № 10. – С. 64 – 67.

213. А.с. № 811510, МПК F 27 D 11/08, H 05 B 7/144. Способ определения положения рабочего конца электрода в ванне руднотермической электропечи / А.С. Микулинский, А.П. Шкирмонтов, П.В. Топильский, М.И. Друинский,

В.Н. Ковалёв, А.А. Фомичёв, М.У. Адаманов, В.В. Моттль, А.А. Парфёнов, А.С. Рожков. – № 2692839/24-07; заявл. 08.12.78; опубл. 07.03.81. Бюл. № 9.

214. Шкирмонтов, А.П. Зависимость увеличения распада электродов и величины подэлектродного промежутка в ферросплавной печи / А.П. Шкирмонтов // Пятая Международная конференция «Металлургия – Интехэко 2012» (27 – 28 марта 2012 г.): сборник докладов. – М.: Интехэко, 2012. – С. 114 – 116.

215. А. с. № 825664, МПК С 22 В 4/00. Способ загрузки материалов в руднотермическую электропечь / А.С. Микулинский, А.П. Шкирмонтов, А.Н. Попов, Л.А. Рязанцев. – № 2674867/22-07; заявл. 18.10.78; опубл. 10.05.81. Бюл. № 16.

216. Shkirmontov, A.P. Determination of the Energy Parameters for the Smelting of Ferrosilicon with an Increased Electrode Gap. Limitation on the Electrode–Electrode Current / A.P. Shkirmontov // Metallurgist. – 2009. – V. 53. – N 7 – 8. – P. 434 – 438.

Шкирмонтов, А.П. Разработка энерготехнологических параметров выплавки ферросилиция с увеличенным подэлектродным промежутком. Ограничение токов «электрод – электрод» / А.П. Шкирмонтов // Metallurg. – 2009. – № 7. – С. 62 – 64.

217. Мизин, В.Г. Улучшение эксплуатационных показателей работы печи РКО– 16,5 при выплавке 65 %-ного ферросилиция / В.Г. Мизин, И.М. Вершицкий, А.В. Кононенко // Сталь. – 2004. – № 10. – С. 34 – 37.

218. Shkirmontov, A.P. Comparison of the Parameters of Ferrosilicon-Smelting Furnaces with Different Electrode Spacings / A.P. Shkirmontov // Metallurgist. – 2011. – V. 55. – N 3 – 4. – P. 266 – 270.

Шкирмонтов, А.П. Сравнение параметров печей для выплавки ферросилиция с различным распадом электродов / А.П. Шкирмонтов // Metallurg. – 2011. – № 4. – С. 61 – 64.

219. Шкирмонтов, А.П. Расчёт параметров электропечи для выплавки ферросилиция с увеличенным распадом электродов на примере реконструкции



типовой печи / А.П. Шкирмонтов // Электрооборудование: эксплуатация и ремонт. – 2010. – № 4. – С. 65 – 68.

220. Шкирмонтов, А.П. Увеличение распада электродов и различные типы ванн ферросплавных печей / А.П. Шкирмонтов // Главный энергетик. – 2012. – № 5. – С. 29 – 35.

221. Шкирмонтов, А.П. Изменение индуктивного сопротивления ванны и коэффициента мощности с увеличением распада электродов ферросплавной печи / А.П. Шкирмонтов // Электрооборудование: эксплуатация и ремонт. – 2010. – № 9. – С. 48 – 51.

222. А. с. № 870895, МПК F 27 D 1/00. Руднотермическая электропечь / А.С. Микулинский, А.П. Шкирмонтов. – № 2859205/22-07; заявл. 28.12.79; опубл. 07.10.81. Бюл. № 37.

223. Шкирмонтов, А.П. Сравнительные параметры выплавки ферросплавов и кремния в печах переменного и постоянного тока / А.П. Шкирмонтов // Электрооборудование: эксплуатация и ремонт. – 2011. – № 12. – С. 13 – 16.

224. Шкирмонтов, А.П. Выплавка углеродистого феррохрома в электропечах на постоянном и переменном токе /А.П. Шкирмонтов, С.А. Бишенов и др. // Научное обеспечение технического и технологического прогресса: Международная научно-практическая конференция (г. Оренбург 15 марта 2018 г.) – Уфа: Аэтерна, 2018. – С. 163 – 166.

225. La fabrication du ferromanganèse au haut fourneau: un secret de fabrication perdu [Эл. ресурс]. – Режим доступа: <http://manganesestandsteel.overblog.com/article-le-secret-de-fabrication-du-ferromanganese-124082983.html>. – Дата обращения: 22.02.2020.

226. Шкирмонтов, А.П. Энерготехнологический критерий работы ферросплавной печи при выплавке ферромарганца и феррохрома в плазменных электропечах /А.П. Шкирмонтов // Десятая Международная конференция «Металлургия – Интехэко 2018»: сборник докладов. – М.: Интехэко, 2018. – С. 32 – 34.

227. Шкирмонтов, А.П. Изменение энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов при увеличении мощности электропечей / А.П. Шкирмонтов // Электromеталлургия. – 2019. – № 1. – С. 18 – 28.

228. Шкирмонтов, А.П. Техничко-экономические показатели и энерготехнологический критерий работы ферросплавной электропечи / А.П. Шкирмонтов, Роцин В.Е. // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Металлургия. – 2020. – Т. 20. – № 2. – С. 33 – 42.

## ПРИЛОЖЕНИЯ

### ПРИЛОЖЕНИЕ 1

#### **ВЕЛИЧИНА ПОДЭЛЕКТРОДНОГО ПРОМЕЖУТКА И УДЕЛЬНОЕ ЭЛЕКТРОСОПРОТИВЛЕНИЕ ВАННЫ ФЕРРОСПЛАВНОЙ ПЕЧИ**

Для ферросплавных электропечей традиционных конструкций при выплавке углеродотермическим процессом сплавов кремния, хрома, марганца величина подэлектродного промежутка в основном составляет около 0,6–0,9 диаметров электрода соответствующей печи [1–3].

Для улучшения энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов предложена технология выплавки с увеличенным подэлектродным промежутком выше традиционных значений без уменьшения заглубления электродов в шихту и при большей глубине ванны печи.

В качестве плавильного агрегата использовали вариант одноэлектродной шахтной печи с подводом тока к рабочему графитированному электроду и к подине, которая выполнена из углеродистых блоков. Диаметр электрода был равен 150 мм, сила тока около 4,7 кА. Теплоизолирующая часть футеровки состояла из шамотного кирпича и шамотной крупки; рабочий слой стен из хромомagneзитового кирпича. Сечение ванны и электропроводной подины было равно 500 x 500 мм, глубина ванны – 1200 мм. Используемая мощность печи составляла 130–290 кВ·А [4].

Выплавка 45 %-ного ферросилиция проводилась на традиционных шихтовых материалах (кварцит, коксик, железная стружка). Заглубление электродов в шихту было не менее 1,5–1,7 диаметров электрода. В качестве базового варианта сравнения выплавку проводили при традиционном подэлектродном промежутке 0,6–0,8 диаметров электрода. Затем в процессе длительной выплавки повышали расстояние электрод–подина, что достигалось при постепенном увеличении рабочего напряжения и при поддержании величины силы тока электрода. Наибольшая величина подэлектродного промежутка составила 6 диаметров

электрода. Сопротивление ванны возросло от 4,8 до 12 мОм, то есть изменялось в 2,5 раза. Аналогичным образом увеличилась мощность в печи и напряжение электрод – подина. При этом следует отметить, что при повышении расстояния электрод – подина сопротивление ванны печи изменялось не линейно. Отмечено снижение удельного электросопротивления плавильной зоны [5], несмотря на значительный рост сопротивления ванны ферросплавной печи (Рисунок.).

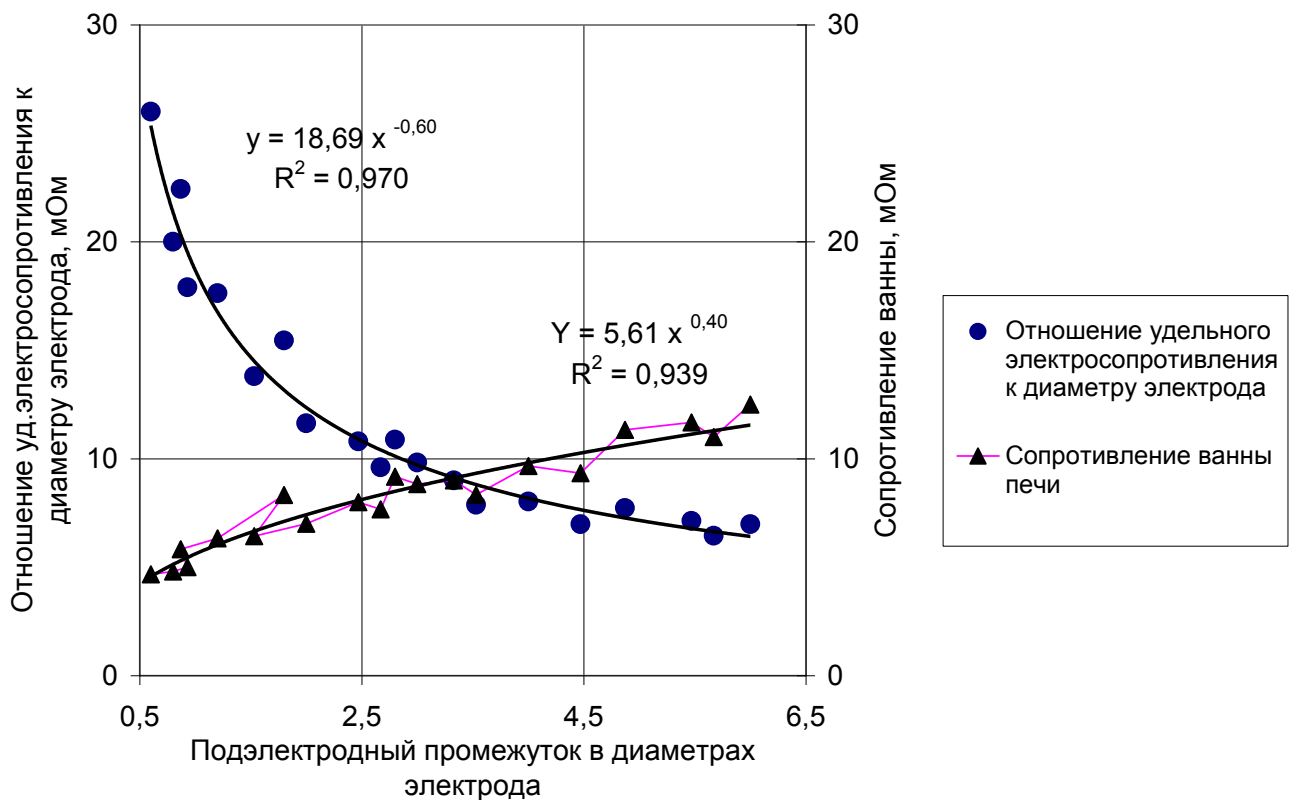


Рисунок – Изменения активного сопротивления ванны и удельного электросопротивления плавильной зоны печи при выплавке 45 %-ного ферросилиция в зависимости от увеличения подэлектродного промежутка

На основании исследований по изменению сопротивления ванны выражение (1) и удельного электросопротивления плавильной зоны выражение (2) от увеличения подэлектродного промежутка при выплавке в ферросплавной печи получены следующие соотношения:

$$R_{\Pi} = 5,61 (h/d_3)^{0,40} \quad (1)$$

$$\rho/d_3 = 18,69 (h/d_3)^{-0,60}, \quad (2)$$

где:  $R_n$  – сопротивление ванны печи;

$h/d_3$  – подэлектродный промежуток, в диаметрах электрода;

$\rho/d_3$  – отношение удельного электросопротивления плавильной зоны печи к диаметру электрода печи.

Несмотря на значительный рост сопротивления ванны при выплавке 45 %-ного ферросилиция, отмечено существенное снижение удельного электросопротивления плавильной зоны печи при увеличении подэлектродного промежутка или расстояния электрод – подина от (0,6–0,8) до 6,0 диаметров электрода.

Например, по данным монографии Струнского Б.М. [7], в которой приведены обобщения результатов работ Сергеева П.В., Kelly W.H., Morkramer M.J. и других исследователей по выплавке ферросплавов в электропечах, были отмечены значительные диапазоны изменения удельного электросопротивления, Ом·см:

– 45%-ный ферросилиций	0,60 – 0,95,
– 75%-ный ферросилиций	0,50 – 1,25,
– углеродистый феррохром	0,88 – 2,00,
– углеродистый ферромарганец	0,20 – 0,55,
– ферросиликомарганец	0,25 – 0,38.

При этом, если учитывать, что относительная величина подэлектродного промежутка для выплавки массовых ферросплавов составляет 0,6 – 0,8 диаметров электрода, то изменения удельного сопротивления расплавов тоже значительны, что оказывает определённое влияние на регулирование и управление печью.

В соответствии с решением системы уравнений, состоящих из выражения (1) относительно роста сопротивления ванны печи и выражения (2) по снижению удельного электросопротивления плавильной зоны, при одновременном увеличении значений подэлектродного промежутка, получен оптимальный вариант решения. В качестве расчетного результата подэлектродный промежуток при

выплавке равен 3,33 диаметра электрода. При допущении отклонений около 10 % от данной величины возможно оптимально проводить выплавку ферросплавов в диапазоне 3,0 – 3,7 диаметров электрода. При работе с большим подэлектродным промежутком это потребует дополнительно увеличить глубину ванны печи.

Таким образом, выплавка 45 %-ного ферросилиция углеродотермическим процессом с увеличенным подэлектродным промежутком от (0,6 – 0,8) до 6,0 диаметров электрода приводит к общему эффекту повышения в 2,5 раза сопротивления, напряжения и мощности в ванне при определённом снижении величины удельного электросопротивления плавильной зоны печи.

### Список используемой литературы

1. Струнский Б.М. *Расчёты руднотермических печей.* – М.: Металлургия. – 1982. – 192 с.
2. Шкирмонтов А.П. *Роль подэлектродного промежутка в ферросплавной печи в улучшении энерготехнологических параметров выплавки углеродотермическим процессом // Электromеталлургия.* – 2017. – № 6. – С. 24 – 31.
3. Шкирмонтов А.П. *Варианты повышения активного сопротивления ванны ферросплавной электропечи // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершённых фундаментальных исследований и НИОКР: Труды научно-практической конференции с Международным участием.* – Екатеринбург. – 2020. – С. 222 – 225.
4. Shkirmontov A.P. *Establishing the theoretical foundations and energy parameters for the production of ferroalloys with a larger-than-normal gap under the electrode // Metallurgist.* – 2009. – V. 53. – N 5-6. – P. 300 – 308.
5. Шкирмонтов А.П. *Изменение активного сопротивления ванны и удельного электросопротивления реакционной зоны выплавки ферросилиция при увеличении подэлектродного промежутка // Физико-химические основы металлургических процессов: Сборник трудов конференции.* – М.: ИМЕТ РАН. – 2019. – С. 69.
6. Струнский Б.М. *Руднотермические плавильные печи.* – М.: Металлургия. – 1972. – 368 с.

## ПРИЛОЖЕНИЕ 2

**КОНЦЕПЦИЯ ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСПЛАВОВ ПО ВАРИАНТУ  
АВТОНОМНЫХ ИЗОЛИРОВАННЫХ ПЛАВИЛЬНЫХ ЗОН ПОД  
ЭЛЕКТРОДАМИ В ВАННЕ ЭЛЕКТРОПЕЧИ**

Обычно выплавка ферросплавов углеродотермическим процессом в электропечах характеризуется небольшим распадом электродов, который составляет 2,2 – 2,3 диаметра электрода соответствующей печи. Самообжигающиеся электроды постоянно погружены в шихту, которая содержит малоэлектропроводные и электропроводные материалы. Рудовосстановительный процесс выплавки происходит под слоем шихты в подэлектродных плавильных зонах (плавильных тиглях) в ванне печи. Величина подэлектродного промежутка или расстояние от электрода до подины обычно составляет 0,6 – 0,9 диаметров электрода [1, 2].

Ферросплавная печь работает в смешенном режиме выделения тепла. В большей степени такая печь работает в режиме сопротивления и в меньшей степени в режиме дуги. Значительная часть электрического тока идет по шихте между электродами и доля этих токов достигает до 20 – 30 % [3].

Глубина ванны низкошахтной печи невелика и составляет 2,0 – 2,4 диаметра электрода. Это определяет основную долю тепловых потерь через колошник печи с отходящими газами и излучением, несмотря на то, что процесс выплавки происходит в реакционной зоне под слоем шихты с закрытой дугой. Тепловой КПД ферросплавной электропечи имеет невысокие значения около 0,45 – 0,52. Фактические удельные расходы электроэнергии на выплавку массовых ферросплавов в 2 раза превышают теоретические расходы энергии на основе химических реакций [4]. Энергозатраты для выплавки массовых ферросплавов весьма высоки и удельные расходы электроэнергии в 10 – 15 раз выше, чем для выплавки 1 т стали в дуговой печи. Увеличение мощности трансформаторов ферросплавных печей не приводит к аналогичному повышению производительности печного

агрегата, так как наблюдается значительное меньшее увеличение активной мощности в ванне. Увеличиваются потери электроэнергии в короткой сети при больших силах тока и невысоком напряжении из-за снижения активного сопротивления ванны печи. Как следствие, ухудшаются энерготехнологические параметры выплавки, в том числе коэффициент мощности печи и активная мощность в ванне, что ограничивает производительность печи.

Для решения проблемы технологическим способом возможно увеличение сопротивления ванны при использовании углеродистых восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением. Эффект составляет около 5 – 10 %. Для улучшения параметров ферросплавных печей предлагаются конструктивные решения: многоэлектродные печи; печи с полыми электродами для вдувания газа; печи с пониженной частотой тока; печи постоянного тока; плазменные печи.

С учётом этого для улучшения параметров работы печей разработана технология выплавки ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком. При увеличении подэлектродного промежутка от традиционной величины до 6,0 диаметров электрода в 2,5 раза возросло сопротивление ванны, напряжение и мощность печи при получении стандартного 45 %-ного ферросилиция [5]. Соответственно улучшились параметры выплавки: коэффициент мощности (+7,9 %); электрический КПД (+ 4,2 %) и тепловой КПД печи (+ 21,0 %), при близкой степени извлечения кремния в сплав (0,921 – 0,919). При этом качественно меняется картина ввода дополнительной мощности в ванну ферросплавной печи: не за счёт увеличения силы тока, а благодаря повышению напряжения, что энергетически выгодно и более эффективно.

При рассмотрении схемы взаимного расположения плавильных зон в ванне ферросплавной печи были выявлены следующие варианты на основании данных работ [6, 7]: а) проекции плавильной зоны одного электрода распространяются до другого электрода; б) проекции плавильных зон пересекаются в центре ванны печи; в) границы плавильных зон соприкасаются; г) плавильные зоны не соприкасаются; д) реакционные плавильные зоны далеки и работают изолировано.



Расположение в печи реакционных плавильных зон, которые не соприкасаются и работают изолированно, можно считать схемой выплавки по варианту автономных плавильных зон под электродами. Следовательно, выпуск расплава производится из-под каждого электрода.

В результате, сочетания двух технических решений, таких как: 1) использование технологии получения ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком; 2) применение электропечи со значительно увеличенным (в 2,1 – 2,8 раза) распадом электродов, была предложена, теоретически обоснована и опробована, принципиально новая концепция выплавки ферросплавов по варианту автономных изолированных плавильных зон под электродами в ванне печи (под слоем шихты) и соответственно выпуском расплава из-под каждого электрода [7]. Схема данной концепции выплавки приведена на рисунке.

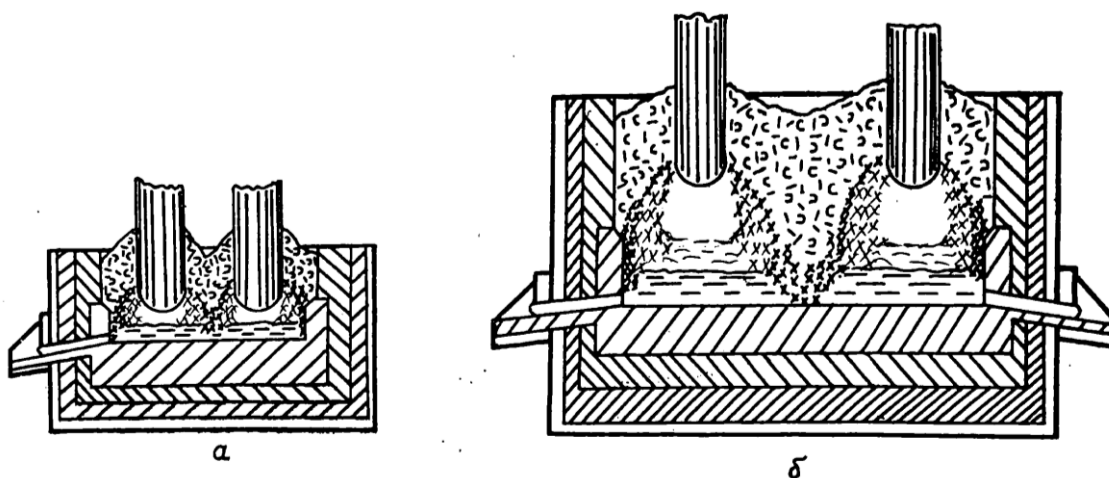


Рисунок – Схема получения ферросплавов в электропечах углеродотермическим процессом: а – вариант выплавки с традиционными распадом электродов и подэлектродным промежутком; б – вариант концепции выплавки ферросплавов с автономными изолированными плавильными зонами под электродами и по технологии с увеличенным подэлектродным промежутком

В соответствии концепцией выплавки ферросплавов, по варианту автономных изолированных плавильных зон под электродами в ванне печи получены следующие результаты. При увеличении распада электродов от базовой величины

2,18 до (4,5 – 6,0) и подэлектродного промежутка от (0,6 – 0,8) до (3,5 – 3,6) в диаметрах электрода при получении 45 %-ного ферросилиция возрастает в 2,2 – 2,6 раза сопротивление ванны, напряжение и мощность в ванне печи (каждый показатель) без изменения силы тока электрода. При этом без снижения извлечения кремния в сплав улучшаются энерготехнологические параметры: коэффициент мощности печи от 0,854 до 0,935 – 0,949, электрический КПД от 0,981 до 0,986 – 0,989 и тепловой КПД печи.

### Список используемой литературы

1. Струнский Б.М. *Расчёты руднотермических печей.* – М.: Металлургия. – 1982. – 192 с.
2. Шкирмонтов А.П. *Энерготехнологические параметры выплавки ферросплавов в электропечах.* – М.: Издательство МИСиС. – 2018. – 216 с.
3. Гасик М.И. *Теория и технология производства ферросплавов / М.И. Гасик, Н.П. Лякишев, Б.И. Емлин.* – М.: Металлургия. – 1988. – 784 с.
4. Шкирмонтов А.П. *Тепловой КПД ферросплавной электропечи // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершённых фундаментальных исследований и НИОКР: Ферросплавы // Труды научно-технической конференции с Международным участием элементами школы молодых учёных.* – Екатеринбург: Альфа-Принт. – 2018. – С. 273 – 276.
5. Шкирмонтов А.П. *Разработка теоретических основ и энерготехнологических параметров выплавки ферросплавов с увеличенным подэлектродным промежутком // Металлург.* – 2009. – № 5. – С. 57 – 62.
6. Kelly, W.H. *Calcul et Construction de Four a Arc. Submerge / W.H. Kelly // Journal du four Electrique.* – 1959. – № 1. – P. 27 – 32.
7. Шкирмонтов А.П. *Теоретические основы и энерготехнологические параметры выплавки ферросилиция с увеличенным распадом электродов и подэлектродным промежутком // Металлург.* – 2009. – № 6. – С. 68 – 72.

## ВОССТАНОВЛЕНИЕ МАРГАНЦА ИЗ ШЛАКОРУДНОГО РАСПЛАВА В ПЕЧИ ПРИ ВЫПЛАВКЕ КРЕМНИСТОГО ФЕРРОМАРГАНЦА

При выплавке ферромарганца по схеме с увеличенным подэлектродным промежутком и распадом электродов, наблюдается повышенное содержание в сплаве до 4 – 5 % Si и более и соответственно меньшее содержание углерода 4,9 – 5,4 % C, чем у обычного углеродистого ферромарганца (глава 6, п. 6.2). Для оценки физико-химических условий в ванне печи с увеличенным распадом электродов и выплавке по технологии с увеличенным подэлектродным промежутком, был проведён термодинамический анализ восстановления марганца.

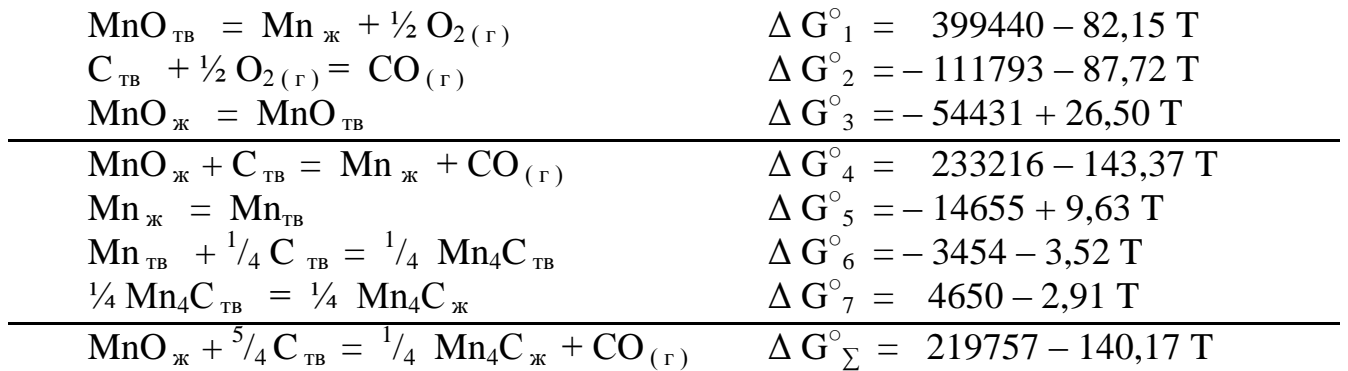
В системе Mn – C наиболее достоверным (по данным Гасика М.И.) является присутствие карбидов  $Mn_7C_3$  (8,7 % C ат.) и  $Mn_{23}C_6$  (5,4 % C ат.) или для упрощения коэффициентов формулы –  $Mn_4C$ .

Обычно для описания процесса получения углеродистого ферромарганца используют карбид  $Mn_7C_3$ , так как в сплаве содержится около 7% C. В рассматриваемом варианте выплавки можно принять, что в кремнистом ферромарганце в основном присутствует карбид  $Mn_4C$  ( $Mn_{23}C_6$ ).

В связи с тем, что ферромарганец получали флюсовым способом, активность заиси марганца возрастала, благодаря образованию силиката кальция по схеме:  $(MnO \cdot SiO_2) + CaO \rightarrow (MnO) + (CaO \cdot SiO_2)$ . В дальнейшем рассматривали процесс восстановления марганца, как свободного оксида марганца MnO.

Известно, что дополнительное увеличение содержания CaO в шихте приводит не только к повышению основности шлака от 1,1 – 1,3 до 1,60 – 1,68, но и повышает температуру плавления шлака. Вероятно, увеличение температуры плавления шлака с одной стороны, и повышение дополнительной мощности в ванне печи за счёт роста напряжения, с другой, увеличивают температуру в автономных плавильных зонах печи, что способствует лучшему восстановлению марганца.

Восстановление марганца из шлакорудного расплава, вероятно, протекает по реакции образования карбида  $Mn_4C$ , так как в данном случае, практически весь углерод связан в данный карбид марганца. Изобарно-изотермический потенциал суммарной реакции восстановления можно получить по следующей схеме, с использованием термодинамических справочных данных, Дж/моль:



Соответственно константа равновесия суммарной реакции восстановления марганца до карбида  $Mn_4C$  ( $Mn_{23}C_6$ ) в логарифмической форме будет равна:

$$\lg K_{Mn} = (-11498 / T) + 7,33 \quad (1)$$

Вместе с тем константа равновесия реакции восстановления марганца до карбида  $Mn_4C$  имеет вид:

$$K_{Mn} = (a_{Mn_4C}^{1/4} \cdot P_{CO}) / (a_{MnO} \cdot a_C^{5/4}) = (\gamma_{Mn_4C}^{1/4} \cdot N_{Mn_4C}^{1/4}) / (\gamma_{MnO} \cdot N_{MnO}), \quad (2)$$

где:  $a_{Mn_4C}$ ,  $a_{MnO}$ ,  $a_C$  – величины активности компонентов, карбида марганца, оксида марганца и углерода, соответственно;  
 $\gamma_{Mn_4C}$ ,  $\gamma_{MnO}$  – коэффициенты активности карбида марганца и оксида марганца  $MnO$ ;  
 $N_{Mn_4C}$ ,  $N_{MnO}$  – мольные доли карбида и оксида марганца.

Для дальнейшего рассмотрения принимаем, что  $P_{CO} = 1$  атм (101,33 кПа) и  $a_C = 1$ . Учитывая высокую основность шлака  $(CaO + MgO)/SiO_2$  около (1,60 – 1,68), благодаря значительному количеству в шлаке 47,2 – 51,8 % CaO и сравнительно малой величины оксида марганца (до 8,0 – 10,2 % MnO), на основании ориентировочных расчётов получено, что  $\gamma_{MnO} \rightarrow 1$ . Поэтому принимаем допущение, что  $\gamma_{MnO} \approx 1$ . Тогда в упрощённом виде константа равновесия суммарной реакции восстановления принимает вид:

$$K_{Mn} = (\gamma_{Mn} \cdot N_{Mn}) / N_{MnO}, \quad (3)$$

где:  $\gamma_{Mn}$  – коэффициент активности марганца;

$N_{Mn}$  – мольная доля марганца.

Для рудовосстановительного процесса коэффициент распределения марганца между шлаком и сплавом, при близкой степени улёта марганца в газовую фазу, может быть выражен следующим образом, для данного случая:

$$L_{Mn} = N_{Mn} / N_{MnO} = K_{Mn} / \gamma_{Mn} \quad (4)$$

Логарифмируя выражение (4) получим:

$$\lg L_{Mn} = \lg K_{Mn} - \lg \gamma_{Mn} \quad (5)$$

На основании теории регулярных растворов, коэффициент активности марганца можно определить по следующему выражению:

$$\lg \gamma_{Mn} = \sum Q_{Mn_4C} / (2,3 \cdot R \cdot T), \quad (6)$$

где:  $\sum Q_{Mn_4C}$  – теплота образования карбида марганца  $Mn_4C$ ;

R – универсальная газовая постоянная;

T – температура в реакционной плавильной зоне печи.

Используя, величины уравнений (1) и (6) в выражении (5), получим теоретическую зависимость коэффициента распределения марганца от температуры в печи, выражение (7):

$$\lg L_{Mn} = (-11317 / T) + 7,33 \quad (7)$$

Отклонение фактических значений коэффициента распределения марганца, между сплавом и шлаком, от теоретической прямой укладывается в доверительные интервалы. К тому же значения температуры в реакционной зоне печи и температура ферромарганца на выпуске, величина которой использована для фактических значений коэффициента распределения марганца, несколько различны. Замер же температуры непосредственно в реакционной плавильной зоне печи, под большим слоем шихты технически весьма сложен. На основании данных о фактических значениях коэффициентов распределения марганца оценили значение теоретической температуры в зоне рабочего пространства ферросплавной печи по формуле:

$$T_{Mn}^{теор} = 11317 / (7,33 - \lg L_{Mn}^{\phi}), \quad (8)$$

где:  $\lg L_{Mn}^{\phi}$  – логарифм фактического значения коэффициента распределения марганца.

Различие величины теоретической температуры в зоне печи, полученной методом расчёта по выражению (8) и фактическими значениями температуры сплава на выпуске в основном составляет 41 – 66 К. Для суммарной реакции восстановления марганца до карбида  $Mn_4C$  условие  $\Delta G_{\Sigma}^{\circ} = 0$  выполняется при

температуре 1568 К (1295 °С). Аналогичным способом определена температура начала реакции образования карбида  $Mn_7C_3$ , которая составляет около 1473 К (1200 °С). Следует отметить, что при выплавке ферромарганца с повышенным содержанием кремния и с меньшим содержанием углерода, температура сплава на выпуске из печи практически на 100 К выше, чем для обычного углеродистого ферромарганца. Следовательно, повышение температуры в рабочем пространстве печи благоприятно для восстановления карбида  $Mn_4C$  ( $Mn_{23}C_6$ ), который более богат марганцем, чем  $Mn_7C_3$ , но при этом создаются условия для лучшего восстановления кремния.

**Источник [210]:**

Шкирмонтов А.П. Восстановление марганца до карбида  $Mn_{23}C_6$  при выплавке кремнистого ферромарганца // Современные проблемы электрометаллургии стали: Материалы XV Международной научной конференции. – Ч. 2. – Челябинск: Южно-Уральский государственный университет. – 2013. – С. 193 – 196.

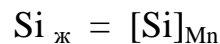
**Список используемой литературы**

1. Елютин В.П., Павлов Ю.А., Левин Б.Е., Алексеев Е.М. Производство ферросплавов. – М.: Металлургиздат. – 1957. – 436 с.
2. Григорян В.А., Белянчиков Л.Н., Стомахин А.Я. Теоретические основы сталеплавильных процессов. – М.: Металлургия. – 1976. – 256 с.
3. Кубашевский О., Олкокк С.Б. Металлургическая термехимия. – М.: Металлургия. – 1982. – 392 с.
4. Самсонов Г.В., Виницкий И.М. Тугоплавкие соединения. – М.: Металлургия. – 1976. – 560 с.

## ВОССТАНОВЛЕНИЕ КРЕМНИЯ И ПЕРЕХОД ЕГО В СПЛАВ ПРИ ВЫПЛАВКЕ ФЕРРОМАРГАНЦА

При выплавке ферромарганца наблюдается повышенное содержание кремния в сплаве до 4 – 5 % и более, несмотря на высокую основность шлака. Для объяснения этой особенности была проведена термодинамическая оценка условий процесса восстановления кремния в реакционной зоне печного пространства.

Из всех известных силицидов марганца в системе Mn – Si [1] наименьшим содержанием кремния обладает  $Mn_6Si$  (7,8 % ат.). Вероятно, ниже этого значения восстановленный кремний растворяется в марганце:



Изменение изобарно-изотермического потенциала  $\Delta G^{\circ}_{[Si]_{Mn}}$ , данного превращения можно определить по парциальной теплоте растворения компонентов ( $\Delta H$ ) в системе Mn – Si. Принимаем, что  $[Mn] \% + [Si] \% = 100 \%$  (отн.). Тогда по графическим зависимостям  $\Delta H_{Mn} = \varphi(N_{Mn})$  и  $\Delta H_{Si} = \varphi(N_{Si})$ , которые были построены по данным, приведенным в работе [2], определяли парциальные теплоты растворения компонентов. Тепловой эффект смешения определяли аналогично методике работы [3] по формуле (1):

$$\Delta H_{[Si]_{Mn}} = N_{Si} \cdot \Delta H_{Si} + N_{Mn} \cdot \Delta H_{Mn}, \quad (1)$$

где:  $N_{Si}$  и  $N_{Mn}$  – мольные доли компонентов смешения кремния и марганца соответственно.

Энтропию растворения кремния в марганце определяли по выражению Кубашевского О. и др. [4, 5] для двойных металлических систем на основании теплоты растворения, температуры кипения марганца и кремния соответственно:



$$\Delta S^{\circ} = (0,64 \cdot \Delta H_{[\text{Si}]_{\text{Mn}}}) / 0,5 \cdot (T_{\text{Si}}^{\text{кип}} + T_{\text{Mn}}^{\text{кип}}), \quad (2)$$

где:  $T_{\text{Si}}^{\text{кип}}$ ,  $T_{\text{Mn}}^{\text{кип}}$  – температура кипения кремния и марганца соответственно.

При использовании уравнений (1) и (2) выражение изобарно-изотермического потенциала для данного случая принимает следующий вид:

$$\Delta G^{\circ}_{[\text{Si}]_{\text{Mn}}} = -11363 - 2,75 T, \quad \text{Дж/моль}$$

Восстановление кремния и растворение его в марганце можно представить по следующей схеме, с использованием термодинамических данных [6] и получить суммарную реакцию для конкретного процесса:



Значение логарифма константы равновесия суммарной реакции по данным изобарно-изотермического потенциала равно:

$$\lg K_{\text{Si}} = (-36579 / T) + 19,32 \quad (3)$$

По суммарному уравнению величина константы равновесия реакции имеет следующий вид:

$$K_{\text{Si}} = (a_{\text{Si}} \cdot P_{\text{CO}}^2) / (a_{\text{SiO}_2} \cdot a_{\text{C}}^2) = (\gamma_{\text{Si}} \cdot N_{\text{Si}}) / (\gamma_{\text{SiO}_2} \cdot N_{\text{SiO}_2}) \quad (4)$$

При этом принимаем, что  $P_{\text{CO}} = 1$  атм (101,33 кПа) и  $a_{\text{C}} = 1$ . Значение константы равновесия реакции рудовосстановительного процесса, которое выражено через

величину коэффициента распределения кремния ( $L_{Si} = N_{Si} / N_{SiO_2}$ ) между сплавом и шлаком приведено в выражении (5):

$$K_{Si} = (\gamma_{Si} \cdot L_{Si}) / \gamma_{SiO_2}, \quad (5)$$

где:  $\gamma_{Si}$ ,  $\gamma_{SiO_2}$  – коэффициенты активности кремния и кремнезёма.

Логарифмируя выражение (5) и выражая коэффициент распределения кремния, получим:

$$\lg L_{Si} = \lg K_{Si} - \lg \gamma_{Si} + \lg \gamma_{SiO_2} \quad (6)$$

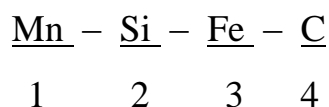
Величины коэффициентов активности кремния и кремнезёма определяли в соответствии с теорией регулярных растворов [7] на основании суммарной энергии связи соответствующих пар компонентов:

$$\lg \gamma_2 = \sum Q_{2i} / (2,3 \cdot R \cdot T), \quad (7)$$

где:  $\sum Q_{2i}$  – суммарная энергия связи соответствующих пар компонентов системы;

$R$  – универсальная газовая постоянная.

Коэффициент активности кремния определяли, рассматривая 4-х компонентную металлическую систему:



Для рассматриваемой системы, согласно данным методики работы [8] получили следующее выражение:

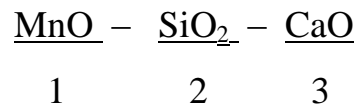
$$\begin{aligned} \sum Q_{Si} = & Q_{12} (1 - N_2)^2 + (Q_{23} - Q_{12} - Q_{13}) \cdot (1 - N_2) \cdot N_3 + Q_{13} \cdot N_3^2 + \\ & + (Q_{24} - Q_{12} - Q_{14}) \cdot (1 - N_2) \cdot N_4 - Q_{14} \cdot N_4^2, \end{aligned} \quad (8)$$

где:  $Q_{1-4}$  – энергия связи пар компонентов системы Mn – Si – Fe – C.

Использование данных работ [6, 8 – 10] позволяет преобразовать выражение (8) и получить следующий вид:

$$\begin{aligned} \sum Q_{Si} = & - 71807 \cdot (1 - N_{Si})^2 - 11893 \cdot (1 - N_{Si}) \cdot N_{Fe} + \\ & + 33703 \cdot (1 - N_{Si}) \cdot N_C - 13816 \cdot N_C^2, \end{aligned} \quad (9)$$

Коэффициент активности кремнезёма определяли аналогично, но при этом рассматривали 3-х компонентную шлаковую систему:



Суммарная энергия связи соответствующих пар компонентов для такой шлаковой системы, как и для предыдущего случая, по теории регулярных растворов равна:

$$\sum Q_{SiO_2} = Q_{12} (1 - N_2)^2 + (Q_{23} - Q_{12} - Q_{13}) \cdot (1 - N_2) \cdot N_3 + Q_{13} \cdot N_3^2 \quad (10)$$

Далее для конкретных условий выражение (10) может быть преобразовано:

$$\sum Q_{SiO_2} = - 24703 \cdot (1 - N_{SiO_2})^2 - 65318 \cdot (1 - N_{SiO_2}) \cdot N_{CaO} \quad (11)$$

Применяя зависимости (9) и (11) совместно с выражением (7), можно получить величины коэффициентов активности кремния и кремнезёма. Использование данных величин в выражении (6), позволяет определить теоретическую зависимость коэффициента распределения кремния от температуры [11]:

$$\lg L_{Si} = (-35255 / T) + 19,32, \quad (12)$$

где:  $\lg L_{Si}$  – логарифм коэффициента распределения кремния при выплавке углеродистого ферромарганца, который равен логарифму отношения содержания кремния в сплаве к содержанию кремнезёма в шлаке.

На основании данных о фактических значениях коэффициентов распределения марганца оценили значение теоретической температуры в зоне рабочего пространства ферросплавной печи по формуле:

$$T^{\text{теор}}_{Si} = 35255 / (19,32 - \lg L^{\phi}_{Si}), \quad (13)$$

где:  $\lg L^{\phi}_{Si}$  – логарифм фактического значения коэффициента распределения кремния.

Различие величины теоретической температуры в зоне печи, полученной методом расчёта по выражению (13) и фактическими значениями температуры сплава на выпуске в основном составляет 30 – 52 К, что обуславливает необходимую точность для подобных расчётов. Повышение температуры в реакционном плавильном пространстве из-за повышения температуры плавления шлака при высокой основности (1,60 – 1,68), а также благодаря повышению электроэнергетических параметров, приводят к лучшему восстановлению и переходу кремния в сплав. Это в конечном итоге способствует лучшему переходу в сплав не только марганца, но и в некоторой степени кремния, что является не всегда желательным для некоторых марок углеродистого ферромарганца.

**Источник [211]:**

Шкирмонтов А.П. Восстановление кремния и переход его сплав при выплавке ферромарганца // Теоретические вопросы развития научной мысли в современ-

ном мире: Сборник статей II-ой Международной научно-практической конференции (29-30 апреля 2013 г.). – Часть 4. – Уфа: РИЦ БашГУ. – 2013. – С. 167 – 171.

### Список используемой литературы

1. Шанк Ф.А. Структуры двойных сплавов. – М.: Металлургия. – 1973. – 760 с.
2. Емлин Б.И., Гасик М.И. Справочник по электротермическим процессам. – М.: Металлургия. – 1978. – 288 с.
3. Хитрик С.И., Ростовцев С.Т., Емлин Б.И. Активность кремния в ферросплавах. Сообщение 2. // Известия вузов. Чёрная металлургия. – 1970. – № 8. – С. 61 – 65.
4. Кубашевский О. Термодинамическая стабильность металлических фаз // Устойчивость фаз в металлах и сплавах. – М.: Мир. – 1970. – С. 110 – 133.
5. Данилин В.Н. Вывод и применение корреляционного уравнения для расчёта энтропий по теплоте смешения двойных металлических систем // Физико-химические исследования металлургических процессов. – Свердловск: Издательство УПИ. – 1981. – С. 43 – 46.
6. Елютин В.П., Павлов Ю.А., Левин Б.Е., Алексеев Е.М. Производство ферросплавов. – М.: Металлургиздат. – 1957. – 436 с.
7. Куликов И.С. Раскисление металлов. – М.: Металлургия. – 1975. – 504 с.
8. Белянчиков Л.Н., Мокров И.А. Учебное пособие по расчёту материального и теплового баланса плавки при производстве ферросплавов. – М.: МИСиС. – 1980. – 240 с.
9. Вегман Е.Ф. Краткий справочник доменщика. – М.: Металлургия. – 1981 – 240 с.
10. Самсонов Г.В., Дворина Л.А., Рудь Б.М. Силициды. – М.: Металлургия. – 1979. – 272 с.
11. Шкирмонтов А.П., Белянчиков Л.Н. Выплавка марганцевого сплава для раскисления и легирования стали // XIII Международный конгресс сталеплавателей: Сборник докладов. – Полевской: Северский трубный завод. – 2014. – С. 274 – 278.

## РОССИЙСКОЕ

АВТОРСКОЕ



ОБЩЕСТВО

## СВИДЕТЕЛЬСТВО

№ 16433

о регистрации и депонировании произведения –  
результата интеллектуальной деятельности

Настоящим удостоверяется, что в Российском Авторском Обществе зарегистрирован и депонирован результат интеллектуальной деятельности - *рукопись научной статьи под названием «Энерготехнологический критерий работы ферросплавной рудовосстановительной электропечи»*, автором которой, по его собственному заявлению, является *Александр Прокопьевич Шкирмонтов*.

По заявлению *А.П. Шкирмонтова*, все права на данный результат интеллектуальной деятельности, *созданный 05 марта 2010 года*, принадлежат исключительно вышеуказанному лицу.

*А.П. Шкирмонтов* свидетельствует, что при создании вышеуказанного результата интеллектуальной деятельности им не были нарушены права третьих лиц.

Запись в Реестре за № 16433 от 23 марта 2010 года имеется.

Копия произведения хранится в архиве Российского Авторского Общества.

По уполномочению РАО  
начальник отдела по регистрации и  
депонированию результатов интеллектуальной  
деятельности Департамента правового  
обеспечения



Т.Н.Воронина

Союз Советских  
Социалистических  
Республик



Государственный комитет  
СССР  
по делам изобретений  
и открытий

# О П И С А Н И Е ИЗОБРЕТЕНИЯ

## К АВТОРСКОМУ СВИДЕТЕЛЬСТВУ

(11) 811510

- (61) Дополнительное к авт. свид-ву —  
(22) Заявлено 08.12.78 (21) 2692839/24-07  
с присоединением заявки № —  
(23) Приоритет —  
(43) Опубликовано 07.03.81. Бюллетень № 9  
(45) Дата опубликования описания 07.03.81

(51) М. Кл.<sup>3</sup>  
H 05B 1/144  
F 27D 11/08

(53) УДК 621.365.22  
(088.8)

(72) Авторы  
изобретения

А. С. Микулинский, А. П. Шкирмонтов, П. В. Топильский,  
М. И. Друинский, В. Н. Ковалев, А. А. Фомичев, М. У. Адаманов,  
В. В. Моттль, А. А. Парфенов и А. С. Рожков

(71) Заявитель

### (54) СПОСОБ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОЛОЖЕНИЯ РАБОЧЕГО КОНЦА ЭЛЕКТРОДА В ВАННЕ РУДНОТЕРМИЧЕСКОЙ ЭЛЕКТРОПЕЧИ

1

Изобретение относится к электротермии. Известен способ измерения положения рабочего конца электрода, заключающийся в том, что в канал, образующийся в электроде с помощью железной трубы, опускают заклинивающую пробку. Затем в канале электрода создают давление газа и по изменению давления определяют положение рабочего конца электрода [1].

Недостатком способа являются трудности, возникающие при одновременном наваривании кожухов самообжигающихся электродов и добавочных железных труб.

Известен также способ определения рабочего конца электрода в ванне руднотермической электропечи, при котором измеряют параметр, связанный с положением конца электрода в ванне на разных уровнях стенки ванны, и за положение рабочего конца электрода принимают уровень, соответствующий максимальному значению этого параметра [2]. В качестве измеряемого параметра используют напряжение на стенке ванны.

Недостатком этого способа является низкая точность определения, вызванная сложностью и неточностью измерения напряжения на стенке ванны.

Цель изобретения. — повышение точности.

2

Поставленная цель достигается за счет того, что в качестве указанного параметра используют температуру стенки ванны.

На чертеже представлена ванна печи в разрезе, электрод 1 погружен в ванну 2.

Была проведена опытная проверка способа в экспериментальном цехе Ермановского завода ферросплавов, на руднотермической электропечи с трансформатором мощностью 1200 кВА.

Для определения уровня рабочего конца электрода кожух ванны электропечи по высоте разбили на четыре уровня. Нижний уровень соответствовал уровню выпускной летки электропечи. Затем в точках *a*, *b*, *c*, *d*, расположенных на проекции оси электрода на стенку ванны электропечи, измерили температуру кожуха. Точка *b* уровня с максимальной температурой 175°C соответствовала положению рабочего конца электрода, а расстояние от этой точки до нижнего уровня — положению рабочего конца электрода относительно уровня летки руднотермической электропечи.

Для определения уровня рабочего конца электрода в электропечи с увеличенным против обычного подэлектродным промежутком кожух полупромышленной руднотермической электропечи разбили на 10 уровней. Нижний уровень соответствовал

Союз Советских  
Социалистических  
Республик



Государственный комитет  
СССР  
по делам изобретений  
и открытий

# О П И С А Н И Е ИЗОБРЕТЕНИЯ

## К АВТОРСКОМУ СВИДЕТЕЛЬСТВУ

(11) 825664

(61) Дополнительное к авт. свид-ву -

(22) Заявлено 18.10.78 (21) 2674867/22-02

с присоединением заявки № -

(23) Приоритет -

Опубликовано 30.04.81. Бюллетень № 16

Дата опубликования описания 10.05.81

(51) М. Кл.<sup>3</sup>

С 22 В 4/00

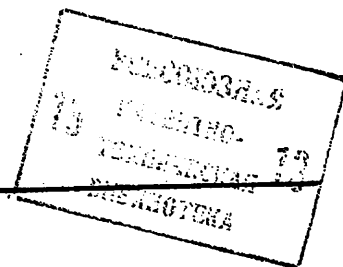
(53) УДК 669.

.168(088.8)

(72) Авторы  
изобретения

А.С.Микулинский, А.П.Шкирмонтов, А.Н.Попов  
и Л.А.Рязанцев

(71) Заявитель



(54) СПОСОБ ЗАГРУЗКИ МАТЕРИАЛОВ  
В РУДНОТЕРМИЧЕСКУЮ ЭЛЕКТРОПЕЧЬ

1

Изобретение относится к черной и цветной металлургии, конкретно к производству ферросплавов.

Известен способ загрузки материалов в руднотермическую электропечь, включающий загрузку шихты с более высоким электросопротивлением относительно основной в полости, образующейся вокруг электродов. Способ эффективен для руднотермических электропечей с распадом электродов, равным 2,2-2,8 их диаметров [1].

Недостаток известного способа заключается в том, что при распадах электродов, равных 3,5-10 их диаметров, главным местом утечки тока является не область между электродами, а подэлектродное пространство. Поэтому предпочтительно подавать шихту с более высоким электросопротивлением не в полости, образующейся у электродов, а в межэлектродное пространство. Кроме того подача шихты непосредственно в образующуюся полость при увеличен-

2

ных распадах электродов приводит к трудности набора электрической нагрузки и к захолаживанию подэлектродного плавильного тигля.

5 Цель изобретения - увеличение мощности печи за счет повышения напряжения на электродах.

10 Цель достигается тем, что шихту загружают вокруг электродов на площадь, внешняя граница которой удалена от поверхности электрода на расстоянии 1,0-4,2 его диаметра, а в межэлектродное пространство загружают слой окисла.

15 Сущность предлагаемого заключается в создании в межэлектродном пространстве за пределами рабочих тиглей перегородок из основных или кислых окислов. На примере получения ферросилиция с 45% кремния экспериментально определено изменение допустимых значений напряжений на электродах при различных диаметрах распада электродов. Опыты проведены в



Союз Советских  
Социалистических  
Республик



Государственный комитет  
СССР  
по делам изобретений  
и открытий

# О П И С А Н И Е ИЗОБРЕТЕНИЯ

## К АВТОРСКОМУ СВИДЕТЕЛЬСТВУ

(61) Дополнительное к авт. свид-ву -

(22) Заявлено 28.12.79 (21) 2859205/22-02

с присоединением заявки № -

(23) Приоритет -

Опубликовано 07.10.81, Бюллетень № 37

Дата опубликования описания 07.10.81

(11) 870895

(51) М. Кл.<sup>3</sup>

F 27 D 1/00

(53) УДК 621.745.  
.34 (088.8)

(72) Авторы  
изобретения

А. С. Микулинский и А. П. Шкирмонтаев

(71) Заявитель

(54) РУДНОТЕРМИЧЕСКАЯ ЭЛЕКТРОПЕЧЬ

Изобретение относится к области черной и цветной металлургии и также химической промышленности, в частности к производству ферросплавов, силикоалюминия и фосфора.

Известна руднотермическая электропечь, содержащая прямоугольные электроды и ванну. Электроды установлены в ванне параллельно друг другу [1].

Недостатком таких печей является их низкое электрическое сопротивление и малое фазное напряжение, вследствие значительного ответвления токов между боковыми поверхностями электродов и также в подэлектродном пространстве.

Целью изобретения является увеличение фазного напряжения.

Цель достигается тем, что в известной руднотермической электропечи, включающей футерованную ванну и вертикально погруженные в нее электроды прямоугольного сечения в количестве кратном трем, электроды расположены таким образом, что продольные оси их сечения в плане пересекаются в центре печи, причем кратчайшее расстояние между центрами поперечного сечения соседних

электродов составляет 2,1-16,0 ширины поперечного сечения электрода.

Предусмотрено также, что оси электродов расположены параллельно печи, а линии перехода между стенками, параллельными длинным сторонам электродов, выполнены вогнутыми в сторону центра печи.

Предлагаемое расположение электродов, ввиду значительного удаления боковых поверхностей соседних электродов и их подэлектродных пространств, позволяет существенным образом увеличить электрическое сопротивление ванны.

Изобретение поясняется чертежами, где на фиг. 1 дан разрез ванны печи с тремя электродами; на фиг. 2 - разрез ванны печи с шестью электродами.

Печь содержит кожух 1, футеровку 2, электроды 3 прямоугольного сечения с короткими сторонами этого сечения -  $a_0$  и длинными сторонами -  $b_0$  и летку 4. Расстояние между центром печи и обращенной к нему короткой стороны электрода обозначается  $\Phi$ , между центрами сечения электрода и печи  $a_1$ , кратчайшее расстояние между двумя соседними электро-

УДК 669.168.3 : 621.365.2  
ББК К 34.314  
Ш66

Рецензенты:

Институт ферросплавов и техногенного сырья им. академика Н.П. Лякишева,  
ФГУП «ЦНИИчермет им. И.П. Бардина», г. Москва,  
кандидат технических наук *В.М. Ермолов*  
доктор технических наук, профессор *А.В. Павлов*, НИТУ «МИСиС», г. Москва,  
доктор технических наук *А.В. Свицов*, Институт металлургии Уро РАН,  
г. Екатеринбург

**Шкирмонтов А.П.**

Ш66 Энерготехнологические параметры выплавки ферросплавов  
в электропечах : монография / А.П. Шкирмонтов. – М. : Изд.  
Дом НИТУ «МИСиС», 2018. – 216 с.  
ISBN 978-5-907061-10-1

По результатам многолетних исследований и на основе системного подхода обобщены и получены дальнейшее развитие теоретические основы выплавки ферросплавов в электропечах.

Рассмотрено производство крупнотоннажных сплавов кремния, хрома, марганца при выплавке углеродотермическим процессом с позиции электро-технических, технологических, теплотехнических параметров, а также особенностей конструкции ферросплавных печей.

На основе полученного комплексного параметра – энерготехнологического критерия работы ферросплавной электропечи показана эффективность процесса выплавки различных сплавов в печах переменного тока, в печах пониженной частоты тока, в печах постоянного тока и плазменных электропечах. По результатам анализа энерготехнологических параметров ферросплавных электропечей даны оценки перспективных направлений и тенденций развития в области ферросплавного производства.

Книга предназначена для инженерно-технических и научных работников занимающихся решением современных проблем в электрометаллургии ферросплавов, полезна преподавателям и студентам вузов, специализирующимся в области электротермии чёрных и цветных металлов.

УДК 669.168.3 : 621.365.2  
ББК К 34.314

ISBN 978-5-907061-10-1

© А.П. Шкирмонтов, 2018

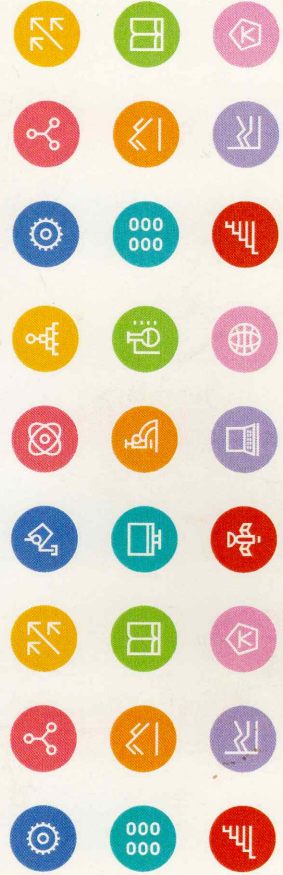


Национальный исследовательский  
технологический университет

А.П. ШКИРМОНТОВ

# ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСПЛАВОВ В ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Монография



ОБЩЕСТВО С ОГРАНИЧЕННОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ  
«Завод углеродистых материалов»

юр. адрес: Россия, 634034,  
г. Томск, ул. Белинского, 536  
т/ф. 8 (384-5) 63-30-90  
ф. 8 (384-5) 63-17-55

почт. адрес: Россия, 652515,  
г. Ленинск-Кузнецкий, ул. Войкова, 1  
e-mail: carbonicplant@yandex.ru

ОГРН 1147017464660  
ИНН 7017368130  
КПП 701701001

№ 264

от 28 мая 2018г.

**АКТ**  
**об использовании результатов**

докторской диссертационной работы Шкирмонтова А. П.

Настоящим актом удостоверяем, что нашим предприятием тщательно изучены публикации, теоретические и практические разработки диссертационной работы Шкирмонтова А.П., в которой показано, что с увеличением мощности ферросплавных печей, ухудшаются их технико-экономические показатели и снижается энерготехнологический критерий работы электропечей.

В указанных работах выявлено, что основная причина этого явления состоит в снижении активного сопротивления ванны ферросплавной электропечи. Поэтому, для улучшения технологических параметров выплавки ферросплавов необходимо увеличить сопротивление ванны ферросплавной электропечи.

В качестве одного из способов увеличения сопротивления ванны ферросплавной электропечи предлагается использование углеродистых восстановителей с более высоким по сравнению с традиционным коксом удельным электросопротивлением. Таким требованиям отвечают полукокс, которые получены низкотемпературным пиролизом при температурах до 800 – 1000 К.

Большинство используемых на практике для выплавки ферросплавов углеродистых восстановителей снижают удельное электросопротивление при высоких температурах в зоне печи и склонны к графитизации. При этом удельное электросопротивление полукокса при температурах до 1200 - 1300 К значительно (в  $10^3 - 10^4$  раза) выше, чем у традиционного базового восстановителя – металлургического кокса.

Данное свойство полукокса, по более высокому удельному электросопротивлению, положительно сказывается при выплавке ферросилиция в электропечи. В первую очередь уменьшаются токи шихтовой проводимости в печи. Повышается активное сопротивление ванны. Увеличивается заглубление электродов в шихту, что способствует лучшему извлечению ведущего элемента в сплав и повышению теплового КПД печного агрегата. Вследствие использования полукокса и увеличения активного сопротивления ванны

ферросплавной печи, повышается рабочее напряжение и соответственно коэффициент мощности и электрический КПД электропечной установки.

В результате применения полукокса при выплавке увеличивается рабочее напряжение и мощность в ванне печи на 5 – 7 %. Также, благодаря лучшему токораспределению в печной ванне и тепловому КПД, снижается удельный расход электроэнергии на выплавку ферросилиция на 4 – 5 % и более.

Опытные плавки ферросилиция с использованием полукокса производства ООО «Завод углеродистых материалов» в целом подтвердили данные, приведенные в работе автора. При этом указанная эффективность проявляется при замене на полукокс от 50 % и более металлургического кокса в составе шихты.

Генеральный директор



Денисенко В. М.



ИНН 7456020670  
КПП 745601001  
ОГРН 147456001494

Р/сч № 40702810290200003748 в 455023, Челябинская обл.,  
Магнитогорском филиале Акционерного г. Магнитогорск,  
Челябинского Инвестиционного банка ОАО ул. Ленинградская, 79  
«Челябинвестбанк». Тел./факс: (3519) 540708  
Кор./сч.: 30101810400000000779 nsp@ptmgtu.ru  
БИК 047501779 www.ptmgtu.ru

№ 134

от 14 ноября 2018г.

## АКТ

### об использовании результатов

докторской диссертационной работы Шкирмонтова А. П.

Настоящим актом удостоверяем, что нашим предприятием тщательно изучены публикации, теоретические и практические разработки диссертационной работы Шкирмонтова А.П., в которых рассмотрены различные технические решения по повышению эффективности работы ферросплавных электропечей, которые включают: повышение активного сопротивления ванны печи; применение многих видов углеродистых восстановителей и восстановителей-разрыхлителей, а также, восстановителей с повышенным удельным электросопротивлением; увеличение распада электродов; подэлектродного промежутка в печи и др.) с целью улучшения технико-экономические показателей выплавки.

В отмеченных работах выявлено, что для определения эффективности эксплуатации печных агрегатов на различных электрических и технологических режимах работы, предложена разработанная автором комплексная величина – энерготехнологический критерий ферросплавной электропечи, которая имеет следующий вид:

$$Sh = K_{ит} \cdot \cos \varphi \cdot \eta_{эл} \cdot \eta_{т} \cdot \eta_{изв},$$

где:  $K_{ит}$  - коэффициент загрузки трансформатора;  $\cos \varphi$  - коэффициент мощности печи;  $\eta_{эл}$  - электрический КПД;  $\eta_{т}$  - тепловой КПД;  $\eta_{изв}$  - извлечение ведущего элемента в сплав.

Данный комплексный параметр, по сути, является основой методики для энергоаудита технологических агрегатов – ферросплавных электропечей, как существующих конструкций, так и вновь вводимых в эксплуатацию.

При проведении нашим предприятием ООО «ПлазмоТех-МГТУ» энергоаудита печей завода «Кузнецкие ферросплавы» (г. Новокузнецк) мощностью 29 МВ·А, которые выплавляли 75 %-ный ферросилиций, была применена методика оценки работы электропечей, с использованием разработанного энерготехнологического критерия ферросплавной печи.

В результате проведенного энергоаудита ферросплавных печей, которые работали на различных электрических и технологических режимах выявлено, что увеличение значений комплексного параметра приводит к снижению энергозатрат. Это фактически соответствует снижению удельного расхода электроэнергии на выплавку ферросилиция марки ФС75 и повышению эффективности работы печей (таблица).

Анализ выплавки 75 %-ного ферросилиция в различных печах одинаковой мощности

П а р а м е т р ы	Печь	
	I	II
Мощность трансформатора, МВ·А	29,0	29,0
Используемая мощность трансформатора, МВ·А	19,75	23,25
Активная мощность, МВт	17,35	20,23
Сила тока электрода, кА	64,13	70,34
Коэффициент загрузки трансформатора	0,680	0,802
Коэффициент мощности печи	0,880	0,870
Электрический КПД	0,870	0,865
Тепловой КПД	0,465	0,486
Извлечение Si в сплав	0,837	0,880
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/баз. т сплава	9051	8436
Энерготехнологический критерий работы печи	0,203	0,258

Для повышения эффективности работы для второй печи используется увеличенный распад электродов 3400 мм, вместо 3000 мм; применяются углеродистые восстановители с повышенным удельным электросопротивлением (в виде полукоксов, углей и др.), а также восстановители-разрыхлители в виде древесных отходов. Это обеспечивает более глубокую посадку электродов в шихту, улучшает работу колошника, его обслуживание, что снижает тепловые потери. В результате достигается снижение удельного расхода электроэнергии на выплавку ФС75 на 615 кВт·ч/т (- 6,8 %). При этом снижение удельного расхода электроэнергии соответствует повышению энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи до 0,258, вместо 0,203. При этом удельная производительность печи на 1 МВ·А установленной мощности трансформатора увеличилась от 1,45 до 1,70 т/сут. В совокупности ожидаемый годовой экономический эффект составит 4,54 млн. руб. на одну электропечь.

Проведенный энергоаудит электропечей, на основе энерготехнологического критерия работы ферросплавной печи, в целом подтвердил данные, приведенные в работах автора. При этом эффективность в работе печи проявляется комплексно, с позиции снижения удельного расхода электроэнергии и в улучшении электрических и технологических режимов.

Директор  
ООО «ПлазмоТех-МГТУ»  
канд. техн. наук



Н.Ш. Тютеряков