

В. Ф. КНЯЗЕВ,
А. И. ГИММЕЛЬФАРБ,
А. М. НЕМЕНОВ



ИЗДАТЕЛЬСТВО
„МЕТАЛЛУРГИЯ“
МОСКВА 1972

КОНТРОЛЬНЫЙ
ЭКЗЕМПЛЯР

**БЕСКОКСОВАЯ
МЕТАЛЛУРГИЯ
ЖЕЛЕЗА**

Бескоксая металлургия железа. Князев В. Ф., Гиммельфарб А. И., Неменов А. М. Изд-во «Металлургия», 1972, с. 272.

В книге рассмотрены теоретические основы процессов бескоксой металлургии, а также требования к железорудному сырью и топливу-восстановителю, применяемым в процессах бескоксой металлургии. Показано современное состояние работ по бескоксому производству металла в СССР и за рубежом. Представлены технологические схемы и конструктивное оформление процессов, их технико-экономические показатели и методы расчета основного технологического оборудования.

Рассмотрены вопросы применения продуктов, их качество, предпосылки и перспективы развития бескоксой металлургии.

Книга предназначена для инженерно-технических работников предприятий, проектных и научно-исследовательских организаций черной металлургии, занимающихся вопросами бескоксой металлургии, а также может быть использована преподавателями и студентами металлургических вузов и факультетов. Илл. 75. Табл. 75. Библ. 234 назв.

БЕСКОКСОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ ЖЕЛЕЗА

Редактор издательства Л. А. Левченко
Технический редактор Л. Г. Чельшева
Переплет художника Л. М. Чернышева

Сдано в производство 20/IX 1971 г. Подписано в печать 14/IV 1972 г.
Бумага типографская № 2. 60×90¹/₁₆. 8,5 бум. л. 17,0 печ. л. Уч.-изд. л. 17,76
Заказ 1313. Изд. № 5474. Т-07515. Тираж 1700 экз. Цена 1 р. 05 к.

Издательство «Металлургия» 119034, Москва 2-й Обыденский пер., 14

Ленинградская типография № 6 Главполиграфпрома Комитета по печати
при Совете Министров СССР, 193144, Ленинград, ул. Монсеино, 10

3-10-1
19-72

ВВЕДЕНИЕ

Современная черная металлургия основана на двухступенчатом способе получения железа (стали) из руды. Видимая нелогичность такой схемы, состоящей из двух противоречащих одна другой ступеней (науглероживание железа, насыщение его примесями и обезуглероживание чугуна, удаление примесей), не помешала, однако, ее развитию. Двухступенчатая схема металлургического производства постепенно полностью заменила прямое одностадийное получение железа из руды, которое существовало несколько веков назад.

В течение пяти столетий обе ступени двухстадийного процесса непрерывно совершенствовались, в результате чего до гигантских масштабов выросла производительность единичных агрегатов и значительно повысилась экономика производства.

Однако, несмотря на высокий технический и экономический уровень современной черной металлургии, повышается интерес к проблеме бескоксой металлургии железа. Многие специалисты, известные своими работами в области металлургии обычного двухступенчатого передела (Д. К. Чернов, А. А. Байков, Н. П. Чижевский, И. П. Бардин, А. Н. Похвиснев, В. и Ф. Сименсы, Р. Дуррер, Р. Шенк, М. Вибег и др.), приняли участие в разработке процессов прямого получения железа [1—5]. В последнее время появился ряд новых больших работ по бескоксой металлургии [5—8].

Директивами XXIV съезда КПСС по пятилетнему плану развития народного хозяйства СССР на 1971—1975 гг. поставлена задача организовать промышленное производство металлургического железорудного сырья.

Бескоксая металлургия, прямое получение железа, внедоменная металлургия, металлизация шихты — эти термины применяют для обозначения многих новых процессов, отличающихся от существующей технологии производства металла из железной руды.

В настоящее время имеются следующие основания для непрекращающихся поисков и исследований в области прямого получения железа, для развития внедоменных методов производства металла, которое наблюдается в последние годы:

- 1) более экономичная организация маломасштабного производства без использования кокса;
- 2) возможность получения стали высокого качества за счет большей ее чистоты по сравнению с двухстадийным производством,

при котором происходит ее загрязнение примесями цветных металлов, вносимыми скрапом и окалиной;

3) экономичное производство железного порошка — продукта, который находит все большее применение в промышленности.

Запасы коксующихся углей в некоторых районах и странах ограничены или отсутствуют совсем. Поэтому в промышленных масштабах проводятся работы по использованию в доменных печах частично восстановленного сырья, т. е. методы прямого восстановления руд применяют для подготовки доменной шихты. Плавка предварительно восстановленной руды в доменных печах может быть эффективной только в определенных условиях, когда достигаются значительная экономия кокса и повышение производительности печи [9—11].

Однако более перспективной представляется выплавка из восстановленного материала стали в плавильных агрегатах. Кроме того, техника обогащения руды сейчас достигла такого развития, что позволяет экономично получать практически чистые окислы железа, которые для доменной плавки требуют добавки окислов пустой породы (флюсов), что, конечно, нецелесообразно. Одним из наиболее развитых направлений в области прямого получения железа является сейчас восстановление железорудного сырья (без плавления, при сравнительно низких температурах) с использованием различных восстановителей — природного газа и коксующихся углей. При этом получают пористый материал, который принято называть губчатым железом. Губчатое железо переплавляют на сталь (обычно в электропечах) или измельчают в железный порошок.

В ряде процессов, где для восстановления используют твердое топливо, переплавку ведут непосредственно после восстановления, получая при этом полупродукт, содержащий углерода и других примесей меньше, чем доменный чугун. Полупродукт затем рафинируют до стали.

Указанные два направления получили наибольшее развитие [12]. Строго говоря, они не являются процессами прямого получения стали из руды, так как проводятся в две стадии: губчатое железо — сталь или полупродукт — сталь. Учитывая развитие в последнее время непрерывной плавки губчатого железа и чистоту губчатого железа, что допускает исключение периода окисления при его переплавке, можно в будущем представить непрерывный (хотя может быть и стадийный) внедоменный процесс получения стали из руды.

В данной книге введение, разделы I, II, главы 8, 11 и 19 написаны В. Ф. Князевым, а остальной материал — А. И. Гимельфарбом и А. М. Неменовым.

УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ, ПРИНЯТЫЕ В КНИГЕ

- A — производительность печи, $t/сутки$, $t/ч$;
- C — концентрация (с буквенными индексами), m^3/m^3 , $кг/кг$ или %;
- c — теплоемкость вещества (с буквенными индексами), $ккал/(m^3 \cdot град)$ или $ккал/(кг \cdot град)$;
- D — внутренний диаметр печи, m ;
- d — средний диаметр частиц (кусков) материала, m ;
- F — площадь сечения печи, m^2 ;
- f — коэффициент трения;
- G — масса, $кг$ или t ;
- g — ускорение силы тяжести, $m/сек^2$;
- H — высота печи (зоны, слоя), m ;
- K — константа;
- L — длина печи (зоны), m ;
- M — количество переносимого вещества, $кг/ч$;
- p — давление (с буквенными индексами), $кг/см^2$ или $ат$;
- Q — количество (расход) тепла, $ккал/кг$, $ккал/m^3$ или $ккал/ч$;
- Q_p^H — низшая теплотворная способность топлива в рабочем состоянии, $ккал/кг$ или $ккал/m^3$;
- q — теплота реакции;
- R — радиус частицы (куска) материала, m ;
- S — поверхность, m^2 ;
- T — абсолютная температура, $^{\circ}K$;
- t — температура (с буквенными индексами) материала по международной шкале, $^{\circ}C$;
- v — объем, m^3 ;
- V — объемный или массовый расход, $m^3/ч$ или $кг/ч$;
- ω — скорость газа, $m/сек$;
- α_v и α_s — объемный и поверхностный коэффициенты теплопередачи (теплообмена), $ккал/(m^2 \cdot ч \cdot град)$ и $ккал/(m^2 \cdot ч \cdot град)$;
- β — коэффициент массообмена;
- γ — удельный вес (с буквенными обозначениями), $кг/m^3$;
- Δ — приращение (перепад, разность);
- ε — порозность слоя материала, m^3/m^3 ;
- λ — коэффициент теплопроводности (с буквенными обозначениями), $ккал/(m \cdot ч \cdot град)$;
- μ — коэффициент динамической вязкости газа, $кг \cdot сек/m^2$;
- ρ — насыпная масса материала, $кг/m^3$;
- ν — коэффициент кинематической вязкости газа, $m^2/сек$;
- τ — время пребывания материала (газа) в печи (зоне, слое), $ч$;
- φ_k — степень восстановления по кислороду, $кг/кг$ или %;
- $\varphi_{мет}$ — степень металлизации, $кг/кг$ или %.

Основные индексы:

- | | |
|------------------|---------------------------|
| $г$ — газ | $о$ — начальное состояние |
| исх — исходный | общ — общее |
| кон — конечный | $п$ — поверхность |
| кр — критический | пр — приведенный |

к. с — кипящий слой
л — лучистый
м — материал
мет — металлизация
нач — начальный
н. с — неподвижный слой

ср — средний
т — теплообмен
уд — удельный
ф — футеровка
ш — шихта
Σ — суммарный

РАЗДЕЛ I

ОБЩИЕ ОСНОВЫ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Основные безразмерные критерии:

$$\text{Архимеда } Ar = \frac{gd^3(\gamma_m - \gamma_r)}{\gamma_r v^2}$$

$$\text{Био } Bi = \frac{\alpha d}{\lambda_m}$$

$$\text{Нуссельта } Nu = \frac{\alpha d}{\lambda_r}$$

$$\text{Рейнольдса } Re = \frac{\omega d \gamma_r}{\mu g}$$

$$\text{Федорова } Fe = d \sqrt[3]{\frac{4g(\gamma_m - \gamma_r)}{3\gamma_r v^2}}$$

ГЛАВА 1

КРАТКАЯ ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ

Принято историю бескоксовой металлургии начинать с древности, с момента зарождения черной металлургии вообще, когда железные изделия производили путем восстановления руды углем в примитивных печах с последующей ковкой получаемого губчатого железа или крицы непосредственно в изделия. В дальнейшем, с повышением высоты печей, в них происходило науглероживание железа и получался чугуны. Постепенно развилось двухступенчатое производство металла: восстановление руды с получением чугуна и передел чугуна в сталь. Такая схема передела оказалась экономичной и производительной и в XV—XVI вв. заменила почти полностью одноступенчатую схему производства железа [13].

На основе развития техники в XIX в. начали появляться патенты на различные способы прямого получения железа, охватившие широкий круг уже современных процессов и агрегатов [5]. Промышленное применение процессов прямого получения железа начато в XX в. в Швеции. Черная металлургия Швеции дольше, чем в других странах, базировалась на древесноугольном чугуне. Отсутствие в стране коксующихся углей побудило шведских металлургов разрабатывать способы производства губчатого железа, которое к тому же являлось шихтой высокого качества для выплавки стали, т. е. сохраняло качественные преимущества древесноугольного чугуна.

Вероятно, одним из первых современных промышленных процессов прямого получения железа явился способ, предложенный Э. Сьёриным и осуществленный в 1911 г. в Хоганесе (Швеция) [14]. Губчатое железо получали восстановлением богатой руды (впоследствии концентрата) углем в печах, применявшихся для обжига огнеупоров. В этих печах нагревали тигли, заполненные отдельными слоями сырья и восстановителя. Способ сохранил значение до сих пор и получил дальнейшее развитие — увеличился объем производства, процесс стал высокомеханизированным и автоматизированным.

С 1914 г. фирмой Анаконда (США) организовано производство во вращающихся трубчатых печах из пиритных огарков губчатого железа, применяемого для цементации меди. Опытная трубчатая вращающаяся печь производительностью 50 т губчатого железа

в сутки сооружена Горным бюро США в Ларами. В дальнейшем трубчатые печи как агрегаты для восстановления углем получили применение в ряде процессов производства губчатого и кричного железа.

В 1931—1933 гг. на заводе Крупп-Грузонверк в Магдебурге (Германия) осуществлено предложение Ф. Иогансена по производству кричного железа в трубчатых печах. Процесс этот получил значительное распространение в годы второй мировой войны и в послевоенное время.

В 1938—1939 гг. полупромышленные и промышленные трубчатые печи для получения губчатого железа начали работать в Японии (способ Нишигора и Кусака, завод компании Дайдо в г. Каторе) и Китае (г. Фушунь). В последнее десятилетие трубчатые печи для восстановления используются в процессах Стратеджик-Юди и СЛ-РН.

Шахтная печь для восстановления руд газами предложена шведским ученым М. Вибергом в 1918 г.; первая промышленная шахтная печь построена в 1932 г. в Швеции. В послевоенное время в этой стране было построено шесть промышленных печей общей производительностью около 100 тыс. т губчатого железа в год.

До второй мировой войны для процессов прямого получения железа использовали печи, применявшиеся уже раньше в промышленности для обжига огнеупоров (трубчатые, шахтные), которые, конечно, требовали для новой цели некоторых изменений в конструкции и в технологии работы. В последнее время начали применять также обжиговые машины типа агломерационной ленты. Кроме этого, разработаны печи нового типа — реторты в процессах Охалата и Ламина (Мексика), реакторы кипящего слоя в процессах ФИОР, водород-железо.

ГЛАВА 2

КЛАССИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ

В черной металлургии для производства чугуна служит доменная печь, для выплавки стали — конвертеры, мартеновские и электросталеплавильные печи. В бескоксовой металлургии подобной унификации еще не достигнуто; на основе различных топливных и сырьевых ресурсов разрабатываются и развиваются разные способы прямого получения железа. Поэтому имеется большое количество разнообразных процессов, значительно отличающихся друг от друга. В основу их классификации можно положить разные признаки: тип агрегатов, восстановитель, назначение продукта, масштаб производства или испытаний, вид получаемого продукта и др. Наиболее обоснованным и определяющим признаком для классификации [5] является товарный вид продукта,

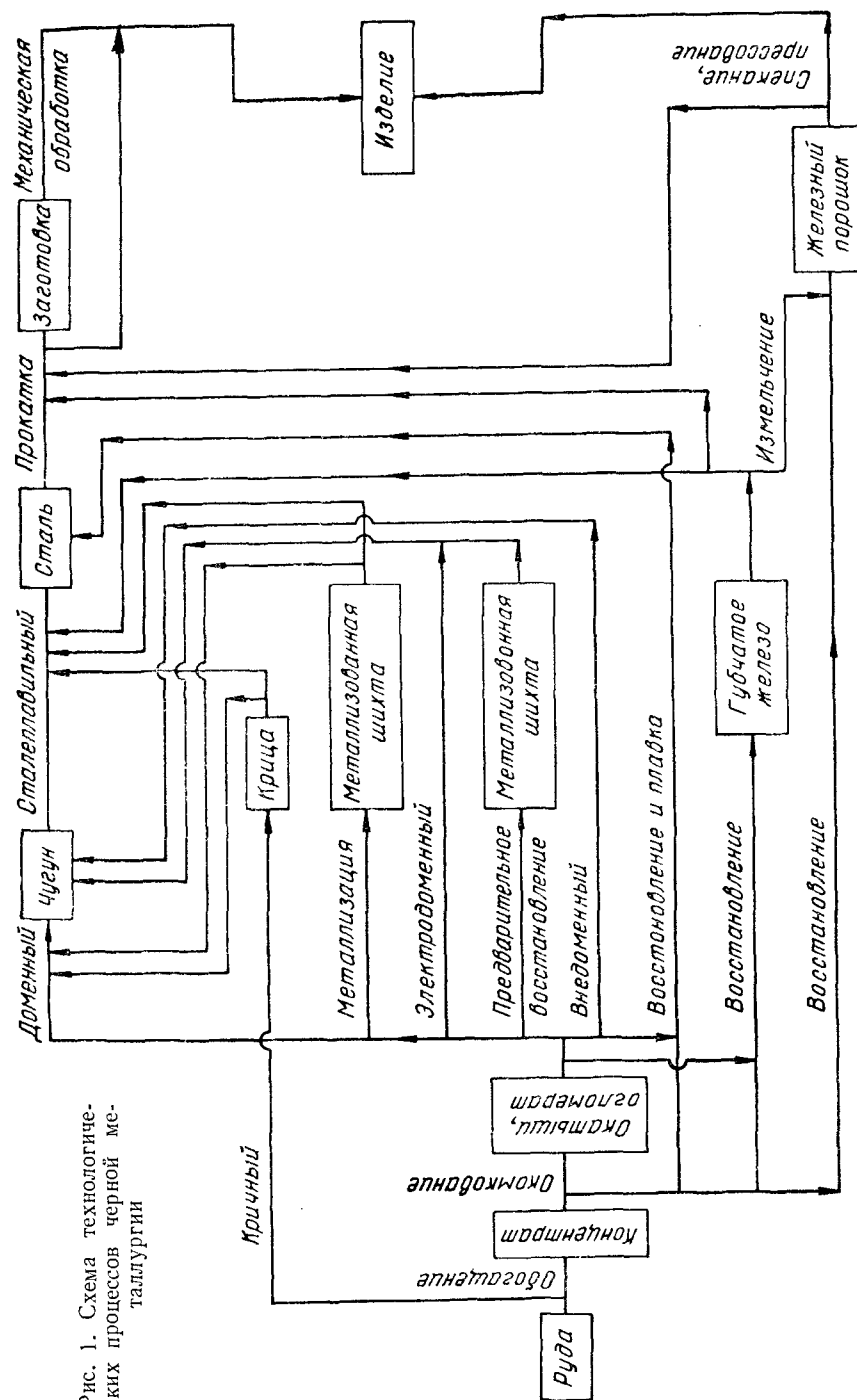


Рис. 1. Схема технологических процессов черной металлургии

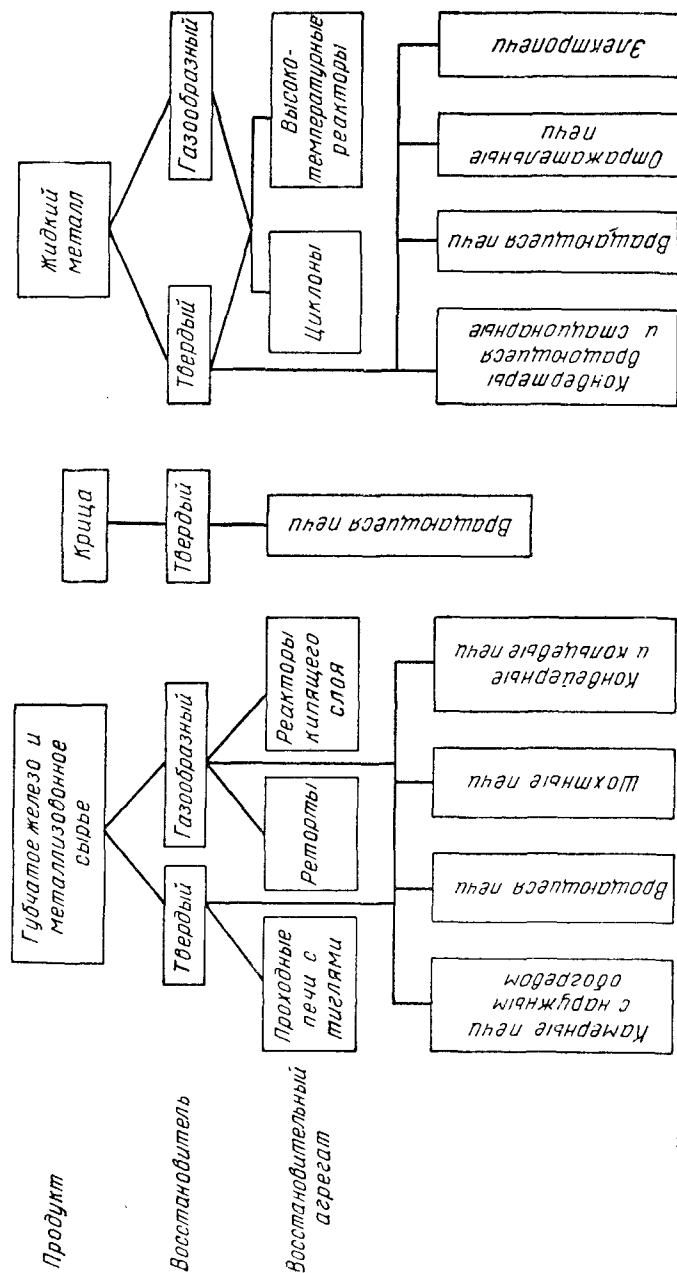


Рис. 2. Классификация процессов бескоксовой металлургии

который является также в известной степени и характеристикой возможности его использования.

На рис. 1 представлена схема технологических процессов черной металлургии от рудного сырья до готового изделия. Схема включает обычный доменный — сталеплавильный передел и иные процессы — электродоменный, различные процессы прямого получения железа, по которым проводятся исследования или которые нашли промышленное применение.

Кричный процесс использует бедную руду без сложной ее предварительной подготовки — обогащения и окускования. Крица применяется в основном в доменном процессе из-за большого содержания шлаковых примесей. Вследствие больших количеств шихты при использовании в качестве сырья бедных железных руд для кричного производства характерны высокие расходы топлива и эксплуатационные расходы. Это предопределило неэкономичность применения крицы в доменном производстве. Кричный процесс сохранил некоторое значение лишь в применении к комплексным железо-никелевым рудам.

Металлизацией обычно называют частичное восстановление с использованием продукта (металлизированной шихты) в доменном и конвертерном процессах. Частичная металлизация для доменного производства может найти применение при создании высокопроизводительных агрегатов, выпускающих дешевый продукт.

Электродоменный процесс получил некоторое развитие в странах с дешевой гидроэлектроэнергией. В последние годы в ряде стран (Югославия, Южная Африка) построены заводы по схеме: предварительное восстановление в трубчатых печах с получением частично металлизированной шихты — плавка ее в электродоменных печах (электропечах с закрытой дугой). Получаемый чугун переделывается затем на сталь обычными методами. Однако по этой схеме расход электроэнергии на плавку велик в результате малой предварительной степени восстановления.

Из внедоменных методов производства чугуна небольшое промышленное применение получили процессы в трубчатых печах.

Схема рис. 1, по нашему мнению, дает возможность классифицировать многообразные процессы бескоксвой металлургии, уяснить их место в общей цепи процессов для технико-экономической оценки, определить требования к продуктам и выявить возможности их применения.

На рис. 2 представлена классификация процессов бескоксвой металлургии с указанием применяемых восстановителей и печей.

Оценивая возможности и перспективность отдельных направлений по схеме рис. 1, следует иметь в виду следующее:

1. Обычная металлургическая технология требует кокс и окускованное сырье (агломерат, окатыши). Процессы проводятся в агрегатах большой единичной мощности: суточная производительность существующих доменных печей — до 6—7 тыс. т чугуна,

кислородных конвертеров — до 10 тыс. *т* стали. В результате многоступенчатости схемы на пути от рудного сырья до готового изделия имеют место значительные потери металла (в основном не безвозвратные); особенно велики эти потери на стадии механической обработки заготовки в изделие.

2. По всем другим схемам еще не создано агрегатов большой единичной мощности, максимальная их производительность не превышает 500 *т/сутки*. В процессах бескоксовой металлургии могут быть применены различные виды топлива. Поскольку скрап не используется в схемах бескоксовой металлургии, металл можно получать более чистым по примесям, чем в случае двухступенчатого передела. Вследствие сокращения числа переделов уменьшаются потери металла; особенно это относится к производству порошка, а также получению проката и изделий из него.

ГЛАВА 3

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОДУКЦИИ

Губчатым железом называют продукт, который получают в результате восстановления железорудного материала без его плавления при температуре менее 1000—1200° С. В зависимости от вида исходного сырья губчатое железо представляет собой пористые куски восстановленной руды (редко агломерата) или окатыши, а в некоторых случаях — металлический порошок. Поскольку при восстановлении объемные изменения материала сравнительно невелики, плотность губчатого железа меньше плотности сырья, а пористость велика. Обычно кажущаяся плотность кускового губчатого железа 2—4 *г/см³*, а пористость 50—80%.

В некоторых процессах восстановления мелкой руды, окалины или концентрата в неподвижном слое (например, в процессе Хоганеса) происходит одновременное спекание исходного порошкового материала. Плотность образующегося брикета до некоторой степени зависит от температуры восстановления. Вследствие малой плотности губчатого железа насыпная масса его получается меньшей по сравнению с ломом, что приводит иногда к необходимости брикетирования (прессования) перед плавкой. Брикетирование проводят на прессах различного типа при удельных давлениях 1—3 *тс/см²*; при этом получают плотность брикетов до 5 *г/см³*.

Сильно развитая поверхность и высокая сообщающаяся пористость губчатого железа вызывают его повышенную окисляемость при хранении и транспортировке в неблагоприятных атмосферных условиях, хотя имеющиеся по этому вопросу данные противоречивы. Брикетирование уменьшает окисляемость.

Химический состав губчатого железа определяется в основном составом сырья. По сравнению с ломом оно значительно чище по

содержанию примесей цветных металлов. Содержание пустой породы в нем выше, чем в исходной руде, пропорционально степени восстановления. Обычно сырьем служат богатые руды или концентраты, поэтому губчатое железо не подвергают дополнительной очистке и оно содержит все примеси пустой породы сырья. При получении губчатого железа из бедного сырья его подвергают обогащению магнитной сепарацией.

Губчатое железо используют для плавки стали (главным образом в электропечах), цементации меди (осаждения ее из сернокислых растворов) и получения железного порошка.

Металлизированной шихтой называют частично восстановленное железорудное сырье, применяемое в доменной печи и в кислородных конвертерах для охлаждения плавки (взамен руды и лома). Степень восстановления металлизированной шихты обычно не превышает 80%, в то время как для губчатого железа она чаще всего не бывает ниже 90%.

Кричное железо, производимое сейчас, отличается от той крицы, которую несколько веков назад получали в кричных горнах в виде больших кусков и проковывали непосредственно в изделия. Кричное железо в настоящее время производят в трубчатых вращающихся печах из бедных железных и железо-никелевых руд восстановлением их при 1100—1200° С. Оно представляет собой довольно мелкие (крупностью 1—15 мм) металлические частицы с механическими примесями и включениями шлака. Количество шлаковых примесей в зависимости от схемы измельчения и магнитной сепарации промежуточного продукта составляет 10—25%. При переработке хромо-никелевых руд получаемая крица содержит никель. Обычно крица имеет также высокое содержание фосфора и серы (подробная характеристика крицы дана в специальной главе книги). Как правило, крицу используют в доменных печах, а в некоторых странах — в электропечах для выплавки стали или ферроникеля.

Чугун или углеродистый полупродукт получают во вращающихся печах (процесс Бассэ) или в электропечах, прямо связанных с печью восстановления, где восстановителем является твердое топливо. Чугун, полученный внедоменными методами, не отличается от обычного доменного; в ряде случаев получают полупродукт с меньшим содержанием некоторых примесей, чем в чугунах. Передел чугуна и полупродукта на сталь производится в известных сталеплавильных агрегатах без затруднений, а в случае полупродукта — с несколько меньшими затратами, чем передел доменного чугуна.

РАЗДЕЛ I

НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ ТЕОРИИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКИСЛОВ ЖЕЛЕЗА

Теоретические основы процессов бескоксовой металлургии, т. е. процессов восстановления окислов железа, те же, что и рассматриваемые в специальных курсах производства чугуна и теории металлургических процессов. В связи с тематикой книги здесь кратко освещены лишь некоторые вопросы теории, для более углубленного и полного их изучения следует обратиться к специальным монографиям [15—19].

ГЛАВА 4

СТЕПЕНЬ ВОССТАНОВЛЕНИЯ И ЕЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ

При восстановлении окиси железа последовательно по ступеням отнимаются следующие количества кислорода:

	$3\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow$	$2\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow$	$6\text{FeO} \rightarrow$	6Fe
Число атомов	1	2	6	
% от начального (в Fe_2O_3) количества кислорода . .	11,1	22,2	66,7	
% от начальной массы (в Fe_2O_3) окисла	3,3	6,7	20	
% от количества кислорода в предыдущем окисле . .	11,1	25	100	
% от массы предыдущего окисла	3,3	6,9	22,3	

Таким образом, наибольшая доля кислорода удаляется на заключительной стадии восстановления $\text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$.

Задачей процесса восстановления является полное или частичное удаление кислорода из рудного сырья, т. е. получение всего или большей части железа в металлическом виде. Для характеристики получаемого продукта наиболее часто применяют следующие два показателя: степень восстановления и степень металлизации.

Степень восстановления (или степень восстановления по кислороду) представляет отношение количества отнятого в процессе восстановления кислорода к количеству его в исходном сырье, т. е. характеризует полноту восстановления (речь идет о кислороде окислов железа без учета содержания его в окислах пустой

породы, которые в низкотемпературном процессе обычно не восстанавливаются):

$$\varphi_k = \frac{O_{\text{удал}}}{O_{\text{Fe исх}}} \cdot 100 = \frac{O_{\text{Fe исх}} - O_{\text{Fe кон}}}{O_{\text{Fe исх}}} \cdot 100\%, \quad (\text{II-1})$$

где $O_{\text{удал}}$ — масса удаленного при восстановлении кислорода;

$O_{\text{Fe исх}}$ и $O_{\text{Fe кон}}$ — масса кислорода, связанного в окислах железа, в исходной руде и в восстановленном продукте соответственно.

Величиной степени восстановления по кислороду пользуются при проведении исследований по восстановимости. В этих исследованиях обычно определяют содержание железа в исходной руде, массу исходного образца, а в ходе опыта или в конце его — количество удаленного кислорода (путем поглощения отходящих газов), изменение массы образца или содержание железа в продукте. В зависимости от методики исследования расчет φ_k можно вести по уравнению (II-1) или по следующей формуле:

$$\varphi_k = \frac{A}{Fe_{\text{исх}}} \left(1 - \frac{b}{a} - \frac{\Pi}{100} \right) = \frac{A}{Fe_{\text{исх}}} \left(1 - \frac{Fe_{\text{исх}}}{Fe_{\text{кон}}} - \frac{\Pi}{100} \right), \quad (\text{II-2})$$

где A — коэффициент пересчета, равный 23 333 при восстановлении Fe_2O_3 и 26 180 при восстановлении Fe_3O_4 ;

a — масса исходного образца руды;

b — масса образца после восстановления;

$Fe_{\text{исх}}$ — содержание железа в исходной руде, %;

$Fe_{\text{кон}}$ — содержание $Fe_{\text{общ}}$ в продукте восстановления, %;

Π — потери при прокаливании, %.

При определении восстановимости по весовой методике содержание общего железа в восстановленном образце можно вычислять по формуле

$$Fe_{\text{кон}} = \frac{a}{b} Fe_{\text{исх}}\%. \quad (\text{II-3})$$

Часто возникает необходимость определить содержание железа в продукте для исходных руд с разным содержанием железа при различной степени их восстановления. Рассчитанные величины $Fe_{\text{кон}}$ приведены в табл. 1 и 2.

Степень металлизации (или степень восстановления по железу) — отношение процентных содержаний железа металлического и железа общего в продукте — представляет собой долю полностью восстановленного железа в продукте. Ее можно вычислять непосредственно по данным химического анализа продукта:

$$\varphi_{\text{мет}} = \frac{Fe_{\text{мет. прод.}}}{Fe_{\text{общ. прод.}}} \quad (\text{II-4})$$

Степень восстановления φ_k равна степени металлизации в тех редко встречающихся на практике случаях, когда или исходным

Таблица 1

Содержание железа в продукте * восстановления гематитовой руды
в зависимости от содержания железа в сырье и степени
восстановления по кислороду φ_K

$\varphi_K, \%$	Содержание железа в продукте, %, в зависимости от его содержания в сырье $Fe_{исх}, \%$							
	70	68	66	64	62	60	55	50
100	100	96,1	92,15	88,3	84,54	80,9	72,0	63,7
98	99,3	95,2	91,4	87,7	83,9	80,3	71,6	63,4
95	98,0	94,2	90,4	86,6	83,0	79,5	71,0	62,8
90	96,0	92,3	88,7	85,1	81,6	78,1	69,9	62,0
85	94,1	90,4	87,0	83,6	80,2	76,8	68,8	61,2
80	92,2	89,0	85,4	82,1	78,9	75,6	67,9	60,4
70	88,6	85,4	82,4	79,3	76,3	73,3	65,9	58,9
60	85,5	82,4	79,5	76,6	73,8	71,0	64,1	57,4
50	82,4	79,6	76,9	74,2	71,8	68,9	62,4	56,1
40	79,5	77,0	74,5	71,9	69,4	66,9	60,8	54,7
30	76,9	74,6	72,1	69,8	67,4	64,9	59,2	53,5
20	74,5	72,2	70,0	67,7	65,5	63,3	57,7	52,2
10	72,2	70,0	67,9	65,8	63,7	61,6	56,4	51,1

$$* Fe_{кон} = \frac{10000 Fe_{исх}}{10000 - \frac{3}{7} \varphi_K Fe_{исх}}$$

Таблица 2

Содержание железа в продукте * восстановления магнетитовой руды
в зависимости от содержания железа в сырье и степени
восстановления по кислороду φ_K

$\varphi_K, \%$	Содержание железа в продукте, %, в зависимости от его содержания в сырье $Fe_{исх}, \%$									
	72,4	72	70	68	66	64	62	60	55	50
100	99,9	99,2	95,4	91,6	88,1	84,5	81,2	77,7	69,5	61,7
98	99,2	98,5	94,7	91,0	87,5	84,0	80,6	77,2	69,2	61,4
95	98,0	97,3	93,7	90,1	86,6	83,2	79,9	76,6	68,7	61,1
90	96,3	95,6	92,0	88,5	85,3	81,9	78,7	75,5	67,7	60,3
85	94,5	93,9	90,4	87,1	83,9	80,7	77,6	74,4	66,9	59,7
80	92,8	92,2	88,6	85,6	82,6	79,4	76,4	73,3	66,0	59,0
70	89,7	89,1	86,0	83,0	80,1	77,1	74,3	71,4	64,4	57,7
60	86,7	86,1	83,3	80,5	77,7	74,9	72,3	69,5	62,9	56,4
50	84,0	83,4	80,7	78,1	75,5	72,9	70,3	67,7	61,5	55,2
40	81,3	80,9	78,3	75,8	73,3	70,9	68,4	66,0	60,0	54,1
30	79,0	78,4	76,1	73,7	71,4	68,9	66,7	64,4	58,7	53,0
20	76,6	76,2	73,9	71,7	69,5	67,3	65,1	62,9	57,4	52,0
10	74,5	74,0	71,9	69,8	67,7	65,6	63,5	61,4	56,2	51,0

$$* Fe_{кон} = \frac{10000 Fe_{исх}}{10000 - \frac{27,64}{72,36} \varphi_K Fe_{исх}}$$

окислом является FeO , или остаточный окисел в рудном образце тот же, что и исходный (т. е. образец гематитовой руды после восстановления состоит только из металлического железа и гематита, образец магнетитовой руды — из металлического железа и магнетита). В общем же степень восстановления по кислороду выше степени металлизации, особенно при малом содержании в восстановленном материале металлического железа.

При достаточно высоких степенях восстановления можно без большой погрешности считать, что оставшийся в образце окисел есть закись железа, тогда для гематитовой руды

$$\varphi_K = 33,3 + 0,667\varphi_{мет}, \quad (II-5)$$

для магнетитовой руды

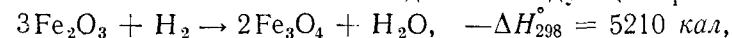
$$\varphi_K = 25,0 + 0,75\varphi_{мет}. \quad (II-6)$$

ГЛАВА 5

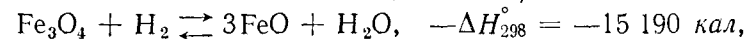
ТЕРМОДИНАМИКА ВОССТАНОВЛЕНИЯ И РАСХОД ВОССТАНОВИТЕЛЯ

1. ВОССТАНОВЛЕНИЕ ВОДОРОДОМ

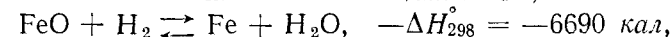
Выше $570^\circ C$ восстановление идет по следующим реакциям:



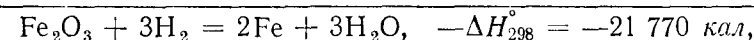
или 870 кал/атом Fe ,



или -5060 кал/атом Fe ,

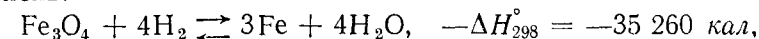


или -6690 кал/атом Fe



или -10 880 кал/атом Fe . (II-7)

Ниже $570^\circ C$ восстановление магнетита до железа идет в одну ступень:



или -11 750 кал/атом Fe . (II-8)

Здесь и далее $-\Delta H_{298}^\circ$ — убыль энтальпии системы в результате протекания реакции, равная тепловому эффекту при стандартных условиях. Тепловые эффекты реакций зависят от температуры их проведения, поскольку теплоемкости исходных веществ и продуктов с температурой меняются различно. В связи с этим строгие термодинамические расчеты тепловых эффектов при температуре

процесса ведут с учетом этих изменений. Для ориентировочных расчетов можно пользоваться приведенными тепловыми эффектами при стандартных условиях.

При проведении термодинамических расчетов наряду с теплом на проведение реакции следует учитывать тепло на нагрев исходных веществ до температуры процесса.

На практике часто возникает необходимость рассчитать расход восстановителя на процесс восстановления. Стехиометрические

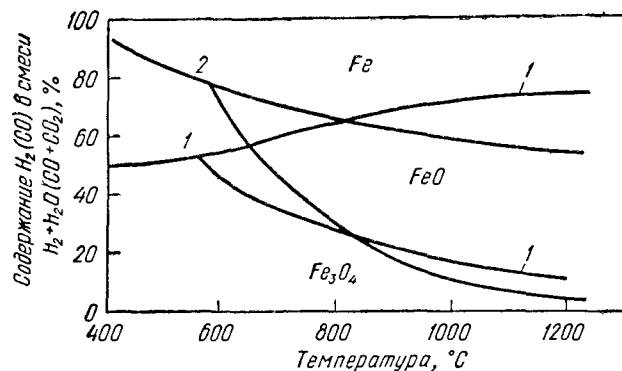


Рис. 3. Диаграмма равновесия реакций восстановления окислов железа окисью углерода (1) и водородом (2)

расходные показатели водорода в формулах (II-7), (II-8) указывают на потребление его только в процессе реакции восстановления, т. е. на количество водорода, превращающееся в H_2O при восстановлении. Фактически для проведения процесса восстановления следует подавать большее количество газа с учетом избытка, необходимого по условиям равновесия для протекания процесса (табл. 3, рис. 3).

Избыток водорода, подаваемого на восстановление, зависит от температуры процесса и схемы его проведения. Ниже приведен расчет минимального расхода водорода при $900^\circ C$ (иллюстрация его показана на рис. 4) для условий противотока гематита и газа.

В печь, находящуюся в изотермических условиях при $900^\circ C$, загружены мелкие кусочки руды. Чистый водород поступает в печь в количестве n молей. Восстановление происходит таким образом, что длину печи можно разбить на участки I—III, в каждом из которых в отдельном кусочке руды одновременно присутствует самое большее два окисла железа. Это случай ступенчатого восстановления отдельного куска во всем его объеме.

На участке III для восстановления вюстита расходуется 6 молей H_2 и образуется 6 молей H_2O . На границе участков III—II, где начинается восстановление вюстита, по условиям равновесия между вюститом и металлическим железом при $900^\circ C$ (см.

Таблица 3

Составы равновесных газовых смесей [16] и минимальные количества H_2 для реакции восстановления окислов железа водородом

Показатель	Температура, °C									
	600	700	800	900	1000	1100	1200	1300		
$FeO + H_2 \rightleftharpoons Fe + H_2O$										
Состав равновесной газовой фазы, %:										
$H_2O_{равн}$	23,9	29,9	34,0	38,1	41,1	42,6	44,5	46,2		
$H_2_{равн}$	76,1	70,1	66,0	61,9	58,9	57,4	55,5	53,8		
Минимальное количество газа для восстановления до Fe^* , моль/атом Fe	4,18	3,34	2,94	2,62	2,37	2,32	2,25	2,16		
$Fe_3O_4 + H_2 \rightleftharpoons 3FeO + H_2O$										
Состав равновесной газовой фазы, %:										
$H_2O_{равн}$	30,1	54,2	71,3	82,3	89,0	92,7	95,2	96,9		
$H_2_{равн}$	69,9	45,8	28,7	17,7	11,0	7,3	4,8	3,1		
Минимальное количество газа для восстановления до FeO^{**} , моль/атом Fe	4,43	2,46	1,87	1,62	1,50	1,44	1,40	1,38		
$Fe_2O_3 + nH_2 = 2Fe + 3H_2O + (n-3)H_2$										
Минимальное количество газа для ступенчатого восстановления в противотоке до Fe :										
n , моль газа/моль окисла	8,86	6,68	5,88	5,24	4,74	4,64	4,50	4,32		
$\sim 0,2n$, м ³ газа/кг Fe	1,77	1,34	1,18	1,05	0,95	0,93	0,90	0,86		

* $n_1 = \frac{100}{\% H_2O_{равн}}$

** $n_2 = \frac{133,3}{\% H_2O_{равн}}$

табл. 3) должно соблюдаться соотношение количеств $\frac{H_2}{H_2O} = \frac{61,9}{38,1} = 1,62$, или $\frac{n-6}{6} = 1,62$, а $n = 15,72$ моля.

В участок II поступает $n - 6 = 9,72$ моля H_2 и 6 молей H_2O . Здесь расходуется 2 моля H_2 и выходит газ, содержащий 7,72 моля H_2 и 8 молей H_2O . Состав газа 49,1% H_2 и 50,9% H_2O , т. е. газ более богат водородом, чем требуется по условиям равновесия между FeO и Fe_3O_4 (17,7% H_2 и 82,3% H_2O). Таким образом, на участке II на стадии восстановления магнетита в вюстит вос-

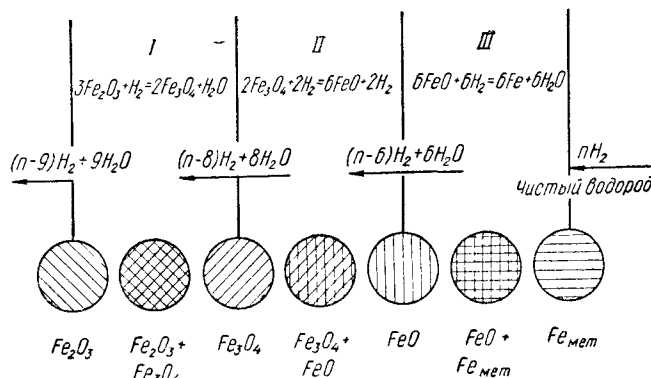


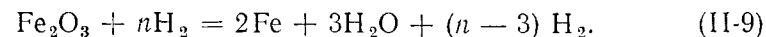
Рис. 4. Схема процесса восстановления (к определению минимального расхода водорода)

становительная способность газа используется неполностью. Наличие избытка объясняется условиями равновесия реакции восстановления FeO в Fe . Еще больший избыток водорода сверх необходимого по условиям равновесия возникает на участке I.

Таким образом, для восстановления 3 молей Fe_2O_3 по стехиометрическому соотношению требуется 9 молей H_2 ; согласно расчету, для восстановления при $900^\circ C$ необходимо подать 15,72 моля H_2 , или 5,24 моля на 1 молекулу окиси, или 2,62 моля газа на 1 атом железа.

Для расчета было принято, что в отдельном куске (ввиду его малости) по толщине слоя продукта восстановления нет перепада концентраций газа-восстановителя, т. е. состав газа на наружной и реакционной поверхности одинаков и соответствует равновесному. Если такой перепад учитывать, то расходный показатель газа несколько возрастет. Степень использования газа еще меньше при зональном восстановлении отдельного куска, когда состав отходящего газа отвечает равновесному для реакции превращения $FeO \rightarrow Fe$ (т. е. не в противотоке, как в рассмотренном примере).

С учетом избытка восстановителя формула восстановления записывается следующим образом:



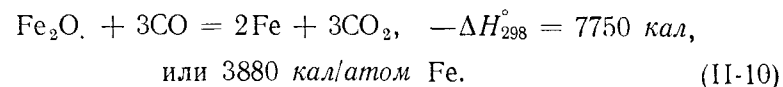
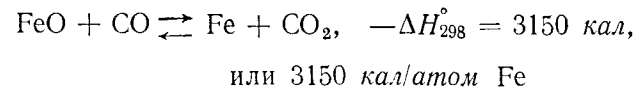
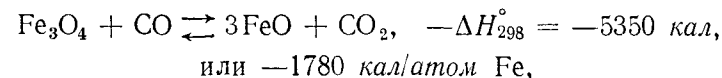
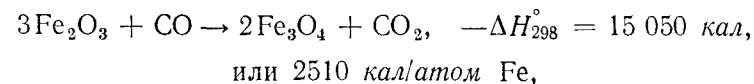
Большей частью, как и в рассмотренном примере, величина коэффициента n зависит от равновесия реакции восстановления закиси железа. Поэтому избыточное количество водорода против стехиометрического для Fe_2O_3 и Fe_3O_4 одинаково (в расчете на 1 атом Fe).

С повышением температуры восстановительная способность водорода (т. е. теоретически возможная степень использования) повышается (см. рис. 3) и величина коэффициента n уменьшается. Рассчитанные минимальные расходные коэффициенты водорода на восстановление приведены в табл. 3. В расчете на единицу массы железа теоретический расход газа равен $0,2 n \text{ м}^3/\text{кг}$.

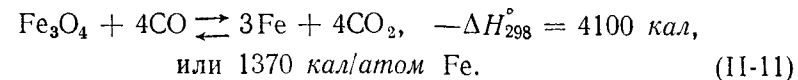
В зависимости от конструктивного оформления и организации процесса (прямоток, противоток, ступенчатая обработка газом руды) фактические расходы газов в реальных процессах могут приближаться к приведенным в табл. 3 показателям. Стехиометрический расход газа, т. е. полное его использование при восстановлении окислов до железа, может быть достигнут лишь при циркуляции его с промежуточной отмывкой от H_2O или регенерацией.

2. ВОССТАНОВЛЕНИЕ ОКИСЬЮ УГЛЕРОДА

Восстановление окисью углерода выше $570^\circ C$ протекает по схеме



Ниже $570^\circ C$ магнетит восстанавливается до железа в одну ступень:



Отличием окиси углерода от водорода наряду с разницей тепловых эффектов реакций восстановления является также свойство самопроизвольного превращения ее в окислительный газ CO_2 путем распада и, наконец, при восстановлении окисью углерода может происходить науглероживание железа (эти вопросы более подробно рассматриваются на стр. 28).

Из рис. 3 видно, что группа кривых, соответствующих восстановлению окисью углерода и водородом, пересекается при 810°C — температуре, которая отвечает равновесию реакции водяного газа $\text{H}_2\text{O} + \text{CO} = \text{H}_2 + \text{CO}_2$. Ниже 810°C химическое сродство окиси углерода к кислороду выше, чем водорода, в равновесии с соответствующими окислами железа находится газовая смесь $\text{CO} + \text{CO}_2$ с меньшим содержанием CO в ней, чем содержание H_2 в равновесной газовой смеси $\text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}$. Выше 810°C , наоборот, водород по условиям равновесия может быть в большей степени использован в реакции восстановления.

Восстановление газами (H_2 и CO) идет без изменения их объема и поэтому изменение общего давления не меняет равновесные соотношения.

Расходные показатели окиси углерода на восстановление окислов железа (с учетом стехиометрического потребления на реакции и равновесных соотношений), рассчитанные таким же путем, как и для водорода, приведены в табл. 4. Поскольку при восстановлении каждый моль водорода и окиси углерода присоединяет один атом кислорода, то стехиометрическое потребление газов в реакциях восстановления одинаково. Разница в расходных показателях, естественно, возникает вследствие различия равновесных соотношений.

Аналогично тому, как это показано выше на примере водорода, при восстановлении до железа использовать всю окись углерода возможно только при циркуляции ее с регенерацией. Эти возможности подробно рассмотрены в работе [20]. В описанном процессе восстановление производится противотоком и ступенчато; на обеих стадиях используется чистый восстановитель; после окончательной стадии восстановления производится отбор газа с регенерацией его; отбросный газ после предварительной стадии восстановления представляет собой CO_2 . Для процесса расходуется только углерод в регенераторе, при этом в результате восстановления он превращается в двуокись углерода, т. е. имеет место его минимальный расход. Необходимы также расход тепла на реакцию газификации углерода в регенераторе и нагрев руды до температуры процесса.

Этот метод, как следует из работы [20], может приобрести практическое значение при непосредственном использовании тепла высокотемпературных ядерных реакторов.

В промышленных схемах процессов газового восстановления Охалата и Ламина и Виберга использованы в некоторой степени элементы описанного «идеального» метода.

Таблица 4
Составы равновесных газовых смесей [16] и минимальные количества CO для реакций восстановления окислов железа окисью углерода

Показатель	Температура, $^\circ\text{C}$						
	600	700	800	900	1000	1100	1200
$\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$							
Состав равновесной газовой фазы, %:							
$\text{CO}_{\text{равн}}$	47,2	40,0	34,7	31,5	28,4	26,4	24,3
$\text{CO}_{\text{равн}}$	52,8	60,0	65,3	68,5	71,6	73,8	75,7
Минимальное количество газа для восстановления, * моль/атом Fe	2,11	2,50	2,88	3,18	3,52	3,82	4,10
							22,9
							77,1
							4,35
$\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{FeO} + \text{CO}_2$							
Состав равновесной газовой фазы, %:							
$\text{CO}_{\text{равн}}$	55,2	64,8	71,9	77,6	82,2	85,9	88,9
$\text{CO}_{\text{равн}}$	44,8	35,2	28,1	22,4	17,8	14,1	11,1
Минимальное количество газа для восстановления **, моль/атом Fe	2,42	2,10	1,86	1,72	1,62	1,57	1,50
							91,5
							8,5
							1,46
$\text{Fe}_2\text{O}_3 + n\text{CO} = 2\text{Fe} + 3\text{CO}_2 + (n-3)\text{CO}$							
Минимальное количество газа для ступенчатого восстановления в противотоке:							
n , моль газа/моль окисла	4,84	5,00	5,76	6,36	7,04	7,64	8,20
$\sim 0,2n$, м ³ газа/кг Fe	0,97	1,00	1,15	1,27	1,41	1,53	1,64
							8,70
							1,74

* $n_1 = \frac{100}{\% \text{CO}_{\text{равн}}}$

** $n_2 = \frac{133,3}{\% \text{CO}_{\text{равн}}}$

3. МИНИМАЛЬНЫЙ РАСХОД ГАЗА ПРИ ВОССТАНОВЛЕНИИ СМЕСЬЮ $H_2 + CO$

Из стехиометрических соотношений для восстановления окислов требуется восстановительного газа (CO или H_2) (на 1 атом железа): 1,5 моля для Fe_2O_3 , 1,33 моля для Fe_3O_4 и 1 моль для FeO .

В работе [21] рассмотрен общий случай восстановления смесями газов, их минимального расхода исходя из равновесных соотношений.

В реакционную шахту (рис. 5) поступает смесь газов $CO + CO_2 + H_2 + H_2O$ в количестве V молей на 1 атом железа

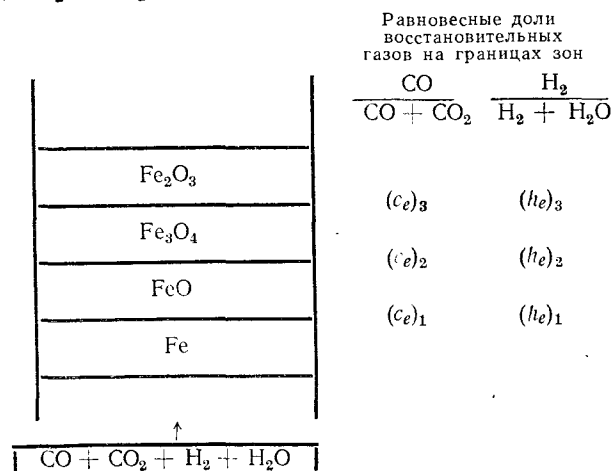


Рис. 5. Схема процессов восстановления окислов железа газом и обозначения (к расчету минимального расхода газа)

(т. е. на 0,5 моля окиси железа). Доли составляющих этот газ компонентов обозначим следующим образом: c_0 — CO_2 , h_0 — H_2O , C — $(CO + CO_2)$, H — $(H_2 + H_2O)$.

Происходит ступенчатое восстановление Fe_2O_3 , при этом на границах зон устанавливаются равновесные соотношения, зависящие от температур на разных ступенях. Исходя из равновесных и стехиометрических соотношений для межфазных границ, можно составить уравнения для расчета минимального количества подаваемой (исходной) смеси газов:

на границе $FeO-Fe$

$$V_{\min 1} = \frac{1,000}{1 - (c_0 + h_0) - (c_e)_1 C - (h_e)_1 H}; \quad (II-12)$$

на границе Fe_3O_4-FeO

$$V_{\min 2} = \frac{1,333}{1 - (c_0 + h_0) - (c_e)_2 C - (h_e)_2 H}. \quad (II-13)$$

Для случая восстановления Fe_3O_4 ниже $570^\circ C$ на границе Fe_3O_4-Fe

$$V_{\min 4} = \frac{1,333}{1 - (c_0 + h_0) - (c_e)_4 C - (h_e)_4 H}. \quad (II-14)$$

Количество газа, необходимое для получения единицы массы (атома) железа, соответствует величине V , наибольшей из трех, рассчитанных по этим уравнениям. Вычислять $V_{\min 3}$ для границы $Fe_2O_3-Fe_3O_4$ не следует, так как ее величина всегда меньше $V_{\min 1}$, $V_{\min 2}$ и $V_{\min 4}$.

Уравнения упрощаются, если исходный газ не содержит CO_2 и H_2O , т. е. c_0 и h_0 равны нулю, а также в случае, если исходный газ представляет собой только H_2 или CO (H или $C = 0$).

Расчеты показывают следующее. Для смесей $CO + H_2$ (CO_2 и H_2O отсутствуют), содержащих более 50% H_2 ($H > 0,5$), с повышением температуры минимально необходимое количество газа для восстановления FeO уменьшается, а если в смеси более половины CO ($H < 0,5$), то оно увеличивается.

При $810^\circ C$ кривые зависимости $V_{\min 1}$ от температуры для разных составов газов пересекаются в одной точке — при этой температуре константа равновесия реакции водяного газа $H_2O + CO = H_2 + CO_2$ равна единице, т. е. $(c_e)_1 = (h_e)_1$.

Таблица 5

Идеальные значения эффективности использования газовой смеси $CO + H_2$ при восстановлении окислов железа [21]

Состав газовой смеси, доля ед.		Восстановление с отдельным регулированием температуры в печи, $^\circ C$ по стадиям		Минимальный расход газа при отдельном регулировании		Восстановление без отдельного регулирования температуры по стадиям		
H_2	CO	$FeO-Fe$	Fe_3O_4-FeO	V , моль/атом Fe	$\approx 0,4V$, м ³ /кг Fe	температура печи, $^\circ C$	минимальный расход газа	
							V , моль/атом Fe	$\approx 0,4V$, м ³ /кг Fe
0,00	1,00	560	>750	1,96	0,78	635	2,26	0,90
0,10	0,90	560	>700	2,08	0,83	—	—	—
0,25	0,75	560	>680	2,28	0,91	630	2,51	1,00
0,40	0,60	560	>650	2,51	1,00	625	2,69	1,08
0,50	0,50	560	>635	2,70	1,08	620	2,84	1,14
0,55	0,45	560	>630	2,81	1,12	—	—	—
0,60	0,40	1300	>650	2,72	1,09	1300	2,72	1,09
0,65	0,35	1300	>665	2,65	1,06	—	—	—
0,75	0,25	1300	>680	2,50	1,00	1300	2,50	1,00
0,90	0,10	1300	>725	2,31	0,92	—	—	—
1,00	0,00	1300	>750	2,22	0,89	1300	2,22	0,89

Выше 600—700° С $V_{\min 1} > V_{\min 2}$, т. е. минимально необходимое для восстановления количество газов определяется равновесием реакции восстановления закиси железа. Для более низких температур это количество может также определяться равновесием восстановления Fe_3O_4 до FeO (это видно из данных табл. 3 и 4). Поэтому при возможности независимого регулирования температуры для каждой стадии восстановления следует учитывать обе реакции.

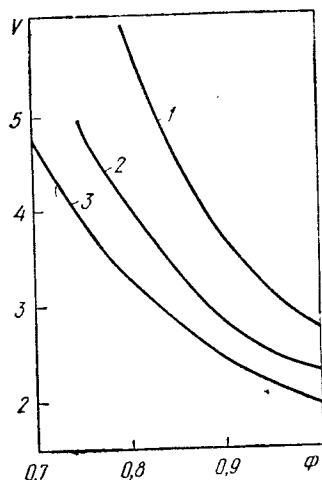


Рис. 6. Зависимость теоретического минимального расхода газа от величины $\Phi = \frac{(\text{CO} + \text{H}_2)}{(\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{H}_2\text{O})}$ (в исходном газе). Значение H : 1—0,4; 2—1; 3—0

Если температура восстановления на всех стадиях одинакова, то для газовых смесей, содержащих менее 55% H_2 ($H < 0,55$), можно определить минимальное количество газа и оптимальную температуру. Для газовых смесей, содержащих более 55% H_2 , с повышением температуры уменьшается как $V_{\min 1}$, так и $V_{\min 2}$. Поэтому для таких смесей наименьший расход газа имеет место при максимально возможной температуре.

В табл. 5 приведены рассчитанные минимально необходимые количества газов при восстановлении без разделения на стадии и с разделением на стадии (при различных температурах для отдельных стадий восстановления) для газовой смеси, состоящей только из $\text{CO} + \text{H}_2$.

Если в исходном газе имеются даже небольшие количества CO_2 и H_2O , то расход газа резко увеличивается, что следует из уравнений

(II-12)—(II-14) и рис. 6. При наличии в исходной смеси нейтральных газов (например азота) необходимое количество этой смеси, естественно, также увеличится, что легко рассчитать.

Уравнения (II-12)—(II-14) выведены и расчеты проведены (табл. 5) для условий ступенчатого восстановления (см. схему на рис. 5) и достижения равновесных соотношений на границах зон, т. е. для идеальных условий. Поэтому рассчитанные величины являются минимально теоретически возможными. Кроме того, соотношения выведены при некоторых допущениях: в системе не протекают побочные реакции (распад CO , регенерация CO_2 и H_2O за счет углерода); исходный газ не содержит кислорода и углеводородов; в окислах железа не содержится CO_2 и H_2O , выделяющихся в процессе. Наиболее сомнительно допущение об отсутствии реакции распада окиси углерода. По условиям равно-

весия этой реакции восстановление закиси железа окисью углерода при температуре ниже 700° С вообще невозможно.

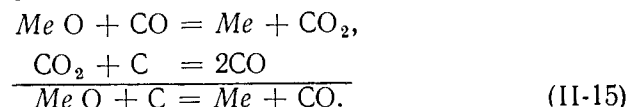
Рассмотренные соотношения не учитывают тепловых эффектов реакций и поэтому не могут считаться оптимальными.

С точки зрения термохимии более целесообразно восстановление окислов железа окисью углерода, при котором выделяется тепло и не требуется подвода тепла на реакцию.

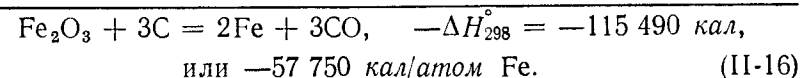
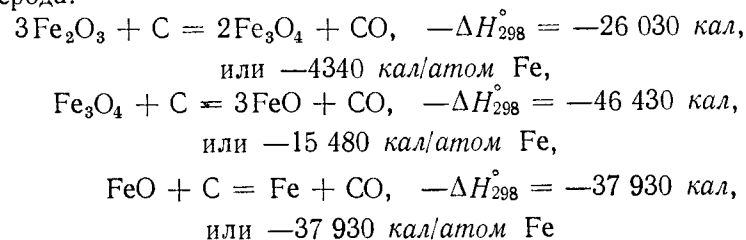
Рассмотренные выше зависимости расхода газа не учитывают также кинетики процессов. На практике предпочитают добиваться возможно более полного и быстрого восстановления за счет подачи в восстановительную печь избыточных количеств газа с рециркуляцией и регенерацией отработанного газа. Однако приведенные данные могут быть полезны для расчетов, так как позволяют выбрать схему восстановления с наименьшим количеством циркулируемого газа.

4. ВОССТАНОВЛЕНИЕ УГЛЕРОДОМ

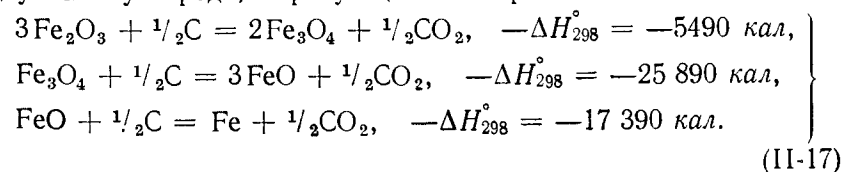
Восстановление углеродом складывается из двух реакций: газификации углерода и восстановления окислов газом:



Под прямым восстановлением подразумевают восстановление углеродом при 900—1000° С и выше, когда образуется окись углерода:



При более низких температурах наряду с окисью углерода газообразным продуктом реакции восстановления является также двуокись углерода, образующаяся по реакциям:



Во всех случаях реакция восстановления углеродом эндотермическая и требует подвода тепла извне.

Вышеприведенные записи реакций восстановления с участием твердого углерода и с образованием в первом случае окиси углерода, а во втором углекислого газа являются условными, так как не отражают участие реакции газификации углерода и неизбежного участия окиси углерода в восстановлении.

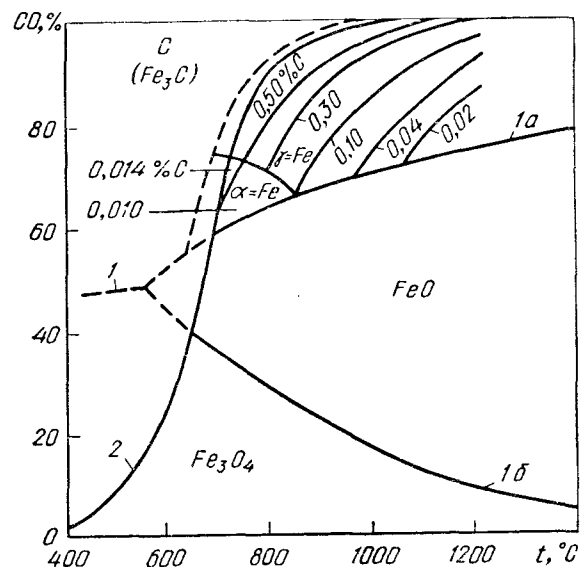
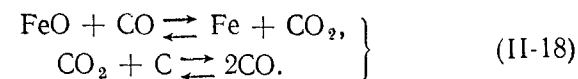


Рис. 7. Диаграмма равновесия реакций восстановления окислов железа окисью углерода (1) газификации углерода (2) и цементации

В доменной печи высшие окислы железа Fe_2O_3 и Fe_3O_4 восстанавливаются косвенным путем, т. е. окисью углерода. Закись железа восстанавливается частично косвенным, частично прямым путем, т. е. углеродом с образованием окиси углерода, доля последнего характеризуется в доменных печах степенью прямого восстановления r_d .

Реакция газификации углерода (или обратная ей реакция распада окиси углерода) определяет термодинамическую возможность восстановления окислов железа и в значительной степени влияет на результирующий (в итоге восстановления) состав газовой фазы. На рис. 7 приведены кривые равновесия реакций восстановления окислов железа окисью углерода и газификации углерода. Если исходить из термодинамических соотношений, то восстановление закиси железа до металлического окисью углерода возможно

только при температуре выше 700°C , при которой пересекаются кривые равновесия реакций:



Выше 700°C реакция газификации углерода обеспечивает состав газа (более 60% CO и менее 40% CO_2), который является восстановительным по отношению к закиси железа. Ниже этой температуры окись углерода распадается с образованием CO_2 и C и при достижении равновесия дает газ, окислительный по отношению к железу, т. е. не обеспечивающий восстановления закиси железа. Однако это положение применимо только для условий равновесия. С учетом кинетики реакция распада окиси углерода идет медленно и практически ниже 700°C также происходит восстановление окислов железа до металлического наряду с отложением сажистого углерода.

Реакция газификации углерода сопровождается изменением объема: из 1 моля CO_2 образуются 2 моля CO. Поэтому изменение общего давления меняет равновесный состав газа для этой реакции — с повышением давления содержание CO уменьшается, т. е. увеличивается выделение сажистого углерода.

В бескоксовой металлургии углерод как восстановитель применяется в процессах Хоганес (в капсулах с несмешивающимися слоями), СЛ—РН (в трубчатых печах) и ДЛМ (восстановление рудоугольных окатышей на ленте). В этих процессах соотношение косвенного и прямого восстановления (характеризуемое содержанием CO и CO_2 в газе, выделяющемся из реакционной зоны) в суммарном итоге различно, поскольку зависит от температуры, крупности руды и восстановителя и от взаимного расположения последних. Эти условия определяют полноту протекания реакций газификации углерода и использования окиси углерода, образующейся при прямом восстановлении, для косвенного восстановления.

Выше 700°C распад окиси углерода создает возможности науглероживания металлического железа. На участие диаграммы рис. 7 между кривыми 1а и 2 помещены кривые равновесной газовой фазы, соответствующие определенным равновесным содержаниям растворенного в металлическом $\gamma\text{-Fe}$ углерода (числа у кривых). Как следует из расположения и хода этих кривых, при данной температуре увеличение в газе количества CO (и общего давления) повышает содержание углерода.

О МЕХАНИЗМЕ И КИНЕТИКЕ ГАЗОВОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Восстановителями в промышленных процессах бескоксовой металлургии являются твердый углерод, водород, окись углерода или смеси $\text{CO} + \text{H}_2$. Даже при восстановлении твердым углеродом процесс в большой степени происходит через газовую фазу, поэтому следует рассмотреть общие закономерности механизма и кинетики газового восстановления.

В общем виде гетерогенный процесс восстановления складывается из следующих взаимосвязанных и обусловленных стадий или звеньев:

1) внешняя диффузия газа-восстановителя из газового потока к наружной поверхности восстанавливаемого образца и отвод газовых продуктов восстановления газовым потоком, омывающим образец;

2) внутренняя диффузия молекул восстановительного газа внутрь образца сквозь поры и слой продуктов восстановления к реакционной поверхности; диффузия газовых продуктов реакции изнутри образца к его наружной поверхности;

3) адсорбция молекул газа-восстановителя на поверхности пор, химическая реакция восстановления, перестройка кристаллической решетки высших окислов в низшие или востита в железо; десорбция молекул H_2O или CO_2 с реакционной поверхности и переход их в газовую фазу.

Ниже дана общая качественная характеристика отдельных стадий.

1. Внешняя диффузия или внешняя массопередача в общем случае определяется конвективной диффузией, включающей молекулярную диффузию и непосредственный подвод газа-восстановителя конвекцией благодаря наличию скорости потока. Для ее характеристики служат критерий Нуссельта Nu , а также коэффициент массопередачи β :

$$\beta = \frac{D}{l},$$

где D — коэффициент диффузии;

l — толщина газовой пленки на поверхности образца. Коэффициент β связывает скорость диффузии (количество продиффундировавшего газа в единицу времени $\frac{dG}{d\tau}$) с разностью концентраций газа-восстановителя в потоке C и на наружной поверхности образца C_x :

$$\frac{dG}{d\tau} = \beta (C - C_x).$$

Внешняя диффузия может быть лимитирующей стадией при малых скоростях газа.

2. Внутренняя диффузия, или внутренняя массопередача газа в образце, осуществляется тремя параллельными путями:

а) обычная диффузия в порах крупного размера; б) капиллярная (или кнудсеновская) диффузия в малых порах, размер (диаметр) которых меньше длины свободного пробега молекул; в) поверхностная диффузия адсорбированных молекул газа по поверхности пор (активированная диффузия).

3. Адсорбционно-каталитический характер восстановления окислов металлов проявляется в том, что взаимодействуют молекулы газа-восстановителя, адсорбированные на межфазной поверхности исходных окислов и продуктов восстановления, которая является катализатором реакции. По типу и размеру взаимодействия различают физическую адсорбцию и хемсорбцию. В процессах восстановления основную роль играет активированная адсорбция (хемсорбция), когда молекулы адсорбированного газа подвергаются значительной деформации вплоть до разрыва на атомы. По мнению С. Т. Ростовцева, реакции восстановления протекают в условиях равновесия адсорбционно-десорбционных процессов, которое быстро устанавливается. В таком случае скорость реакции определяется не концентрациями газа-восстановителя в газовой фазе, как это следует из закона действующих масс, а количествами адсорбированных газов (по уравнению изотермы адсорбции Ленгмюра).

Свою роль в механизме восстановления играет и диффузия ионов в кристаллической решетке: ионов металла в глубь восстанавливаемого слоя окисла и ионов кислорода — к реакционной поверхности. По аналогии с процессами окисления железа и образования окалина, которые подробно изучены опытным путем, можно считать, что в закисном (вюститном) слое основное значение имеет диффузия катионов железа по вакансиям (дыркам) в сторону магнетитового слоя, которая сопровождается одновременным движением электронов в обратном направлении. В магнетитовом слое также перемещаются катионы железа, но по междоузлиям; в окисном (гематитовом) слое передвигаются ионы кислорода. Эти особенности являются следствием строения кристаллических решеток. Как и газовая диффузия, диффузия в твердой фазе подчиняется закону Фика.

В сложном гетерогенном процессе восстановления трудно выделить и оценить роль отдельных его звеньев, в частности стадии химической реакции. Однако для описания скорости химической реакции восстановления часто пользуются уравнениями формальной кинетики гомогенных реакций, основные положения которой приведены ниже.

Для реакции $A + 2B \rightarrow AB_2$ по закону действующих масс:

$$w = -\frac{dC_A}{d\tau} = k C_A C_B^2,$$

где ω — скорость химической реакции — скорость изменения концентрации участвующего в ней вещества;

k — константа скорости реакции, или удельная скорость реакции (скорость превращения при концентрациях реагентов, равных единице).

Порядок реакции — сумма показателей степеней при концентрациях реагентов в кинетическом уравнении — в данном случае равен трем. Реакции бывают нулевого, первого и второго порядков; обычно по виду стехиометрического уравнения суммарной реакции нельзя определить ее порядок, так как он зависит от порядка отдельных ступеней реакции. Общим методом определения порядка реакции является установление зависимости концентрации от времени при постоянной температуре (в условиях, когда процесс находится в кинетической области). Для реакции первого порядка

$$\omega = -\frac{dC}{d\tau} = kC,$$

или после интегрирования

$$\ln C = \ln C_0 - k\tau,$$

т. е. имеет место линейная зависимость логарифма концентрации от времени; размерность константы скорости $1/\text{сек}$.

Для реакций второго порядка (при равенстве концентраций реагентов)

$$\omega = -\frac{dC}{d\tau} = k\tau^2,$$

или после интегрирования

$$\frac{1}{C} = k\tau + \frac{1}{C_0},$$

т. е. наблюдается прямолинейная зависимость между величиной $1/C$ и временем. Константа скорости имеет размерность $\text{см}^3/(\text{г} \cdot \text{сек})$.

С повышением температуры при постоянных концентрациях реагентов скорость реакции увеличивается вследствие возрастания константы скорости, которая определяется уравнением Аррениуса

$$\frac{d \ln k}{d\tau} = \frac{E}{RT^2},$$

или

$$\ln k = -\frac{E}{RT} + \ln k_\infty,$$

где E — энергия активации, избыток энергии активных (реакционноспособных) молекул, участвующих в реакции;

k_∞ — константа скорости при бесконечной температуре (часто обозначают через A).

Чем больше величина E , тем сильнее k зависит от температуры. Для разных реакций с близкими значениями k_∞ удельные скорости при данной температуре тем больше, чем меньше энергия активации.

Для определения величины энергии активации необходимо опытным путем найти зависимость константы скорости от $1/T$. Если эта зависимость окажется линейной, то угловой коэффициент этой линии представляет величину $-E/R$. В случае криволинейной зависимости величина энергии активации E зависит от температуры T и ее величина для данного значения T представляет собой угловой коэффициент касательной к этой кривой в точке с абсциссой $1/T$.

Реакция восстановления идет на межфазной границе (пространственно связана, т. е. является топохимической) и сопровождается перестройкой кристаллических решеток, происходит кристаллохимическое превращение. Поэтому скорость реакции связана с моментом появления зародышей новой фазы и образованием межфазной поверхности и в дальнейшем пропорциональна изменяющейся величине этой поверхности. В соответствии с этим кристаллохимическое превращение складывается из трех периодов: индукционного, автокаталического и периода усредненного фронта.

2. РЕЖИМЫ ВОССТАНОВЛЕНИЯ

Скорость процесса восстановления определяется скоростями его отдельных стадий; если скорость одной из последовательных стадий меньше других, то суммарная скорость определяется именно этой скоростью. Различают процессы, идущие в диффузионном режиме (если наиболее медленным звеном является внешняя и внутренняя диффузия) и в кинетическом режиме (если замедляющей стадией является кристаллохимическое превращение). При сравнимых скоростях диффузии и кристаллохимического превращения имеет место промежуточная область или промежуточный режим процесса, при котором суммарная скорость определяется скоростями обоих указанных основных звеньев (диффузии и кинетики).

Расчеты скорости процесса восстановления (с учетом всех факторов) по общему уравнению С. Т. Ростовцева практически затруднены из-за отсутствия необходимых показателей. В ряде случаев не установлены количественные зависимости между параметрами процесса (которые к тому же меняются в ходе процесса) и его скоростью; кроме этого, отсутствуют подробные характеристики свойств железорудных материалов и продуктов восстановления.

В восстановительных процессах, протекающих при условии изменения по длине или высоте печи температуры, состава газа, толщины восстановленного слоя отдельного куска, имеет место и смена режимов процесса в зависимости от этих факторов, т. е.

в разных участках печи одновременно могут наблюдаться кинетический и диффузионный режимы процесса восстановления. Даже в одном куске руды восстановление в зависимости от размера пор может происходить одновременно в диффузионной и кинетической области. В ряде случаев можно установить, какой режим является преобладающим.

Исследованиями кинетики восстановления установлены математические зависимости для различных режимов восстановления.

В ряде случаев скорость восстановления — изменение степени восстановления во времени — удовлетворительно описывается уравнением

$$\rho r_0 [1 - (1 - \varphi_k)^{1/3}] = k\tau, \quad (II-19)$$

где ρ — плотность образца, г/см³;

r_0 — радиус образца, см;

φ_k — степень восстановления по кислороду, доли ед.;

k — константа скорости реакции, г/(см²·мин);

τ — время, мин.

Уравнение (II-19) выведено Мак Кеваном [22], который исходил из представлений о химическом контроле процесса (кинетический режим) при изучении восстановления окатышей различной пористости водородом (в смеси с водяным паром и азотом) при 400—1000° С.

Выражение в скобках $[1 - (1 - \varphi_k)^{1/3}]$ линейно зависит от времени восстановления, а тангенс угла наклона прямых на графике этой зависимости равен константе k (различной для разных температур). Определенная таким образом величина k дает возможность вычислить энергию активации реакции восстановления по уравнению Аррениуса. В опытах Мак Кевана $E = 13,5 \pm 15$ ккал/моль.

Для диффузионного режима восстановления выведена зависимость [23]

$$\rho r_0^2 [1 - (1 - \varphi_k)^{1/3}]^2 = K_D t.$$

К. К. Шкодин при изучении восстановимости различных типов агломератов объяснил влияние различных условий восстановления, связав получаемые результаты с размером пор [24]. По его мнению, лимитирующим звеном в процессе восстановления агломератов, пористых руд и окатышей является диффузия газов в объеме пор и в слое восстановленных продуктов. В начале процесса «работают» крупные поры, где скорость диффузии велика; с образованием слоя продукта на их поверхности в процессе включаются более мелкие поры. Поскольку в образце есть и крупные, и мелкие поры, то на скорость восстановления в мелких порах определяющее влияние оказывает диффузия в их объеме, а в крупных — диффузия через слой продуктов.

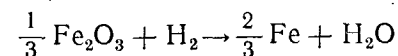
Восстановимость агломератов, по данным К. К. Шкодина, линейно зависит от суммарной поверхности пор, доступных воздей-

ствию газа, т. е. пор, в которых газ не успевает достигнуть равновесного состава. В зависимости от внешних условий, определяющих соотношение скоростей процесса на поверхности пор и диффузии в их объеме, минимальный радиус пор, доступных воздействию газа, меняется.

В последние годы наибольшее признание получает теория смешанного диффузионно-кинетического контроля, так как поиски однозначной связи кинетики с параметрами одного звена — химического или диффузионного — не оправдываются сложным характером получаемых при этом зависимостей [25].

В реальном процессе рудный образец при восстановлении проходит различные зоны печи. Обычно происходит смена режимов восстановления и лимитирующих факторов. В качестве примера такого подхода к оценке кинетики восстановления рассмотрим расчеты для случая восстановления водородом, приведенные в работе Морияма [26].

Скорость суммарного процесса восстановления (рис. 8)



определяется выражением

$$R^* = -\frac{1}{V_b} \cdot \frac{dn}{d\tau},$$

$$R^* = \frac{3 - (1 - \varepsilon)(C - C^*)/\Phi r_0}{\frac{1}{\beta} + \frac{r_0(r_0 - r_i)}{r_i D_s} + \frac{r_0^2}{r_i^2 k(1 + K)/K}}, \quad (II-20)$$

где V_b — объем слоя, см³;

n — число молей H_2 ;

τ — время, сек;

ε — доля пустот в слое;

C — концентрация H_2 в потоке газа, моль/см³;

C^* — равновесная для данной температуры концентрация H_2 , моль/см³;

Φ — фактор формы;

r_0 — радиус образца, см;

β — коэффициент массопередачи, см/сек;

r_i — радиус невосстановленной сердцевины образца (величина переменная), см;

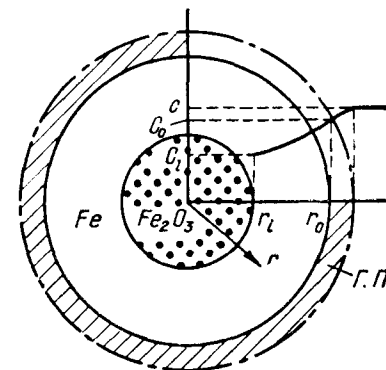


Рис. 8. Модель восстанавливаемого образца:

г. п. — газовая пленка

D_s — эффективный коэффициент диффузии H_2 сквозь восстановленный слой железа, $см^2/сек$;

k — константа скорости реакции, $см/сек$;

K — константа равновесия реакции.

Три члена в знаменателе представляют собой как бы «сопротивления» протеканию процессов внешней диффузии (первый член), внутренней диффузии (второй член) и химической реакции (третий член), т. е.

$$\lambda = \lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3, \quad (II-21)$$

где λ — общее сопротивление, $сек/см$.

Сопротивление внешней диффузии λ_1 остается постоянным в ходе восстановления, тогда как λ_2 и λ_3 изменяются, соответственно колеблются относительные доли каждого из частных сопротивлений η_i ($i = 1, 2, 3$) в общем:

$$\eta_1 = \frac{\lambda_1}{\lambda} 100, \quad \eta_2 = \frac{\lambda_2}{\lambda} 100,$$

$$\eta_3 = \frac{\lambda_3}{\lambda} 100,$$

где $\eta_1 - \eta_3$ — доля каждого из трех сопротивлений в общем сопротивлении, % соответственно.

Определив (в зависимости от свойств окатыша, условий процесса и достигнутой степени восстановления) долю отдельных сопротивлений η_i в общем (суммарном) сопротивлении можно установить контролирующий (лимитирующий) фактор.

Для вычисления величины сопротивлений необходимо определить значения β , D_s , k и K .

Коэффициент массопередачи определяется из выражения для критерия Шервуда

$$Sh = 2,0 + 0,55 Re^{1/2} Sc^{1/3}, \quad (II-22)$$

где $Sh = \beta D_p / D$ — критерий Шервуда;

$Re = D_p \omega \rho / \mu$ — критерий Рейнольдса;

$Sc = \mu / \rho D$ — критерий Шмидта;

D_p — диаметр окатыша, $см$;

D — коэффициент диффузии H_2 в смеси $H_2 - H_2O$, $см^2/сек$;

ω — скорость газа, $см/сек$;

ρ — плотность газовой смеси $H_2 - H_2O$, $г/см^3$;

μ — вязкость газовой смеси $H_2 - H_2O$, $г/(см \cdot сек)$.

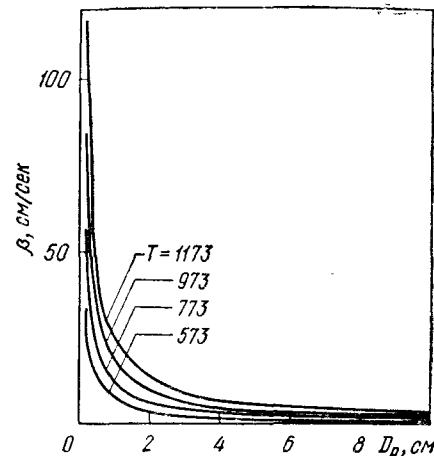


Рис. 9. Зависимость коэффициента массопередачи β сквозь газовую пленку, окружающую окатыш, от диаметра окатыша D_p

Из уравнения (II-22) определяем коэффициент массопередачи

$$\beta = \frac{D}{D_p} (2,0 + 0,55 D_p^{1/2} \omega^{1/2} \rho^{1/6} \mu^{-1/6} D^{-1/6}).$$

Величины D , ρ и μ зависят от состава газовой смеси $H_2 - H_2O$, однако для случая, когда молярная доля H_2O менее 0,4, второй член в скобках меняется незначительно. На рис. 9 приведены расчетные значения β в зависимости от D_p и T (цифры у кривых) для скорости газа $\omega = 3$ $см/сек$.

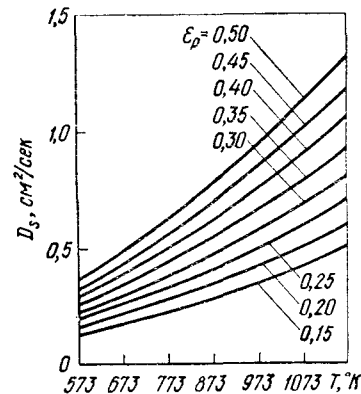


Рис. 10. Изменение коэффициента внутренней диффузии D_s с температурой для разных величин пористости ϵ_p

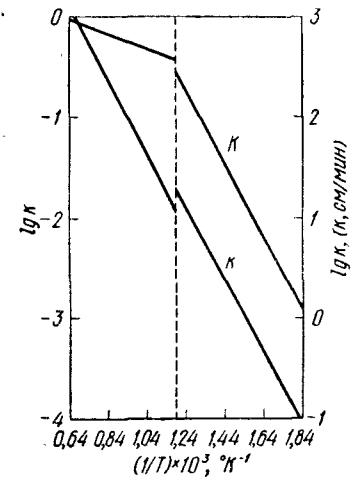


Рис. 11. Изменение константы равновесия K и константы скорости k (см/мин) химической реакции восстановления водородом с температурой по данным Мак Кевана

Для коэффициента диффузии D принимали, что

$$D = 3,710 \cdot 10^{-5} T^{1,78}.$$

Эффективный коэффициент диффузии (внутренней) зависит от пористости и лабиринтного фактора:

$$D_s = D \epsilon_v \xi,$$

где ξ — лабиринтный фактор;

ϵ_v — пористость восстановленного слоя ($\epsilon_v = 0,53 + 0,47 \epsilon_p$);

ϵ_p — пористость невосстановленного окатыша

По экспериментальным данным, величина лабиринтного фактора принимается линейно зависящей от пористости:

$$\xi = 0,238 \epsilon_p + 0,04.$$

Таким образом, $D_s = 3,710 (0,53 + 0,47 \epsilon_p) (0,238 \epsilon_p + 0,04) \times 10^{-5} \cdot T^{1,78}$.

Результаты расчетов по этой формуле представлены на рис. 10.

Константу скорости реакции определяли по опытным данным Мак Кевана:

для $T \leq 848^\circ K$

$$k = 1,713 \cdot 10^2 T e^{-\frac{14900}{RT}} \text{ см/мин,}$$

для $T \geq 848^\circ \text{K}$

$$k = 1,375 \cdot 10^2 T e^{-\frac{15300}{RT}} \text{ см/мин,}$$

а константу равновесия реакции восстановления — по термодинамическим данным (рис. 11).

Лимитирующий фактор

Исходя из свойств окатышей (D_p , ϵ_p), условий восстановления (ω , T) и задаваясь определенной степенью восстановления (т. е. радиусом невосстановленной сердцевинки r_i , по которому

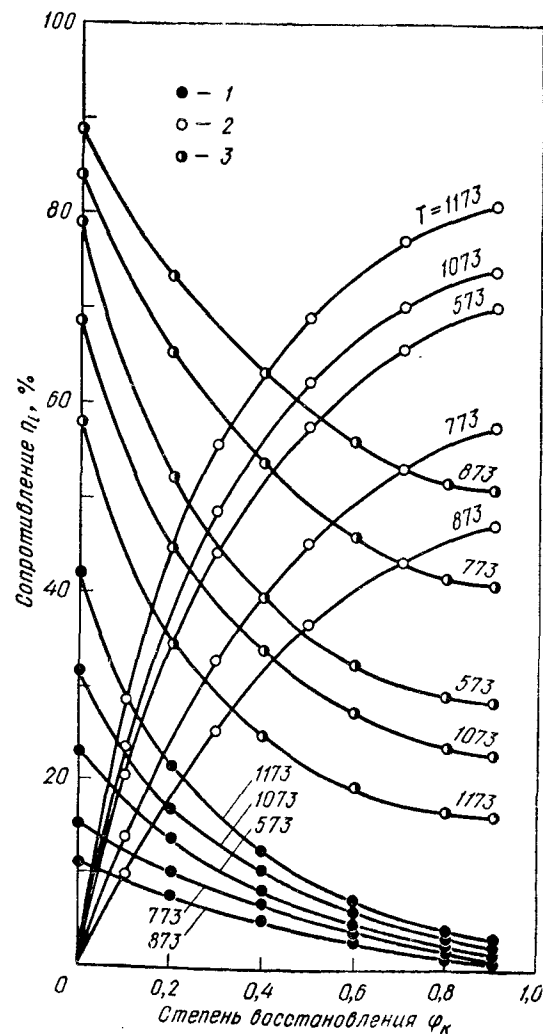


Рис. 12. Относительное сопротивление внешней (1), внутренней (2) диффузии и химической реакции (3) в процессе восстановления водородом

можно вычислить степень восстановления как отношение объема восстановленной зоны ко всему объему окатыша), можно определить каждый член в знаменателе уравнения (II-20). Таким образом определится каждое из трех сопротивлений λ_{1-3} , а суммированием их — общее сопротивление λ и, следовательно, доля каждого

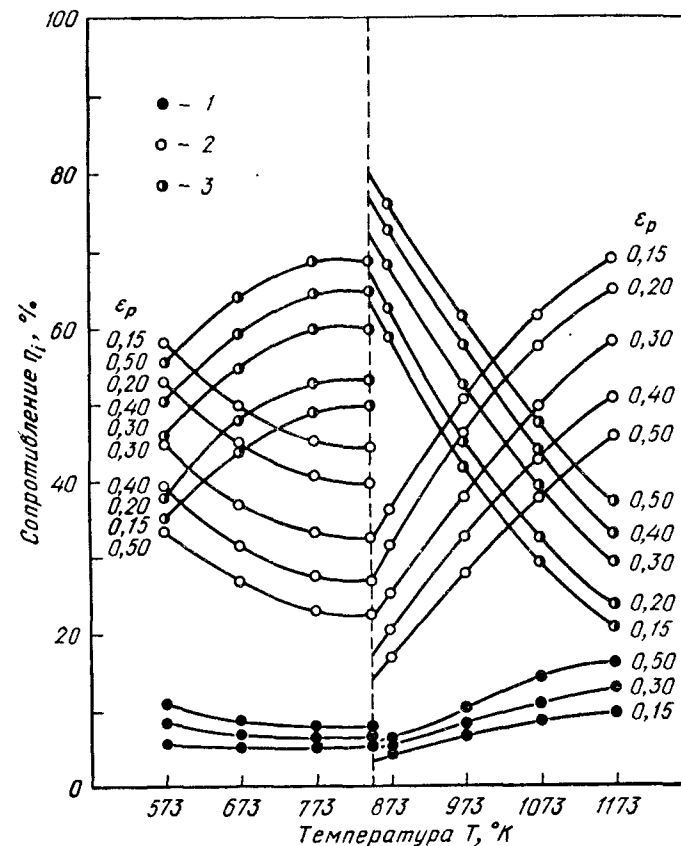


Рис. 13. Относительное сопротивление внешней (1), внутренней (2) диффузии и химической реакции (3) в зависимости от температуры

из частных сопротивлений в общем η_i . Таким путем определяют лимитирующий фактор в суммарном процессе восстановления.

На рис. 12 и 13 представлены расчетные кривые для $D_p = 2 \text{ см}$, $\omega = 3 \text{ см/сек}$ и $\epsilon_p = 0,15$, показывающие относительную долю сопротивления внешней диффузии, внутренней диффузии и химической реакции в общем сопротивлении.

В начальной стадии восстановления (см. рис. 12) основное лимитирующее влияние оказывает скорость химической реакции,

некоторое влияние — внешняя диффузия. Относительная роль последней убывает в ходе восстановления и значительно возрастает лимитирующее влияние внутренней диффузии. Величины сопротивления скачкообразно меняются (рис. 13) при темпера-

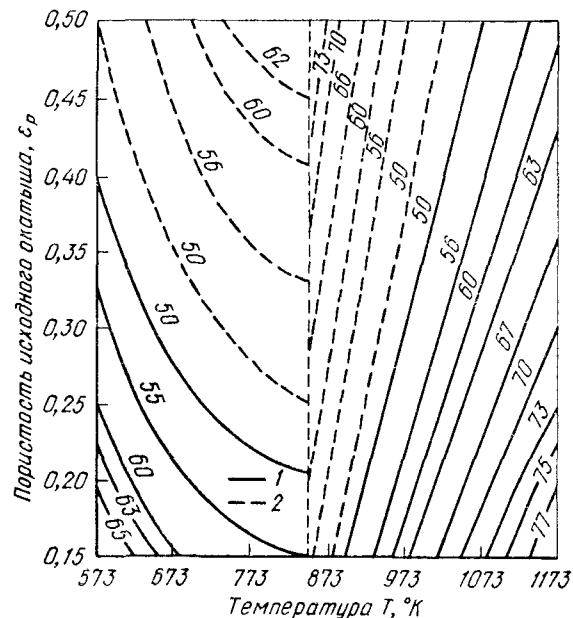


Рис. 14. Относительная доля (цифры у кривых, %) сопротивлений в общем сопротивлении внутренней диффузии (1), химической реакции (2). Диаметр частиц $D_p = 2$ см, степень восстановления $\varphi_k = 0,8$, скорость газа $w = 3$ см/сек

туре 570°C , соответствующей началу восстановления через стадию вюстита.

На рис. 14 представлены кривые зависимости η_i в функции температуры и пористости окатыша (для определенной степени восстановления). Зависимость между величинами можно наглядно изобразить также на треугольных диаграммах.

Определение скорости восстановления

Зная диаметр окатыша и температуру процесса и задаваясь (приняв) определенной степенью восстановления, можно по формуле (II-22) рассчитать сопротивление химической реакции и определить по одному из графиков рис. 11—13 (по этим же

параметрам) долю сопротивления химической реакции η_3 и вычислить общее сопротивление λ :

$$\lambda = \frac{100 (r_0/r_i)^2}{k \left(1 + \frac{1}{K}\right) \eta_3}$$

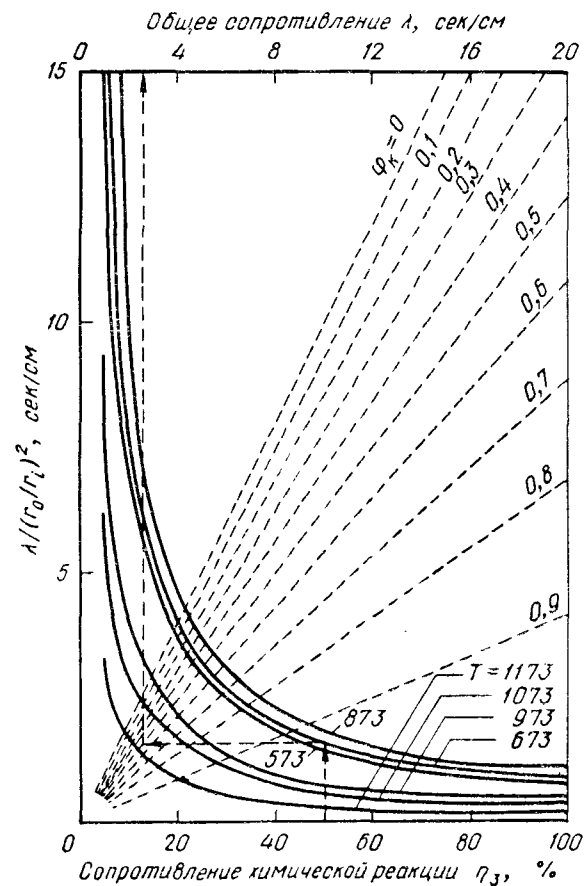


Рис. 15. Графики для определения общего сопротивления

На основании формулы (II-20) имеем

$$R_f = \frac{df}{d\tau} = \frac{R^*}{(1-\varepsilon) \rho_0 \alpha} = \frac{3(C-C^*)}{\alpha \Phi \rho_0 r_0 \lambda}$$

и

$$\lg \frac{\alpha \Phi \rho_0 R_f}{(C-C^*)} = \lg \frac{3}{r_0} - \lg \lambda, \quad (\text{II-23})$$

где R_f — скорость восстановления, $1/\text{сек}$;
 f — степень восстановления окиси железа;
 α — число молей H_2O , получающихся от восстановления Fe_2O_3 (зависит от количества Fe_2O_3 ; α равно 0,018785 моль для 1 г Fe_2O_3);
 ρ — плотность газовой смеси $\text{H}_2-\text{H}_2\text{O}$, г/см^3 .

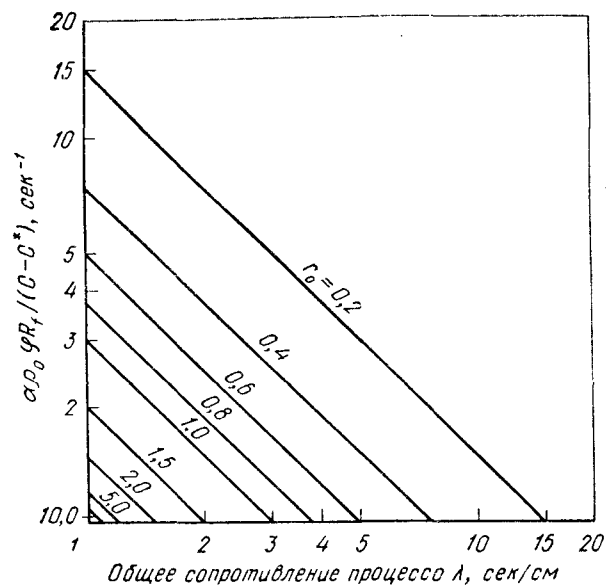


Рис. 16. График для определения скорости восстановления

По формуле (II-23) при известных λ и r_0 можно вычислить значение R_f . Кроме этого, есть графический путь решения (рис. 14, 15). Например, если $\eta_3 = 50\%$ (определяется по рис. 12—14), $T = 673^\circ \text{K}$ и степень восстановления 50%, то общее сопротивление λ по рис. 15 составляет 2,6 сек/см . Далее для $\lambda = 2,6$ и радиуса окатыша r_0 , например равного 0,8 см , по рис. 16 находим $\alpha \rho_0 \phi R_f / (C - C^*) = 1,9 \text{ 1/сек}$. Из последнего равенства можно вычислить величину R_f .

ГЛАВА 7

ВТОРИЧНОЕ ОКИСЛЕНИЕ

И ПИРОФОРНОСТЬ ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА

Вопрос этот представляет существенный интерес, так как окисление губчатого, высокопористого железа может происходить в больших размерах (по сравнению с ломом) при хранении, транспортировке и плавке. Кроме того, полученное в низкотемператур-

ных процессах губчатое железо обладает пирофорностью — способностью самовозгорания на воздухе.

Губчатое железо в виде окатышей, полученное восстановлением при $1000-1100^\circ \text{C}$ в трубчатых печах с помощью угля, окисляется при хранении незначительно.

На заводе в Гамильтоне (Канада) партию губчатого железа в виде металлизированных окатышей в количестве ~ 11 тыс. t накапливали в течение 12 месяцев в крытом складе [27]. Вторичного окисления не наблюдали.

По исследованиям Тульского филиала ЦНИИЧМ, степень металлизации окатышей, восстановленных газом при $1100-1150^\circ \text{C}$, после хранения в течение 30—45 суток в крытом складе уменьшилась на 2,5%.

Значительное окисление происходит при хранении на открытом воздухе в условиях атмосферных осадков. Так, при хранении на открытом воздухе в слое высотой 400 мм после первых 3—4 месяцев хранения (при этом выпало 250 мм осадков) степень восстановления снизилась на 16—22% (с 71—96,5%) и при дальнейшем хранении в течение месяца оставалась неизменной [28].

Уплотнение губчатого железа (брикетирование) существенно уменьшает склонность к окислению. Так, при хранении на открытом складе губчатого железа из окатышей наблюдалось следующее изменение его химического состава [7]:

Время хранения, сут-ки	0	16	30
Содержание железа, %:			
$\text{Fe}_{\text{общ}}$	95,04	90,09	84,64
$\text{Fe}_{\text{мет}}$	90,06	65,04	53,84
Степень металлизации	0,948	0,722	0,636

Для брикетированного губчатого железа разных способов получения те же показатели менялись следующим образом:

Сорт	1		2	
Время хранения, сутки	1	32—37	0	90
Содержание железа, %:				
$\text{Fe}_{\text{общ}}$	84,7	83,2	91,7	91,3
$\text{Fe}_{\text{мет}}$	76,6	68,2	81,6	78,4
Степень металлизации	0,904	0,819	0,890	0,859

При кратковременном хранении губчатого железа значительного окисления не происходит. Так, при транспортировке губчатого железа, полученного процессом Охалата и Ламина в открытых гондолах, в течение 4 суток в дождливое время года степень металлизации снизилась с 85,6 до 84,8%.

Из приведенных данных представляется целесообразным во избежание дорогой операции брикетирования использовать губчатое железо возможно быстрее и на месте его производства.

Губчатое железо в виде спеков (при производстве его из очень чистого сырья) можно прокатывать. В этом направлении проводятся исследования. Оно также легко поддается измельчению

ЖЕЛЕЗОРУДНОЕ СЫРЬЕ
И ТОПЛИВО

в порошок, находящий применение для производства изделий методами металлокерамики. Железный порошок можно получать непосредственно из мелких концентратов без их предварительного окискования.

В последнее время проведены исследования по окислению воз-
духом при нагреве губчатого железа в виде окатышей, восстано-
вленных в водороде [29, 30]. Несмотря на высокую пористость,
окисление губчатого железа при нагреве не происходит нацело,
а затормаживается (практически останавливается) по достижении
некоторой «предельной» степени, зависящей от температуры вос-
становления рудного образца и температуры окисления. С повыше-
нием температуры восстановления уменьшается как максимально
достижимая степень окисления, так и время ее достижения:

Температура восстановления, °С	500	600	700	800
Степень окисления при 200°С	15,0	12,5	9,5	2,0
Время окисления, мин	35	30	25	10

При более высокой температуре восстановления происходит
спекание и срастание зерен, снижение пористости, что в свою
очередь приводит к уменьшению поверхности реагирования и
степени окисления.

Своеобразна зависимость «предельной» степени окисления от
температуры окисления. Эта степень увеличивается с повышением
температуры от 200 до 400—500°С, когда она достигает максимума
(почти полное окисление образца). В пределах 500—800°С «пре-
дельная» степень окисления уменьшается, а затем снова увеличи-
вается. При температурах 200 и 800°С окисление образца практи-
чески полностью прекращается, достигая при 200°С 2,5 и 18%
(для температур восстановления 800 и 500°С соответственно)
и при 800°С 2—3%. Металлографический анализ показал, что
при 800°С окатыши окисляются только с наружной поверхности
с образованием плотной пленки окислов. При 500°С, когда
наблюдается максимальное окисление, процесс окисления идет
по всему объему образца.

Следует заметить, что в общем процесс окисления губчатого
железа идет медленнее, чем восстановление руды водородом.

Рудные материалы (как кусковые, так и порошковатые),
восстановленные при низкой температуре и охлажденные до ком-
натной температуры, самопроизвольно, т. е. без предварительного
нагрева, сильно окисляются на воздухе со значительным разогре-
вом при этом. Исследованием [31] установлено, что температурный
«порог пирофорности» (т. е. предел температуры восстановления¹,
ниже которого образцы пирофорны) лежит в пределах 575—
550°С для гематитовых рудных материалов и 510—440°С для
магнетита. Таким образом, для предохранения от вторичного
окисления восстановление следует проводить при температуре
выше 600°С.

¹ В данном случае восстановление проводили водородом.

ГЛАВА 8

ЖЕЛЕЗОРУДНОЕ СЫРЬЕ, ЕГО ПОДГОТОВКА

Железные руды в естественном виде (в состоянии добычи)
находят применение в ряде процессов бескоксовой металлургии.
Например, в Мексике используют богатую кусковую руду, со-
держащую 63—65% Fe. По технологии разработанного в послед-
ние годы процесса СЛ—РН перерабатываются и богатые, и бед-
ные руды; в последнем случае восстановленный материал после
измельчения обогащают на магнитных сепараторах.

Для получения высококачественного губчатого железа целе-
сообразно применять богатый концентрат (суперконцентрат) и
окатыши из него.

Производимые сейчас концентраты обогатительных фабрик
нашей страны содержат 63—65% Fe. При степени восстановле-
ния 95% из таких концентратов получают губчатое железо,
содержащее 85—88% Fe_{общ.}

Проведены испытания, показавшие техническую возможность
производства более богатых концентратов. Магнитное обогащение
руд ряда месторождений (Оленегорского, КМА, Криворожского
и др.) позволяет довести содержание железа в концентратах до
68—69%.

В последнее время разработаны схемы более глубокого обога-
щения магнетитовых руд.

Разработанная ЦНИИЧерметом схема получения суперкон-
центратов включает доизмельчение исходных магнетитовых кон-
центратов, обратную анионную флотацию и «сухую» магнитную
сепарацию. Флотация ведется жирно-кислотным собирателем
(мылом таллового масла) в щелочной среде, создаваемой едким
натром или известково-содовой смесью в присутствии сульфит-
целлюлозной барды. В отдельных случаях в схему включают
контрольную мокрую магнитную сепарацию камерного продукта
флотации.

Лучшие показатели получены при доводке оленегорских и
магнетитовых лебединских концентратов (табл. 6). Ожидаемая
себестоимость получения 1 т концентрата из руд Лебединского
месторождения (КМА) составляет:

Содержание железа в концентрате, %	68	71,5	72
Себестоимость концентрата, руб/т	5,13	7,5	9,0

Таблица 6

Характеристики высококачественных концентратов из руд различных месторождений [32]

Концентрат	Содержание, %		Крупность, мм
	Fe	SiO ₂	
Оленегорский *	72,0	0,3	93—95% <74
Лебединский (КМА) *	71,9	0,3—0,38	90—94% <40
Криворожский:			
НКГОКа	71,5	0,8—1,0	96—99% <50
ЦГОКа	70,7	1,1—1,3	96—99% <50
ЮГОКа	70,4	1,6—1,8	96—99% <50
Губкинский (КМА)	71,3	1,0	90—94% <40
Михайловский (КМА)	70,0	2,7	90—94% <40

* Полный химический анализ концентратов, %:

Концентрат:	Fe _{общ}	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO + MgO	MnO	P	S	TiO ₂
оленегорский	72,0	28,3	0,26—0,3	0,03	0,13	0,11	0,003	0,008	0,02
лебединский	71,9	28,8	0,3—0,38	0,03	0,12	0,09	0,003	0,01	0,01

Для производства губчатого железа могут использоваться концентраты, содержащие 68% железа и более; производство железного порошка требует применения самых богатых концентратов.

Для переработки в процессах бескоксовой металлургии полученные концентраты подвергают окускованию. Так как богатые концентраты глубокого обогащения очень мелки (крупность <0,05 мм), наиболее целесообразно подвергать их не агломерации, а окомкованию, т. е. получать окатыши.

Производство железорудных окатышей состоит из получения сырых окатышей и последующего их упрочнения путем обжига. Сырые окатыши получают окатыванием увлажненного (влажность 5—10%) железорудного концентрата в тарельчатых (чашевых) или конических барабанных грануляторах. Барабанные окомкователи имеют более высокую производительность, а дисковые дают более однородные по крупности окатыши [33]. Иногда для придания прочности в шихту добавляют бентонит (0,5—1,0%), кальцинированную соду, известь, хлористый кальций, сульфат железа. Добавки несколько уменьшают содержание железа в окатышах. Для производства губчатого железа, используемого при плавке стали, нецелесообразно получать офлюсованные окатыши, так как известь при переплаве уходит с железистыми шлаками, спускаемыми после расплавления, и лишь увеличивает их количество.

Сырые окатыши подвергают испытаниям на сбрасывание (не менее пяти сбрасываний с высоты 200—400 мм) и раздавливание (прочность их колеблется в пределах 0,5—7,0 кГ/окатыш).

Сырые окатыши обладают достаточной прочностью для их транспортировки, их также можно использовать непосредственно в некоторых процессах восстановления, например в конвейерных печах и даже, как указывают, в трубчатых печах (например, в процессе СЛ—РН).

Окатыши, предназначенные для восстановления в шахтных печах, подвергают обжигу в окислительной атмосфере дымовых газов при температуре выше 1000° С (обычно 1200—1300° С.) Упрочнение магнетитовых окатышей происходит в результате окисления магнетита в гематит с последующей рекристаллизацией его зерен. Обжиг проводят в шахтных печах, на обжиговых конвейерных машинах и в комбинированных установках движущаяся колосниковая решетка — трубчатая печь.

Механическую прочность окатышей определяют испытаниями в барабане (с последующим рассевом для определения количества образовавшейся мелочи) и на раздавливание. Сопротивление раздавливанию составляет 150—350 кГ/окатыш. Пористость окатышей составляет 30—40% (большое количество микропор).

Сейчас проводятся широкие исследования по производству рудно-угольных окатышей. В некоторых процессах (восстановление в конвейерной печи по способу ДЛМ) уже используют рудно-угольные окатыши [34, 35]. Их преимуществом с точки зрения проведения восстановления является тесное перемешивание мелких зерен руды и восстановителя, что в значительной мере снимает диффузионное сопротивление и ускоряет процесс. Кроме того, восстановление можно проводить в окислительной среде, так как из окатыша в ходе процесса выделяется газ, предохраняющий от окисления. Для получения малосернистого продукта восстановитель в рудно-угольных окатышах должен быть мало-сернистым.

Представляет интерес разработанная технология получения двухслойных окатышей, состоящих из топливно-флюсового ядра и рудной оболочки [35].

Большое значение для скорости восстановления рудно-угольных окатышей имеют вид восстановителя и его реакционная способность. Исследованиями показано [36], что из опробованных топлив — бурого угля сырого и пиролизованного, полукокса из каменных углей, каменного угля и кокса — наибольшую скорость восстановления обеспечивает первое.

Наибольшая разница в скоростях восстановления наблюдается при низких температурах 900—1000° С. Выше 1000° С разница в восстановительной способности уменьшается.

Высокую реакционную способность в процессах восстановления показывают торф и торфококсы. Поэтому в последнее время проводятся исследования по получению и использованию торфорудных брикетов, в частности для прямого получения стали в кипящем шлаковом слое [8].

Прокатная окалина используется в ряде случаев как сырье в процессах производства железного порошка восстановлением в кипящем слое, а также в несмешивающихся слоях шихты (процесс Хоганес). Химический состав собственно окалины по содержанию примесей определяется составом прокатываемой стали. Наиболее чистой по содержанию кремния является окалина кипящих марок стали. Однако окалина обжимных станов и черновых клетей (черновая окалина) загрязнена сварочным шлаком и мусором. Окалина чистовых клетей при условии ее раздельного отбора может служить высококачественным сырьем для получения железного порошка.

Окалина представляет собой чешуйчатые частицы различной толщины и размера, состоящие из окислов железа (в основном из магнетита). Черновая окалина имеет по сравнению с чистовой большую сыпную плотность. Содержание кислорода в окалине зависит от условий нагрева слитков и прокатных заготовок. Подготовка окалины к процессу восстановления заключается в отсеве крупного мусора и различных механических примесей, в сушке, обжиге, измельчении и магнитной сепарации.

Сырьем для получения железного порошка может также служить окалина, получаемая при кислородной зачистке проката, образующаяся на машинах огневой зачистки. Эта окалина представляет собой либо отдельные круглые зерна различной крупности (90% менее 0,6 мм), состоящие из металлического ядра, окруженного слоем окислов, либо конгломераты таких зерен. Окалина содержит 40—60% Fe_{мет} и 80—90% Fe_{общ.} С уменьшением крупности частиц в них уменьшается содержание металлического железа (до 0%) и общего железа. От обычной прокатной окалины, помимо содержания металлического железа и формы частиц, окалина кислородной зачистки отличается также повышенной насыпной плотностью (2,6—2,9 г/см³).

ГЛАВА 9

ПОДГОТОВКА ТОПЛИВА-ВОССТАНОВИТЕЛЯ

В процессах бескоксовой металлургии возможно использование различных видов топлива (твердое, жидкое и газообразное). Однако применение его без предварительной подготовки в ряде случаев невозможно или нецелесообразно.

Подготовка твердого топлива

Твердое топливо в отличие от жидкого и газообразного можно использовать без предварительной подготовки (антрацит, коксовая мелочь, газовые угли). Вместе с тем высокое содержание

влаги и летучих в некоторых углях (бурые угли, лигнит и др.) предопределяет необходимость их подготовки, которая заключается в сушке и удалении летучих.

Удаление летучих осуществляется при термическом разложении угля без доступа воздуха (полукоксование, пиролиз, коксование). При этом наряду с твердым остатком (полукокс, кокс), используемым в качестве восстановителя, образуются газ (3000—5000 ккал/м³), смолы и подсмольные воды, которые перерабатываются на различные химические продукты.

Удаление влаги и летучих бывает необходимо в тех случаях, когда топливо является составляющей шихты для производства рудно-топливных окатышей, так как при нагреве таких окатышей они могут разрушаться вследствие выделения большого количества водяных паров и летучих. В некоторых случаях оказывается целесообразным применение углей с высоким содержанием летучих без предварительной подготовки (например, при восстановлении руды во вращающихся печах).

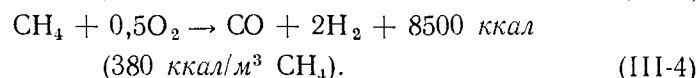
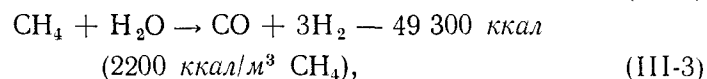
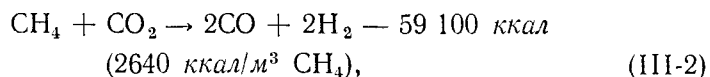
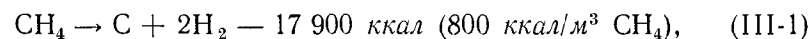
Одним из наиболее распространенных методов термической переработки твердого топлива является полукоксование, которое проводят в вихревых нагревательных камерах, ретортах с твердым теплоносителем и других аппаратах. В СССР разработан метод переработки бурых углей, позволяющий получать пылевидный полукокс с высокой теплотворной (6400—7000 ккал/кг) и реакционной способностью [37]. Этот метод заключается в высокоскоростном пиролизе тонкоизмельченного бурого угля в потоке газообразного и твердого теплоносителей. При переработке ирша-бородинского бурого угля (30—35% влаги, 6—8% золы, 45—55% летучих и 0,3—0,5% серы) получается полукокс, содержащий 10—15% летучих, 14—18% золы и 65—70% нелетучего углерода.

Из 1 т бурого угля получается 280—300 кг полукокса, около 100 м³ газа и 70 кг смолы. Стоимость передела 1 т угля равна 0,85—1 руб., а стоимость 1 т полукокса 4,42 руб. (для условий Восточной Сибири с учетом транспортных расходов). В настоящее время проектируется промышленная установка для производства полукокса, газа и смолы из ирша-бородинского бурого угля производительностью 160—175 т угля в час.

В Югославии на заводе в Скопле работает установка для производства углеродистого восстановителя из лигнита (36% влаги, 8% золы, 40—45% летучих и 0,9% серы) [38]. Полукокс получают в реакторе кипящего слоя с применением для нагрева лигнита твердого теплоносителя (горячий полукокс). Полукокс содержит 13,5% золы и 17% летучих. В виде брикетов его используют при выплавке чугуна в электропечах. Из 1 т лигнита на установке производительностью 1600 т/сутки получают 680 кг полукокса и смолы, 80 кг газа, 180 кг подсмольной воды и 60 кг прочих продуктов.

Подготовка газообразного топлива

Расширение добычи природного газа открывает большие возможности для его применения при восстановлении железных руд. Однако природный газ — неэффективный восстановитель, так как он плохо взаимодействует с окислами железа. Следствием этого является необходимость предварительной подготовки природного газа, которая заключается в конверсии его различными окислителями (O_2 , H_2O , CO_2 , воздух и их смеси) с получением H_2 и CO . Конверсия природного газа (метана) возможна по любой из реакций



Разложение метана по реакции (III-1), согласно термодинамическим расчетам, полностью заканчивается при 1000°C . Практически эта температура должна быть не ниже 1300°C . Вследствие эндотермичности реакции разложение природного газа осуществляется в периодически действующих аппаратах или муфельных печах с наружным обогревом. Содержание водорода в газе составляет 83—88% при его выходе $1,1\text{—}1,3 \text{ м}^3/\text{м}^3$ природного газа [39]. При использовании в качестве катализатора этой реакции губчатого железа содержание водорода увеличивается до 95%. Из-за низкого выхода конвертированного газа, большого содержания в нем сажи (до 200 г/м^3) и сложности конструкции конверсионных аппаратов термическое разложение метана применяется очень ограниченно.

Конверсия метана углекислотой и водяным паром является энергоемким процессом, который осуществляют в периодически действующих конвертерах. Для устранения сажевыделения процесс ведут с избытком окислителя, а для ускорения реакций и увеличения производительности конвертеров насадку пропитывают катализатором, например азотнокислым никелем. Катализатор позволяет снизить энергетический барьер реакции, при котором устойчиво развивается процесс конверсии. При повышении температуры увеличивается содержание CO и H_2 в конвертированном газе и уменьшается содержание окислителей и метана. При температуре более 850°C остаточное содержание метана в газе не превышает 1,5%.

Цикл конверсии состоит из фаз разогрева и собственно конверсии. В фазе разогрева насадка конвертера нагревается дымовыми

газами, которые проходят через нее сверху вниз. В фазе конверсии через нагретую насадку снизу вверх пропускают реакционную смесь газа и окислителя. Продолжительность фаз определяется температурой конвертированного газа, а также тепловой мощностью конвертера (фаза разогрева) и его производительностью (фаза конверсии). Температура конвертированного газа обычно находится в пределах $900\text{—}1150^\circ\text{C}$.

Для непрерывного производства конвертированного газа количество конвертеров должно быть не менее двух. При наличии двух конвертеров продолжительность фаз одинакова, а в случае трех конвертеров продолжительность фазы разогрева ($40\text{—}60 \text{ мин}$) вдвое превышает продолжительность фазы конверсии ($20\text{—}30 \text{ мин}$). В конвертерах регенеративного типа неизбежно значительное падение температуры получаемого газа. Для того чтобы в конце периода конверсии температура не падала ниже необходимой для полноты конверсии, она должна достигать в начале периода $1200\text{—}1300^\circ\text{C}$.

Конвертер представляет собой футерованный цилиндрический аппарат со сферическим куполом. В цилиндрической части размещена насадка, а в подкупольном пространстве — камера сгорания отопительного газа. Насадка поддерживается керамической решеткой, уложенной на поднасадочное опорное устройство, и состоит из глиноземистых огнеупорных материалов.

Конверсия метана воздухом или кислородом сопровождается выделением тепла. Основной характеристикой процесса конверсии по реакции (III-4) является коэффициент α , определяемый по уравнению

$$\alpha = 0,5 \frac{[O_2]}{[\sum C]}, \quad (III-5)$$

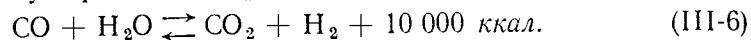
где $[O_2]$ — число молей кислорода в исходной смеси;

$[\sum C]$ — сумма грамм-атомов углерода в исходной смеси.

Конверсия природного газа воздухом устойчиво протекает при $\alpha = 0,3\div 0,4$, причем для этого требуется подогрев исходной смеси. Конверсия природного газа кислородом устойчиво протекает при $\alpha > 0,3$, при этом температура конвертированного газа обычно составляет $1400\text{—}1450^\circ\text{C}$, остаточное содержание метана не превышает 1,0%, а содержание сажи 20 мг/м^3 газа. При $\alpha < 0,3$ температура процесса падает до $1300\text{—}1350^\circ\text{C}$, содержание метана возрастает до 2—2,5% и становится заметным выделение сажи.

Кислородная конверсия осуществляется в специальных горелках или конвертерах непрерывного действия. Подогрев исходной смеси способствует экономии кислорода. Воздушная конверсия происходит в регенеративных аппаратах типа каулеров, в которых нижняя часть насадки служит для подогрева газо-воздушной смеси до 700°C , а верхняя для конверсии и нагрева получаемого газа до 1200°C .

Необходимо отметить, что конечное состояние системы по реакции (III-2)—(III-4) при отсутствии кинетических торможений соответствует равновесию реакции водяного газа:



Состав конвертированного газа, получаемого по реакциям (III-2)—(III-4), также не зависит от давления. Так, изменение избыточного давления с 10 до 30 ат при кислородной конверсии не влияло на состав конвертированного газа [40]. В табл. 7 дан состав конвертированного газа, полученного различными способами, а в табл. 8 приведены показатели процессов конверсии.

Таблица 7

Состав конвертированного газа, %, при различных способах конверсии природного газа

Конверсия	CO ₂	CO	H ₂	CH ₄	H ₂ O	N ₂
Термическое разложение *	1—3 0,2—0,5	3—5 0,5—1,0	85—90 95	4—7 1—3	— —	2—3 2—3
Углекислотная	0,5—1,0	49—51	44—46	1—2	2—5	0,5—1,0
Паровая	1—2	20—22	65—68	1—2	5—8	0,5—1,0
Воздушная	1,0—1,5	15—17	34—38	1,5—2	5—10	35—40
Высокотемпературная кислородная	2,0—3,0	30—32	51—56	0,3—1,0	8—13	2—4

* В знаменателе — на губчатом железе.

Таблица 8

Показатели процессов конверсии природного газа (на 1000 м³ конвертированного газа)

Расход	Конверсия природного газа			
	паровая	высокотемпературная кислородная	углекислотная (доменным газом)	паровоздушная
Природного газа, м ³ :				
на технологию	240—260	320—340	130—150	260—280
» отопление конвертеров	130—150	—	120—130	120—130
Пара, кг	200	—	—	80
Кислорода, м ³	—	200—210	—	—
Доменного газа, м ³	—	—	550—600	—
Воздуха, м ³ :				
на технологию	—	—	—	300—320
» отопление конвертеров	1600—1700	—	1300—1400	1300—1400
Катализатора, кг	0,03	—	0,025	0,02
Огнеупоров, кг	0,3—0,4	0,25	0,3—0,4	0,3
Удельные капитальные затраты, руб.	7—9	3—5	5—7	Нет св.

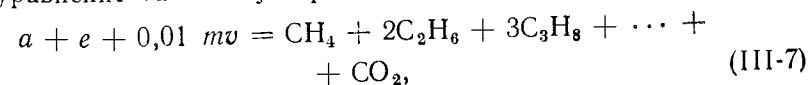
Наилучшей восстановительной способностью обладает газ, полученный паровой или углекислотной конверсией. При этом следует отметить более высокое содержание водорода в газе паровой конверсии, что положительно влияет на процессы производства губчатого железа, протекающие при 800—1100° С. Недостатками кислородной конверсии являются повышенное содержание окислителей в газе (10—16%), меньший на 25% выход конвертированного газа из 1 м³ природного газа, а также более высокое содержание сажи в газе, что требует тщательного регулирования соотношения расходов кислорода и природного газа. Вследствие низкого содержания H₂ и CO газ воздушной конверсии для восстановления железных руд практически не применяют.

Преимущества кислородной конверсии по сравнению с паровой и углекислотной заключаются в простоте аппаратурного оформления, отсутствии катализатора, уменьшении капитальных затрат и расходов по обслуживанию конверсионной установки. Процесс кислородной конверсии освоен в химической промышленности для получения технологических газов синтеза аммиака, метанола и др. Однако высокая стоимость кислорода создает препятствие для применения этого способа конверсии при восстановлении железных руд.

Паровая и углекислотная конверсии отличаются более сложным и громоздким аппаратурным оформлением (наличие нескольких конвертеров на одну установку, большое количество газовой арматуры), необходимостью периодической перекидки клапанов при переводе с разогрева на конверсию и наоборот (что приводит к ухудшению состава газа в первые 2—3 мин вследствие проскока дымовых газов в коллектор конвертированного газа), а также неизбежностью смены катализатора. Поэтому в настоящее время эти способы конверсии еще недостаточно отработаны в промышленных условиях. Следует отметить, что конверсию природного газа углекислотой в чистом виде на практике не применяют. В качестве окислителя используют углекислоту отработанных технологических газов (доменного, от шахтных печей и др.).

Для расчета процессов конверсии составляются балансовые уравнения по элементам (С, Н, О), а также уравнения остаточного содержания окислителей, выхода конвертированного газа и реакции водяного газа. Для кислородной конверсии уравнение остаточного содержания окислителей заменяется уравнением теплового баланса процесса конверсии. Решение системы этих уравнений позволяет определить состав и выход конвертированного газа и расход окислителей. Ниже в качестве примера приведена схема расчета процесса паровой конверсии (расчет ведется на 100 м³ природного газа):

уравнение баланса углерода



уравнение баланса водорода

$$b - z + 0,02 mv = 2\text{CH}_4 + 3\text{C}_2\text{H}_6 + 4\text{C}_3\text{H}_8 + \dots, \quad (\text{III-8})$$

уравнение баланса кислорода

$$0,5(a - z) + e = \text{CO}_2, \quad (\text{III-9})$$

уравнение выхода сухого конвертированного газа

$$(1 - 0,01 m) v - (a + b + e) = \text{N}_2, \quad (\text{III-10})$$

уравнение остаточного содержания окислителей

$$e + (1 - 0,01 n)(x - z) = 0,01nv, \quad (\text{III-11})$$

уравнение равновесия реакции водяного газа

$$\frac{eb}{a(x-z)} = K; \quad (\text{III-12})$$

здесь a, b, e, m — содержание в сухом конвертированном газе $\text{CO}, \text{H}_2, \text{CO}_2$ и CH_4 соответственно, % (объемн.);

z — количество прореагировавшего водяного пара, м^3 ;

x — расход пара, м^3 ;

n — остаточное содержание окислителей (CO_2 и H_2O) в конвертированном газе, % (объемн.). Значение n принимают по практическим данным;

$\text{CH}_4, \text{C}_2\text{H}_6, \text{C}_3\text{H}_8, \text{CO}_2$ и N_2 — содержание соответствующих компонентов в природном газе, % (объемн.);

K — константа равновесия реакции водяного газа.

Методы расчета процесса кислородной конверсии приведены в работах [40, 41].

Подготовка жидкого топлива

Предварительная подготовка жидкого топлива (нефть, мазут и др.) перед использованием его для восстановления железных руд заключается в производстве из него восстановительных газов. Одним из наиболее эффективных методов переработки жидкого топлива является высокотемпературное некаталитическое окисление его паро-кислородной смесью (газификация мазута) с получением газа, богатого H_2 и CO [42]. Паро-кислородная конверсия жидкого топлива имеет много общего с процессом неполного горения природного газа при $1400\text{—}1500^\circ\text{C}$, когда высшие углеводороды уже в пределах кислородной зоны гидрируются до метана. В дальнейшем происходят крекинг метана до ацетилена, крекинг и конверсия ацетилена с водяным паром и установ-

ление состояния, близкого с термодинамическому равновесию. При газификации подогретый до $80\text{—}90^\circ\text{C}$ мазут направляется в теплообменник, где нагревается паром до 280°C . Нагретые мазут и кислород, а также перегретый водяной пар через форсунку, которая служит для интенсивного перемешивания мазута с паром и кислородом, подают в газогенератор, где происходит неполное горение углеводородов при температуре $1450\text{—}1550^\circ\text{C}$ с образованием конвертированного газа.

Конвертированный газ содержит $45\text{—}46\%$ CO , $45\text{—}47\%$ H_2 , $4\text{—}7\%$ CO_2 и до $0,5\%$ CH_4 , а также сажу (до 2% от массы мазута). Соотношение $\text{H}_2 : \text{CO}$ в конвертированном газе определяется отношением $\text{H} : \text{C}$, соответствующим элементарному составу мазута, а содержание H_2S в газе — содержанием серы в мазуте (при конверсии многосернистых мазутов в газе содержится $0,5\text{—}0,7\%$ H_2S). Сажевыделение можно уменьшить путем увеличения расходов кислорода и пара или тщательным смешением мазута с окислителями перед газификацией. Конечное состояние системы при высокотемпературной паро-кислородной конверсии мазута, как и при конверсии природного газа, соответствует равновесию реакции водяного газа, а состав конвертированного газа не зависит от давления процесса. Соотношение между окислителями и безводным мазутом составляет (на 1 кг мазута): для кислорода $0,7\text{—}0,85\text{ м}^3/\text{кг}$, для пара $0,4\text{—}0,5\text{ кг}/\text{кг}$. На 1000 м^3 конвертированного газа расходуется $300\text{—}330\text{ кг}$ мазута, $120\text{—}140\text{ кг}$ пара и $210\text{—}240\text{ м}^3$ кислорода.

Газогенератор представляет вертикальный футерованный цилиндр со сферическим куполом, в котором установлена форсунка для распыления мазута водяным паром и дальнейшего смешения паро-мазутной смеси с кислородом. Тепловое напряжение газогенератора $5\text{—}8\text{ млн. ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$. Расчет процесса газификации мазута принципиально не отличается от расчетов конверсии природного газа и подробно изложен в работе [42].

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Методами бескоксовой металлургии перерабатывается 1,5—2% всей добываемой руды. В 40—50 годах основную долю всей продукции бескоксовой металлургии составляло кричное железо. В последние годы объем производства крицы сократился более чем вдвое и ведущее место заняли губчатое железо и металлizedованное сырье. В настоящее время предложено большое количество способов прямого получения железа и некоторые из них доведены до промышленного внедрения. Различие этих процессов незначительно, а многообразие объясняется различными характеристиками перерабатываемых сырья и топлива, патентными интересами фирм, разрабатывающих процессы, а также стремлением использовать уже освоенные процессы и оборудование для переработки железных руд. Все процессы бескоксвой металлургии можно классифицировать по трем признакам: по виду получаемого продукта (губчатое железо и металлizedованное сырье, крица, жидкий металл), по виду применяемого восстановителя (твердый и газообразный) и по виду восстановительного агрегата (шахтная печь, реторта, реактор кипящего слоя, вращающаяся печь, электропечь и др.) (см. рис. 2).

В настоящем разделе рассматривается современное состояние процессов бескоксвой металлургии, получивших наибольшее развитие. Большинство из них приняты промышленностью, другие отрабатываются в опытно-промышленных условиях.

ГЛАВА 10

ПРОИЗВОДСТВО ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА И МЕТАЛЛИЗОВАННОГО СЫРЬЯ

Из многочисленных процессов бескоксвой металлургии производство губчатого железа достигло в настоящее время наибольшего промышленного развития. Причиной такого развития явилась возможность организации маломасштабного производства качественного металла по схеме губчатое железо — электросталь, способного успешно конкурировать с современным металлургическим производством. Этому способствовало также промышленное освоение в последнее время ряда эффективных технологических процессов получения губчатого железа. В табл. 9 показан рост

Производство губчатого железа, тыс. т

Страна	Годы					
	1960	1965	1966	1967	1968	1969
Швеция	140	175	171	152	152	177
Мексика	115	213	266	326	~400	~400
Испания	—	26	29	26	13	Нет св.
США	23	72	82	65	70	173

объема производства губчатого железа. В 1970 г. мировое производство губчатого железа составило ориентировочно 1,1 млн. т, в том числе для порошковой металлургии 0,2 и для выплавки стали 0,9 млн. т. На основе губчатого железа в 1970 г. было выплавлено 1,2—1,5 млн. т стали.

1. ПРОИЗВОДСТВО ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА В ШАХТНЫХ ПЕЧАХ

Производство губчатого железа в шахтных печах получило наиболее широкое развитие в Швеции, где в 1932 г. была построена первая промышленная печь, работающая по способу Виберга, а в 50-х годах сооружено еще четыре печи. В последние годы в связи с быстрым развитием добычи природного газа производство губчатого железа в шахтных печах получило дальнейшее развитие.

Основы технологии

Процессы, происходящие при получении губчатого железа в шахтной печи, во многом совпадают с процессами, протекающими в шахте доменной печи в области температур до 1000° С. В шахтных печах применяют кусковые железорудные материалы (окатыши, кусковая руда), однако в отличие от доменной печи шихта шахтной печи не содержит кокса. Восстановление окислов железа осуществляется водородом и окисью углерода, вдуваемыми в печь нагретыми до 1000—1100° С, причем восстановительный газ одновременно является теплоносителем, обеспечивающим все тепловые затраты процесса.

В верхней зоне печи происходит нагрев шихты до 500—550° С. При нагреве выше 600—700° С получает заметное развитие восстановление окислов железа, которое наиболее интенсивно протекает в зоне восстановления, где температура шихты достигает максимума, определяемого свойствами восстанавливаемого материала. Превышение этого максимума (обычно около 1000° С) может привести к спеканию кусков шихты, ухудшению газопроницаемости слоя, нарушению схода шихты и нормального газораспределения, а в итоге к расстройству процесса в целом. По-

этому обычно путем регулирования температуры восстановительного газа и его расхода, а также скорости схода шихты стараются не допускать указанных нежелательных явлений. Во избежание окисления на воздухе губчатое железо в некоторых случаях выгружают из печи охлажденным приблизительно до 100° С, для чего в нижней части печи устраивают зону охлаждения, куда подают холодный восстановительный газ. Таким образом, в шахтной печи протекают процессы теплообмена между газом и шихтой, восстановления окислов железа и динамического взаимодействия опускающейся шихты и поднимающегося газа.

Теплопередача в слое осуществляется от газа к кускам шихты (внешний теплообмен) и от поверхности куска к центру (внутренний теплообмен¹). При температуре, не превышающей 1000—1100° С, теплообмен между газом и шихтой происходит конвекцией и теплопроводностью. Роль теплопередачи излучением в данном случае чрезвычайно мала, чему способствуют небольшие размеры каналов между кусками и невысокая концентрация трехатомных газов, а также сравнительно низкая температура газа [43]. При внешнем теплообмене почти все количество тепла от газа к шихте передается конвекцией, а при внутреннем — теплопроводностью. Внешняя теплопередача характеризуется уравнением [44]

$$Nu = mRe^n, \quad (IV-1)$$

где m — коэффициент, зависящий от порозности слоя (обычно $m = 0,2 \div 0,3$);

n — коэффициент, зависящий от формы кусков (обычно $n = 0,6 \div 0,85$).

Внутренняя теплопередача оценивается значением критерия Bi ; при $Bi \leq 0,25$ внутренним тепловым сопротивлением вследствие его незначительности можно пренебречь [45]. В этом случае, т. е. при небольших размерах кусков шихты и высокой их теплопроводности, интенсивность теплообмена определяется внешним тепловым сопротивлением. Для определения α_v , который является одной из основных характеристик теплообмена в слое, пользуются уравнением [43]

$$\alpha_v = B \frac{\omega_{0,9}^{0,9} T^{0,3}}{d^{0,75}} M, \quad (IV-2)$$

где B — коэффициент, зависящий от характера материала [для руды $B = 160 \text{ ккал}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч} \cdot \text{град})$];

M — коэффициент, зависящий от содержания мелочи (менее 3—5 мм) в шихте (при 20% мелочи $M = 0,5$).

¹ Общие основы теории теплообмена в шахтных печах разработаны советским ученым проф. Б. И. Китаевым.

Суммарный коэффициент теплопередачи в слое $\alpha_{\Sigma v}$, который учитывает не только внешнее, но и внутреннее тепловое сопротивление кусков, можно определить из уравнения

$$\frac{1}{\alpha_{\Sigma v}} = \frac{1}{\alpha_v} + \frac{R^2}{9\lambda_m}. \quad (IV-3)$$

Теплообмен в слое интенсифицируется при увеличении скорости газа и уменьшении размера кусков шихты (рис. 17). Процесс теплообмена в шахтной печи описывается уравнением

$$V_m \gamma_m c_m dt_m = \alpha_{\Sigma v} \frac{V_m}{(1-\epsilon)} (t_g - t_m) d\tau \pm q_{\text{хим}}, \quad (IV-4)$$

где $q_{\text{хим}}$ — тепловой эффект химических реакций, ккал/кг (знак плюс перед $q_{\text{хим}}$ применяется для эндотермических реакций, знак минус — для экзотермических).

Процесс теплообмена по высоте слоя идет неравномерно: сначала интенсивно, а в конце замедленно. При этом часть объема шахтной печи участия в теплообмене не принимает.

Высота зон теплообмена H может быть определена по следующей формуле [43]:

$$H = 3\rho \frac{c_m \gamma_m (1-\epsilon)}{\alpha_{\Sigma v} \left(1 - \frac{W_m}{W_g}\right)}, \quad (IV-5)$$

где ρ — объемное напряжение сечения шахты по шихте, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$;

W — водяное число ($W = cV$), ккал/(ч·град).

На восстановление в шахтных печах, помимо общих факторов, определяющих ход диффузионных и кинетических процессов, большое влияние оказывают характеристика слоя (крупность и однородность кусков, порозность), а также изменение по высоте печи условий восстановления (температуры газа и шихты, состава газа), которые, однако, как и во всяком стационарном процессе, являются стабильными по времени для любого горизонта печи. Скорость восстановления окислов железа возрастает при увеличении содержания водорода в газе, повышении температуры и скорости газа и уменьшении крупности кусков.

Математическое описание процессов восстановления в шахтной печи основано на аналогии восстановительных и теплообменных процессов, а также подобии температурного и концентрационного полей [46, 47]. По высоте печи при теплообмене происходит

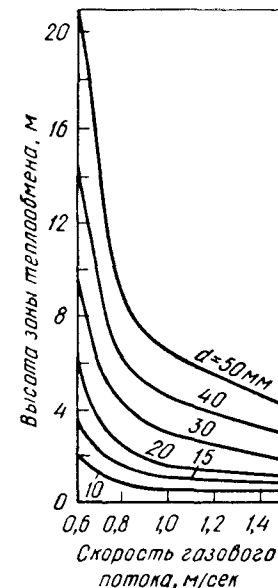


Рис. 17. Зависимость высоты зоны теплообмена от скорости газа и диаметра окатышей

непрерывное снижение температуры газа, интенсивность которого определяется отношением водяных чисел газа и шихты. При восстановлении также непрерывно уменьшается концентрация кислорода в окислах и происходит накопление продуктов реакции в газе. При этом по аналогии с температурой, являющейся характеристикой газа как теплоносителя, снижается концентрационный потенциал газа (содержание CO и H₂), который служит характеристикой его как восстановителя. Интенсивность перехода кислорода из окислов железа в газ определяется не только их природой, восстановимостью, температурой и другими факторами, но также и концентрацией кислорода в шихте и газе.

Основное уравнение, описывающее процесс восстановления, выглядит следующим образом (для случая восстановления окисью углерода):

$$dV_{O_2} = K_{\Sigma} (CO - kCO_2) S_{уд} dH, \quad (IV-6)$$

где dV_{O_2} — количество кислорода, отнятого от руды в единицу времени на участке слоя высотой dH , м³/сек;

K_{Σ} — суммарный коэффициент скорости восстановления, отнесенный к единице поверхности окислов, м³/(м²·сек);

k — коэффициент, учитывающий влияние газообразных продуктов реакции (в данном случае CO₂). При степени восстановления более 30% k численно равен константе равновесия реакции $FeO + CO = Fe + CO_2$;

$(CO - kCO_2)$ — действующий концентрационный потенциал.

Показатель K_{Σ} учитывает влияние различных факторов, действующих в слое (восстановимость и степень восстановления шихты, структура слоя, внешние условия), и определяется по значениям начальных и конечных концентраций CO и CO₂ в газе:

$$K_{\Sigma} = \frac{V_r}{2(1+k) S_{уд} FH} \ln \frac{CO_{нач} - kCO_{2\ нач}}{CO_{кон} - kCO_{2\ кон}}. \quad (IV-7)$$

Значение K_{Σ} растет и процесс восстановления ускоряется при повышении температуры и скорости газа. При увеличении степени восстановления K_{Σ} и скорость восстановления уменьшаются. Используя коэффициент K_{Σ} как универсальную характеристику процесса восстановления, рассчитывают кинетику накопления газообразных продуктов реакции по ходу процесса, а также изменение степени восстановления окислов железа. По коэффициенту K_{Σ} и действующим концентрациям CO и CO₂ можно определить удельную производительность печи, исходя из лимитирующей роли массообмена:

$$A_{уд} = \frac{123,5 K_{\Sigma\ ср} (CO - kCO_2) S_{уд}}{\varphi_{кон} O_{2\ нач}}. \quad (IV-8)$$

Метод расчета процесса восстановления в шахтной печи окисью углерода полностью применим и в случае использования в ка-

честве восстановителя водорода, а также смеси этих газов. Наиболее эффективным средством интенсификации процесса восстановления в шахтной печи является увеличение скорости газового потока в слое. Вместе с тем значительный рост скорости газа, помимо отрицательного влияния на аэродинамическую устойчивость слоя, приводит к снижению степени использования газа и увеличению его удельного расхода.

С увеличением удельного расхода газа и степени восстановления растет действующая концентрация CO и H₂ и, следовательно, падает степень использования газа.

В шахтной печи на столб шихты действуют силы тяжести (вес шихты), силы трения о стены шахты, а также силы газового потока, оказывающие сопротивление движению шихты:

$$G_{акт} = G_m - P_{тр} - P_r. \quad (IV-9)$$

где $G_{акт}$ — активный вес шихты, обуславливающий ее сход, кг;

$P_{тр}$ — сила трения шихты о стены шахты, кг;

P_r — сила газового потока (газовый подпор), кг.

Активный вес шихты можно определить из уравнения [48]

$$G_{акт} = \frac{D \left(\gamma_m - \frac{\Delta P}{H} \right)}{4fn} \left(1 - e^{-\frac{4fn}{D} H} \right), \quad (IV-10)$$

где n — коэффициент бокового давления.

Уравнение (IV-10) применимо для однородных сыпучих материалов с одинаковым не изменяющимся по высоте насыпным весом и гранулометрическим составом. Однако практическое использование его затруднено, так как для этого необходимо знать характер изменения перепада давления газа по высоте печи. Сопротивление столба шихты движению газа пропорционально скорости газа. При увеличении скорости перепад давления газа в слое шихты растет, одновременно возрастает сила газового подпора P_r . При определенном критическом значении скорости газа $\omega_{кр}$ и противодействия газа ($P_r = \Delta P_{кр}$) вертикальное давление шихты ($G_m - P_{тр}$) становится равным величине газового подпора. В этом случае $G_{акт} = 0$ и сход шихты нарушается. Шихта переходит в нестабильное состояние, характеризующееся подвисаниями, обрывами, циркуляцией кусков в слое, каналаобразованием и другими явлениями, нарушающими ход процесса.

Уравнение (IV-9) при $G_{акт} = 0$ позволяет определить критическую скорость газа, при которой наступает нарушение стабильности процесса, и, следовательно, максимальную производительность шахтной печи в предположении, что фактором, ограничивающим эту производительность, является динамическое взаимодействие шихты и газового потока.

Критическая скорость газового потока определяется из уравнения

$$\omega_{кр} = 4,43\varepsilon \sqrt{\frac{(1-b) \gamma_m d T_{r0} P_{r\varepsilon}}{\xi \gamma_{r0} T_r P_{r0} (1-\varepsilon)}}, \quad (IV-11)$$

где b — коэффициент, учитывающий потери веса шихты вследствие трения ее о стены шахты ($b = P_{тр}/G_m$);

ξ — коэффициент сопротивления.

Критическая скорость газа и производительность печи возрастают при увеличении насыпного веса и крупности шихты, порозности слоя, давления газа и уменьшении температуры и удельного веса газа. Уменьшение сил трения шихты о стены шахты также способствует увеличению критической скорости газа и производительности печи.

Схема расчета шахтной печи

Диаметр шахтной печи определяется в зависимости от критической скорости газового потока:

$$D = 1,13 \sqrt{\frac{AV_{уд}}{\omega_{кр} k_{\omega}}} \quad (IV-12)$$

Расход газа $V_{уд}$ (m^3/t губки) рассчитывается по данным материального и теплового балансов, а величина $\omega_{кр}$ — по уравнению (IV-11). Коэффициент k_{ω} учитывает взаимосвязь критической и действительной скоростей газа и обычно составляет 0,7—0,8. Действительная скорость газа ($\omega_d = k_{\omega} \omega_{кр}$) на полное сечение печи находится в пределах 0,5—1,5 $m^3/(m^2 \cdot сек)$ при избыточном давлении до 2—3 ат и возрастает до 3—4 $m^3/(m^2 \cdot сек)$ при 15—20 ат.

Высота зон нагрева и восстановления печи зависит от необходимого времени пребывания материала в этих зонах:

$$H = 1,27 \frac{A\tau}{\gamma_m D^2} \quad (IV-13)$$

Время пребывания материала рассчитывают по кинетическим кривым. В зависимости от физико-химических характеристик шихты и восстановительной способности газа, а также интенсивности хода печи величина τ изменяется от 4—6 (легковосстановимые руды или окатыши крупностью 15—20 мм) до 10—12 ч (трудновосстановимая руда большой крупности). При низкой скорости газа и малом его удельном расходе руда находится в печи 20—30 ч. Полученные в результате расчета значения высоты зон печи проверяют по теплообмену [формула (IV-5)].

Другим способом определения высоты зоны восстановления является ее расчет по значениям коэффициента K_{Σ} [формула (IV-7)], который находят опытным путем. При выборе общей высоты зон нагрева и восстановления следует учитывать возможность разрушения кусков руды и окатышей вследствие низкой прочности востита, образующегося в процессе восстановления. Высоту и объем зоны охлаждения определяют только по теплообмену между газом и губчатым железом. Подробное описание схемы и методики расчета шахтных печей приведено в работе [49].

Конструктивные особенности

Шахтные печи являются эффективными агрегатами для производства губчатого железа по интенсивности протекающих в них процессов теплообмена и восстановления. Необходимыми условиями хорошей работы печи являются одинаковое гидравлическое сопротивление шихты по сечению, равномерный ход печи (синхронизация загрузки и выгрузки) и равномерное распределение газа. Выполнение первого условия зависит главным образом от крупности шихты и распределения ее в печи. Для обеспечения ровного хода печи отношение максимального и минимального размеров кусков материала не должно превышать 2—2,5. Загрузка шихты осуществляется через двухконусный засыпной аппарат. Распределение материала по сечению шихты регулируется изменением высоты опускания нижнего конуса, а также уровнем засыпи. Выгрузка губчатого железа производится с помощью вращающегося разгрузочного стола. Герметичность печи при разгрузке достигается устройством промежуточных емкостей (карманов) со шлюзовыми затворами. Производительность печи и темп загрузки шихты зависят от скорости вращения разгрузочного устройства.

Равномерное распределение газа по сечению шахты на различных ее горизонтах определяется гидравлическим сопротивлением слоя и способом ввода газа в печь, что особенно важно при больших отношениях диаметра к высоте (более 0,2) и малых углах наклона стен шахты. При фурменном подводе основная масса газа устремляется по периферии печи, а в центральную зону поступает незначительное его количество. Для шахтной печи круглого сечения с увеличением ее диаметра возрастает трудность равномерного распределения газа, что ограничивает поперечное сечение печи и ее производительность.

Увеличение производительности в этом случае может быть достигнуто переходом к прямоугольному или эллиптическому сечению с размещением фурм по длинным сторонам печи. Другим способом равномерного распределения газа является подача его в центр печи с помощью специального газораспределительного устройства, которое представляет собой короб (трубу), выполненный из жаропрочной стали или огнеупорного кирпича. По длине короба с обеих сторон расположены отверстия (щели), через которые горячий восстановительный газ поступает в печь.

Для облегчения схода шихты и улучшения газораспределения шахта выполняется конической. Отношение диаметра колошника к диаметру низа шахты определяется расходом газа, его скоростью и температурой и обычно составляет 0,65—0,70; отношение высоты печи (от оси фурм или центрального газоподвода) к диаметру низа шахты составляет 3,5—4,5.

Способ Виберга

Процесс получения губчатого железа по Вибергу заключается в восстановлении кусковых железорудных материалов в шахтной печи нагретым до 950—1000° С газом, содержащим более 95% ($\text{CO} + \text{H}_2$). Газ получают при газификации в электрогазогенераторе древесного угля или кокса водяным паром и отработанным восстановительным газом из шахтной печи [5]. Губчатое железо

охлаждается до 150—300° С в печи — в зоне, расположенной ниже уровня фурм и снабженной водяной рубашкой. После охлаждения с помощью вращающегося разгрузочного стола продукт непрерывно выдается в герметичные контейнеры, в которых охлаждение завершается.

Губчатое железо характеризуется низким содержанием серы и фосфора (не более 0,01% каждого), степень металлизации составляет 90—95%, содержание углерода до 1%, насыпная масса губчатого железа 1,5—1,75 т/м³.

Восстановительный газ получают при газификации твердого топлива. В случае использования древесного угля содержание водорода в газе составляет около 20%; при применении кокса, что соответствует практике работы печей Виберга в последние годы, содержание водорода не превышает 5%. Для увеличения доли водорода, что способствует более интенсивному протеканию процесса восстановления, в газогенератор добавляют водяной пар или углеводороды. При расходе на 1 т губчатого железа около 200 кг кокса и 60 кг пара газ, выходящий из газогенератора, содержит 74,4% CO , 3,2% CO_2 , 21,1% H_2 и 1,2% H_2O . В газогенератор загружают кокс крупностью 60—80 мм. Из остатков кокса, выходящих из газогенератора, выделяют фракцию крупнее 30 мм, которая содержит 80—82% C , и ее вновь подвергают газификации. При этом степень использования кокса достигает 94—96%. Тепло, необходимое для газификации и нагрева восстановительного газа до 1100° С, подводится в газогенератор с помощью трех пар самоиспекающихся электродов, установленных в верхней и нижней частях генератора. При газификации 85—90% серы топлива переходит в газ (при использовании кокса, содержащего 1,45% S , в 1 м³ газа находится около 2 г серы). В связи с этим газ перед подачей в печь подвергают сероочистке, для чего его пропускают через фильтр шахтного типа, заполненный доломитом. Степень десульфурации газа достигает 97—99%, очищенный от серы газ содержит около 0,025 г $\text{S}/\text{м}^3$. После прохождения доломитового фильтра температура газа снижается до 950° С и газ через фурмы под избыточным давлением около 0,07 атм вдувается в печь. Расход газа составляет 1250—1300 м³/т губчатого железа.

После прохождения зоны восстановления часть газа (60—70%) отсасывается из печи с помощью вентилятора с ротором из жаропрочного сплава, работающего при температуре 700—800° С, и направляется в газогенератор. Углекислота и пары воды используются как окислители при газификации топлива. Степень использования газа в зоне восстановления 25—30%. Оставшийся в печи газ проходит через зону предварительного восстановления, при этом степень использования газа повышается до 45—50% и практически достигает термодинамического максимума. Около 40% газа, прошедшего зону предварительного восстановления, удаляют из процесса. Оставшийся газ сжигают в верхней части печи для нагрева загружаемой руды или агломерата. Под воздей-

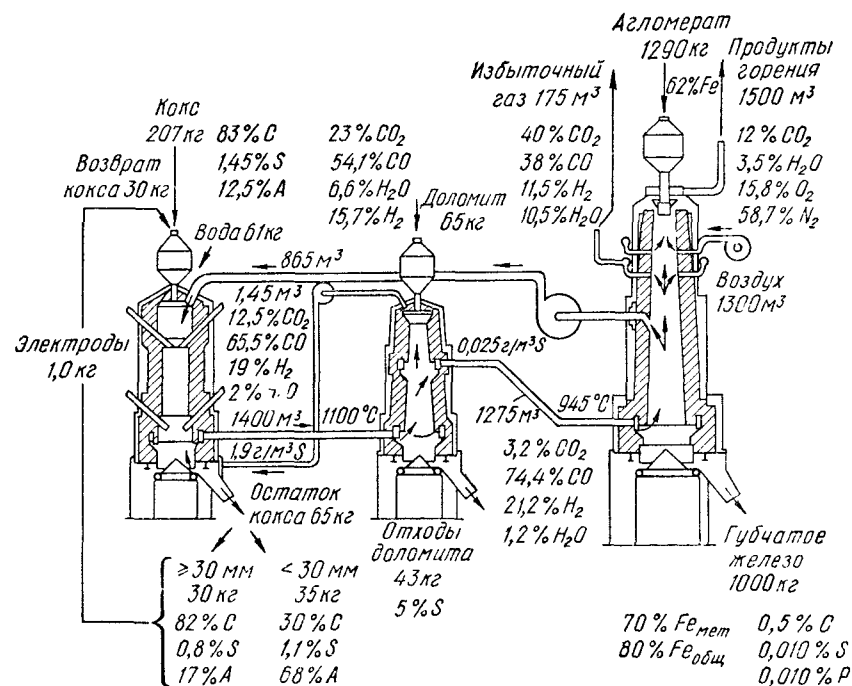


Рис. 18. Технологическая схема и материальный баланс процесса Виберга

по способу Виберга производится в Швеции (70—90 тыс. т в год), Японии (около 15 тыс. т в год) и Аргентине (5—10 тыс. т в год).

Технологическая схема и материальный баланс процесса показаны на рис. 18. Для производства губчатого железа используют кусковую руду или агломерат крупностью 20—80 мм, а также окатыши крупностью 20—40 мм. Нагрев руды происходит в верхней зоне печи за счет тепла продуктов горения, образующихся при сжигании с помощью воздуха части газа, поступающего из зоны предварительного восстановления. Нагретая до 800—1100° С руда в средней части шахты восстанавливается на 30—35%. Восстановление до металлического железа осуществляется в нижней зоне печи газом, поступающим из газогенератора. Губчатое железо

ствием окислительной атмосферы в этой части печи происходит удаление серы. Время пребывания руды в печи находится в пределах 30—50 ч в зависимости от ее восстановимости. Из этого времени на нагрев тратится 2,5—4 ч и на восстановление 20—35 ч; остальное время занимает охлаждение губчатого железа.

Первая печь Виберга, построенная в Седсфорсе в 1932 г., имела производительность 10 тыс. *т* в год. Другие печи, построенные в Швеции в 50-е годы, производят 20—25 тыс. *т* губчатого железа в год. Меньшая печь полезным объемом 42 *м*³ характеризовалась следующими размерами: диаметр в основании 2,0 *м*, диаметр колошника 0,8 *м*, высота 24 *м*. Печь производительностью 20—25 тыс. *т* в год и объемом около 65 *м*³ имеет внутренний диаметр в нижней части шахты 3,0 *м*, диаметр колошника 1,5 *м* и высоту зон нагрева и восстановления 14 *м*. Удельная производительность печей Виберга составляет 0,85—1,2 *т*/(*м*³·сутки).

На 1 *т* губчатого железа (91% Fe_{общ}) расходуется 1,36 *т* окатышей, 0,176 *т* кокса, 109 *м*³ коксового газа, 925 кВт·ч электроэнергии, 1,5 кг электродов и 70 кг доломита [50]. При использовании пропана (60 кг/*т*) расход электроэнергии сокращается до 800 кВт·ч/*т*, а расход кокса до 80 кг/*т* [51]. Расход тепла составляет 2—2,5 млн. ккал/*т* губки.

Губчатое железо Виберга в Швеции используют исключительно для производства высококачественной стали в кислых мартеновских печах, в индукционных и основных дуговых печах.

Процесс Виберга обладает рядом недостатков, основным из которых является весьма низкая удельная производительность шахтных печей вследствие малой скорости газа в слое руды (0,15—0,2 *м*³/(*м*²·сек), больших размеров кусков руды, а также низкого давления газа в печи. Все эти факторы обуславливают неэффективный теплообмен в слое и медленное протекание процесса восстановления, что находит свое выражение в большом времени пребывания руды в печи. Кроме того, фурменный подвод газа препятствует значительному увеличению поперечных размеров печи при сохранении равномерного распределения газа по ее сечению. Другим недостатком процесса является высокий расход электроэнергии.

Эти недостатки, несмотря на эффективное теплоиспользование, явились, по-видимому, одной из причин сокращения в последнее время производства губчатого железа по этому способу в Швеции (прекращена работа двух промышленных установок), а также привели к ряду предложений, направленных на улучшение технологии получения губчатого железа в шахтной печи. Некоторые из них основаны на применении природного газа и жидкого топлива, другие ведут к интенсификации процессов теплообмена и восстановления за счет увеличения скорости и давления газа и снижения крупности сырья.

Процесс Пуерофер¹

Технология процесса Пуерофер, разработанного фирмой Хюттенверк Оберхаузен (ФРГ), заключается в восстановлении окискованного железорудного материала конвертированным газом при 900—1100° С в шахтной печи [52, 53]. Первые опыты были проведены на установке производительностью 2,5 *т* губчатого железа в сутки. В 1963 г. установка была реконструирована с увеличением производительности до 5,8 *т*/сутки. Дальнейшие испытания проводили на опытно-промышленной установке, позволяющей получать до 25 *т* губчатого железа в сутки.

Следующим этапом промышленного развития процесса явилось строительство на заводе в Оберхаузене печи мощностью 500 *т*/сутки. В качестве сырья в процессе Пуерофер используют кусковые богатые железные руды крупностью более 6 *мм* или окатыши крупностью до 30 *мм*, а в качестве восстановителя — газ паровой или кислородной конверсии.

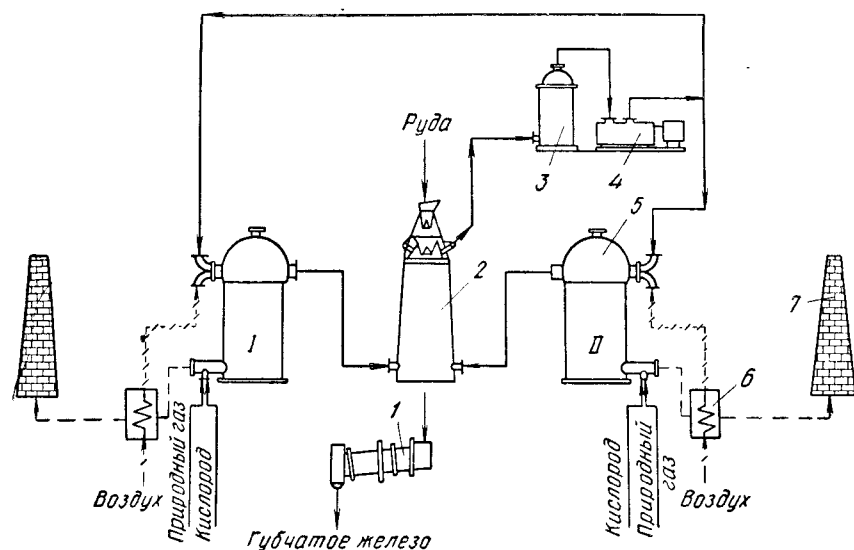
Степень металлизации губчатого железа составляет около 95%. Содержание углерода в губчатом железе может изменяться в пределах 0,5—1,5%. Губчатое железо из окатышей (68,8% Fe) содержало 95,3 Fe_{общ}, 90,5% Fe_{мет}, 0,010% S, 0,020% P, 1,36% пустой породы и в том числе 0,57% SiO₂. Горячее губчатое железо выгружают из печи и охлаждают без доступа воздуха. Конвертированный газ (1000—1100° С) подают в нижнюю часть печи с помощью специального устройства, обеспечивающего равномерное распределение газа по сечению печи.

Отходящий из печи газ сжигается в конверсионных аппаратах для нагрева насадки. При этом на опытных установках использовали до 75% отходящего газа. В условиях промышленной установки отходящий газ утилизируется полностью. На рис. 19 показана технологическая схема промышленной установки. Отходящий из печи газ, нагретый до 400—500° С, частично сжигают в конверсионном аппарате для нагрева насадки, а оставшийся газ подвергают очистке от пыли и паров воды (примерно на 50%), компримируют, смешивают с природным газом и кислородом и направляют в другой конверсионный аппарат (установка оборудована двумя конверсионными аппаратами I и II мощностью 10 тыс. *м*³ природного газа в час). Углекислоту и водяные пары, содержащиеся в рециркулируемом отходящем газе, используют в качестве окислителей при конверсии. При этом сокращается расход кислорода и природного газа.

На малой опытной установке при полезном объеме печи 0,66 *м*³, исчисляемом от уровня фурм до уровня засыпи, была достигнута производительность 2,45 *т* губчатого железа в сутки, или около 3,7 *т*/(*м*³·сутки). Удельный расход восстановительного газа составил 2570 *м*³ (CO + H₂) на 1 *т* железа при степени использо-

¹ Название процесса Puerofer в переводе на русский язык означает «чистое железо».

Диаметр промышленной шахтной печи 3,1, высота 13 м. Скорость газа (давление 1,5 ат) на свободное сечение печи составляет 3,0 м/сек. На 1 т губчатого железа (степень металлизации 95%)

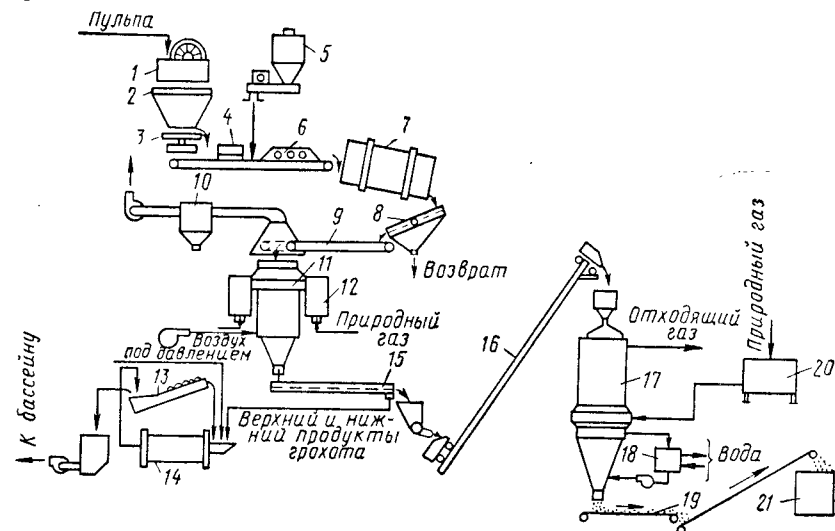


1 — холодильник; 2 — шахтная печь; 3 — газоочистка; 4 — компрессор; 5 — конвертер;
6 — теплообменник; 7 — дымовая труба

Капитальные затраты на строительство цеха губчатого железа с шахтной печью производительностью 500 *т/сутки* составляют около 18 млн. западногерманских марок. Стоимость 1 *т* губчатого железа в зависимости от стоимости сырья и топлива находится в пределах 105—120 марок, что ниже стоимости качественного дома. Установка введена в эксплуатацию в январе 1970 г.

Процесс Пуэртоффер является перспективным и может найти применение в районах, обладающих запасами природного газа или нефти. В связи с этим Верховный Орган ЕОУС ассигновал на проведение исследований по этому процессу 10 млн. западногерманских марок [54].

Способ разработан фирмой Мидленд Росс (США) и представляет процесс получения губчатого железа в шахтной печи с помощью конвертированного природного газа [55]. Для производства губчатого железа по этому способу на заводе Орегон Стил в Портленде (США) построена фабрика мощностью 360 тыс. *т* в год, которая пущена в эксплуатацию в мае 1969 г. Стоимость строительства фабрики составила 35 млн. долл.



1 — дисковый фильтр; 2 — промежуточный бункер; 3 — тарельчатый питатель; 4 — весы; 5 — бункер с бентонитом; 6 — смеситель; 7 — барабанный окомкователь; 8 — грохот для сырых окатышей; 9 — ленточный питатель; 10 — пылеуловитель; 11 — печь для обжига окатышей; 12 — камера горения; 13 — спиральный классификатор; 14 — шаровая мельница; 15 — грохот для обожженных окатышей; 16 — скиповый подъемник; 17 — шахтная печь для получения губчатого железа; 18 — газовый холодильник; 19 — транспортер губчатого железа; 20 — установка конверсии; 21 — бункер для губчатого железа.

Схема производственного процесса показана на рис. 20. Исходным сырьем для получения губчатого железа является магнетитовый концентрат (71% Fe, 0,3% S) месторождения Маркона (Перу). Концентрат, содержащий 15—20% влаги, доставляют на фабрику морскими рудовозами и при разгрузке разжижают. Полученную пульпу, содержащую 33% твердого, непрерывно подают в сгуститель диаметром 15 м. Сгущенный до 70% твердого концентрат направляют в смесительный бак диаметром 6 м, откуда перекачивают на дисковый вакуум-фильтр. Кек с вакуум-фильтра после добавки бентонита подают в барабанный окомкователь для получения окатышей диаметром около 13 мм. Сырые окатыши загружают в шахтную печь для упрочняющего обжига (расход тепла на обжиг 125 тыс. ккал/т).

Обожженные окатыши после охлаждения до 425°C классифицируют по крупности на двухдечном грохоте. Крупную и мелкую фракции направляют в шаровую мельницу, работающую в замкнутом цикле со спиральным классификатором, а отсортированные окатыши (69% Fe, 0,003% S) — к двум шахтным печам для получения губчатого железа. В шахтные печи могут загружаться как горячие (425°C), так и охлажденные окатыши.

Восстановление окатышей осуществляется конвертированным газом, получаемым при конверсии природного газа углекислотой отходящего из шахтной печи газа. Перед подачей в конвертер отходящий газ очищают от пыли и влаги. Губчатое железо (95% Fe, 0,7—1,0% C) охлаждают в печи циркулирующим инертным газом до $50\text{--}65^{\circ}\text{C}$, после чего непрерывно выгружают в бункер емкостью 5 тыс. т, где оно хранится в инертной атмосфере перед плавкой в дуговых печах. Содержание углерода в губчатом железе при необходимости может быть повышено. Расход тепла на 1 т губчатого железа 3,22 млн. ккал.

Фирма Мидленд Росс сообщила, что в 1970 г. начнется строительство еще трех предприятий для производства губчатого железа по способу Мидрекс [56]. Два из них будут построены фирмой Корф индустри унд Хандель в Гамбурге (ФРГ) и Нидерландах [57]. Общая годовая мощность этих заводов составит 1 млн. т губчатого железа и 700 тыс. т электростали. Стоимость строительства завода в Гамбурге (мощностью 400 тыс. т стали в год) 40 млн. долл. Третий завод будет построен в Джорджтауне (США).

Фирма Янгстаун Шит энд Тюб намечает строительство на острове Пуэрто-Рико фабрики для производства металлизированных окатышей по способу Мидрекс мощностью 1,55 млн. т руды в год и стоимостью 25—30 млн. долл. Пуск первой очереди ожидается в 1972 г. Постройку в Японии двух фабрик для производства металлизированных окатышей по способу Мидрекс мощностью по 400 тыс. т/год каждая планирует японско-американская фирма Чугай Ро Мидленд Пеллет Мэньюфэкчуринг [58]. Сооружение фабрик предполагают начать в 1971 г.; ввод в действие намечен на 1973 г.

Способ Армко

Способ Армко, предложенный фирмой Армко Стил (США) и разработанный на заводе в Канзасе, заключается в восстановлении богатой кусковой руды или окатышей в шахтной печи газом, получаемым при конверсии природного газа [59]. Первоначально восстановительный газ получали кислородной конверсией природного газа и вдували в нижнюю часть зоны восстановления печи. Отходящий газ очищали от паров воды за счет охлаждения в скруббере и компримирования, после чего подавали в зону охлаждения печи, а также использовали для снижения температуры конвертированного газа. Температура в печи составляла $900\text{--}950^{\circ}\text{C}$. Обработку процесса проводили на шахтной печи производитель-

ностью $50\text{--}55\text{ т/сутки}$. Внутренний диаметр печи 1,07 и полезная высота 12,2 м. Удельная производительность печи по губчатому железу составила $4,5\text{--}5,0\text{ т/(м}^3\cdot\text{сутки)}$. Основная масса губчатого железа (до 95%) была покрыта слоем сажистого углерода (содержание углерода 1—1,5%).

Опыты показали необходимость отсева мелочи окатышей, а также тщательного регулирования соотношения кислород : природный газ во избежание чрезмерного сажевыделения при конверсии. Отсев мелочи менее 6,3 мм позволил ликвидировать канальный ход газов и способствовал ровному сходу шихты и увеличению производительности печи вследствие улучшения газопроницаемости слоя. При этом расход газа был равен $6000\text{ м}^3/\text{ч}$ при сопротивлении слоя шихты $1,06\text{ кг/см}^2$, а скорость газа составила $1,8\text{--}2,2\text{ м/сек}$. Кроме того, для улучшения газораспределения и предотвращения спекания окатышей был реконструирован узел ввода газа в зону восстановления: вместо односторонней подачи газа было применено равномерное распределение его по сечению печи с помощью газораспределительного устройства с восемью отверстиями.

Следующим этапом в развитии технологии явился переход от кислородной конверсии к конверсии углекислотой отходящего из печи газа. Конверсию проводили в двух регенеративных аппаратах диаметром 2,59 и высотой 3,56 м с неорганизованный насадкой из кускового высокоглиноземистого материала крупностью 25 мм. Температура конверсии составляла $1090\text{--}1540^{\circ}\text{C}$. Схема установки с двумя конвертерами показана на рис. 21. Отходящий из печи газ после очистки от паров воды в скруббере компримировали и подавали в смеситель, где происходило его смешение с природным газом, расход которого тщательно регулировали для обеспечения заданного соотношения $\text{CO}_2 : \text{CH}_4$. Часть газовой смеси направляли в предварительно разогретый конвертер, а другую часть вдували в газоход от конвертеров к печи для снижения температуры конвертированного газа. Оставшийся газ использовали для охлаждения губчатого железа до $60\text{--}70^{\circ}\text{C}$, подавая его в зону охлаждения. Во избежание накопления в системе азота небольшое количество отходящего газа постоянно сбрасывали.

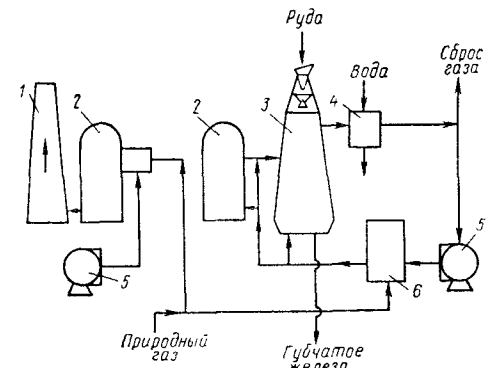


Рис. 21. Схема процесса Армко:

1 — дымовая труба; 2 — конвертер; 3 — шахтная печь; 4 — скруббер; 5 — газодувка; 6 — смеситель

Общий расход природного газа при конверсии углекислотой был ниже, чем при кислородной конверсии, и составил около 300 м³/т губчатого железа. Расход тепла был равен 2,55 млн. ккал/т губчатого железа. За время опытов переработано более 3 тыс. т окатышей. Губчатое железо содержало около 92% Fe_{общ}, 85% Fe_{мет}, 1,5% С и 2% SiO₂. На основе результатов опытов запроектирована и в настоящее время строится на заводе фирмы Армко Стил в Хьюстоне (США) печь производительностью 900 т губчатого железа в сутки [60].

Производство губчатого железа в шахтном реакторе под давлением

Процесс был предложен в СССР в 1960 г. [61]. Его отличительной особенностью является восстановление железорудных окатышей в шахтном реакторе при избыточном давлении 10—20 ат газом, полученным высокотемпературной кислородной конверсией природного газа. Первые испытания были проведены в 1963 г. на опытно-промышленной установке Щекинского химического комбината [62]. В качестве сырья использовали окатыши из оленегорского концентрата, полученные химико-каталитическим методом с исключением топлива из шихты (52,3% Fe, 11,2% CaCO₃ и 14,6% пустой породы). Крупность окатышей 5—15 мм, содержание мелочи менее 5 мм 6,3%. Температура конвертированного газа 1400° С. Для охлаждения губчатого железа перед выдачей его из реактора применяли холодный очищенный от углекислоты конвертированный газ аммиачного производства (91,5% Н₂, 4,1% СО).

Губчатое железо содержало 61,8% Fe_{мет}, 8,1% FeO, 0,8% С, 29,3% пустой породы. Неудовлетворительное качество губчатого железа связано с низким содержанием железа в исходном сырье и применением для упрочнения окатышей извести. Опыты проводили в реакторе высотой 3,6 и диаметром в свету 1,9 м при температуре 500—950° С. Результаты опытов приведены в табл. 10.

Таблица 10

Результаты опытов в шахтном реакторе

Показатель	Избыточное давление, ат		
	5	10	15
Производительность, т/ч	1,88	2,64	3,96
Степень металлизации, %	85,2	88,0	90,4
Температура в реакторе, °С	800	820	800
Расход восстановительного газа, м ³ /т губчатого железа	2140	2040	2110

С увеличением давления восстановительного газа возрастали производительность реактора и степень металлизации: при повышении давления в 3 раза производительность возросла более чем вдвое при одновременном увеличении степени металлизации. Сни-

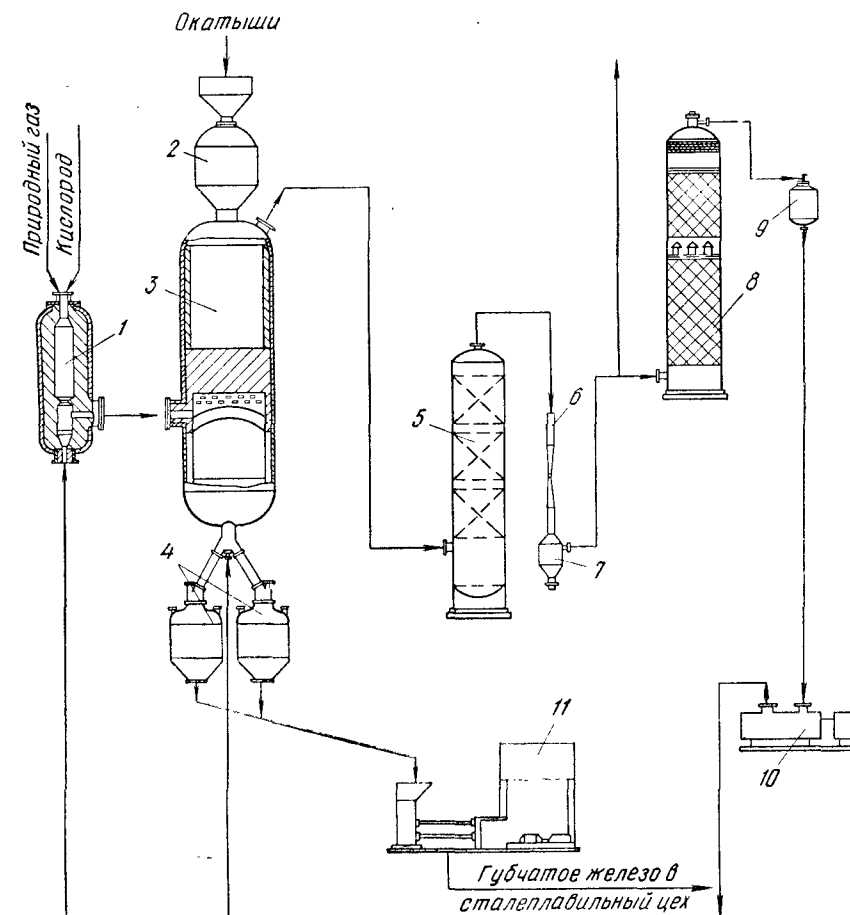


Рис. 22. Схема производства губчатого железа в шахтном реакторе под давлением:

1 — конвертер; 2 — загрузочный бункер; 3 — реактор; 4 — разгрузочные карманы; 5 — скруббер; 6 — труба Вентури; 7 — влагоотделитель; 8 — абсорбер; 9 — каплеотделитель; 10 — компрессор; 11 — брикетный пресс

жение температуры восстановления до 700° С приводило к получению пирофорного губчатого железа, а увеличение температуры выше 900° С вызывало спекание окатышей.

Результаты опытов послужили основанием для проектирования опытно-промышленного цеха губчатого железа. Принятая в проекте технологическая схема производства показана на рис. 22.

В качестве сырья используются нефлюсованные железорудные окатыши крупностью > 10 мм (66—67% Fe, 0,01% S, 0,03% P и 5,6% пустой породы). При степени металлизации 93—95% губчатое железо содержит 90—91% Fe_{общ.}, 85—86% Fe_{мет.}, 7,6% пустой породы, 0,01% S и 0,04% P. В зоне охлаждения губчатое железо науглероживается вследствие разложения окиси углерода и выдается из реактора через один из двух попеременно действующих разгрузочных карманов.

Конверсия газа осуществляется в конвертере, непосредственно примыкающем к реактору, при температуре 1400—1420° С с большой интенсивностью [тепловое напряжение конвертера 6—8 млн. ккал/(м³·ч)]. Для снижения температуры в конвертер вводят холодный оборотный газ, полученный в результате очистки выходящего из реактора газа. Конвертированный газ, охлажденный до 1000—1100° С, поступает в реактор через газораспределительное устройство, способствующее равномерному распределению газа по сечению. Оборотный газ подается также в зону охлаждения реактора, где за счет тепла губчатого железа нагревается до 600—750° С. В результате смешения газов, поступающих из конвертера и зоны охлаждения, средняя температура восстановительного газа снижается до 950—1000° С. На выходе из реактора температура газа составляет 450—550° С. В табл. 11 приведен состав газов.

Таблица 11

Состав газов, %						
Газ	H ₂	CO	CO ₂	CH ₄	N ₂	H ₂ O
Конвертированный	51,8	32,0	1,6	0,5	2,0	9,3
Оборотный	58,2	34,0	2,0	—	5,5	0,3
Смешанный	56,7	33,0	1,8	0,2	3,8	4,5
На выходе из реактора	41,3	24,1	10,7	—	3,8	20,1

Для снижения расхода газа предусматривается применение оборотного цикла с возвращением в процесс регенерированного газа, очищенного от пыли и водяных паров. Часть газа (около 20%) выводят из системы во избежание накопления в ней азота. Сбрасываемый газ может быть использован как топливо.

Остальной газ поступает в абсорбер, где с помощью водного раствора моноэтаноламина очищается от углекислоты. Очищенный оборотный газ (менее 2% CO₂) поступает в зону охлаждения реактора и конвертер.

На 1 т губчатого железа расходуется 1,35 т окатышей, 285 м³ природного газа и 200 м³ кислорода. Расход тепла 2,4 млн. ккал/т губчатого железа.

Себестоимость 1 т губчатого железа для условий завода, расположенного в Центре европейской части СССР, составляет около 30 руб., в том числе: сырье 16,1, природный газ 5,5 и кислород 1,7 руб. Удельные капиталовложения составляют 20—25 руб/т губчатого железа.

Способ ВНИИМТ

Способ ВНИИМТ¹ был предложен и разработан в СССР под руководством С. И. Привалова. Метод заключается в восстановлении кусковой руды или окатышей конвертированным газом (паровая конверсия) в шахтной печи [63, 64]. Схема процесса показана на рис. 23. Оработку технологии проводили на Белорецком металлургическом комбинате (БМК) в шахтной печи диа-

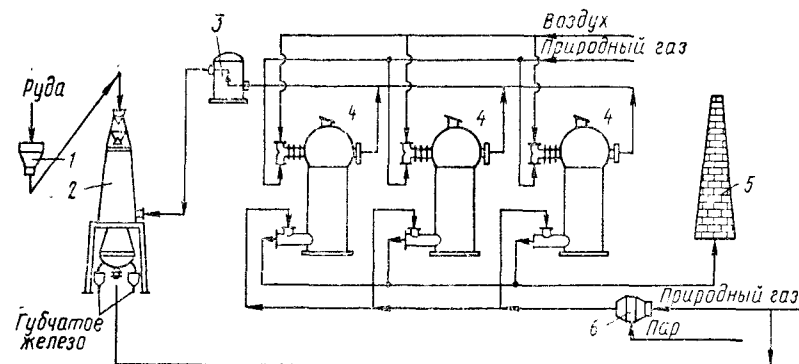


Рис. 23. Схема процесса ВНИИМТ:

1 — приемный бункер; 2 — шахтная печь; 3 — температурный выравниватель; 4 — конвертер; 5 — дымовая труба; 6 — смеситель

метром 2 и высотой 7,7 м с использованием туранской руды (49—54% Fe, 10% п. п. п.) крупностью 10—15 мм и окатышей (62,5% Fe) крупностью 10—20 мм. Восстановительный газ получали в трех периодически действующих конвертерах диаметром 2,7 и высотой 13,8 м с насадкой объемом 15,4 м³ из высокоглиноземистого кирпича, пропитанной азотнокислым никелем. Подачу конвертированного газа (21% CO, 65,4% H₂), нагретого до 900—950° С, осуществляли через распределительный коллектор (из жаропрочной стали с отверстиями 60×70 мм), расположенный в печи у основания зоны восстановления. Для предотвращения возможного спекания шихты в районе подвода газа над коллектором установлены комколоматели. Производительность установки конверсии 3100 м³/ч.

¹ Всесоюзный научно-исследовательский институт металлургической тепло-техники.

Губчатое железо содержало:

	Fe _{общ}	Fe _{мет}	C	S	P
Из руды	70—76	65—69	0,3—1,3	0,015	0,03
» окатышей	82	80,5	0,8	0,025	0,04

Содержание мелочи менее 5 мм в губчатом железе составляло 33% при переработке руды и 44% при переработке окатышей. Губчатое железо брикетируют (масса брикета 4—5 кг) и применяют в мартеновских печах при выплавке канатных сталей. Максимальная производительность печи по губчатому железу 40 т/сутки при работе на руде и 60 т/сутки на окатышах [или 2,2 и 3,7 т/(м³·сутки) соответственно]. На 1 т губки расходуется 950 м³ природного газа, 450 кг пара и 110 квт·ч электроэнергии. Высокий расход природного газа объясняется отсутствием оборотного цикла, использованием для охлаждения губки сырого природного газа и работой на руде с высокой влажностью. Степень использования газа составила 27,4%. При оборудовании установки обратным циклом и использовании углекислоты отходящего газа для конверсии расход природного газа может быть снижен до 350—400 м³/т губки, а расход пара — до 70—100 кг/т губки. При этом производительность печи увеличится на 30—40%.

Процесс Стип-Рок

Технология процесса Стип-Рок заключается в восстановлении кусковой руды в шахтной печи с использованием твердого топлива [51, 65]. В качестве сырья используют кусковую гетитовую руду (58—59% Fe, 0,05% S и 0,03% P) крупностью 6—32 мм. Руда отличается высокой восстановимостью и при восстановлении почти не разрушается. В качестве топлива применяют лигниты (33,2% C_{связ}, 25,7% летучих, 5,3% золы и 35,8% влаги) с высокой температурой плавления золы (1290°С). Зола лигнита характеризуется высокой основностью (1,6—1,7) и наличием окислов щелочноземельных металлов, которые оказывают каталитическое воздействие на процесс газификации лигнита. Необходимым условием процесса является тщательная сортировка руды и лигнита: отношение максимального и минимального размеров кусков находится в пределах 1—2.

В процессе Стип-Рок можно получать металлизированную руду ($\varphi_{мет} = 62,6\%$) и губчатое железо ($\varphi_{мет} = 85,3\%$). При производстве губчатого железа в шихту для десульфурации добавляют известняк или доломит.

Руду и лигнит одинаковой крупности загружают в печь через двухконусный засыпной аппарат (рис. 24). Загрузка очередной порции шихты в печь производится после того, как уровень засыпи опустится на 0,6—0,9 м. В верхней части печи происходят процессы предварительного нагрева шихты, горения летучих,

выделяющихся при нагреве лигнита, и газообразных продуктов реакции восстановления, поступающих из нижних зон печи. Воздух для горения подают через 12 фурм, установленных на 1,8 м ниже уровня засыпи. Расход воздуха тщательно регулируют для предотвращения горения лигнита в этой зоне. Шихта опускается в зону горения высотой 2,4—2,7 м, в которой нагревается

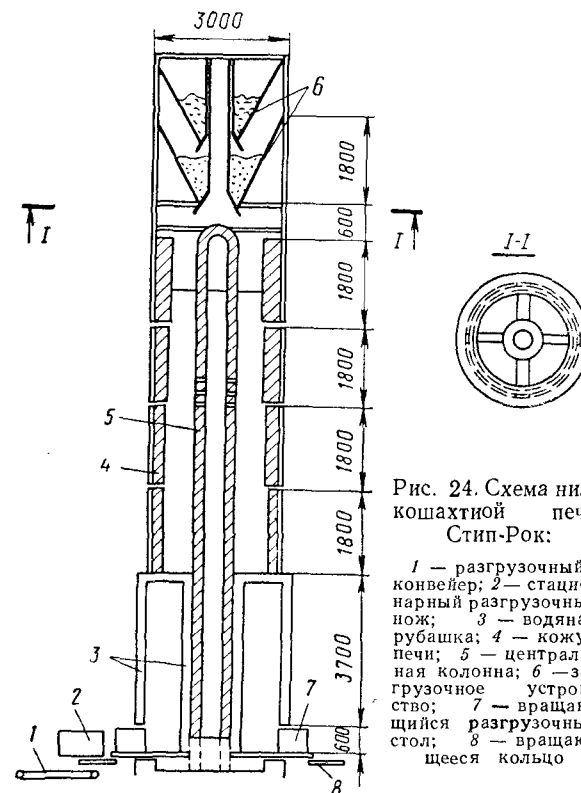


Рис. 24. Схема низкошахтной печи Стип-Рок:

1 — разгрузочный конвейер; 2 — стационарный разгрузочный нож; 3 — водянная рубашка; 4 — кожух печи; 5 — центральная колонна; 6 — загрузочное устройство; 7 — вращающийся разгрузочный стол; 8 — вращающееся кольцо

до 1100—1200°С. Во избежание растрескивания руды и образования мелочи скорость нагрева не должна превышать 35—40 град/мин. В зоне горения около 40% лигнита сжигается воздухом, вдуваемым через фурмы, расположенные на 3,7 м ниже уровня засыпи. Нагрев шихты осуществляется также продуктами неполного сгорания газа или мазута, которые сжигаются в центральной колонне печи и подаются в зону горения через специальные отверстия.

Характерным для процесса является неоднородность горения твердого топлива, что затрудняет возможность регулирования температуры и управления процессом. Использование лигнита с низкой плотностью приводит к увеличению объема топлива в шихте и, как следствие, более равномерному распределению кусков топлива

в слое, что способствует ликвидации неоднородности горения топлива, а также препятствует спеканию руды при высокой температуре. Регулятором температуры в зоне горения является реакция водяного газа, которая при температуре более 1100°C и в присутствии окиси железа, являющейся катализатором этой реакции, протекает с большой скоростью и поглощением тепла. Сжигание продуктов реакции водяного газа в зоне горения и выше ее способствует более равномерному прогреву слоя шихты, чем в случае сжигания только твердого топлива. Для регулирования температуры в зоне горения в печь подают водяной пар, причем соотношение пар : воздух тщательно контролируют.

Нагретая шихта опускается в зону восстановления, температура в которой составляет около 1100°C . Выше 1150°C наблюдалось спекание кусков руды. Для достижения заданной степени металлизации в печь обычно загружают избыток лигнита по сравнению с необходимым для восстановления. Часть лигнита газифицируется ($\text{CO} : \text{CO}_2 > 7$), а остальной лигнит выгружается вместе с восстановленной рудой. Металлизованная руда и избыток лигнита в скоксованном виде поступают в зону охлаждения. Охлаждение производится щелочной водой, впрыскиваемой в печь под высоким давлением, а также за счет водяного охлаждения стен печи и центральной колонны. Выгрузку руды осуществляют с помощью вращающегося стола типа Лурги, который регулирует скорость схода шихты таким образом, что она соответствует скорости горения топлива. Из печи металлизованная руда с температурой 150°C попадает на вращающееся кольцо, с которого стационарным ножом сбрасывается на наклонный металлический конвейер, подающий ее в барабанный грохот.

Кусковый материал подвергают магнитной сепарации, в результате чего выделяется избыточный скоксованный лигнит, который возвращается в процесс.

Отходящие из печи газы имеют низкую температуру ($120-180^{\circ}\text{C}$), что характеризует высокое использование тепла в процессе. Газы отсасываются вентилятором и направляются на мокрую газоочистку, после чего выбрасываются в атмосферу. Давление газа в печи регулируется таким образом, что на колошнике поддерживается небольшое разрежение ($0,05 \text{ ат}$), в зоне восстановления давление равно атмосферному, а в зоне охлаждения вследствие подачи пара во избежание подсосов воздуха и окисления металлизованной руды создается положительное давление.

Диаметр опытной шахтной печи 3,0 м, высота 18,3 м. Для подачи воздуха печь оборудована фурмами, установленными на трех горизонтах. В печи аксиально установлена центральная полая колонна из жаропрочной стали, диаметр которой равен $\frac{1}{3}$ диаметра печи. В колонне с помощью горелки мощностью 3 млн. ккал/ч сжигается газ или мазут. Продукты горения с температурой около 1050°C подаются в печь через отверстия, расположенные на 3,7 м

ниже уровня засыпи. В табл. 12 приведены показатели работы опытной печи.

На основании результатов работы опытной печи были сделаны расчеты, показывающие, что для производства 1 млн. т металлизованной руды в год потребуются сооружение четырех печей диаметром 4,9 м с высотой столба шихты 12,2 м. Считают, что капиталовложения в такой завод могут быть на 30—35% меньше затрат в завод, работающий по любой другой схеме переработки руд Стип-Рок.

Т а б л и ц а 12

Показатели работы опытной печи Стип-Рок

Показатель	Металлизованная руда ($\varphi_{\text{ж}}=75\%$)	Губчатое железо ($\varphi_{\text{ж}}=90\%$)
Максимальная температура в печи, $^{\circ}\text{C}$	1200	1120
Расход тепла, млн. ккал/т	2,7	3,7
Количество лигнита * в шихте по отношению к руде, %	100	120
Отношение объемов лигнита и руды в шихте	3 : 1	3,5 : 1
Производительность печи:		
т/ч	3,5	1,75
т/год	25 000	12 500

* Половину загружаемого лигнита рециркулируют.

Основным недостатком процесса является ограниченная производительность шахтной печи, что объясняется необходимостью вдувать воздух и продукты горения в печь с низкой скоростью (во избежание местных перегревов и спекания шихты), а также большим временем охлаждения восстановленной руды.

2. ПРОИЗВОДСТВО ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА В ПЕРИОДИЧЕСКИ ДЕЙСТВУЮЩИХ РЕТОРТАХ (СПОСОБ ОХАЛАТА И ЛАМИНА)

Способ производства губчатого железа в ретортах разработан фирмой Охалата и Ламина (Мексика) [15]. Для отработки процесса в 1955 г. на заводе в Монтеррей (Мексика) была введена в эксплуатацию опытная установка производительностью около 30 т/сутки, а в 1957 г. — первая промышленная установка мощностью 200 т/сутки по железу. Вторая промышленная установка производительностью 500 т железа в сутки была введена в эксплуатацию на том же заводе в 1960 г., а следующая — в 1967 г. Семилетний перерыв между строительством второй и третьей промышленных установок был необходим для совершенствования процесса

и устранения некоторых технических недостатков, а также для того, чтобы убедить фирмы, проявившие интерес к новому процессу, в его жизнеспособности. Третья установка производительностью 600 *т* железа в сутки была построена на заводе фирмы ТАМСА в Вера Крус (Мексика). В 1969 г. в Пуэбло (Мексика) фирма Охалата и Ламина ввела в действие новую установку производительностью 700 *т* железа в сутки [66].

Имеются сообщения о намечаемом строительстве новых установок в Бразилии, Иране, Пакистане, Марокко и других странах. Кроме того, в Мексике планируется строительство еще четырех установок по 600—700 *т/сутки*. Фирма Соврин Индастриз (США) намечает строительство в штате Аризона металлургического завода с ретортами для получения губчатого железа стоимостью 30 млн. долл. [67]. Фирма Гурменди (Аргентина) строит завод в Вилья-Конститусьон мощностью 270 тыс. *т* стали в год, на котором будет сооружена установка для восстановления руды по способу Охалата и Ламина [68].

Технология производства губчатого железа заключается в восстановлении железорудного материала в периодически действующих ретортах газом, получаемым при паровой конверсии природного газа. Восстановление ведется в неподвижном слое кусковой руды или окатышей при избыточном давлении 3,5—4,0 *ат* и температуре 870—1040° С. Нагрев руды и покрытие тепловых затрат процесса осуществляются за счет физического тепла восстановительного газа, нагреваемого до 980—1240° С. Поскольку восстановление руды ведется в стационарном слое, высота его ограничена. Это объясняется тем, что температура восстановительного газа по мере прохождения слоя падает, что приводит к значительному изменению условий протекания процесса по высоте слоя и получению губчатого железа с неравномерной степенью металлизации. Применение стационарного слоя сравнительно небольшой высоты является в свою очередь причиной невысокой степени использования газа. Поэтому процесс ведут в нескольких ретортах, пропуская газ через них последовательно, что дает возможность увеличить степень использования газа и сократить его удельный расход. Восстановление в неподвижном слое обуславливает циклический характер процесса, состоящего из последовательных операций загрузки, нагрева и восстановления руды, охлаждения и выгрузки губчатого железа.

В качестве сырья в процессе используют чистые руды, содержащие не менее 60% Fe, крупностью 12—50 *мм*. Качество губчатого железа определяется как свойствами руды (химический состав, восстановимость), так и режимом восстановления (температура, время выдержки и др.). При температуре 870—1040° С и выдержке 4—6 *ч* средняя степень металлизации железа составляет 85%.

В связи с тем что восстановление руды ведется в стационарном слое при подаче газа в одном направлении (сверху вниз), губчатое железо характеризуется переменным по высоте слоя химическим

составом. Так, в слое восстановленной руды высотой 1,5 *м* степень металлизации изменяется от 96 до 73,2%.

При переработке руд с высокой концентрацией серы в результате взаимодействия с водородом восстановительного газа образуются летучие соединения типа H_2S и степень десульфурации достигает 85%. В случае получения губчатого железа из мало-сернистых руд сера практически не удаляется. Фосфор при восстановлении не удаляется и полностью переходит в губчатое железо. Содержание углерода в губчатом железе зависит от применяемой технологии. На 200-*т* установке после окончания восстановления горячее губчатое железо науглероживают с помощью природного газа, при этом содержание углерода в губке достигает 0,5%. На остальных установках науглероживание губчатого железа проводят при его охлаждении в ретортах; содержание углерода при этом доводят до 2%.

Губчатое железо используется при выплавке качественной стали в электропечах. Состав исходной руды и губчатого железа приведен в табл. 13.

200-*т* установка включает пять реторт емкостью по 13,5 *т* руды, установки мощностью 500—600 *т/сутки* — четыре реторты по 115 *т*, а 700-*т* установка — четыре реторты емкостью 150 *т* каждая. На рис. 25 приведена технологическая карта рабочего цикла реторт. На установке производительностью 700 *т/сутки* рабочий цикл длится 13 *ч* и состоит из четырех операций по 3 *ч* 15 *мин*. Помимо основных, рабочий цикл включает вспомога-

Таблица 13

Химический состав руды и губчатого железа

Показатель	Руда						
	Дуранго (Мексика)	Пуэбло (Мексика)	Эсина (Мексика)	Церро Боливар (Венесуэла)	Итабира (Бразилия)	Вади Фа- тима (Сау- довская Аравия)	Окатыши
Состав исходной руды, %:							
Fe _{общ}	66,6	66,0	65,42	63,85	70,09	48,67	69,0
S	0,02	0,2	0,013	0,04	0,013	0,04	0,2
P	0,01	0,2	0,52	0,15	0,09	0,57	0,03
Состав губчатого железа, %:							
Fe _{общ}	90,6	89,5	87,8	89,6	92,7	70,2	93,0
Fe _{мет}	79,1	76,5	75,7	76,3	79,2	59,3	79,2
S	0,02	0,04	0,016	0,03	0,009	0,027	0,02
P	0,015	0,25	0,55	0,21	0,12	0,83	0,04
Содержание пустой поро- ды, %	6,1	6,8	6,49	6,4	2,30	25,4	3,5
Степень металлизации, %	87,3	85,4	86,2	85,1	85,4	84,4	85,0

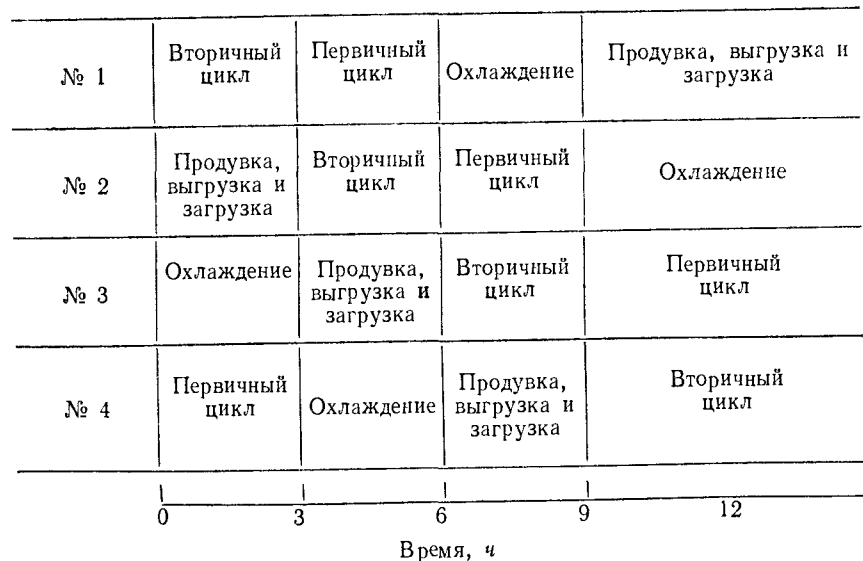
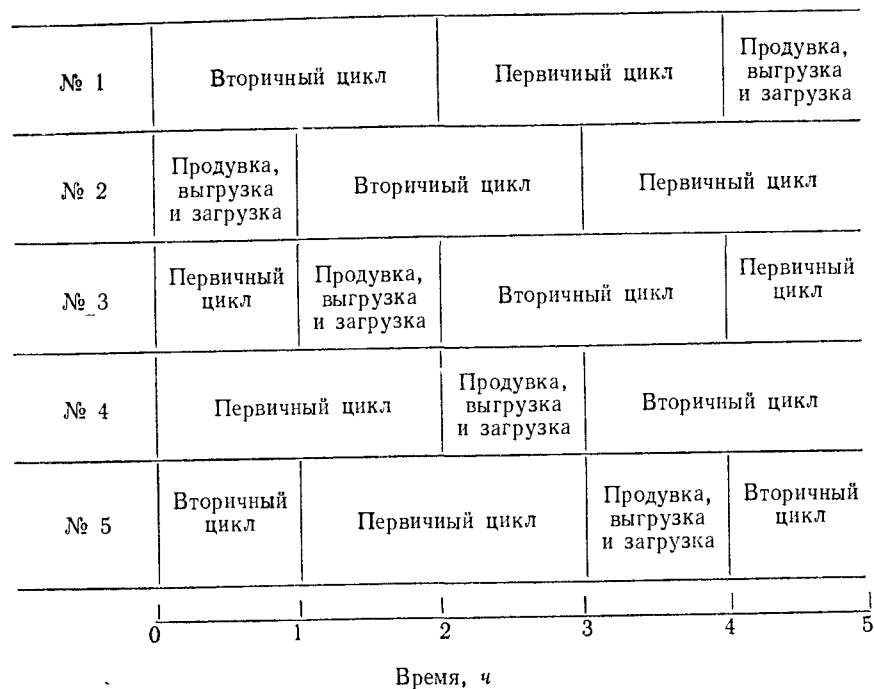


Рис. 25. Технологическая карта рабочего цикла установки из пяти (а) и четырех (б) реторт:
первичный цикл — нагрев и предварительное восстановление; вторичный цикл — окончательное восстановление

ные операции продувки реторт инертным газом до начала и после окончания каждого цикла. На 200-*т* установке после науглероживания (продувка метаном в течение 2—3 мин) губчатое железо выгружают горячим (700—750° С).

Опыт работы показал, что целесообразнее выгружать из реторт холодное губчатое железо, содержащее около 2% С, чем горячее с низким содержанием углерода. Следует отметить, что для

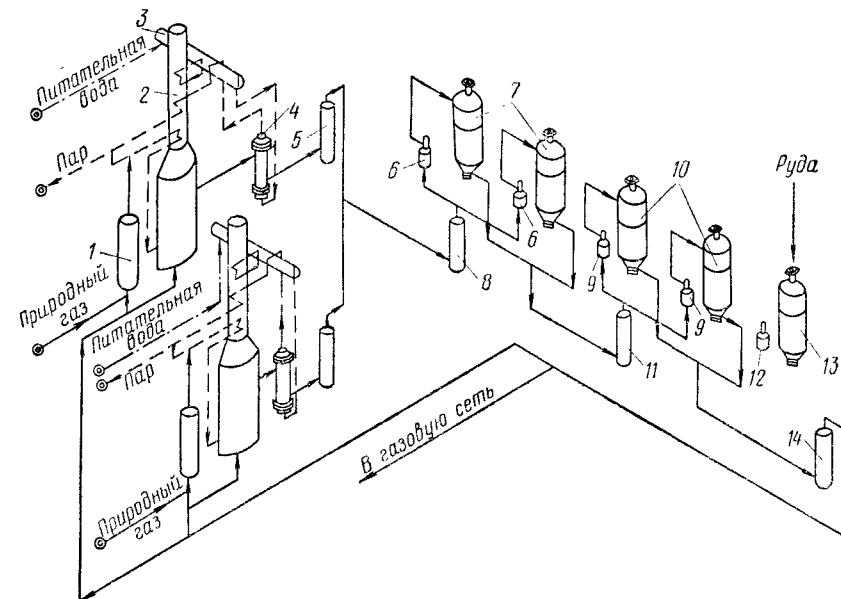


Рис. 26. Схема установки производительностью 200 т/сутки:

1 — десульфуратор; 2 — установка конверсии; 3 — барабан для производства пара; 4 — котел-утилизатор; 5 — скруббер; 6 — газоподогреватель первичного газа; 7 — первичные реторты; 8 — скруббер для охлаждения первичного газа; 9 — газоподогреватель вторичного газа; 10 — вторичные реторты; 11 — скруббер для охлаждения вторичного газа; 12 — газоподогреватель вне газового цикла; 13 — реторта вне газового цикла; 14 — скруббер для охлаждения отходящего газа

использования в полной мере преимуществ, вытекающих из загрузки в электропечи горячего губчатого железа (снижение расхода электроэнергии, повышение производительности электропечей), необходима строгая синхронизация работы реторт и электропечей, что практически осуществить, по-видимому, очень трудно. Более высокое содержание углерода в губчатом железе улучшает условия его плавки в электропечах и снижает потери железа со шлаком.

Технологическая схема производства губчатого железа на 200-*т* установке показана на рис. 26, а на установках производительностью 500—700 т/сутки — на рис. 27. Природный газ, содержащий до 1,1 мг серы на 1 м³, предварительно нагревают, после чего подвергают обессериванию и направляют в аппарат для паро-

вой конверсии. Конверсия осуществляется перегретым паром под давлением. Смесь предварительно нагретого природного газа и пара поступает сначала в секцию конвективного теплообмена, а затем в секцию лучистого теплообмена, в которой на никелевом катализаторе осуществляется процесс конверсии. Горячий конвертированный газ (57,8% H_2 , 13,6% CO , 3,5% CH_4 , 4,5% CO_2 и 20,6% H_2O) характеризуется наличием большого количества окислителей, что ухудшает его восстановительную способность и

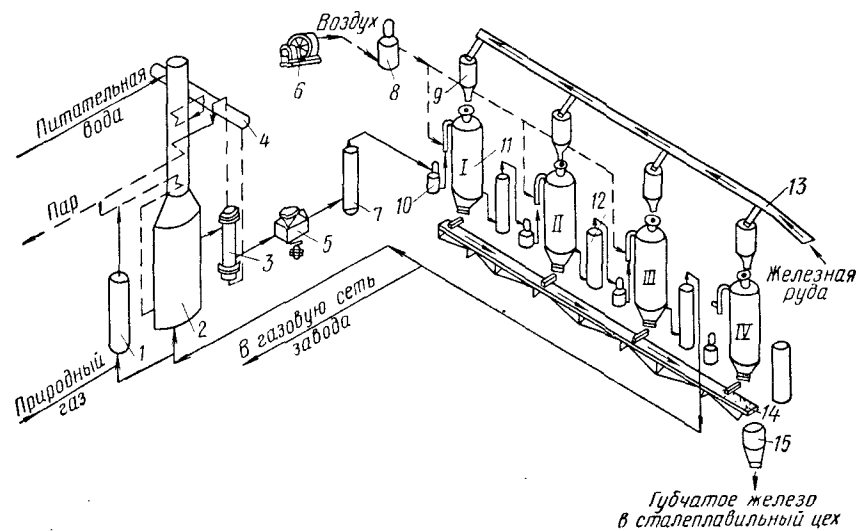


Рис. 27. Схема установок производительностью 500—700 т/сутки:

1 — десульфуратор; 2 — установка конверсии; 3 — котел-утилизатор; 4 — барабан для производства пара; 5 — воздушный охладитель; 6 — воздушодувка; 7 — скруббер; 8 — воздушнонагреватель; 9 — загрузочный бункер; 10 — газоподогреватель; 11 — реторты (I—IV); 12 — скруббер; 13 — конвейер подачи руды; 14 — конвейер уборки губчатого железа; 15 — сборный бункер губчатого железа

препятствует непосредственному использованию для восстановления. Для повышения восстановительной способности газа из него удаляют водяные пары. С этой целью газ охлаждают сначала в котле-утилизаторе и затем в скруббере до 30—35° С. При утилизации тепла конвертированного газа производится до 1,45 т пара на 1 т губчатого железа.

Холодный восстановительный газ (74% H_2 , 13% CO , 8% CO_2 и 5% CH_4) после скруббера подается к ретортам. Каждая реторта оборудована специальным газоподогревателем, обеспечивающим нагрев газа до 980—1240° С, а также скруббером для очистки газа от водяных паров, образующихся при восстановлении. На 200-т установке осушенный конвертированный газ поступает в газоподогреватели реторт I и II, в которых осуществляется окончательное восстановление руды. После выхода из реторт газ охлаждается в скруббере с удалением паров воды. Охлажденный газ

направляют в газонагреватели реторт III и IV, в которых происходят нагрев и предварительное восстановление руды. В реторте V в это время проводят операции выгрузки горячего губчатого железа и загрузки руды.

Последовательность прохождения восстановительного газа через реторты других установок иная. Поступающий из аппаратов конверсии газ направляют в реторту I, в которой происходит охлаждение губчатого железа. При этом газ нагревается и незначительно насыщается углекислотой и парами воды. По выходе из реторты I газ проходит через скруббер, после чего нагревается в газонагревателе и поступает в реторту II с предварительно нагретой и частично восстановленной рудой. Выходящий из реторты II газ после охлаждения для удаления водяных паров и нагрева до температуры процесса поступает в реторту III со свежей рудой. Четвертую реторту при этом освобождают от охлажденного науглероженного губчатого железа и загружают новой порцией руды. Газ, выходящий из реторты III и содержащий максимальное количество углекислоты, накапливающейся в процессе восстановления и не удаляемой при переходе из одной реторты в другую, направляют в заводскую газовую сеть и используют для обогрева конвертеров природного газа и подогрева конвертированного газа и воздуха.

Представляет интерес способ двухстадийного нагрева восстановительного газа до 980—1240° С [51]. На первой стадии газ нагревается в рекуператорах до 710—820° С, на второй стадии нагрев до 980—1240° С осуществляется за счет сжигания части восстановительного газа воздухом, предварительно нагретым до тех же температур, что и газ. При этом горячий воздух, расход которого строго контролируется, инжeksiруется струей нагретого газа. Таким образом, нагрев газа происходит за счет некоторого уменьшения его химического потенциала и восстановительной способности.

Реторта 200-т установки состоит из двух частей, верхняя из которых (стационарная) соединена с газопроводами¹. Нижняя часть (выкатная) перемещается в горизонтальной плоскости для выгрузки губчатого железа и загрузки руды. Сочленение обеих частей реторты, обеспечивающее при ее работе необходимую герметичность, производится с помощью гидроцилиндров. Реторты 500-т установки выполнены стационарными со съемной крышкой и откидным днищем (рис. 28). Загрузка руды в реторту осуществляется по наклонному желобу из бункера, емкость которого равна емкости реторты. После окончания рабочего цикла с помощью специального механизма, передвигающегося вдоль фронта реторт на самоходной тележке, производится выгрузка губки. При этом резец, передвигающийся вертикально вверх с помощью гидроцилиндра, высверливает в слое губки отверстие, через кото-

¹ В СССР разработана другая конструкция реторты [69].

Удельная производительность реторт

Период работы	Производительность реторт, $t/(m^3 \cdot сутки)$, при мощности установки, $t/сутки$			
	200	500	600	700
Полный цикл	5,3—5,95	2,2—2,45	2,35—2,6	2,1—2,3
Нагрев и восстановление	6,7—7,45	4,4—4,9	4,7—5,2	4,2—4,7

вления возросла до 91,5%. В стоимости губки (30—35 долл/т) основную долю составляют затраты на руду (65—70%) и природный газ (20—25%).

В табл. 15 приведены показатели производства губчатого железа в шахтных печах и периодически действующих ретортах.

3. ПРОИЗВОДСТВО ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА В КИПАЮЩЕМ СЛОЕ

В течение последних 15—20 лет в металлургии для газового восстановления тонкоизмельченных железорудных материалов без их окускования начали применять так называемый псевдоожигенный¹ (кипящий) слой, который образуется при восходящем движении потока газа через слой зернистого материала в момент, когда перепад давления в слое достигает величины, достаточной для поддержания материала во взвешенном состоянии и создания интенсивного турбулентного движения, напоминающего кипение жидкости. При применении кипящего слоя достигается интенсивное перемешивание твердой фазы и выравнивание температур и концентраций в слое, появляется возможность использования мелких материалов, обеспечиваются высокие значения коэффициентов теплопередачи и облегчается транспортировка материала.

Основы технологии

Диапазон псевдоожигения ограничивается, с одной стороны скоростью газа, при которой неподвижный слой переходит в псевдоожигенное состояние (скорость начала псевдоожигения, или первая критическая, w_0), а с другой — скоростью газа, при которой твердые частицы начинают выноситься из слоя (скорость уноса, или вторая критическая, w_0''). На рис. 29 показаны процесс образования кипящего слоя и изменение основных его характеристик

¹ Псевдоожигенным называют состояние двухфазной системы (твердые частицы — газ), которое характеризуется перемещением твердых частиц друг относительно друга за счет обмена энергией с каким-либо источником.

рое вместе с резцом поднимаются разгрузочные скребки-рычаги, выгружающие при вращении вокруг вертикальной оси губчатое железо из реторты. По мере выгрузки ось цилиндра с резцом и рычагами опускается. Губчатое железо падает на желоб и далее на горизонтальный сборный конвейер, транспортирующий губку в сталеплавильный цех. По окончании разгрузки днище реторты очищается от мелочи и соединяется с корпусом реторты, после чего производится загрузка новой порции руды и цикл повторяется.

В отличие от установки в Монтеррей, где каждая реторта снабжена конверсионным аппаратом, на последующих установках печь конверсии является общей для всех четырех реторт, что позволяет уменьшить капиталовложения.

В табл. 14 приведены данные об удельной производительности реторт различных установок. Численность трудящихся, обслуживающих 500-т установку, составляет 73 человека, в том числе 68 рабочих. Капиталовложения на строительство установки составляют 6—7 млн. долл. На 1 т губчатого железа расходуют 1,4 т руды, 700 м³ природного газа, 8 м³ воды и 15 кВт·ч электроэнергии. Расход тепла составляет около 6 млн. ккал/т железа. При замене руды окатышами расход природного газа сократился до 600 м³/т, а степень восстано-

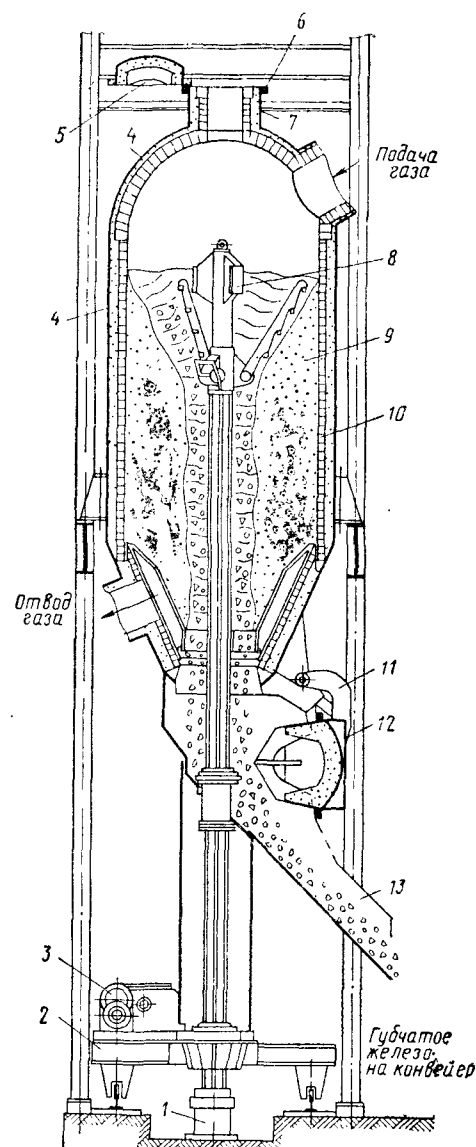


Рис. 28. Реторта емкостью 102 т:

1 — гидравлический цилиндр; 2 — тележка; 3 — привод; 4 — кожух; 5 — крышка; 6 — загрузочная горловина; 7 — площадка для обслуживания; 8 — резец с рычагами для удаления губки; 9 — губчатое железо; 10 — футеровка; 11 — механизм управления откидным днищем; 12 — откидное днище; 13 — разгрузочный желоб

Сравнение показателей производства губчатого железа

Показатель	Шахтные		
	способ Виберга (Швеция)	способ Пуруфер (ФРГ)	
		опытная установка	промышленная установка (проект)
Производительность по губчатому железу, <i>т/сутки</i>	70—85	5,8	500
Удельная производительность, <i>т/(м³ × сутки)</i> :			
полная	0,85—1,2	4,85	5,1
зон нагрева и восстановления	1,1—1,5	4,85	Нет св.
Избыточное давление газа, <i>ат</i>	0,07—0,1	Нет св.	0,5
Скорость газа, <i>м³/(м²·сек)</i>	0,15—0,2	» »	3,0
Состав сухого восстановительного газа, % (объемн.):			
Н ₂	22,5	58,1—63,1	58—63
СО	75,5	25,4—26,7	25—27
СО ₂	3,5	0,8—1,7	1,0—1,5
Степень использования газа, %	45—47	35,4	33—35
Крупность руды (окатышей), <i>мм</i>	20—80	6—100	10—40
Характеристика губчатого железа:			
содержание, %:			
железа	91,0	95,3	93,0
серы	До 0,01	0,01	0,01
углерода	До 1,0	0,5—1,5	0,5
степень металлизации, %	90—95	97	95
Расходы на 1 <i>т</i> губчатого железа			
рудной части, <i>т</i>	1,36	Нет св.	1,5
природного газа, <i>м³</i>	— *1	» »	385
кислорода, <i>м³</i>	—	—	—
электроэнергии, <i>квт·ч</i>	925	Нет св.	86
Общий расход тепла, млн. <i>ккал/т</i> губчатого железа	2,0—2,5	» »	3,08

*1 На 1 *т* губчатого железа расходуется дополнительно 176 кг кокса и 110 *м³* коксо-

*2 Белорецкий металлургический комбинат.

*3 На 1 *т* губчатого железа расходовали дополнительно 1100 *м³* газа (91,5% Н₂

*4 На одну реторту.

в шахтных печах и периодически действующих ретортах

печи					Реторты (Мексика)		
способ Армко (США)	способ ВНИИМТ (СССР)		реактор высокого давления (СССР)		завод в Монтеррейе		завод в Пуэбла
	на БМК *2	промышленная (проект)	опытная установка	промышленная установка (проект)	I	II	
50—55	30—60	550	45—95	650	200 (40) *4	500 (125) *4	700 (175) *4
4,5—5,0	2,2—3,7	3,3	4,5—9,5	6,0	5,3—6,0	2,2—2,45	2,1—2,3
Нет св.	3,1—5,8	10,1	4,5—9,5	8,25	6,7—7,4	4,4—4,9	4,2—4,6
» »	0,1—0,30	До 3	5—15	10—20	3,5—4,0	3,5—4,0	3,5—4,0
1,8—2,2	0,3—0,35	0,75	0,4—0,8	2,0—2,9	Нет св.	Нет св.	Нет св.
Нет св.	65—70	46	71	57	74	74	74
» »	22—25	49	17	33	13	13	13
» »	2	1,0	1,2	1,8	8	8	8
» »	27,4	30—35	27,5	30—32	Нет св.	Нет св.	Нет св.
>6,3	5—25	10—25	5—15	10—20	12—50	12—50	12—50
92,0	70—82	88,5	68,1	90,1	90,6	88—90	88—90
Нет св.	0,01—0,02	0,02	Нет св.	0,008	0,02	0,03	0,03
1,0—1,5	0,3—1,3	До 1,0	0,8	До 1,0	0,5	До 2,0	До 2,0
92,5	92—97	93—95	91,0	91,0	87,3	85—86	85—86
Нет св.	1,45	1,36	1,3	1,35	1,4	1,4	1,4
300	900—950	287	350 *3	285	Нет св.	635	635
—	—	—	245	200	—	—	—
Нет св.	110	120	Нет св.	215	Нет св.	15,5	15,5
2,55	7,9	2,44	5,75	2,4	» »	5,35	5,35

вого газа.

и 4,1% СО).

в зависимости от скорости газового потока. На участке ab (кривая 1) увеличение скорости потока не приводит к увеличению высоты слоя. В точке b скорость достигает критического значения и слой переходит в состояние псевдооживления (кипения). Дальнейшее увеличение скорости приводит к увеличению объема и высоты слоя. Такое состояние кипящего слоя наблюдается до тех пор, пока скорость потока не достигнет второго предела.

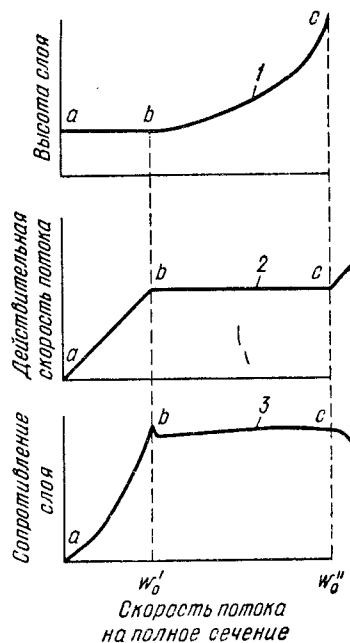


Рис. 29. Пределы образования кипящего слоя

В точке c начинается унос частиц из слоя. Участок bc соответствует области кипящего слоя. Действительная скорость газа в межкусковом пространстве (рис. 29, кривая 2) в плотном слое (ab) изменяется прямолинейно, а в кипящем слое (bc) остается постоянной вследствие увеличения живого сечения кипящего слоя за счет его разбухания.

При переходе в псевдооживленное состояние (рис. 29, кривая 3, bc) давление газа уравнивает вес частиц в слое. Так как этот вес с дальнейшим ростом скорости остается неизменным, не изменяются также и затраты энергии на поддержание частиц во взвешенном состоянии. В момент перехода слоя в псевдооживленное состояние на кривой 3 характерно наличие пика давления, что объясняется необходимостью дополнительной затраты энергии на преодоление сил сцепления частиц и сил трения при их движении. Сопротивление кипящего слоя почти не

зависит от скорости газа, что позволяет увеличивать производительность агрегатов без чрезмерного увеличения расхода энергии на преодоление этого сопротивления.

В зависимости от конструкции устройств для обработки материала различают следующие виды псевдооживления [70]. Взвешенный и кипящий слой характеризуются обработкой материала в фильтрующемся через решетку потоке газа и организуются в цилиндрических устройствах. Живое сечение решеток в зависимости от свойств газа и материала составляет обычно 0,5—5,0%. Взвешенно-фонтанирующий слой организуется в цилиндрических устройствах с диафрагмой (живое сечение диафрагмы 10—20%). Фонтанирующий слой организуется в цилиндре или аппарате переменного сечения с соплом.

Результаты исследований [71—73] показывают, что в цилиндрической камере полное сопротивление кипящего слоя примерно

равно его весу, который приходится на единицу площади поперечного сечения слоя:

$$\Delta p = \frac{G_m}{F} = H (\gamma_m - \gamma_r) (1 - \epsilon). \quad (IV-14)$$

Несмотря на то что с увеличением скорости газа величины H и ϵ возрастают, произведение $H (1 - \epsilon)$ не меняется и гидравлическое сопротивление слоя для аппаратов постоянного поперечного сечения остается неизменным.

Скорость начала псевдооживления может быть выражена формулой

$$\omega_0' = \sqrt{\frac{d\gamma_m \gamma_r \epsilon^3 \Phi^{3-n} g}{2f_m (1 - \epsilon)^{2-n}}}, \quad (IV-15)$$

где Φ — коэффициент формы частиц;

f_m — коэффициент гидравлического сопротивления, зависящий от Re (при увеличении значения Re величина f_m уменьшается);

n — показатель степени (для ламинарного движения равный 1, для турбулентного приближающийся к 2).

Степень увеличения объема слоя, характеризующая интенсивность движения и перемешивания частиц, определяется коэффициентом расширения слоя:

$$K = \frac{v_{к.с}}{v_{н.с}} = \frac{1 - \epsilon_{н.с}}{1 - \epsilon_{к.с}}. \quad (IV-16)$$

В зависимости от формы и размера материала коэффициент расширения изменяется в пределах 1,15—1,80, причем нижний предел характерен для слоя из круглых частиц, а верхний — из частиц неправильной формы.

Другой характеристикой интенсивности перемешивания частиц в слое является число псевдооживления:

$$W = \frac{\omega}{\omega_0'}. \quad (IV-17)$$

Наиболее интенсивное перемешивание в кипящем слое соответствует $W = 2 \div 5$. При дальнейшем увеличении скорости происходит прорыв через слой пузырей газа и начинается выбрасывание частиц из слоя (поршневое кипение). При поршнеобразовании нарушается однородность псевдооживления, сопротивление слоя сильно колеблется, ухудшается контакт между газом и материалом, повышаются потери энергии и увеличивается истирание частиц. Склонность к поршнеобразованию возрастает при увеличении отношения высоты слоя к его диаметру. Например, при $H : D \leq 2 \div 5$ поршнеобразованию не наблюдается.

При работе с очень мелкими частицами или влажными материалами в слое возможно образование сквозных каналов, по кото-

рым проходит газ, оставляя практически неподвижной основную массу материала (слой с каналомобразованием). На склонность к каналомобразованию существенное влияние оказывает форма частиц (например, круглые частицы менее склонны к каналомобразованию). Увеличением скорости газа часто удается разрушить каналы, хотя иногда это оказывается невозможным даже при очень больших скоростях. В этих случаях для разрушения каналов прибегают к механическому воздействию на слой.

При скорости газа, превышающей скорость витания¹ частиц, последние выносятся из слоя. Определение скорости уноса ω_0 в зависимости от скорости, вязкости и плотности газа очень сложно, так как уносятся частицы не узкой фракции, а разных размеров. Поскольку скорость витания частиц возрастает с увеличением их крупности, то унос из слоя начинается при скорости газа, превышающей скорость витания самых мелких частиц. Скорость уноса определяется по формуле

$$\omega_0'' = \sqrt{\frac{4gd^3(\gamma_m - \gamma_r)}{3\gamma_r f}}. \quad (IV-18)$$

Интенсивность выноса частиц зависит от свойств материала и газа, скорости газа и конструктивных особенностей аппарата. На величину уноса оказывают влияние форма и состояние поверхности частиц. Шероховатые частицы неправильной формы, имеющие повышенную склонность к сцеплению, в меньшей степени выносятся из слоя, чем гладкие частицы правильной формы [73]. Измельчение частиц в кипящем слое является важным фактором определяющим конструкцию и условия работы аппаратов. Основными причинами измельчения частиц являются термические напряжения, изменение химического состава и механическое трение.

На практике наиболее важным является определение скоростей началасевдооживления и уноса, а также сопротивления и порозности кипящего слоя при данной скорости газа. Для этого обычно используются критериальные зависимости, которые устанавливаются на основании теории подобия из уравнения равновесия сил, приложенных к твердой частице. Для определения ω_0 и ω_0'' пользуются следующим уравнением [71, 72]:

$$Re = \frac{Ar}{150 \frac{(1 - \varepsilon_{н.с})}{\varepsilon_{н.с}^3} + \sqrt{\frac{1,75}{\varepsilon_{н.с}^3} Ar}}. \quad (IV-19)$$

¹ Или скорость свободного падения — скорость, с которой частица равномерно движется в неограниченном объеме газа вследствие равенства действующих на нее внешних сил (например, силы тяжести и гидродинамического сопротивления). Если частица под действием восходящего газового потока остается неподвижной относительно стенок аппарата, то скорость газа равна скорости витания.

Для сферических частиц и цилиндрических реакторов получаются следующие формулы:

$$\left. \begin{aligned} Re' &= \frac{Ar}{1400 + 5,22\sqrt{Ar}}, \\ Re'' &= \frac{Ar}{18 + 0,61\sqrt{Ar}}, \end{aligned} \right\} \quad (IV-20)$$

где Re' и Re'' — критерий Рейнольдса для скоростей газа, соответствующих нижнему (ω_0') и верхнему (ω_0'') пределам псевдооживления.

Теплообмен между газом и материалом описывается уравнением

$$Q = \alpha_s S_m (t_r - t_m). \quad (IV-21)$$

Перенос тепла осуществляется конвекцией от газа к частице с последующим кондуктивным распространением тепла внутри частицы. Коэффициент теплопередачи зависит от формы и размеров частиц, скорости газа, температурного уровня процесса, структуры движения газа, свойств газа и материала, интенсивности фазовых превращений и условий организации процесса. Определение коэффициентов теплообмена производится экспериментально. Малый размер твердых частиц обуславливает значительные величины удельной поверхности теплообмена, измеряемые тысячами m^2 на $1 m^3$ объема. Вследствие большой поверхности твердых частиц процесс теплообмена протекает очень интенсивно и разность $(t_r - t_m)$ мала, в результате чего происходит быстрое выравнивание температур.

Подвод тепла в слой при восстановлении железных руд осуществляют подачей газа (теплоносителя и восстановителя) или сжиганием газообразного (или жидкого) топлива в слое. В первом случае процесс теплообмена протекает очень быстро и заканчивается на небольшом расстоянии от газораспределительной решетки. Наиболее показательной характеристикой при сжигании топлива в кипящем слое являются теплонпряжения на $1 m^3$ зоны горения, которые при $900-1000^\circ C$ достигают $4-9$ млн. $kcal/(m^3 \cdot ч)$ [74].

Процесс массообмена в кипящем слое аналогичен процессу теплообмена и определяется следующим уравнением:

$$M = \beta \Delta C_{cp}. \quad (IV-22)$$

Коэффициент массообмена учитывает все особенности процесса и зависит от гидродинамики потока, формы, размера и плотности частиц, свойств газа и структуры кипящего слоя. Определение коэффициентов массообмена производится экспериментально и обычно обобщается в виде критериальных уравнений. Отличительными особенностями массообмена в кипящем слое являются

развитая поверхность твердых частиц и интенсивное перемешивание фаз. Вследствие развитой поверхности твердой фазы диффузия к ней значительно облегчена и лимитирующей стадией часто является скорость реакции. Химические процессы, которые в неподвижном слое протекают в диффузионной области, при переходе в псевдоожиженное состояние зачастую протекают в кинетической области. Вследствие интенсивного перемешивания массообмен завершается вблизи распределительной решетки: градиент концентраций практически исчезает. По этой причине в пределах одного псевдоожиженного слоя невозможно без специальных мер осуществление процессов в противотоке фаз. Для осуществления противотока в системах с кипящим слоем аппарат секционируют по высоте (ступенчато-противоточные процессы).

Процессы с кипящим слоем имеют ограниченные возможности интенсификации по сравнению с другими слоевыми процессами вследствие того, что расход газа зависит от гидродинамических характеристик слоя и его увеличение при сохранении постоянного гранулометрического состава и прочих равных условий приводит к нарушению однородности кипящего слоя и значительному пылевыносу. Интенсификация процессов в кипящем слое и уменьшение уноса достигаются повышением давления в печи [75]. При этом резко снижается степень расширения слоя, что позволяет увеличить расход газа без увеличения размеров печей. При постоянной степени расширения кипящего слоя с широким гранулометрическим составом повышение давления значительно уменьшает унос за счет снижения линейной скорости газового потока. Изучение влияния давления на ход восстановления окислов железа водородом в кипящем слое показало, что в условиях значительного избытка восстановителя, небольшой высоты слоя и температур до 600°C повышение давления ускоряет процесс восстановления, но по мере увеличения давления его влияние уменьшается [76]. Эффективность увеличения давления зависит от крупности материала.

Для восстановления железных руд в кипящем слое существуют газодинамические и температурные ограничения, которые лимитируют его скорость. Из-за наличия верхнего предела псевдоожижения оптимальный вариант гидродинамики кипящего слоя обеспечивается при более низких скоростях газа, чем это необходимо для восстановления рудных частиц. Большим недостатком процессов восстановления в кипящем слое является слипание частиц, ограничивающее развитие реакций восстановления и нарушающее стабильность кипящего слоя. Многие руды, температура начала спекания которых выше 900°C , при восстановлении в кипящем слое начинают слипаться уже при $600\text{--}700^{\circ}\text{C}$.

Склонность частиц к слипанию наблюдается при достижении $\varphi_k = 25\div 30\%$ ($2\div 4\%$ $\text{Fe}_{\text{мет}}$) и имеет место до $\varphi_k = 50\div 60\%$ [76]. Затем она снижается, а при содержании 95% $\text{Fe}_{\text{мет}}$ частицы снова приобретают большую склонность к слипанию. В отличие

от спекшихся кусков материала, которые образуются при температурах выше $900\text{--}1000^{\circ}\text{C}$, слипшиеся частицы механически непрочны: достаточно незначительного механического воздействия, чтобы подвижность слоя восстановилась. Слипание частиц находится в прямой зависимости от природы материала, температуры и величины контактной поверхности и в обратной зависимости от кинетической энергии частиц. Например, слой крупного материала может кипеть при температуре выше 870°C , тогда как слой тонких фракций перестает кипеть при 760°C [77].

С повышением температуры силы сцепления частиц увеличиваются. Так, при восстановлении руды конвертированным газом при $830\text{--}900^{\circ}\text{C}$ слипание происходит через $3\text{--}4$ мин, а при $730\text{--}750^{\circ}\text{C}$ — через $14\text{--}15$ мин [74]. Наличие на контактной поверхности окислов железа и пустой породы снижает силы сцепления. Слипание уменьшается при использовании крупнозернистой руды или окатышей, увеличении скоростей газа, восстановлении руды в смеси с неспекающимися материалами (бластирование слоя или гетерогенный слой), создании на поверхности частиц предохранительной пленки в виде карбидов железа или сажистого углерода, а также восстановлении руды при непрерывной загрузке и выгрузке. Наиболее эффективным способом борьбы со слипанием является применение крупнозернистых материалов. Так, при использовании сырья крупностью > 4 мм температура процесса может быть доведена до 900°C без опасности слипания¹. Восстановление при этом протекает быстро и до высоких степеней металлизации (около 97%). Окатыши крупностью $2\text{--}5$ мм можно восстанавливать до степени металлизации $95\text{--}97\%$ без слипания при температурах до $840\text{--}860^{\circ}\text{C}$ [76].

Недостатком процессов восстановления железных руд в кипящем слое является также невысокая степень использования газа-восстановителя, которая определяется относительно низким верхним температурным пределом этих процессов, а также невозможностью организации противотока из-за интенсивной циркуляции твердой и газовой фаз. Следствием этого являются повышенный расход тепла и низкая удельная производительность реакторов. При восстановлении водородом степень использования его не превышает $5\text{--}10\%$, а при восстановлении окисью углерода скорость реакции еще ниже вследствие самопроизвольного развития реакции разложения окиси углерода при низких температурах. Восстановление руды целесообразно осуществлять в двух- или трехкамерных реакторах кипящего слоя при противотоке газа и руды. В таком реакторе можно создать для каждой стадии оптимальные условия по концентрации восстановителя и температуре в слое и повысить удельную производительность.

¹ Бондаренко Б. И. Восстановление железорудных материалов в кипящем слое продуктами конверсии природного газа. Канд. диссертация. Ин-т газа АН УССР, 1968.

Схема расчета

Расчет реакторов с кипящим слоем производится по номограммам, устанавливающим зависимость между содержанием Fe , Re и Nu [78]. По характеристикам восстанавливаемой руды и газа (гранулометрический состав и удельный вес руды, кинематическая вязкость и удельный вес газа) рассчитывают критерий Федорова. По номограмме (рис. 30) в зависимости от значения Fe находят значения Re (Re' и Re'') и Nu . По критерию Рейнольдса определяют скорость начала псевдоожижения ω_0 и оптимальную

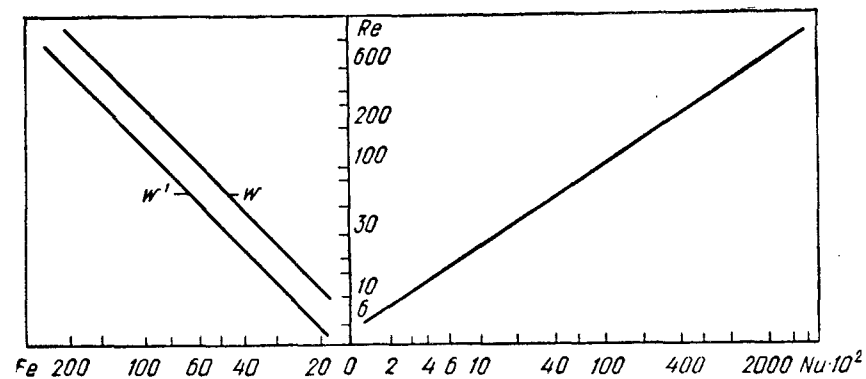


Рис. 30. Номограмма для расчета основных аэродинамических параметров реакторов с кипящим слоем для восстановления железных руд

скорость кипения $\omega_{\text{опт}}$, в зависимости от которой и расхода газа выбирают поперечное сечение (диаметр) реактора. Величина расхода газа рассчитывается по данным материального баланса с учетом равновесных соотношений в газовой фазе (реакция водяного газа). Высота зон реактора (камер) определяется из условий расширения слоя при кипении [формула (IV-16)] с учетом конструктивных особенностей. По критерию Нуссельта определяют коэффициент теплопередачи α_s , с помощью которого по формуле (IV-21) вычисляют среднелогарифмическую разность температур Δt . Учитывая, что интенсивное перемешивание кипящего слоя приводит к выравниванию температур частиц руды и газа, расчетная разность температур Δt принимается постоянной по всей высоте слоя и равной разности температур газа и руды на выходе из слоя. Температуру газа на выходе из слоя рассчитывают, решая систему уравнений:

$$\Delta t = t_r'' - t_m, \quad (IV-23)$$

$$t_r'' = t_r' - (t_r' - t_m) \frac{k}{(k+1)}, \quad (IV-24)$$

где k — температурный коэффициент ($k = \frac{\alpha_s S_m}{F_{\omega} C_r}$).

Время пребывания материала в реакторе τ вычисляют по формуле

$$\tau = \frac{\gamma_m H F}{A}. \quad (IV-25)$$

Подробное изложение схемы и методики расчета реакторов кипящего слоя изложены в работах [74, 78].

Основные элементы конструкции

Реактор кипящего слоя представляет собой футерованную цилиндрическую шахту, разделенную на несколько камер с помощью горизонтальных подин. Профиль реактора может быть прямоугольным или коническим. Верхняя камера используется для сушки и нагрева концентрата и охлаждения отходящих газов. Последующие камеры являются реакционными, при необходимости охлаждения восстановленного продукта внизу печи устраивается соответствующая камера. Основными элементами реакторов являются газораспределительные и переточные устройства. В качестве газораспределительных устройств применяются решетки и диафрагмы, причем решетки обеспечивают более равномерное распределение газа по сечению реактора. Необходимо отметить, что для высокотемпературных процессов с псевдоожиженным слоем плоские решетки непригодны для длительной эксплуатации вследствие малой прочности и быстрого образования трещин. Большей работоспособностью характеризуются сводчатые (арочные) решетки. Газораспределительные решетки выполняются металлическими (в том числе из жаропрочной стали) и керамическими (шамот, огнеупорная масса и др.). В последнее время для изготовления решеток применяют жаростойкий бетон. В зависимости от размеров реактора решетки изготавливаются монолитными или сборными. Для герметичности кожух реактора и решетки соединяются опорным поясом, а для предотвращения образования трещин в решетке предусматриваются температурно-усадочные швы.

Непрерывное перемещение шихты в многокамерных реакторах осуществляется путем ее перетока по каналам, соединяющим соседние камеры. Обычно переточное устройство выполняется в виде переливных труб (цилиндрические, конические, с внутренним и внешним расположением и др.). Условиям высокотемпературного восстановления в кипящем слое лучше всего отвечают эжекторные переточные устройства принудительного действия, которые позволяют достаточно точно регулировать количество транспортируемой шихты при перемещении ее из одной камеры в другую.

Процесс водород—железо

Процесс водород—железо¹ разработан фирмами Хайдрокор-бон Рисерч и Бетлехем Стил (США) [5]. В 1953 г. в Трентоне (США) для отработки технологии процесса была сооружена установка производительностью 10 *т/сутки*. Следующим шагом в развитии процесса было строительство в 1959—1961 гг. 50-*т* установки на заводе фирмы Аллан Вуд Стил в Коншохокене (США) и 120-*т* установки (мощность реактора около 180 *т/сутки*) на заводе фирмы Бетлехем Стил в Верноне (США). Сущность процесса заключается в восстановлении тонкоизмельченного железорудного материала (0,04—0,8 мм) водородом в кипящем слое при температуре 480—540° С и избыточном давлении до 35 ат. Выбор низкой температуры восстановления объясняется опасностью сгорания при температуре выше 540° С, а высокого давления — стремлением увеличить скорость восстановления при низких температурах, упростить систему регенерации водорода, уменьшить размеры аппаратуры и, следовательно, капитальные затраты. Обеспечение процесса теплом осуществляется за счет физического тепла водорода и железорудного материала, подаваемых в реактор нагретыми до температуры процесса.

Водород получают при паровой или кислородной конверсии природного газа с последующими доконверсией окиси углерода и отмывкой образующейся углекислоты с помощью растворов моноэтаноламина или K_2CO_3 . С целью сокращения расхода топлива и кислорода, а также снижения содержания в конвертированном газе паров воды и углекислоты природный газ и кислород перед конверсией подогревают. Для полного удаления окиси углерода конвертированный газ после отмывки углекислоты обрабатывают медно-аммиачным раствором. Получаемый восстановительный газ содержит 95—97% H_2 , 3% N_2 и незначительные примеси CO и CH_4 .

Степень металлизации губчатого железа составляет 95—98%. В связи с низкой температурой восстановления порошкообразное губчатое железо получается пирофорным. Пирофорность устраняется нагревом губчатого железа до 650—870° С с последующим охлаждением в восстановительной или нейтральной атмосфере, а также брикетированием горячего губчатого железа. Губчатое железо используется вместо скрапа при выплавке в электропечах качественных сталей (в брикетах или в виде порошка). Порошкообразное губчатое железо применяется также для изготовления металллокерамических деталей и покрытий сварочных электродов.

На рис. 31 показана технологическая схема процесса. Концентрат, предварительно нагретый до 480°C во вращающейся печи, загружается в приемный бункер-шлюз. По окончании загрузки

концентрата бункер продувается природным газом или углекислотой. После продувки в бункере с помощью водорода создается давление, на 10,5 ат превышающее давление в реакторе, в результате чего концентрат из бункера поступает в реактор, в котором восстанавливается водородом, последовательно проходя из одной зоны в другую. На установке в Коншохокене в трехзонном реакторе степень восстановления железа составляла 47% в пер-

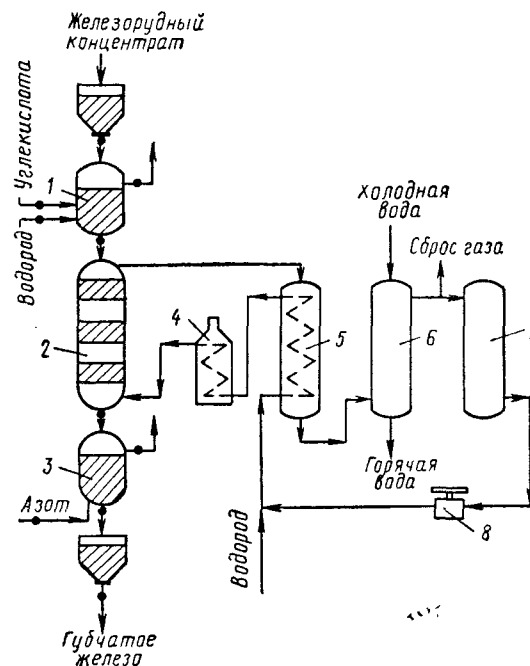


Рис. 31. Схема процесса водород — железо:

- 1 — приемный бункер-шлюз;
2 — реактор; 3 — разгрузочный
бункер-шлюз; 4 — газоподогре-
ватель; 5 — теплообменник;
6 — скруббер; 7 — холодиль-
ник; 8 — компрессор

вой зоне, 87% во второй и 98% в третьей. Из нижней зоны губчатое железо выдается в разгрузочный бункер-шлюз, в котором продувается азотом, после чего перегружается в бункер готовой продукции.

Несмотря на периодическую загрузку концентрата и выгрузку губчатого железа, процесс восстановления протекает непрерывно. Водород подается сначала в теплообменник рекуперативного типа, где нагревается за счет тепла отходящего из реактора газа до 370° С, а затем в нагреватель, где подогревается до 540° С, после чего поступает в нижнюю зону реактора.

Для повышения степени использования и сокращения удельного расхода водорода предусматривается его рециркуляция. Отходящий из реактора водород, в котором содержится 5—6% водяных паров, последовательно проходит теплообменник, скруббер и фреоновый холодильник. В скруббере водород охлаждается

¹ Название процесса произошло от английского H-iron.

до 35° С и очищается от пыли и паров воды, в холодильнике производится охлаждение водорода до 10—12° С. Применение высокого давления и низких температур дает возможность осушить водород почти полностью (содержание влаги не превышает 0,06%). При атмосферном давлении удаление из водорода 5—6% водяных паров невозможно (при 35° С остаточное содержание водяных паров в насыщенном газе составляет при атмосферном давлении 5,5%, а при избыточном давлении 30 ат 0,2%). Осушенный водород компримируется до 35 ат, проходит теплообменник, нагреватель и возвращается в реактор. Часть водорода выводится из оборотного цикла во избежание накопления в нем инертных газов. Применение оборотного цикла позволяет сократить удельный расход водорода до 650—750 м³/т восстановленного железа. Количество циркулирующего водорода составляет при этом около 8000 м³/т. При таком расходе скорость газа в реакторе обычно составляет 0,3—0,45 м/сек.

На установке в Трентоне применяли реактор диаметром 0,9 и высотой 9,2 м (высота зон восстановления 4,6 м). Емкость реактора по руде около 5 т, время пребывания руды в реакторе 8—12 ч. На установке в Коншохокене восстановление магнетитового концентрата (72% Fe) производят в трехподовом реакторе диаметром 1,7 и высотой 28,6 м. Емкость реактора по концентрату 45 т. Время пребывания концентрата в реакторе около 6 ч. Производительность установки для производства водорода составляет 1400 м³/ч. Четырехзонный реактор в Верноне имеет диаметр около 2 и высоту 37,2 м. Для обеспечения производительности 1000 т/сутки потребуется реактор диаметром 6,5—7 м. На 1 т губчатого железа на установке в Коншохокене расходуют 1,4 т концентрата, 630—685 м³ водорода, 175 м³ кислорода, 40 м³ азота и 120 кВт·ч электроэнергии. Расход тепла 4,8 млн. ккал/т губчатого железа.

Капитальные затраты на строительство установки производительностью 18 тыс. т/год составили 3,5 млн. долл. Капитальные затраты на сооружение на Западном побережье Канады установки мощностью 165 тыс. т в год оцениваются в 8,23 млн. долл., в том числе на производство водорода (паровая конверсия природного газа) 2,55 млн. долл., на подготовку и восстановление руды 4,9 млн. долл. Стоимость 1 т железа по проекту составляет около 30 долл., в том числе 80% приходится на сырье и топливо [79]. Была сделана также предварительная оценка показателей работы более мощной установки в составе двух реакторов производительностью 1000 т/сутки каждый [79].

Расчеты показали, что капитальные затраты на строительство такой установки составят 23—24 млн. долл. На 1 т восстановленного железа будет расходоваться 525 кг жидкого топлива и 190 м³ кислорода. Установку будут обслуживать 20 человек в смену.

Способ Шипли (Ni-железо)

Способ Шипли был разработан фирмой Юнайтед Стейтс Стил на опытной установке производительностью 2 т/сутки губчатого железа [5]. Процесс заключается в восстановлении мелкой руды конвертированным природным газом (паровая конверсия) в кипящем слое при температуре 700° С и избыточном давлении 4 ат (рис. 32). Руда крупностью менее 1,65 мм нагревается отходящим из восстановительного реактора газом до 375° С, а затем до 925° С

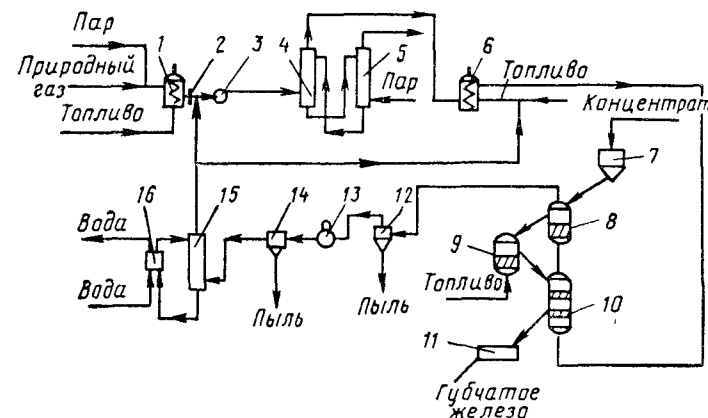


Рис. 32. Схема способа Шипли:

1 — установка конверсии; 2 — холодильник; 3 — компрессор; 4 — абсорбер (поглотитель CO₂); 5 — регенератор МЭА-раствора; 6 — газоподогреватель; 7 — бункер концентрата; 8, 9 — печи для подогрева концентрата; 10 — двухподовый восстановительный реактор; 11 — холодильник; 12 — циклон; 13 — котел-утилизатор; 14 — электрофильтр; 15 — скруббер; 16 — теплообменник

в отдельной печи с газовым или нефтяным обогревом. Нагретая руда поступает в двухподовый реактор кипящего слоя, куда подается горячий газ. Температуру в реакторе поддерживают в пределах 600—760° С. При температуре ниже 600° С губчатое железо получается пирофорным, а выше 760° С начинается слипание частиц губчатого железа. Губчатое железо (90—95% Fe) охлаждают и брикетируют.

Конвертированный газ (6,1% CO₂, 16,1% CO, 72,6% H₂, 3,8% H₂O, 1,4% N₂) охлаждают, смешивают с оборотным газом, компримируют и подвергают очистке от углекислоты раствором моноэтаноламина. Очищенный от CO₂ газ (74,7% H₂, 13,8% CO, 1,5% H₂O и 10% N₂) нагревают в газоподогревателе до 870° С и подают в реактор. Вследствие более высокой температуры восстановления степень использования газа в способе Шипли выше, чем в процессе водород—железо, и составляет 35—40%. Отходящий газ (5,9% CO₂, 27,5% H₂O, 7,9% CO, 48,7% H₂ и 10% N₂) после использования его физического тепла для предварительного

подогрева руды очищают от пыли в циклоне, охлаждают в котле-утилизаторе, подвергают тонкой пылеочистке в электрофильтре и очистке от влаги в скруббере-охладителе. Часть очищенного от пыли и влаги оборотного газа (4—5%) выводят из системы во избежание накопления в ней азота сверх 10% и используют в качестве топлива. Оставшийся в системе оборотный газ смешивают с охлажденным конвертированным газом. Расход восстановительного газа в реакторе составляет $1900 \text{ м}^3/\text{т}$, расход природного газа на конверсию $170 \text{ м}^3/\text{т}$ железа.

Опытная установка производительностью 2 т/сутки на заводе Саут Чикаго (США) представляла собой два реактора из нержавеющей стали диаметром $0,42 \text{ м}$, установленных друг над другом для перегрузки руды самотеком. Каждый реактор окружен рубашкой с газовым обогревом для поддержания необходимой температуры. Уровень кипящего слоя в первом реакторе составлял около $1,7$, во втором $3,7 \text{ м}$. Скорость газа $0,46 \text{ м/сек}$.

Фирма Ориноко Майнинг строит завод в Сюадад Гуайяна (Венесуэла) мощностью 1 млн. т брикетов губчатого железа ($86,5\% \text{ Fe}$) в год по способу Шипли [80]. По другим данным [81], мощность завода составит $1,5 \text{ млн. т/год}$, а брикеты будут содержать более $90\% \text{ Fe}$. На этом заводе исходная руда крупностью до 13 мм будет подвергаться сушке, дроблению до крупности $1,65 \text{ мм}$ и грохочению. Фракцию $< 1,65 \text{ мм}$ будут восстанавливать в реакторе диаметром $6,7 \text{ м}$, а губчатое железо брикетировать в двухвалковых прессах. Стоимость строительства завода оценивается в 80 млн. долл.

Процесс ФИОР

Процесс ФИОР¹ был разработан фирмой Эссо Рисерч энд Энджиниринг в Батон Руже (США) на установке производительностью 5 т/сутки [82].

Схема процесса ФИОР приведена на рис. 33. Руда подвергается сушке и измельчению, после чего загружается в многоступенчатый реактор с кипящим слоем, куда снизу подается восстановительный газ. В качестве топлива в процессе используют природный газ или жидкие продукты перегонки нефти, например мазут и лигроин. Для получения восстановительного газа природный газ подвергают паровой конверсии или частичному окислению, а жидкие продукты перегонки нефти — термическому разложению. В процессе ФИОР могут быть использованы углеводороды и без предварительной подготовки [83]. Восстановление происходит при температуре около 700°C . Степень металлизации можно регулировать в пределах $30—97\%$, обычно она составляет $90—95\%$.

¹ Название процесса произошло от первых букв слов Fluid Iron Ore Reduction (восстановление железной руды в кипящем слое) FIOR.

Губчатое железо ($92—93,5\% \text{ Fe}_{\text{общ}}$, $83,5—89,6\% \text{ Fe}_{\text{мет}}$, $0,01—0,015\% \text{ S}$, $0,16\% \text{ P}$ и $0,03—0,1\% \text{ C}$) представляет собой мелкий порошок крупностью до $2—5 \text{ мм}$, однородный по составу. Объемная масса губчатого железа около 2 т/м^3 . В связи с тем что губчатое железо содержит $25—45\%$ мелочи размером менее $0,044 \text{ мм}$, его брикетируют. Брикеты губчатого железа размером $89 \times 63 \times 38 \text{ мм}$

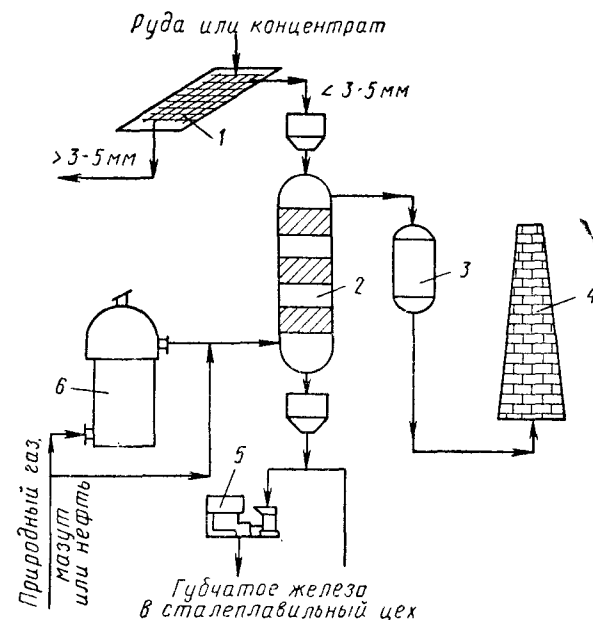


Рис. 33. Схема процесса ФИОР:

1 — грохот; 2 — реактор; 3 — газоочистка; 4 — дымовая труба; 5 — брикетный пресс; 6 — конвертер

и массой около 800 г имеют высокую прочность (сопротивление раздавливанию превышает 2720 кГ/брикет). Объемная масса брикетов $2,25—2,65 \text{ т/м}^3$, удельный вес $5,3—6,0 \text{ г/см}^3$, теплопроводность $117 \text{ ккал/(м} \cdot \text{ч} \cdot ^\circ \text{C)}$, электросопротивление $0,26 \text{ ом} \cdot \text{мм}^2/\text{м}$. Брикеты ФИОР могут быть использованы взамен скрапа при выплавке стали.

В 1965 г. была сооружена установка производительностью 300 т/сутки на заводе фирмы Империзл Ойл Энтерпрайсиз в Дартмуте (Канада). Стоимость строительства установки 11 млн. долл. Основываясь на опыте работы установки в Дартмуте, фирма Эссо предполагает в ближайшее время осуществить строительство ряда промышленных установок производительностью $3—4 \text{ тыс. т}$ губчатого железа в сутки [51].

Процесс Новальффер-Ониа

Процесс Новальффер был разработан во Франции фирмой Ониа в начале 50-х годов [5, 51]. Первоначально испытания процесса проводили на опытной установке производительностью 200 кг/сутки в Тулузе. В 1958 г. была сооружена 10-м установка, которую впоследствии реконструировали с доведением производительности до 25—30 т/сутки. В настоящее время в Тулузе строится 60-м установка. Технология процесса заключается в восстановлении руды или концентрата крупностью 0,05—1,5 мм в кипящем слое при 580—750° С и избыточном давлении 0,5 ат. Отличительной чертой процесса является высокая скорость восстановительного газа, которая значительно превышает начальную скорость псевдооживления, что предотвращает слипание частиц восстановленного железа при температурах процесса. Так, для железной руды крупностью < 0,4 мм при начальной скорости псевдооживления водородом 0,15 м/сек скорость газа, при которой не происходит слипание, составляет:

Температура, °С	500	550	600	700	800
Скорость газа, м/сек	0,22	0,30	0,35	0,40	0,43

При переработке бедных руд скорость восстановления увеличивается с ростом температуры, причем максимальная степень восстановления достигается во всем интервале температур 550—900° С. Поведение богатых руд отличается некоторыми особенностями. Так, при переработке гематитов (69% Fe) максимальная степень восстановления достигалась только при 550 и 900° С, а в интервале 600—750° С скорость восстановления резко падала при достижении степени восстановления 70—75%. Это явление связано с рекристаллизацией восстановленного железа на поверхности зерен вюститита, что препятствует диффузии водяных паров из зоны реакции. При температуре ниже 570° С это явление не имеет места вследствие термодинамической неустойчивости вюститита. При температурах более 900° С это явление исчезает из-за увеличения скорости диффузии.

Восстановительный газ получают при циклическом крекинге природного газа паром с последующими дожиганием части газа кислородом, конверсией окиси углерода и отмывкой углекислоты. При этом получают газ, содержащий 86,5% H₂, 6% CO, 7% N₂ и 0,5% (CO₂ + CH₄). Наряду с этим газом применяют водород, содержащий 6% азота, полученный при дистилляции газов синтеза аммиака.

Степень восстановления губчатого железа составляет 75—95%. При переработке богатых руд во избежание слипания частиц степень восстановления в зависимости от температуры составляет:

Температура, °С	750	700	650	600	580
Степень восстановления, %	75	78	82	88	92

Губчатое железо используется при выплавке качественных сталей, для производства чистого литого железа и в порошковой металлургии. В процессе испытаний опытной установки были опробованы три схемы. При работе по первой схеме предварительный нагрев руды до 800° С осуществляли в трехступенчатой

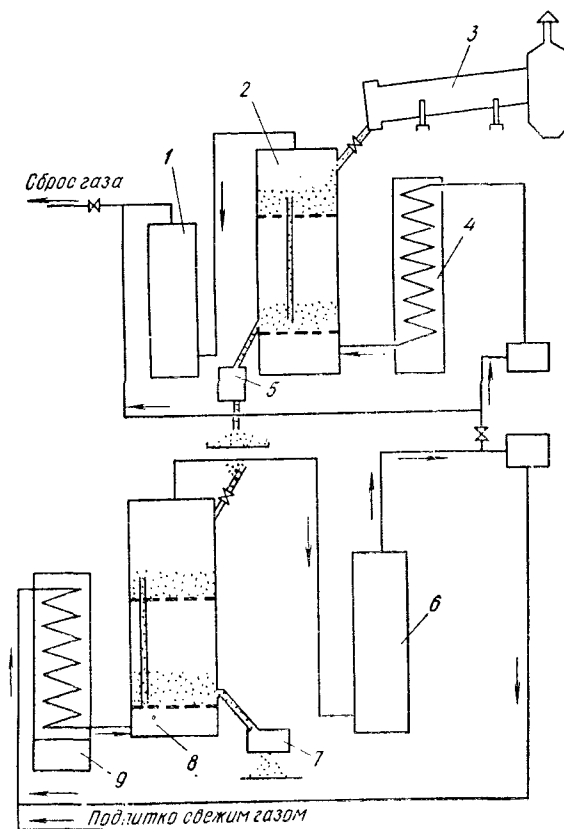


Рис. 34. Схема процесса Новальффер-Ониа:

1 — газоочистка I ступени; 2 — редактор I ступени; 3 — вращающаяся печь; 4 — газоподогреватель I ступени; 5 — холодильник I ступени; 6 — газоочистка II ступени; 7 — холодильник II ступени; 8 — реактор II ступени; 9 — газоподогреватель II ступени

печи кипящего слоя с внутренним диаметром 1,5 м (расход природного газа на нагрев 25 м³/т руды). Нагретую руду восстанавливали в одноподовом реакторе, внутренний диаметр которого 1,2 и высота 6 м. Расход восстановительного газа составлял 2500 м³/ч (скорость газа около 0,6 м/сек). В дальнейшем (вторая схема) для предварительного нагрева руды до 810° С применили вращающуюся печь, а для восстановления — двухзонный реактор (внутренний диаметр реактора в верхней зоне 1,8, в нижней зоне 1,65 м).

Впоследствии установка была реконструирована для работы по третьей схеме, которая отличается применением для восстановления руды двух реакторов с кипящим слоем (рис. 34). Нагре-

тая во вращающейся печи руда загружается в первый двухзонный реактор, где восстанавливается на 75% при 680—700°С, после чего охлаждается в холодильнике. Передача руды из одной зоны в другую производится с помощью переточных устройств, позволяющих регулировать расход руды. Охлажденная частично металлизированная руда подвергается окончательному восстановлению (до 90%) во втором двухзонном реакторе при 580—600°С. Губчатое железо непрерывно выгружается из реактора в холодильник, в котором охлаждается до 80°С.

Восстановительный газ перед подачей в реактор подогревается до 760°С. При переходе из одной зоны реактора в другую газ подвергается очистке от пыли во встроенных циклонах. Отходящий из реактора газ проходит котел-утилизатор, скруббер и возвращается в процесс через газонагреватель. Каждый реактор оборудован оборотным циклом газа, которые связаны между собой. При этом подпитка свежим восстановительным газом производится через оборотный цикл второго реактора, а сброс части газа — из оборотного цикла первого реактора.

Применение двух реакторов особенно целесообразно в случае восстановления богатых железных руд, так как в результате промежуточного охлаждения металлизированной руды и повторного ее нагрева удастся избежать явления рекристаллизации восстановленного железа на зернах вюстита и тем самым интенсифицировать процесс с достижением степени восстановления 90% и более. В табл. 16 приведены показатели работы установки по трем схемам. В настоящее время фирма Она проектирует установки производительностью 100—200 *т/сутки*.

Т а б л и ц а 16

Показатели работы опытной установки

Показатель	Температура восстановления, °С, при работе по схеме					
	первой		второй			третьей 680—700* 580—600
	600	700	680— 700	650— 690	570— 640	
Степень восстановления, %	78	78	75	82	91	75 90
Производительность по губчатому железу, <i>т/сутки</i>	13	15,4	27,6	18,6	12	10
Расходы на 1 <i>т</i> железа:						
сухой руды, <i>т</i>	1,475	1,48	1,45	1,50	1,51	1,515
природного газа, <i>м³</i>	480	410	159	200	222	189
кислорода, <i>м³</i>	40	84	16	22	44	17
водорода, <i>м³</i>	—	—	612	735	922	702
электроэнергии, <i>квт·ч</i>	560	420	163	235	355	178

* В числителе приведены показатели работы первого реактора, в знаменателе — второго реактора.

Способ Футакучи

Способ Футакучи был предложен и разработан в Японии фирмой Нихон Редакши Айрон [84]. В 1960 г. на заводе фирмы Фукоку Ойл Гэс была сооружена опытная установка производительностью 10 *т/сутки* губчатого железа. Отличие способа Футакучи от других процессов восстановления в кипящем слое состоит в подводе тепла в зону реакции извне. Топливом-восстановителем является природный газ, нефтяной газ или нефть.

Железная руда предварительно смешивается с катализатором, ускоряющим процесс разложения углеводородов природного газа и обжигается при 500—800°С. Обоженная руда загружается в реактор, куда противотоком подается природный газ. При контакте со смесью руды и катализатора происходит крекинг природного газа с образованием водорода и сажистого углерода, которые восстанавливают руду при 800—900°С. При этом слипания частиц губчатого железа не происходит. Необходимая температура поддерживается за счет наружного отопления реактора. Отходящий из реактора газ очищается от пыли, проходит теплообменник, установку отмывки газа от углекислоты, холодильник и подается в смеситель, куда добавляется природный газ. Смешанный газ подогревается в теплообменнике до 150—250°С и направляется в реактор.

Губчатое железо содержит до 85% $Fe_{мет}$ и характеризуется низким содержанием углерода. После выгрузки из реактора оно охлаждается и используется при выплавке стали в электропечах. Расход природного газа на нагрев и восстановление составляет 400—450 *м³/т* губчатого железа.

Успешная работа опытной установки позволила перейти к проектированию промышленной установки производительностью 300 *т/сутки*. Фирма Нихон Редакши Айрон предполагала сооружение 40 таких установок для переработки железистых песков на побережье Минданао (Филиппины) и в Куала-Лумпур (Малайзия): по 20 печей в каждой стране. Первые две установки уже строятся.

Процессы восстановления железных руд, разрабатываемые в СССР

В Институте газа АН УССР в конце 50-х годов был разработан процесс получения губчатого железа в кипящем слое, сущность которого заключается в восстановлении железных руд при температуре около 900°С конвертированным газом, получаемым при высокотемпературной кислородной конверсии природного газа [74]. Для отработки процесса на заводе «Запорожсталь» построен опытно-промышленный пятизонный реактор производительностью 50 *т/сутки* [75]. По проекту исходным сырьем для производства

губчатого железа является криворожская железная руда (67% Fe) и окатыши из концентратов обогащения криворожских кварцитов (65% Fe) крупностью 1—6 мм. В зависимости от расхода кислорода ($\alpha = 0,3 \div 0,39$) в конвертированном газе содержится 25—30% CO, 50—55% H₂, 5—10% CH₄, 1—2% CO₂ и 5—15% H₂O. Губчатое железо (85—91% Fe_{общ}, 72—83,5% Fe_{мет}, 1% C) предполагается использовать вместо скрапа в шихте электропечей.

Реактор представляет металлическую сварную шахту, футерованную жароупорным бетоном (толщина футеровки в нижней части 470, в верхней части 355 мм) и разделенную по высоте решетками на пять зон. Внутренний диаметр реактора 1,5 м, общая высота 14 м. Решетки, разделяющие реактор на зоны, выполняются из жароупорного бетона. Диаметр отверстий в решетках 10 мм, живое сечение 2,4%. Для передачи материала из одной зоны в другую на каждую решетку реактора устанавливается по три переточных устройства эжекционного типа. В качестве транспортирующего агента используется оборотный газ (51% H₂, 29% CO, 18,5% CO₂ и 1,5% H₂O), изменением расхода которого регулируют скорость схода шихты.

Конверсия природного газа осуществляется в стационарной горелке конструкции Института газа АН УССР. Горячий конвертированный газ разбавляется холодным оборотным газом и подается в зону восстановления реактора при температуре 1000° С. Перед поступлением в зону восстановления конвертированный газ смешивается с газом, поступающим из зоны охлаждения. Подача конвертированного газа осуществляется под решетку зоны окончательного восстановления. Избыточное давление природного газа, кислорода и оборотного газа до 4 ат. Отработанный газ (39,5% H₂, 22,7% CO, 14,6% CO₂ и 23,2% H₂O) с температурой 400° С и избыточным давлением до 1,5 ат отводится из реактора и подается на газоочистку. Часть очищенного отработанного газа (2190 ккал/м³) проходит через газодувку для повышения давления газа и подается в реактор (оборотный газ): в зону охлаждения, к горелкам и переточным устройствам. Остальной газ после очистки сбрасывается в газовую сеть завода. На 1 т губчатого железа по проекту расходуют 1,38 т окатышей или 1,44 т руды, 500 м³ природного газа и 350 м³ кислорода. Расход восстановительного газа 2500 м³/т губчатого железа.

Реактор запроектирован в составе опытно-промышленной установки для прямого получения железа, в которую, кроме него, входит и шахтная печь производительностью 100 т/сутки. Установку обслуживает 31 человек. Капитальные затраты на сооружение установки составляют около 650 тыс. руб., из них примерно половина приходится на реактор и его вспомогательное оборудование. Проектная себестоимость губчатого железа примерно на 18% ниже себестоимости чугуна. До настоящего времени реактор не эксплуатировался.

По расчетам Института газа АН УССР, для производства 1000 т/сутки губчатого железа реактор с кипящим слоем должен иметь следующие размеры: внутренний диаметр реактора сверху 5,7, внизу 3,8 м, высота рабочего пространства 17 м, общая высота реактора 29 м [85]. Общее время пребывания материала в реакторе при температуре 900° С составит 3 ч, в том числе в зоне нагрева 1 ч, в зоне восстановления 1,2 ч. Удельная производительность такого реактора по железу составит 3,3 т/(м³·сутки).

В Институте газа АН УССР был также разработан способ получения губчатого железа для аккумуляторной промышленности путем восстановления богатых концентратов (69% Fe) в кипящем слое с использованием конвертированного газа, получаемого воздушной конверсией природного газа [76]. Для дальнейшей отработки процесса сооружена установка производительностью 2 т губчатого железа в сутки с двухступенчатым реактором диаметром 250—450 мм.

Таблица 17

Сравнение показателей производства губчатого железа в реакторах с кипящим слоем

Показатель	Способ производства				
	водород — железо (США)	Шипли (США, Венесуэла)	Новаля-фер (Франция)	ФИОР (Канада)	Института газа АН УССР (СССР)
Температура, °С	480—540	600—760	580—750	700	900
Избыточное давление, ат	До 35	4	0,5	Атм.**	До 4
Скорость газа, м/сек	0,3—0,45	0,46	0,3—0,6	Нет св.	0,3—0,8
Состав восстановительного газа, %:					
CO	Сл.	14	6	Нет св.	25—30
CO ₂	»	—	0,3	» »	1—2
H ₂	95—97	75	86,5	» »	50—55
CH ₄	Сл.	—	0,2	» »	До 5
N ₂	3	10	7	» »	1—2
H ₂ O	—	До 1,5	—	» »	5—15
Степень использования газа, %	5—10	35—40	Нет св.	» »	35—40
Крупность частиц, мм	0,04—0,8	До 1,65	0,05—1,5	2—5	1—6
Характеристика губчатого железа *	П	Н	Н	Н	Н
Степень металлизации, % . . .	95—98	До 95	75—95	90—95	85—90
Расходы на 1 т губчатого железа, м ³ :					
водорода	630—685	—	700	—	—
природного газа	—	Нет св.	190—220	Нет св.	500
кислорода	175	—	20—40	» »	350

* П — пирофорное, Н — непирофорное.

** Атмосферное.

В Институте нефти АН СССР проведены исследования по восстановлению железной руды крупностью 0,1—3 мм в кипящем слое сырым природным газом при 800—870° С в присутствии избытка металлического железа [39]. Опыты проводили в реакторе диаметром 140 мм при высоте слоя руды 0,7—1,0 м. Отличительной чертой процесса является наличие избытка металлического железа в слое, что позволяет предотвратить слипание частиц вследствие выделения на их поверхности сажистого углерода и сохранить подвижность слоя. Степень восстановления составляла более 90%.

В Институте металлургии им. А. А. Байкова разработан процесс восстановления гранулированных или измельченных железорудных материалов крупностью более 0,25 мм во взвешенно-фонтанирующем слое (Имет-процесс) [86]. Восстановление проводили при 800—1000° С, причем даже при температуре 1000° С слипания частиц или их налипания на стенки реактора не наблюдалось. Степень восстановления составляла 90—95% и более. При восстановлении во взвешенно-фонтанирующем слое удаляется 20—50% серы и 15—40% фосфора [76].

В табл. 17 приведены показатели производства губчатого железа в реакторах с кипящим слоем.

4. ПРОИЗВОДСТВО ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА ВО ВРАЩАЮЩИХСЯ ПЕЧАХ

Применение вращающихся печей для восстановления железных руд началось в 30-е годы нынешнего столетия. В 50-е годы были разработаны новые процессы производства губчатого железа во вращающихся печах. От предложенных ранее они отличались усовершенствованной системой отопления печей, позволяющей сократить расход топлива, и более эффективной технологией переработки восстановленного продукта, способствующей улучшению качества губчатого железа и повышению экономичности процесса. Эти усовершенствования, а также специфические экономические условия в ряде стран и районов явились причиной промышленного развития производства губчатого железа во вращающихся печах.

Основы технологии

Восстановление железной руды или окатышей во вращающейся печи осуществляется с помощью твердого углеродсодержащего топлива: коксовая мелочь, битуминозный уголь, бурый уголь и его полукокс, антрацит и др. Во избежание насыщения губчатого железа серой, поступающей в печь с восстановителем, в шихту дают известняк или доломит. Восстановитель загружают в количестве, превосходящем теоретически необходимое для удаления кислорода руды (часть восстановителя используется как топливо).

Выходящий из печи продукт охлаждают и подвергают грохочению и магнитной сепарации для выделения губчатого железа, восстановителя, возвращаемого в процесс, а также золы топлива и отработанного известняка или доломита, направляемых в отвал.

Отопление печи осуществляется за счет сжигания газообразного или жидкого топлива. В зависимости от принятой системы отопления сжигание топлива производится в горелке, расположенной в разгрузочном торце печи, или в горелках, установленных на корпусе печи. При этом газ или мазут в торцевой горелке (форсунке) сжигается при недостатке воздуха с получением мягкого длинного факела. Остальной воздух, необходимый для горения топлива и дожигания окиси углерода, выделяющейся из слоя шихты при восстановлении, вдувается через фурмы, расположенные на корпусе печи, что позволяет регулировать температуру по ее длине. Опасность размягчения шихтовых материалов и настыеобразования ограничивает температуру нагрева шихты величиной 1000—1100° С в зависимости от свойств руды.

Во вращающейся печи можно выделить две области, одна из которых заполнена шихтой (обычно шихта занимает 10—20% рабочего пространства), а во второй происходит горение топлива, дожигание окиси углерода и движение газов. При противоточном движении газы увлекают с собой часть наиболее мелких материалов и уносят их из печи. В слое протекают процессы нагрева шихтовых материалов, восстановления окислов железа, разложения флюса и горения твердого топлива. За счет газификации углерода здесь постоянно поддерживается восстановительная атмосфера. Выходящий из шихты газ (преимущественно окись углерода) предохраняет восстановленное железо от окисления печной атмосферой. Между шихтой и газовой фазой непрерывно осуществляется тепловое и динамическое взаимодействие.

На рис. 35 показано характерное изменение температуры шихты, состава газовой фазы в слое и степени восстановления по длине печи. Степень восстановления руды наиболее быстро растет приблизительно в середине и медленно в конце печи. Максимуму скорости восстановления соответствует интенсивное газообразование в слое шихты, а также наличие в газе наибольшего количества окиси углерода. К концу процесса восстановления, когда содержание в шихте кислорода и углерода падает, образование газа уменьшается. При этом создаются условия, способствующие проникновению в шихту окислительных газов из печной атмосферы. Во избежание окисления этими газами восстановленного железа в шихту дают избыток восстановителя.

Скорость процесса восстановления во вращающейся печи зависит от природы и крупности руды и восстановителя, температуры шихты и состава газовой фазы в слое. Энергия активации реакции $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$ характеризует восстановимость руды и для легковосстановимых руд составляет 2—3 ккал/моль, а для трудновосстановимых 14—15 ккал/моль [87]. При круп-

ности руды 3—20 мм процесс восстановления протекает в кинетической области, с увеличением крупности более 20 мм происходит его смещение в диффузионную область. Для трудновосстановимых руд переход в диффузионную область начинается обычно при меньших значениях крупности руды. Другим процессом, определяющим скорость восстановления, является газификация

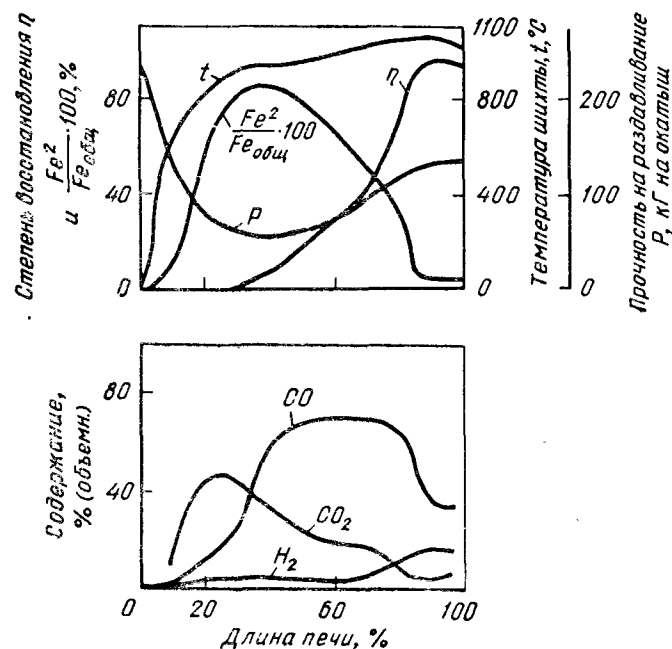


Рис. 35. Характеристика и ход процесса восстановления во вращающейся печи

углерода, так как восстановление во вращающейся печи протекает главным образом прямым путем. Однако часть образующейся окиси углерода, несмотря на небольшую толщину слоя шихты в печи, успевает восстановить некоторое количество руды, в связи с чем имеет место также и косвенное восстановление.

Расход углерода на восстановление составляет $(0,375 \div 0,75) O_p$ (O_p — количество по массе отнимаемого при восстановлении кислорода руды, кг/кг), приближаясь к верхнему пределу в связи с преимущественным протеканием прямого восстановления.

Расход углерода определяется по формуле

$$C_{\Sigma} = 0,375 O_p (\xi + 1), \quad (IV-26)$$

где ξ — количество кислорода руды, отнимаемого при прямом восстановлении, или степень прямого восстановления (обычно $\xi = 0,8 \div 0,85$).

Потребность в углероде на восстановление составляет около 40—45% общего расхода углерода в печи, 25—30% углерода сгорает, а оставшийся выходит из печи вместе с губчатым железом, защищая его от окисления. Общий расход восстановителя обычно составляет 50—60% от массы руды.

Наиболее важной характеристикой восстановителя является его реакционная способность. Зависимость скорости восстановления от вида восстановителя (реакционной способности) показана на рис. 36. Наибольшей реакционной способностью обладает бурый угольный полукокс и наименьшей — коксовая мелочь. Для достижения высокой скорости газификации углерода обычно при-

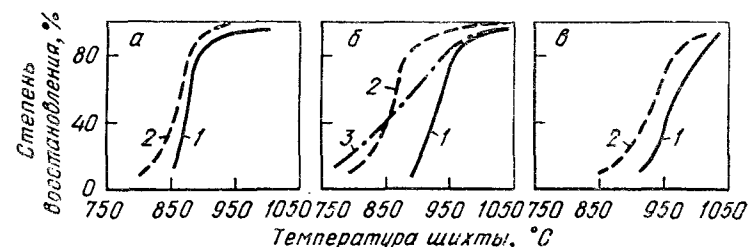


Рис. 36. Влияние вида восстановителя на ход процесса восстановления руды крупностью 5—30 мм:

а — гематитовая руда (57,6% Fe); б — то же (67,8% Fe); в — магнетитовая руда (67% Fe); 1 — коксовая мелочь (0—3 мм); 2 — каменноугольный полукокс (0—3 мм); 3 — бурый угольный полукокс (0—10 мм)

меняют восстановитель крупностью 0—5 мм. Применение восстановителей с высокой реакционной способностью позволяет снизить температуру процесса или при неизменной температуре увеличить производительность печи. Реакционная способность восстановителя оказывает решающее влияние на скорость восстановления при $\varphi_k = 50 \div 70\%$; к концу восстановления ($\varphi_k \geq 90\%$) скорость процесса определяется восстановимостью руды [87].

Большое значение для характеристики восстановителя имеет содержание в нем летучих. При обычной загрузке угля с рудой выделение летучих происходит преимущественно в зоне низких температур, когда восстановление еще не получает заметного развития. При этом выделяющиеся летучие сгорают в значительной мере бесполезно для процесса. Поэтому при таком способе загрузки стремятся применять восстановитель с невысоким содержанием летучих (не более 8—10%). При использовании восстановителя с большим содержанием летучих его целесообразно загружать в зону высоких температур с тем, чтобы летучие могли быть использованы для процесса. С увеличением содержания летучих возрастает и реакционная способность восстановителя (рис. 37). При загрузке твердого топлива в зону высоких температур выделяющиеся летучие сгорают в рабочем пространстве печи над слоем

шихты. При этом можно исключить отопление печи газом или мазутом. При работе с бурым углем во избежание увеличения расхода тепла целесообразно его предварительно подсушивать для уменьшения содержания влаги.

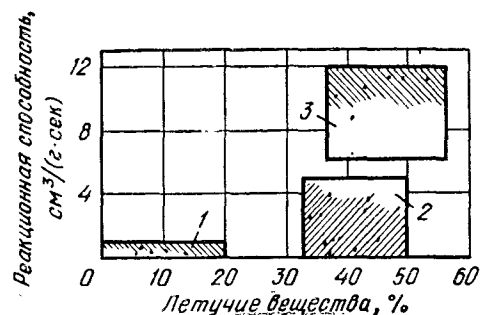


Рис. 37. Реакционная способность и содержание летучих для различных углей:

1 — кокс и антрацит; 2 — коксующиеся угли; 3 — некоксующиеся и бурые угли

в слое шихты при выделении летучих, вследствие чего сера уносится с газом. На рис. 38 показан ход поглощения железом серы и действие известняка при переработке гематитовой руды.

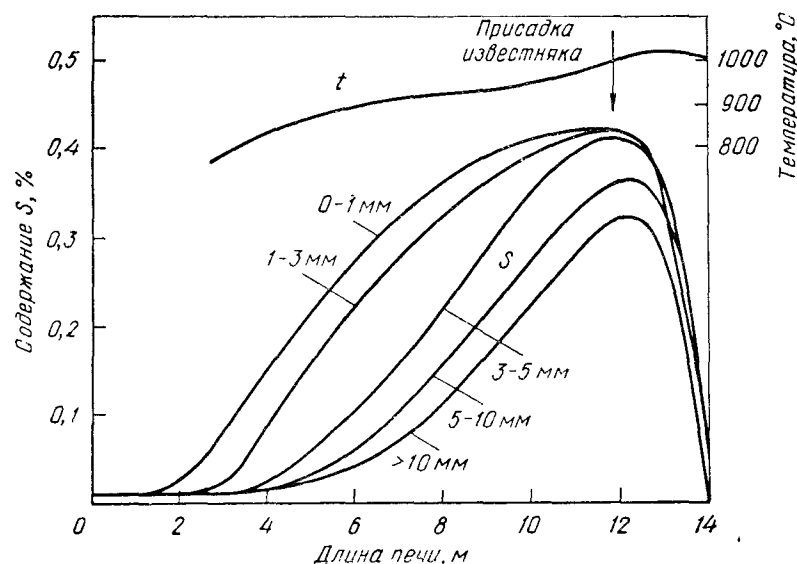


Рис. 38. Поглощение серы гематитовой рудой (67,8% Fe) во вращающейся печи и обессеривание губки при добавке известняка

Для эффективного действия десульфуратора его крупность должна находиться в пределах 1—3 мм.

На производительность вращающейся печи влияет теплопередача от продуктов горения топлива к слою шихты. Тепло от газо-

вого потока передается шихте и футеровке. В шихте оно расходуется на нагрев материалов, восстановление окислов железа, испарение влаги и разложение флюса. Тепло, полученное футеровкой, передается шихте и теряется в окружающую среду. Характерный пример теплового баланса показан на рис. 39.

Передача тепла шихте от газового потока осуществляется излучением и конвекцией. Количество тепла, получаемое шихтой $Q_{ш}$, определяется по формуле

$$Q_{ш} = Q_{луч} + Q_{конв} + Q'_{луч}, \quad (IV-27)$$

где $Q_{луч}$ и $Q_{конв}$ — количество тепла, передаваемого излучением и конвекцией на открытую поверхность шихты $ккал/(м^2 \cdot ч)$;

$Q'_{луч}$ — количество тепла, передаваемого излучением на закрытую поверхность шихты, $ккал/(м^2 \cdot ч)$

Тепловые потоки $Q_{луч}$, $Q'_{луч}$ и $Q_{конв}$ определяются по следующим формулам:

$$Q_{луч} = K_{г.ф.м} \left[\left(\frac{T_g}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_m}{100} \right)^4 \right], \quad (IV-28)$$

$$Q'_{луч} = K_{ф.м} \left[\left(\frac{T_f}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_m}{100} \right)^4 \right], \quad (IV-29)$$

$$Q_{конв} = K_{конв} (t_g - t_m), \quad (IV-30)$$

где $K_{г.ф.м}$ — приведенный коэффициент излучения от газов и футеровки на шихту, $ккал/(м^2 \cdot ч \cdot ^\circ K^4)$ ($K_{г.ф.м}$ зависит от степени черноты шихты и газа, а также от степени развития кладки и обычно находится в пределах 2,5—4,0);

$K_{ф.м}$ — приведенный коэффициент излучения от футеровки на шихту, $ккал/(м^2 \cdot ч \cdot ^\circ K^4)$ ($K_{ф.м}$ зависит от степени черноты шихты и футеровки и обычно равен 3,0);

$K_{конв}$ — коэффициент теплоотдачи конвекцией, $ккал/(м^2 \cdot ч \cdot град)$ ($K_{конв}$ зависит от скорости газа в печи при нормальных условиях и обычно изменяется в пределах 5—15).

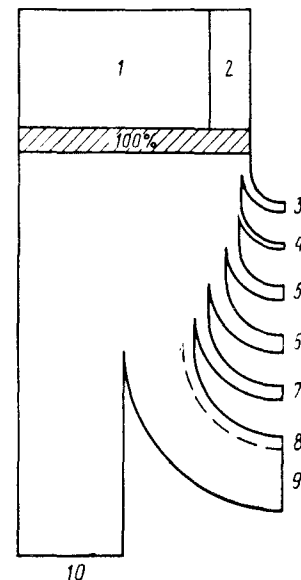


Рис. 39. Тепловой баланс вращающейся печи диаметром 4,6, длиной 110 м для получения губчатого железа (расход тепла 3,63 млн. ккал/т губки):

1 — тепло горения антрацита (82,6%); 2 — тепло горения коксового газа (17,4%); 3 — испарение влаги (4,4%); 4 — разложение известняка (0,8%); 5 — тепловые потери (5,2%); 6 — энтальпия восстановленной шихты (7,4%); 7 — невязка (6,1%); 8 — химическое тепло отходящего газа (5,8%); 9 — энтальпия отходящего газа (24,8%); 10 — восстановление окислов железа (45,5%)

Теплопередача излучением интенсифицируется при увеличении разности температур газа и шихты, т. е. при повышении температуры газа, а также с увеличением толщины слоя газового потока, так как при этом растет излучательная способность (степень черноты) газа. Конвективный теплообмен усиливается при увеличении температуры газа и его скорости. Теплоотдача от газового потока в зонах с низким температурным уровнем осуществляется главным образом конвекцией и весьма неэффективна. По мере повышения температуры решающую роль в теплообмене начинает играть излучение, с помощью которого передается подавляющее количество тепла (более 90%). В интенсивно работающих печах коэффициент теплоотдачи в зонах с высокой температурой достигает 150—200 тыс. ккал/(м²·ч). В крупных печах тепловые потери не превышают 7—8% от расхода тепла.

Теплообмен можно интенсифицировать при нагреве шихты до 900—1000° С вне печи за счет тепла отходящих газов. При этом повышается температурный уровень и ликвидируется зона конвективного теплообмена. Для предварительного нагрева шихты обычно используют конвейерные печи. При этом расход тепла может быть уменьшен до 3,0 млн. ккал/т губчатого железа и ниже за счет повышения общего теплового к. п. д. установки.

Шихта в печи располагается в виде сегмента, угол наклона хорды которого близок к углу естественного откоса шихтовых материалов (28—35°). При движении шихты наблюдается сегрегация, при которой мелкие фракции материалов выносятся на поверхность, что способствует повышению пылевыноса. Для определения скорости движения шихты вдоль печи пользуются формулой

$$\omega_m = 5,78Din, \quad (IV-31)$$

где i — угол наклона печи, град. (обычно $i = 1,5 \div 3^\circ$);
 n — скорость вращения печи, об/мин (обычно $n = 0,5 \div 1,5$ об/мин)

Производительность печи как транспортирующего устройства определяется из уравнения

$$A = \frac{\pi D^2}{4} \delta \omega_m \gamma_m, \quad (IV-32)$$

где δ — степень заполнения печи шихтой (обычно $0,1 \div 0,2$).

В зависимости от природы руды в печи происходит ее истирание и разрушение. Обычно содержание мелочи < 3 мм увеличивается с 5 до 10—20%, а для некоторых руд и до 40%. Истирание и разрушение окатышей тем больше, чем выше их начальная прочность и меньше содержание пустой породы. Минимальная прочность окатышей соответствует максимальному содержанию в них двухвалентного железа. По мере увеличения степени металлизации прочность окатышей возрастает, но не достигает первоначаль-

ного значения (см. рис. 35). Возможно также использование сырых окатышей. Однако при этом резко увеличивается количество мелочи в шихте из-за их разрушения.

Движение газа в печи представляет турбулентный поток в прямом канале. При этом максимальная скорость газа наблюдается вблизи оси печи, а минимальная — у поверхности шихты и футеровки. Вращение печи не оказывает заметного влияния на характер движения газа. Газовый поток является одним из главных факторов, влияющих на производительность печи. Это объясняется большим количеством газа в печи (до 3000—3500 м³/т губки) и опасностью чрезмерного пылевыноса при высокой скорости газа. Поэтому скорость газа не должна превышать 3—5 м/сек, или 0,5—2,0 м³/(м²/сек). При увеличении крупности и удельного веса шихты, а также уменьшении удельного веса и вязкости газа пылевынос сокращается.

Схема расчета

Внутренний диаметр печи определяется по допустимой скорости газа на выходе из печи ω_r и действительному (с учетом температуры) его количеству V_r (вычисляется по данным материального и теплового балансов и заданной производительности печи):

$$D = 1,13 \sqrt{\frac{V_r}{\omega_r}}. \quad (IV-33)$$

Величина V_r должна учитывать полное количество газов, образующихся в печи при восстановлении и от горения топлива. Длина печи определяется по условиям теплопередачи, причем ее расчет ведется не для всей печи, а отдельно для зон нагрева и восстановления:

$$L = \frac{Aq}{(Q_{\text{луч}} + Q_{\text{конв}}) l_x + Q'_{\text{луч}} l_d}, \quad (IV-34)$$

где q — теплотребление шихты в данной зоне, ккал/кг (определяется из теплового баланса и учитывает затраты тепла на нагрев и эндотермические реакции в шихте);
 l_x и l_d — ширина открытой и закрытой поверхности шихты в поперечном сечении печи (длина хорды и длина дуги соответственно).

Значения $Q_{\text{луч}}$, $Q_{\text{конв}}$ и $Q'_{\text{луч}}$ определяются по формулам (IV-28)—(IV-30). Значения l_x и l_d находят в зависимости от степени заполнения печи шихтой, которая вычисляется из формулы (IV-32). Общая длина печи должна обеспечить необходимую продолжительность пребывания шихты в зонах нагрева и восстановления до полного завершения всех физико-химических процессов. Рассчитанная из условий теплообмена длина печи проверяется по минимально необходимому времени пребывания шихты в печи τ :

$$L = \omega_m \tau. \quad (IV-35)$$

Значения τ принимаются по кинетическим кривым процесса восстановления с учетом природы и свойств руды и топлива-восстановителя или по практическим данным. Время пребывания шихты во вращающихся печах обычно составляет 3—8 ч (верхний предел — для трудновосстановимых руд и углей с низкой реакционной способностью). В случае работы печи на предварительно нагретой шихте $\tau = 2 \div 3$ ч. Более подробно схема и методика расчетов вращающихся печей изложены в работах [88—90].

Основные элементы конструкции

Вращающаяся печь состоит из корпуса, опор, привода, загрузочной и разгрузочной головок, уплотнительных устройств и футеровки. Корпус печи состоит из отдельных царг, соединенных между собой сваркой, и устанавливается на нескольких опорах. Расстояние между опорами достигает 15—20 м. На корпусе печи закреплены бандажи, опирающиеся на ролики, которые установлены таким образом, что печи имеют небольшой уклон к горизонту (обычно 2—4%). Во избежание смещения корпуса печи вдоль ее оси у бандажей размещают упорные ролики. Для вращения печи на ее корпусе устанавливают венцовую шестерню, которая у печей большого диаметра состоит из нескольких частей.

На концах печи имеются загрузочная и разгрузочная головки, которые, помимо своего прямого назначения, служат для подвода газа и воздуха и удаления продуктов горения. Во избежание подсосов воздуха в местах соединения корпуса печи с головками устанавливаются уплотнения (аэродинамические, лабиринтные и др.). На корпусе печи размещены горелки или форсунки. Установка их осуществляется таким образом, что продукты горения направлены против движения газов в печи. Это обеспечивает равномерный нагрев шихты и футеровки печи. Работа горелок регулируется так, чтобы шихта нагревалась до температуры восстановления уже вблизи от загрузочного конца печи. Отопительный газ подается в разгрузочный торец печи и далее в радиальные отводы, которые проходят через футеровку и кожух печи на ее наружную поверхность. От этих отводов вдоль печи идут газопроводы непосредственно к горелкам. Воздух при этом подается во все горелки для поддержания необходимой температуры и обеспечения дожигания горючих компонентов печных газов. Подача воздуха может осуществляться несколькими способами [91].

Первый способ заключается в том, что воздух подают через загрузочную головку печи несколькими воздухопроводами в кольцевой коллектор, вращающийся вместе с печью, а из коллектора по трубопроводам вдоль печи к горелкам. Недостаток этого способа — большие потери воздуха из-за трудности уплотнения коллектора, особенно для больших печей. Второй способ заключается в подаче воздуха по воздухопроводу, который проходит через загрузочную головку на корпус печи. При этом сальниковое уплот-

нение подвижной и неподвижной частей воздухопровода вынесено из загрузочной головки, благодаря чему оно не подвержено воздействию высокой температуры и абразивному действию пыли. Недостаток этого способа — неравномерное распределение воздуха и, как следствие, затруднения при регулировании температуры.

Для дожигания газов, выделяющихся при восстановлении, на корпусе печи иногда устанавливают вентиляторы, которые подают воздух в рабочее пространство печи через трубы с высовом, превышающим толщину слоя шихты. Печь футеруется шамотным, магнезитовым или высокоглиноземистым кирпичом с прокладкой теплоизолирующего слоя (асбест). Толщина футеровки обычно 200—300 мм, толщина теплоизоляции достигает 30 мм.

Отходящие из печи газы очищают от пыли в батарейных циклонах, тканевых фильтрах и скрубберах. Губчатое железо выгружается из печи во вращающийся барабанный холодильник, где оно охлаждается в восстановительной или нейтральной атмосфере (природный или инертный газ, наружное водяное или испарительное охлаждение и др.).

Способ СЛ—РН

Процесс СЛ—РН возник на основе процессов РН и СЛ и представляет их усовершенствованную модификацию.

Способ РН¹ был разработан главным образом для переработки бедных труднообогатимых железных и комплексных руд с обогащением их после восстановления [5]. Схема процесса приведена на рис. 40. В процессе используются руда крупностью 12—25 мм, флюс и твердый восстановитель крупностью < 3 мм. Печь отопляется газообразным или жидким топливом. Расход восстановителя составляет 50%, а флюса 5—7% от массы руды. Топливо подается в печь через центральную горелку (форсунку), а воздух — с помощью фурм, установленных на кожухе печи. Количество рециркулируемого восстановителя составляет 60—75%. При степени металлизации около 95% извлечение железа в концентрат находится на уровне 90%.

Способ РН позволяет удалять до 95% серы и часть фосфора шихты. При использовании шихтовых материалов с повышенным содержанием этих элементов можно получать богатый концентрат, содержащий не более 0,05% S и 0,07% P. Заметное удаление фосфора возможно, по-видимому, в тех случаях, когда он связан с минералами пустой породы, удаляемой при обогащении.

Процесс РН был отработан на вращающейся печи длиной 45,7 м и диаметром 2,74 м производительностью около 175 т/сутки по руде. На 1 т губчатого железа в среднем расходовали 370 кг

¹ Процесс получил свое название по первым буквам наименований разработавших его фирм — Рипаблик Стил и Нейшнл Лед (США).

коксовой мелочи, 80 кг доломита, 290 м³ природного газа и 350 кВт·ч электроэнергии. Суммарный расход тепла примерно 5 млн. ккал/т железа, в том числе 2,5—3,0 млн. ккал (50—60%) за счет твердого топлива, остальное — за счет газообразного или жидкого топлива.

Способ СЛ¹ разработан для получения губчатого железа из богатых железорудных окатышей [5]. Отличие процесса СЛ

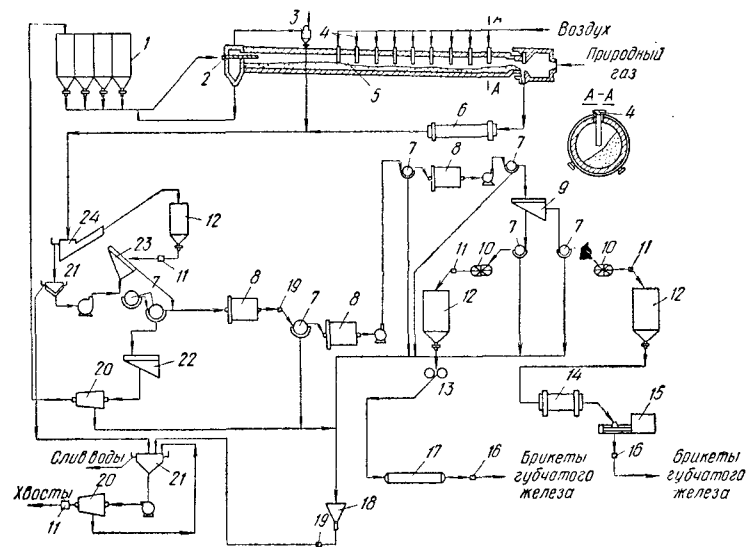


Рис. 40. Схема процесса РН:

1 — бункера; 2 — шнек для загрузки шихты; 3 — пылеуловитель; 4 — трубы для подачи воздуха; 5 — вращающаяся печь; 6 — холодильник; 7 — магнитный сепаратор; 8 — шаровая мельница; 9 — концентрационный стол; 10 — чашевый фильтр; 11 — весы и пробоотборник; 12 — бункер; 13 — вальцевый пресс; 14 — барабанное сушило; 15 — гидравлический пресс; 16 — весы; 17 — камера для упрочнения брикетов; 18 — сопло; 19 — пробоотборник; 20 — центрифуга; 21 — сгуститель; 22 — выделение угля; 23 — грохот; 24 — бассейн с водой для охлаждения

от процесса РН заключается в способе отопления печи. В процессе СЛ сжигание газа осуществляется в горелках, расположенных на кожухе печи со смещением друг относительно друга. С помощью центральной горелки в разгрузочном конце печи поддерживается слабовосстановительная или нейтральная атмосфера во избежание окисления губки. Другим различием процессов является способ извлечения губчатого железа: в процессе СЛ губка отделяется только от флюса и восстановителя.

Схема процесса показана на рис. 41. В процессе используются окатыши крупностью 6—16 мм, флюс и антрацит крупностью 0,8—3,2 мм.

¹ Процесс получил название по первым буквам наименований разработавших его фирм — Стилл Ко оф Канада и Лурги (ФРГ).

Степень металлизации губчатого железа зависит от количества избыточного углерода и обычно превышает 95%. Содержание серы в губке увеличивается с уменьшением ее крупности, что, вероятно, является результатом ухудшения условий отделения мелкого губчатого железа от сернистых немагнитных материалов при сепарации, а также объясняется более высокой удельной поверхностью

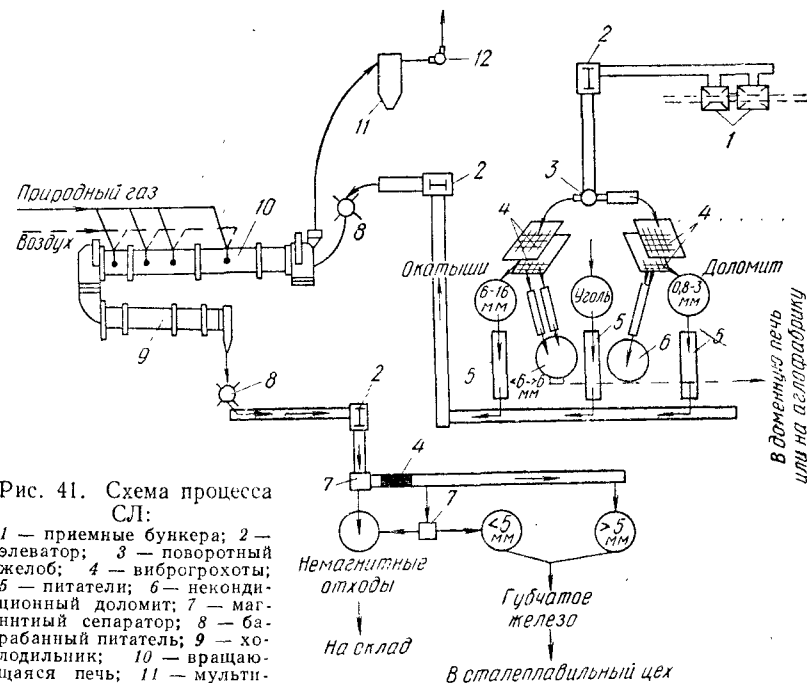


Рис. 41. Схема процесса СЛ:

1 — приемные бункера; 2 — элеватор; 3 — поворотный желоб; 4 — виброгрохоты; 5 — питатели; 6 — некондиционный доломит; 7 — магнитный сепаратор; 8 — барабанный питатель; 9 — холодильник; 10 — вращающаяся печь; 11 — мультициклон; 12 — эксгаузер

мелких частиц, что способствует большему поглощению ими серы. Поглощение серы флюсом возрастает при уменьшении размера его частиц:

Крупность доломита, мм	2,5	1,25	0,64
Содержание серы, %	2,5	3,2	5,12

Минимально необходимый расход флюса для получения губчатого железа с содержанием не более 0,025% S составляет 13—15 кг на 1 т окатышей. Процесс СЛ был отработан на печи длиной 35 и внутренним диаметром 2,3 м с футеровкой толщиной 216 мм и двумя подпорными кольцами, разделяющими печь на три зоны. На корпусе печи установлены 10 горелок, каждая из которых смещена относительно соседней на 72°. Производительность печи 55—95 т губчатого железа в сутки, или 0,38—0,67 т/(м³·сутки). Тепловой баланс процесса приведен в табл. 18.

На 1 т металлического железа расходовали 1,58 т окатышей (66,7% Fe), 480 кг антрацита (80,9% C_{связ}, 10,4% влаги), 46 кг

Таблица 18

Тепловой баланс процесса СЛ, млн. ккал/т

Приход тепла				Расход тепла			
наименование	губчатого железа	металлического железа	%	наименование	губчатого железа	металлического железа	%
Теплотворная способность антрацита, загруженного в печь	3,46	4,02	—	Энтальпия выгружаемых из печи материалов	0,28	0,32	9,5
Теплотворная способность углерода, выгруженного из печи	—1,33	—1,54	—	Восстановление окислов	1,54	1,79	52,8
Тепло от горения антрацита	2,13	2,48	72,7	Разложение доломита	0,01	0,01	0,3
Тепло от сжигания природного газа	0,80	0,93	27,3	Испарение влаги	0,04	0,04	1,3
				Энтальпия отходящих газов	0,55	0,64	18,9
				Теплотворная способность отходящих газов	0,06	0,07	2,1
				Тепловые потери	0,45	0,52	15,1
Итого	2,93	3,39	100,0	Итого	2,93	3,39	100,0

доломита и 107 м^3 природного газа. Количество немагнитных продуктов, выделяемых при сепарации, составляет 284 кг на 1 т металлического железа, в том числе 214 кг углерода. Вынос пыли равен $1,25 \text{ кг}$; количество отходящих газов 3110 м^3 на 1 т металлического железа. Скорость газов на выходе из печи составляет $2\text{—}3 \text{ м/сек}$. Особенностью процесса СЛ—РН является возможность использования любых видов руды, угля и газообразного или жидкого топлива, а также применения сырых окатышей без предварительного упрочняющего обжига.

На рис. 42 показана схема процесса при работе на руде или обожженных окатышах, а на рис. 43 при работе на сырых окатышах. Крупность руды обычно составляет $5\text{—}20 \text{ мм}$, окатышей $10\text{—}15 \text{ мм}$, флюса $0,1\text{—}1,0 \text{ мм}$. Предпочтительная крупность угля $< 10 \text{ мм}$. С технологической точки зрения содержание серы и золы в угле не лимитируется. Однако экономически целесообразнее применять угли с пониженным содержанием серы и золы (содержание серы до 1%). Наиболее подходящими восстановителями являются бурые угли и лигниты. Так, вдувание в печь угля с высоким содержанием летучих с распределением его по поверхности шихты позволило увеличить удельную производительность опытной печи до $2,4 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{сутки})$ при достижении степени металлизации 98% [92].

При использовании угля с низким содержанием летучих отопление печи производится с помощью центральной и периферийных горелок. Воздух и топливо (газ или мазут) подают к горелкам отдельно с обоих торцов печи. При использовании угля

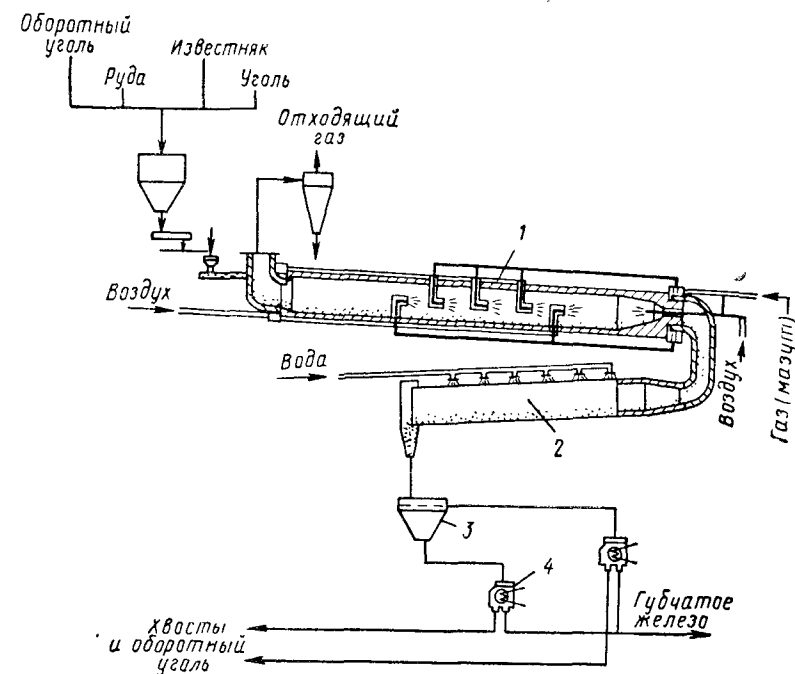


Рис. 42. Схема процесса СЛ—РН при работе на руде:
1 — вращающаяся печь; 2 — холодильник; 3 — грохот; 4 — магнитный сепаратор

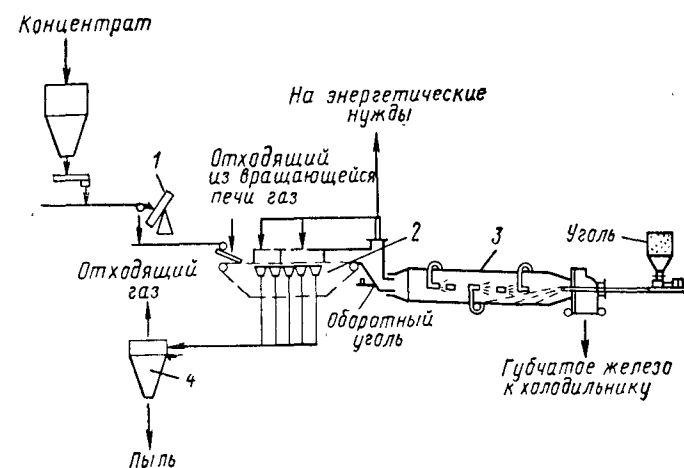


Рис. 43. Схема процесса СЛ—РН при работе на сырых окатышах:
1 — окомкователь; 2 — конвейерная машина; 3 — вращающаяся печь; 4 — газоочистка

с высоким содержанием летучих применение газа или мазута исключается. Уголь вдувают в печь с разгрузочного торца, а воздух подают вентиляторами через фурмы. Соотношение газ : воздух регулируют так, чтобы отходящие газы были химически нейтральны. Печь работает с небольшим положительным давлением

Таблица 19
Состав губчатого железа, %

Компоненты	Вид сырья		
	кусовая гематитовая руда (6—15 мм)	обоженные гематитовые окатыши (10—15 мм)	сырые магнетитовые окатыши (10—15 мм)
Руда (окатыши):			
Fe	68,4	65,8	68,0
S	0,01	0,01	0,05
Губчатое железо:			
Fe _{общ}	96,7	91,9	95,5
Fe _{мет}	94,1	88,4	94,0
S	0,015	0,013	0,008
P	0,14	0,24	0,19
Степень металлизации, %	97,3	96,0	98,4

во избежание подсосов воздуха. Материал из печи охлаждается до 40—150° С. При грохочении выделяется кусковая губка (более 5 мм). Подрешетный продукт подвергается магнитной сепарации с извлечением мелкой губки. Немагнитную часть классифицируют по крупности ($\pm 1,65$ мм) и подвергают воздушной сепарации или мокрой отсадке для извлечения избыточного угля (извлечение — до 90%) и выделения отвальных хвостов.

Степень восстановления губчатого железа превышает 95%, содержание углерода обычно 0,1—0,3%, а серы 0,01—0,03% (табл. 19). В табл. 20 приведены показатели производства губчатого железа. В стоимости губки расходы на сырье и топливо составляют 70—75%.

Успешное развитие технологии производства губчатого железа во вращающихся печах по способу СЛ—РН привело к тому, что на его основе было запроектировано и построено несколько металлургических предприятий. Одним из них является завод фирмы Нью Зеланд Стил в Гленбруке (Новая Зеландия), на котором сооружена печь длиной 75 м и диаметром 4 м производительностью 120 тыс. т губчатого железа в год [96]. Вращающаяся печь диаметром 5 м и длиной 50 м с конвейерной машиной производительностью 335 тыс. т металлizadosанных окатышей (90% Fe и 1,5% Ni) в год построена на заводе фирмы Фальконбридж никель майнз в районе Садбери (Канада) [97]. Фирма Хамерсли Айрон (Австралия) строит фабрику для производства металлizadosанных окатышей (93% Fe) мощностью 1,5 млн. т в год [98]. Стоимость строительства фабрики 80 млн. долл. Металлизированные окатыши будут поставляться в Японию.

Группа западногерманских фирм, специализирующихся в производстве высококачественных сталей, планирует организацию производства губчатого железа на шести вращающихся печах в Эссен-Борбеке, ранее использовавшихся для получения крицы

Расходные показатели на 1 т губчатого железа

Показатель	Вид сырья			
	руда		окатыши	
	67,9% Fe* [93]	67% Fe [94]	63% Fe* [93]	68% Fe [95]
Руда (окатыши), т	1,51	1,42	1,63	1,36
Топливо:				
антрацит, т	—	—	—	0,317
бурый уголь, т	0,67	0,69	0,69	—
природный газ, м³	—	—	—	127,5
Доломит, кг	50	70	50	40,5
Электроэнергия, кВт·ч	47	55	50	Нет св.
Свежая вода, м³	3	2	3	» »
Расход тепла, млн. ккал	3,42	3,52	3,52	3,26
Вынос пыли (30% Fe), кг	77	Нет св.	60	Нет св.

* На 1 т железа.

[99]. Ожидаемая суммарная мощность печей 1,5 млн. т/год. Фирма Аллис-Чалмерс рассматривает вопрос перевода фабрик по производству окисленных окатышей, оборудованных комбинированными агрегатами конвейерная машина — вращающаяся печь, на выпуск металлizadosанных окатышей [100]. По расчетам, выполненным в ФРГ, производительность вращающейся печи, работающей на предварительно нагретой руде, может достичь 2 млн. т губчатого железа в год [101].

Мощность всех действующих вращающихся печей для производства губчатого железа и металлizadosанных окатышей в течение 25 лет может достичь 13,5 млн. т/год [101].

Способ Круппа

Производство губчатого железа по способу Круппа в отличие от процесса РН основано на переработке богатой кусковой руды или окатышей. От процесса СЛ способ Круппа отличается тем, что печь отопляется только торцевой горелкой, а воздух подают с помощью фурм, расположенных на корпусе печи. Особенностью процесса является способ извлечения избыточного топлива-восстановителя из его смеси с отработанным флюсом и золой, который заключается в электростатической сепарации немагнитной смеси указанных продуктов, основанной на различии электропроводности поверхности и диэлектрических констант составляющих этой смеси. При этом из смесей различного состава удается извлечь до 90% избыточного восстановителя и удалить до 85% серы и 92% известняка [103].

Схема процесса показана на рис. 44. В печь загружают руду крупностью 5—30 мм (до 10% фракции < 5 мм), коксовую мелочь или антрацит крупностью 0—3 мм и флюс крупностью 1—3 мм. Расход восстановителя обычно составляет 50—60, а флюса — не менее 6—8% от массы руды. При таком расходе восстановителя обеспечивается содержание углерода в выгружаемом из печи продукте не ниже 5%. При меньшем расходе снижается степень восстановления, происходит спекание шихты и образование настелей, а также вторичное окисление губки. Степень металлизации губчатого железа 87—98%, извлечение железа 85—90%, в отдельных случаях до 98%. Содержание серы в губке 0,03—0,06%, а углерода 0,1—0,5% (при неполном отделении восстановителя содержание углерода возрастает до 0,4—1,0%).

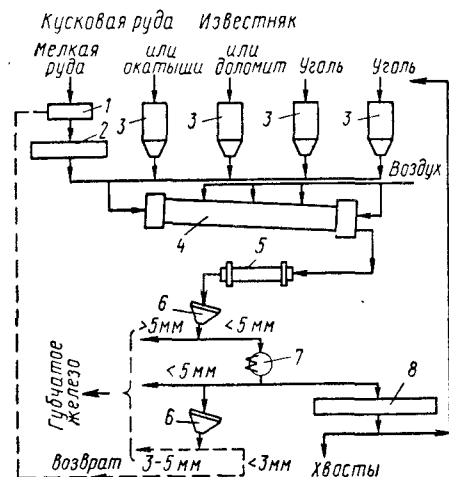


Рис. 44. Схема процесса Круппа:

1 — измельчение; 2 — производство окатышей; 3 — бункера; 4 — вращающаяся печь; 5 — барабанный охладитель; 6 — грохот; 7 — магнитный сепаратор; 8 — грохочение и электростатическая сепарация или сепарация по удельному весу

В дальнейшем способ Круппа был опробован на промышленной вращающейся печи длиной 110 и диаметром 4,6 м [104]. По длине печи было установлено 11 фурм (из жароупорной стали) диаметром 200 мм, расположенных под углом 120° друг относительно друга. Известняк для обессеривания вводили на расстоянии 17 м от разгрузочного торца печи. Губчатое железо по водоохлаждаемой трубе поступало в барабанный холодильник длиной 14 и диаметром 1,8 м. Охлажденный продукт подвергали грохочению с выделением кускового губчатого железа (4—30 мм) и двух фракций материала (0—1 и 1—4 мм), который на магнитных сепараторах разделяли на мелкое губчатое железо (0—4 мм) и смесь немагнитных продуктов (табл. 21). В качестве исходных материалов в опытах применяли руду (68,4% Fe) крупностью 4—30 мм. Результаты опытов, полученные в малой печи, подтвердились без особых отклонений и в промышленной печи, что при отношении объемов печей 1:150 является показательным.

Содержание серы в губчатом железе было на 0,025—0,035% ниже, чем в губке, полученной в опытной печи, вследствие меньшего содержания серы в коксовом газе (0,2 против 7 г/м³) и мень-

шего расхода газа. Степень металлизации (96—97%) была на 1—2% выше достигнутой в 14-м печи, что объясняется большей толщиной слоя в промышленной печи. На 1 т губки в опытах расходовали 1,48 т руды, 0,45 т коксовой мелочи или антрацита, 0,09 т известняка и 155 м³ коксового газа.

Расход тепла в промышленной печи составил 3,63 млн. ккал на 1 т губки при температуре отходящего газа 650° С. При снижении степени металлизации до 85% производительность печи возрастает на 60%, расход коксовой мелочи снижается на 20%, а расход тепла — до 2,3—2,5 млн. ккал/т губчатого железа [105]. На рис. 45 показана зависимость между размерами вращающихся печей и расходом тепла при одинаковом расходе твердого топлива.

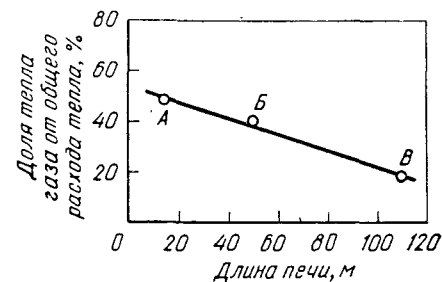


Рис. 45. Зависимость между размерами печи и расходом тепла при одинаковом расходе твердого топлива на 1 т губки:

	Печь		
Диаметр, м	А	Б	В
Длина, м	1,2	2,7	4,6
	14	45,7	110

Таблица 21
Характеристика губчатого железа и немагнитного продукта

Содержание, %	Расход восстановителя, % от расхода влажной руды			
	коксовой мелочи		антрацита	
	50	45	45	40
Губчатое железо				
Fe _{общ}	92,3	91,9	92,1	91,4
Степень металлизации	97,7	96,1	96,3	93,6
S	0,034	0,030	0,025	0,027
Немагнитный продукт				
Fe _{общ}	—	25,9	6,5	3,6
CaO	—	11,4	10,7	12,9
C	—	42,8	53,6	57,2

Таблица 22
Проектные расходные показатели на 1 т железа [93]

Расход	Сырье	
	кусковая руда	окатыши
Руды (67,9% Fe), т	1,50	—
Окатышей (63,0% Fe), т	—	1,633
Доломита, кг	60	60
Топлива:		
коксовой мелочи, кг	235	235
бурого угля подсушенного (5100 ккал/кг), кг	284	290
природного газа, м³	56	74
Электроэнергии,		
квт·ч	35	38
Свежей воды, м³	2,2	2,2
Тепла, млн. ккал	3,36	3,50
Вынос пыли (30% Fe), кг	60	80

дены показатели производства губчатого железа в промышленной вращающейся печи длиной 68 и диаметром 4,2 м производительностью 500 т железа в сутки.

Работы в СССР по получению губчатого железа и металлизированного сырья во вращающихся печах

В институте «Механобрчермет» проводились исследования по металлизации криворожских окисленных кварцитов крупностью 0—25 мм и керченских бурых железняков крупностью 0—6 мм с использованием в качестве восстановителя коксовой мелочи (3—0 мм) [106]. Технология процесса была аналогична процессу РН. Опыты проводили в печи диаметром 0,9 и длиной 3,6 м, отапливаемой природным газом. Время пребывания шихты в печи при степени металлизации 90% составляло 6 ч. Результаты переработки руд приведены в табл. 23. Из кварцитов при степени металлизации 85—90% выделяли концентрат (86—89% $Fe_{общ}$) при извлечении железа более 80%, выход концентрата 40%. Из керченской руды, металлизированной на 80%, получали концентрат (82,6% $Fe_{общ}$) при извлечении железа 88%, выход концентрата 52,5%.

Таблица 23
Результаты переработки руд в опытной печи Механобрчермета

Материал	Содержание, %					
	$Fe_{общ}$	$Fe_{мет}$	S	P	C	SiO_2
Криворожские окисленные кварциты:						
исходная руда	35,7	—	0,027	0,062	—	43,8
металлизированный концентрат	92,6	70,3	0,031	0,049	0,1	—
	88,1	82,3	0,043	0,033	0,32	6,2
	86,5	75,5	0,058	0,029	0,21	8,4
	83,3	77,9	0,028	0,027	0,65	6,0
	83,3	74,5	0,017	—	—	10,7
Керченская руда:						
исходная руда	46,8	—	0,14	1,69	—	10,6
металлизированный концентрат	82,6	81,8	0,49	0,8	0,15	5,9

Полупромышленные испытания по переработке керченских руд (38,8% Fe) проводились в печи диаметром 2,2 и длиной 30 м, отапливаемой генераторным газом через центральную и периферийные горелки (восстановитель — кузнечный полукокс) [91]. Производительность печи по металлизированной руде ($\varphi_{мет} = 72\%$) составляла 35—40 т/сутки, или 0,50 т/(м³·сутки). На 1 т металлизированной руды расходовали 520 кг полукокса и 770 м³ генераторного газа. Расход тепла более 5 млн. ккал/т. Наиболее богатый концентрат содержал 80,9% $Fe_{общ}$ и 71,3% $Fe_{мет}$.

На Нижне-Тагильском металлургическом комбинате проводили испытания по металлизации офлюсованных окатышей ССГОК (60,0% $Fe_{общ}$, 0,24% S) крупностью 6—22 мм в печи длиной 12 м и диаметром в свету 0,7 м [107]. В качестве восстановителя применяли коксовую мелочь крупностью 0—5 мм; флюс не использовали. Печь отапливалась мазутом. Металлизированные окатыши охлаждали в барабанном холодильнике длиной 3 и диаметром 0,9 м, орошаемом снаружи водой. После охлаждения продукт подвергали грохочению с выделением мелочи < 6 мм. В табл. 24 приведена характеристика металлизированных окаты-

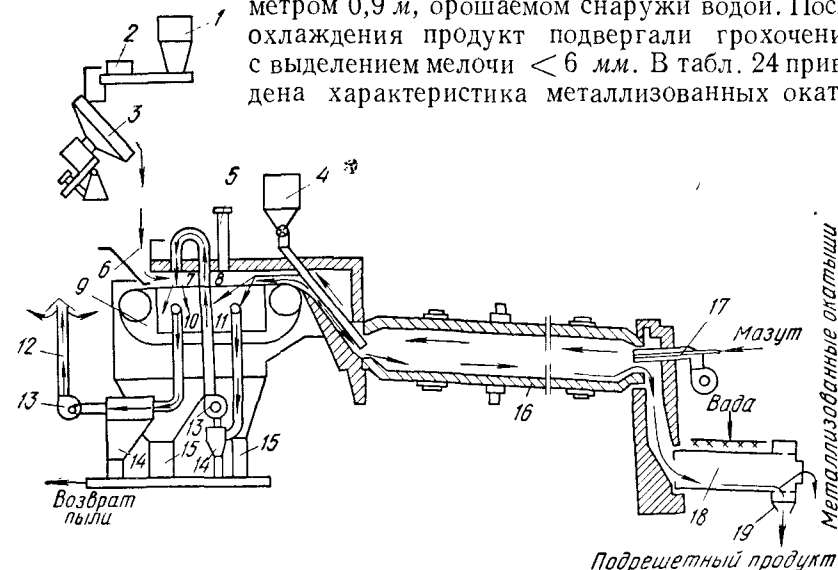


Рис. 46. Схема опытно-промышленной установки НТМК:

1 — бункер шихты; 2 — питатель; 3 — гранулятор; 4 — бункер восстановителя; 5 — вспомогательная дымовая труба; 6 — загрузочный бункер; 7 — зона сушки; 8 — зона обжига; 9 — колосниковая решетка; 10, 11 — вакуум-камеры; 12 — дымовая труба; 13 — эксгаузер; 14 — пылеуловители; 15 — бункера пыли; 16 — вращающаяся печь; 17 — горелка; 18 — холодильник; 19 — грохот

шей (крупностью > 6 мм) и мелкой фракции. Извлечение железа составило 96,0%, потери с мелкой фракцией 2,2%, с пылью 1,8%. На 1 т металлизированных окатышей расходовали 0,62 т коксовой мелочи. Производительность печи по металлизированным окатышам 3,7 т/сутки, или 0,8 т/(м³·сутки). Для разработки технологии получения металлизированных окатышей непосредственно из концентратов к вращающейся печи пристроили движущуюся колосниковую решетку площадью 3,5 м² (ширина 1 м, длина 3,5 м) и гранулятор диаметром 1,6 м [107, 108]. Схема установки показана на рис. 46. Особенностью установки является двойной просос газов из вращающейся печи через слой окатышей на решетке в зонах обжига и сушки (отходящие газы содержат 0,2—2,2% O₂ и 0,2—0,4% CO). Толщина слоя окатышей на решетке 120—150 мм, температура соответственно над и под слоем составляла в зоне сушки 260 и 160° С, в зоне обжига 910 и 440° С.

Таблица 24

Характеристика продуктов металлзации

Продукт	Химический состав, %				Степень металлизации, %	Прочность, кг/окатыш
	Fe _{общ}	Fe _{мет}	S	C		
Металлизированные окатыши . . .	74,2	64,0	0,22	0,21	86,3	194
Мелкая фракция	6,2	4,28	0,42	74,5	69,0	—

Температура во вращающейся печи поддерживалась в пределах 865—1200° С.

При работе на окатышах из концентрата ССГОК были получены металлизированные окатыши прочностью 200 кг/окатыш со степенью металлзации 57%. Извлечение железа составило 92%, потери с мелочью < 6 мм 4,3%, с пылью 0,9% и с просыпью на решетке 2,8%. На 1 т металлизированных окатышей расходовали 0,4 т коксовой мелочи и 0,07 т мазута. Производительность установки по металлизированным окатышам возросла до 5,8 т/сутки, или 1,34 т/(м³·сутки). При работе на офлюсованных окатышах из криворожского концентрата (55% Fe) и смеси коксовой мелочи с тощим кузнечным углем (1:1) металлизированные окатыши содержали 67,5% Fe_{общ}, 46,5% Fe_{мет}, 0,83% С и 0,13% S. Прочность окатышей составляла 120—200 кг/окатыш. На 1 т металлизированных окатышей расходовали 0,32 т угля и 0,02 т мазута, расход тепла составил 2,24 млн. ккал/т. Средняя производительность установки по металлизированным окатышам равна 6,3 т/сутки, или 1,47 т/(м³·сутки), максимальная 7,6 т/сутки, или 1,76 т/(м³·сутки). При восстановлении рудо-угольных окатышей из качканарского концентрата и коксовой мелочи (6% С в окатышах) была достигнута степень металлзации 81% при прочности 170 кг/окатыш.

Производство губчатого железа для цементации меди было организовано на Карагандинском металлургическом заводе:

Год	1966	1967	1968
Количество, тыс. т	23,7	43,2	~50

Губку получали в печах диаметром 3,6 и длиной 60 м из руды месторождения Большой Ктай (55—60% Fe) крупностью 10—30 мм. Восстановитель — коксовую мелочь крупностью < 10 мм — загружали в печь в количестве около 50% от массы руды. Печь отапливали коксовым газом. Температура шихты в печи 1040—1070° С. Степень металлзации губки 90—94%, содержание углерода до 1,2%. Производительность печи составляла 80—100 т/сутки. При увеличении производительности до 130 т/сутки степень металлзации снижалась до 85%. На 1 т губчатого же-

леза расходовали 1,8—2,0 т руды, 0,8—1,1 т коксовой мелочи и около 100 м³ газа.

В институте «Механообрчермет» были проведены опыты по металлзации окатышей и агломерата с помощью природного газа [109]. Опыты проводили в печи диаметром кожуха 0,9 и длиной 3,6 м. В опытах применяли окатыши КЦГОК и офлюсованный агломерат НКГОК крупностью 5—25 мм. Природный газ подавали в печь под слой шихты через четыре трубы (из жаропрочной стали) диаметром 32 мм, а подвод тепла осуществляли путем сжигания над слоем шихты неиспользованных восстановительных газов. Температура процесса 900—1000° С, степень заполнения печи 20—25%, время пребывания материала в печи 4—4,5 ч. Степень металлзации при 900—970° С составляла 90—92%. Прочность металлизированных окатышей после охлаждения в воде была 25—40 кг/окатыш. При температуре в печи около 1000° С степень металлзации падала до 80%, а прочность на раздавливание возрастала до 60 кг/окатыш и более; барабанная проба снижалась с 28% (900—950° С) до 18%. Высокометаллизированный агломерат ($\varphi_{мет} = 80\%$) имел барабанную пробу 11—16%, а низкометаллизированный ($\varphi_{мет} = 30 \div 40\%$) — более 30%. Барабанная проба окатышей с низкой степенью металлзации составила 40% при прочности 10 кг/окатыш. Содержание углерода в окатышах возрастает с увеличением температуры: при 860—950° С оно составляет 7—8%, а выше 950—960° С содержание углерода достигает 13—15%. При степени металлзации 75—85% удельная производительность печи составила 1,2—1,3 т/(м³·сутки), а расход природного газа 670—820 м³/т металлизированного продукта. За счет утилизации тепла отходящих газов и совершенствования технологии расход газа может быть снижен до 400 м³/т [51].

Полупромышленные испытания были проведены на комбинированной установке решетка — вращающая печь [110]. По длине решетка разделена на зоны сушки и нагрева (60 и 40% площади). На корпусе вращающейся печи диаметром 1,6 и длиной 8,5 м для подачи газа под слой шихты установлено 36 фурм, расположенных в шесть рядов по длине печи. Охлаждение металлизированных окатышей производили в барабанном охладителе диаметром 0,6 и длиной 2,5 м, орошаемом снаружи водой. Сушку и нагрев окатышей крупностью 5—20 мм на решетке производили просасыванием сверху вниз отходящих из вращающейся печи газов. Температура в зоне сушки 280—380° С, в зоне подогрева 950—1100° С; высота слоя окатышей 160—180 мм. Прочность окатышей после решетки достигала 40—45 кг/окатыш. Во вращающейся печи (степень заполнения 25—30%) при температуре 1000—1050° С и расходе природного газа 306 м³/т окатышей в течение 6—10 ч достигалась степень металлзации 70—80% и прочность металлизированных окатышей 80—150 кг/окатыш. Удельная производительность печи составила 2,2 т/(м³·сутки), что гораздо

Показатели производства губчатого железа и

металлизированного сырья во вращающихся печах

Показатель	Фактические данные				
	СССР		Канада, Стил Ко оф Кэнеда	США, РН-Корп. Бирмингем	ФРГ
	Карагандинский металлургический завод	опытная установка НТМК			
Размеры вращающейся печи, м:					
длина	60	12/11,3 *	35	45,7	14
диаметр корпуса	3,6	1,2	2,74	2,74	1,2
Железородное сырье	Руда	Окатыши ССГОК	Окатыши	Бедная руда	Богатая руда
Крупность сырья, мм	10—30	6—22	6,5—16	12—25	5—30
Содержание, %:					
Feобщ	55—60	60	66,7	34,9	65—68
S	0,3—0,7	0,24	Нет св.	0,06	0,01—0,02
Топливо-восстановитель	Коксовая мелочь	Коксовая мелочь	Антрацит	Коксо- вая мел- очь	Коксовая мелочь
Крупность топлива, мм	0—10	0—5	0,8—3,2	0—3	0—3
Флюс	—	—	Доломит	Доломит	Известняк или доломит
Крупность флюса	—	—	0,8—3,2	Нет св.	1—3
Производительность печи по губчатому железу:					
суточная, т/сутки	100	3,7/5,8	55—95	75	5,0
удельная, т/(м ³ ·сутки)	0,22	0,8/1,34	0,38—0,67	0,42	0,71
Губчатое железо:					
Feобщ, %	78—85	74,2—69,6	93,4	82,3	>90
Fмет, %	90—94	86,3/57,0	96	97	95—96
S, %	До 1,2	0,21/0,4	Нет св.	Нет св.	0,1—0,5
S, %	0,5—0,9	0,22/Нет св.	0,012	0,06	0,03—0,06
Расходы на 1 т губчатого железа:					
рудная часть, т	1,8—2,0	1,26/1,20	1,4	2,33	Нет св.
твердое топливо, т	0,8—1,1	0,62/0,4	0,41	0,37	» »
флюс, т	—	—	0,04	0,08	» »
отопительный газ, м ³	110	—	95	290	» »
мазут, кг	—	—/70	—	—	—
Общий расход тепла, млн. ккал/т губчатого железа	5,5	4,35/3,55	2,93	4,12	Нет св.

Примечания: 1. В качестве отопительного газа использовали природный газ.
2. Высокое содержание серы в губчатом железе Карагандинского металлургического завода объясняется тем, что в связи с использованием губчатого железа для цементации меди, где сера не является вредной примесью, десульфурацию не проводили.
3. Установки в СССР, Канаде и на Цейлоне (проектные данные) включают, кроме вращающейся печи, конвейерную машину для предварительного нагрева рудной части шихты.

* В числителе — работа без колосниковой решетки, в знаменателе — с движущейся колосниковой решеткой.

Показатель	Проектные показатели						
	промышленные испытания	Франция, Южин	СССР, СевГОК	Новая Зеландия, Нью Зеланд Стил, Окленд	Канада, Фальк-конбридж Никель Майнз, Фальк-конбридж	ФРГ	Франция
Размеры вращающейся печи, м:							
длина	110	35	120	75	50	60	95
диаметр корпуса	4,6	1,65	5	4	5	4	4
Железородное сырье	Богатая руда	Богатая руда	Окатыши	Железотитанистые пески	Пирротит	Кусковая руда	Кусковая руда
Крупность сырья, мм	4—30	0—6	5—20	10—15	10—15	3—20	Нет св.
Содержание, %:							
Feобщ	68,4	68,8	Нет св.	60,5	66,5	67,9	68
S	0,01	Нет св.	» »	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.
Топливо-восстановитель	Антрацит	Кокс	Антрацит	Лигнит	Битуминозный уголь	Бурый уголь	» »
Крупность топлива, мм	0—3	Нет св.	Нет св.	0—10	0—10	0—12	» »
Флюс	Известняк	—	Известняк	Нет св.	Нет св.	Доломит	—
Крупность флюса	1—3	—	Нет св.	0—1	0—1	0—3	—
Производительность печи по губчатому железу:							
суточная, т/сутки	400	29,4	1800	410	850	540	600
удельная, т/(м ³ ·сутки)	0,3	0,59	0,76	0,57	1,06	0,93	0,65
Губчатое железо:							
Feобщ, %	91,4—92,3	81	Нет св.	80	90	93	Нет св.
Fмет, %	94—98	86,5	80	95—97	95—97	95	» »
S, %	0,4—1,0	2,5	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.	» »
S, %	0,03—0,04	Нет св.	» »	» »	» »	» »	» »
Расходы на 1 т губчатого железа:							
рудная часть, т	1,48	1,25	Нет св.	Нет св.	Нет св.	1,51	1,54
твердое топливо, т	0,45	0,304	0,414	» »	» »	0,62	0,34
флюс, т	0,09	—	Нет св.	» »	» »	0,05	—
отопительный газ, м ³	155	—	—	» »	» »	—	—
мазут, кг	—	180	—	—	—	—	200
Общий расход тепла, млн. ккал/т губчатого железа	3,63	3,95	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.

(Канада, США) и коксовый газ (СССР Карагандинский металлургический завод, ФРГ).
завода объясняется тем, что в связи с использованием губчатого железа для цементации

вращающейся печи, конвейерную машину для предварительного нагрева рудной части шихты.
щейся колосниковой решеткой.

выше, чем на печи диаметром 0,9 и длиной 3,6 м без подогрева окатышей.

Институтом «Механобчермет» разработан проект промышленной установки для получения металлizedованных окатышей из магнетитового концентрата (65% Fe), которая будет построена на СевГОКе [110]. Установка производительностью 1800 т/сутки металлizedованных окатышей ($\phi_{\text{мет}} = 80\%$) состоит из конвейерной машины с рабочей площадью 108 м², вращающейся печи диаметром 5 и длиной 120 м и барабанного охладителя диаметром 3,6, длиной 108 м. На 1 т металлizedованных окатышей будет расходоваться 414 кг антрацита (при использовании твердого топлива) или 408 м³ природного газа (при восстановлении газом), 150—160 кВт·ч электроэнергии и 18 м³ воды. Удельные капитальные затраты равны 36 руб/т, а себестоимость 1 т металлizedованных окатышей — около 14 руб.

В табл. 25 приведены фактические и проектные показатели производства губчатого железа и металлizedованного сырья во вращающихся печах.

5. ПРОИЗВОДСТВО ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА И МЕТАЛЛИЗОВАННОГО СЫРЬЯ В КОНВЕЙЕРНЫХ И КОЛЬЦЕВЫХ ПЕЧАХ

Способ завода «Сибэлектросталь»

На заводе «Сибэлектросталь» разработан способ получения металлizedованных окатышей для доменной плавки, который заключается в восстановлении рудо-топливных окатышей в токе дымовых газов в конвейерной печи¹. Концентрат и восстановитель после сушки измельчали в шаровой мельнице до крупности 80—90% фракции < 0,074 мм, после чего окомковывали на чашевом грануляторе диаметром 3 м. Сырые окатыши (15—25 мм) загружали в конвейерную печь площадью обжига 10 м², оборудованную гидрозатворами и водоохлаждаемыми паллетами. Толщина слоя окатышей в печи 100—200 мм. Сушку окатышей производили дымовыми газами при температуре 250—350°С, подогрев и восстановление — за счет горения мазута. Температура в зоне подогрева 400—900°С, в зоне восстановления 1200—1380°С. Время пребывания окатышей в печи изменялось от 16 до 40 мин. В качестве сырья использовали коршуновский и криворожский концентраты, в качестве восстановителя — ирша-бородинский буругольный полукокс, черногорский каменный уголь, антрацит и кокс.

В результате опытов установлены следующие оптимальные параметры процесса металлизации: крупность окатышей 18—

22 мм; содержание углерода в окатышах 11—14%; время пребывания окатышей в печи 30—40 мин, в том числе в зоне восстановления 15—20 мин; толщина слоя окатышей 200 мм при скорости прососа газа через слой 0,7 м³/(м²·сек). При этом степень металлизации окатышей составляет 40—60%, прочность окатышей 50—150 кг/окатыш, барабанная проба 10—15%.

При повышении температуры в зоне восстановления до 1350—1380°С степень металлизации возрастает до 50—75%, а прочность — до 200—300 кг/окатыш. Удельная производительность печи по металлizedованным окатышам составляла 0,4—0,5 т/(м²·ч) и может быть увеличена до 0,7 т/(м²·ч), выход годного равен 60—90% при расходе тепла 2,7 млн. ккал/т металлizedованных окатышей и тепловом к. п. д. 35%.

Улет серы при металлизации составляет около 30%, поэтому для процесса должны использоваться малосернистые шихтовые материалы. Увеличение содержания углерода в окатышах сверх 0,7—0,8 от стехиометрически необходимого по реакции прямого восстановления приводит к снижению прочности окатышей. При необходимости получения высокометаллизированных окатышей с пониженной прочностью содержание углерода следует увеличить до 1—1,2 от стехиометрического. Увеличение времени выдержки окатышей сверх оптимальной приводит к снижению выхода годного. Особенностью процесса является предпочтительное использование восстановителей с пониженной реакционной способностью вследствие наличия в газе-теплоносителе 5—10% кислорода, так как высокоактивные восстановители в значительной мере выгорают до начала восстановления, что приводит к снижению степени металлизации.

Способ Хит Фаст

Процесс Хит Фаст¹ разработан фирмами Мидленд Росс, Ханна Майнинг и Нэйшнл Стил (США) и опробован на опытных установках в Толедо и Кулей (США) [51]. Технология процесса заключается в быстром нагреве и восстановлении рудо-топливных окатышей при 1250—1280°С в кольцевой печи². В процессе используются богатые концентраты (67—69% Fe) и пекоксуемые угли. Степень металлизации губки 95—98%.

Тонкоизмельченные концентрат и уголь смешиваются с бентонитом и подвергаются окомкованию. Сырые рудо-угольные окатыши сушатся в конвейерной сушилке при 150°С в течение 15 мин, после чего укладываются тонким слоем (в один окатыш) на подину вращающейся кольцевой печи с прямым обогревом, где последовательно проходят зоны нагрева и восстановления. Печь

¹ Название процесса Heat Fast в переводе на русский язык означает «Быстрый нагрев».

² В СССР кольцевые печи для металлизации были предложены в 1958 г. [153].

¹ Пчелкин С. А. Разработка и освоение технологии получения металлizedованных окатышей в конвейерной печи. Канд. диссертация. МИСиС. 1969.

отопливается за счет сжигания природного газа или мазута и выделяющихся из окатышей при нагреве и восстановлении летучих угля и окиси углерода. Губчатое железо выгружается в вертикальный холодильный шахтного типа, где охлаждается до 120° С в инертной атмосфере.

Отличительной особенностью процесса является загрузка на подину печи тонкого слоя окатышей, нагрев которых производится излучением от высокотемпературного факела, горящего непосредственно над слоем. Это обеспечивает прогрев и почти полное восстановление окатышей в течение 6—8 мин.

Кольцевая печь условно может быть разделена на три зоны. В первой из них происходит нагрев окатышей до $980-1000^{\circ}\text{C}$ в течение 1,5 мин за счет сжигания летучих, выделяющихся из угля. Во второй зоне при 1150°C и времени пребывания 5 мин получают заметное развитие реакции восстановления. Печная атмосфера в этой зоне окислительна по отношению к железу, однако выделяющаяся из окатышей окись углерода предохраняет восстановленное железо от окисления. В третьей зоне при $1250-1280^{\circ}\text{C}$ восстановление завершается в течение 1—2 мин. Атмосфера в этой зоне соответствует равновесной для системы $\text{Fe}-\text{FeO}$. Вследствие высокой температуры частицы восстановленного железа спекаются, что приводит к объемной усадке окатышей. При этом одновременно происходит размягчение наружного слоя и увеличение плотности металлизированных окатышей, что обеспечивает их стойкость против окисления.

Тепло для восстановления во второй и третьей зонах выделяется при сжигании окиси углерода. Кроме того, в третьей зоне дополнительно сжигается природный газ или мазут. Осуществление принципа противотока отопительного газа и окатышей обеспечивает почти полное использование топлива. На выходе из третьей зоны окатыши охлаждаются до 1150°C в течение $0,25\text{—}0,5$ мин (в результате чего ликвидируется опасность их слипания) и выгружаются в холодильник. Степень металлизации губчатого железа в кольцевой печи составляет $90\text{—}95\%$ и увеличивается на $3\text{—}5\%$ в верхней части холодильника. На рис. 47 показаны температурный режим и продолжительность процесса, а на рис. 48 — характеристика работы кольцевой печи.

Недостатком процесса Хит Фаст является повышенное содержание серы в губке вследствие использования рудо-угольных окатышей и отсутствия в печи условий для десульфурации. Так, при использовании угля, содержащего около 1% S, и степени металлизации 90% губка содержит 0,14—0,15% S. С целью уменьшения содержания серы процесс был усовершенствован за счет замены части твердого восстановителя (на конечной стадии металлизации) конвертированным природным газом (40% H_2 , 20% CO). При этом степень металлизации в кольцевой печи составляет 80—85%. Дальнейшее восстановление происходит в шахтной печи до степени металлизации более 95%. Такое ус-

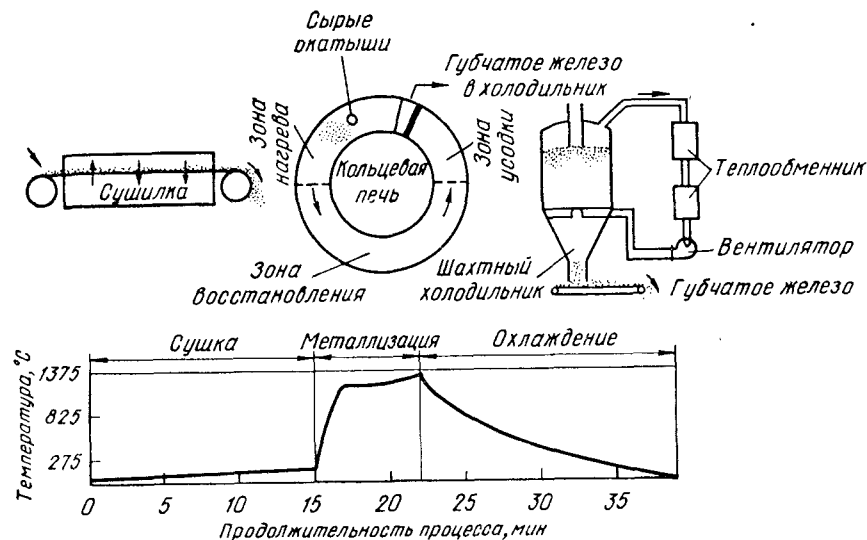


Рис. 47. Температурный режим и продолжительность процесса Хит Фаст

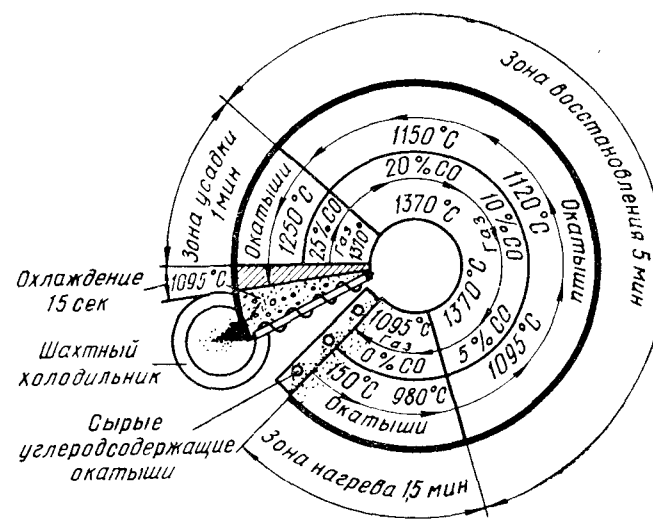


Рис. 48. Схема кольцевой печи

вершенствование позволило снизить содержание серы в губчатом железе до 0,05% и менее. В табл. 26 приведен состав окатышей и губчатого железа, полученного из магнетитового концентрата и угля (75% $C_{\text{связ}}$, 5% золы и 0,7% S). Расход тепла в усовершенствованном процессе примерно на 250 тыс. ккал на 1 т окатышей больше, чем в первоначально разработанном.

Таблица 26
Составы окатышей и губчатого железа, %

Материал	Fe _{общ}	Fe _{мет}	FeO	SiO ₂	S	Степень металлизации, %
Сырые окатыши	57,33	—	—	4,13	0,12	—
Губчатое железо:						
кольцевая печь	87,47	78,21	11,94	6,29	0,113	89,4
кольцевая печь + шахтная печь	89,39	85,18	5,36	6,22	0,043	95,4

Наряду с губчатым железом для сталеплавильного производства процесс Хит Фаст позволяет получать металлизированные окатыши для доменных печей. На установке в Кулей (кольцевая печь с наружным диаметром 6,1 и внутренним диаметром 2,7 и конвейерная сушилка длиной 6,1 и шириной 1,2 м) из таконитовых концентратов (68,5—69% Fe) было получено около 2 тыс. т металлизированных окатышей крупностью 12—25 мм и прочностью 60—80 кГ/окатыш ($\varphi_{\text{мет}} = 60 \div 70\%$).

Фирма Ханна Майнинг строит фабрику для производства 2,4 млн. т в год окисленных окатышей из магнетитового концентрата в кольцевых печах. Проектом предусматривается возможность производства на фабрике металлизированных окатышей процессом Хит Фаст.

6. ПРОИЗВОДСТВО ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА В ПЕЧАХ С НАРУЖНЫМ ОБОГРЕВОМ

Производство губчатого железа в проходных печах

Губчатое железо, получаемое в проходных печах, используется главным образом в порошковой металлургии. Особые требования к химическому составу железного порошка определяют отличительные черты такого производства: высокая чистота сырья и достижение высокой степени восстановления. Процессы получения губчатого железа в проходных печах характеризуются сравнительно низкой производительностью, что повышает стоимость продукции и ограничивает их применение.

Способ Хоганес

Способ Хоганес получил наибольшее промышленное применение в производстве железного порошка. В настоящее время в Швеции по этому способу ежегодно производится 80—90 тыс. т губчатого железа, а в США — около 80 тыс. т. Концентрат (71,5% Fe, 0,3% SiO₂, по 0,015% S и P) или окалина и смесь угля с известняком отдельными несмешивающимися слоями загружают в круглые керамические капсулы. Капсулы с шихтой на вагонетках непрерывно подают в туннельную печь, где их нагревают, выдерживают при 1150—1200° С и охлаждают, после чего брикеты губчатого железа извлекают из капсул. В процессе можно использовать низкосортные угли, в том числе высокосернистые.

Поскольку нагрев капсулы происходит снаружи с небольшой скоростью, восстановление протекает до вюстита при температуре внутри капсулы более 650° С и до металлического железа при температуре выше 685° С. При 1000—1050° С газ в слое восстановителя состоит в основном из окиси углерода.

Частично восстановленный брикет состоит из невосстановленной сердцевины (Fe₃O₄), тонкого вюститного слоя и наружного слоя губчатого железа. Зональное строение такого брикета указывает на то, что химическая реакция не является лимитирующим звеном, а восстановление протекает в диффузионной области.

Содержание углерода в губке составляет 0,10—0,15%. При наличии достаточного количества извести в смеси с восстановителем можно создать условия, при которых не только не происходит насыщения губки серой, но, наоборот, часть серы, внесенная окалиной, может переходить в газовую фазу. Содержание кислорода, связанного с окислами железа, не превышает 1,5—2%. Причинами наличия кислорода в губчатом железе могут быть неполнота восстановления, а также вторичное окисление губки воздухом, который проникает внутрь капсулы при его охлаждении. Для снижения содержания кислорода применяют восстановительный отжиг. Губчатое железо, получаемое на заводах Швеции, содержит 97% Fe_{общ}, 93% Fe_{мет}, 0,008—0,015% S, 0,011% P, 0,1% C и до 1,5% O₂.

Нагрев капсул (тиглей) производится в туннельных печах, производительность которых определяется их длиной. В настоящее время в США и Швеции работают печи длиной 165 и 227 м и строятся печи длиной 280 м. Мощность действующих печей составляет около 250 тыс. т/год, а строящейся 65 тыс. т/год. Печи по длине делятся на три зоны: нагрева (25—30%), восстановления (35—55%) и охлаждения (20—35%). Время пребывания капсул в печи 80—90 ч. Стойкость капсул достигает 120—150 теплосмен. На 1 т губчатого железа расходуют 0,5—0,6 т коксовой мелочи, 0,1—0,15 т известняка, 75 кВт·ч электроэнергии и около 15 кг карборунда для капсул [5].

Процессы, применяемые в СССР

На заводах СССР применяют два способа получения губчатого железа — восстановление твердым углеродом в несмешивающихся слоях (Сулинский металлургический завод) и комбинированное восстановление газом и твердым углеродом в смеси с окалиной (Броварский завод порошковой металлургии и Днепровский алюминиевый завод) [111, 112].

На Сулинском металлургическом заводе в качестве исходных материалов применяют окалину (60%), термоантрацит (30—32%) и известняк (8—10%). После сушки окалину измельчают до крупности < 2 мм, а термоантрацит и известняк — до фракции < 4 мм. Карборундовые тигли с шихтой (350 кг) устанавливают на вагонетки и восстанавливают в туннельной печи длиной 141,5 м при 1150—1180°С. Время пребывания тиглей в печи 120—130 ч. Выход губки из одного капсуля 160—170 кг.

В отличие от восстановления в несмешивающихся слоях комбинированное восстановление обеспечивает более быстрое протекание процесса и возможность регулирования содержания углерода в губке путем изменения состава газа и шихты. На Броварском заводе порошковой металлургии шихту (80% окалины, 7—9% возврата порошка, 7—8% сажи и 5—6% пека) брикетируют и восстанавливают при 1100°С в двухмуфельных проходных печах с газовым обогревом. Длина печи 10,2, холодильника 9,6 м, размеры муфеля 0,5×0,92 м. Для восстановления используют конвертированный газ, получаемый паровой конверсией природного газа. На 1 т губчатого железа расходуют 1,5—1,6 т окалины, 0,12—0,14 т сажи, 1350—1450 м³ конвертированного газа и 1100—1200 м³ природного газа.

На Днепровском алюминиевом заводе восстановление проводят в вертикальных муфельных печах с электрообогревом.

В качестве восстановителя используют древесный уголь и конвертированный природный газ. Восстановление ведут при $1000\text{--}1050^\circ\text{C}$ в течение $10\text{--}20\text{ ч}$. На 1 т губки расходуют $1,4\text{ т}$ окалины, 140 кг древесного угля, $600\text{--}800\text{ м}^3$ природного газа и $2500\text{--}2800\text{ квт}\cdot\text{ч}$ электроэнергии. Недостатком процессов с комбинированным восстановлением является необходимость использования чистого твердого восстановителя, что сужает их возможности.

Процесс Эчеверриа

Процесс Эчеверриа разработан фирмой Патрицио Эчеверриа на заводе в Легаспия (Испания) [113]. В 1958 г. было начато промышленное производство губчатого железа в цехе мощностью 10 тыс. *т/год*, впоследствии объем производства был доведен до 20 тыс. *т/год*. Предварительно нагретую руду восстанавливают твердым восстановителем при температуре около 1000°С в пе-

чах небольшого объема, обогреваемых снаружи. Сырьем является кусковая легковосстановимая руда (60% Fe) крупностью 10—50 мм, а восстановителем — низкосортный антрацит (62,5—79% $C_{\text{связ}}$, 12—27% золы, 6—8% летучих и 0,8—1,1% S) крупностью 8—25 мм. В качестве топлива используют газовый уголь (52,6% $C_{\text{связ}}$, 8,5% золы, 37% летучих и 1,25% S). Для погло-

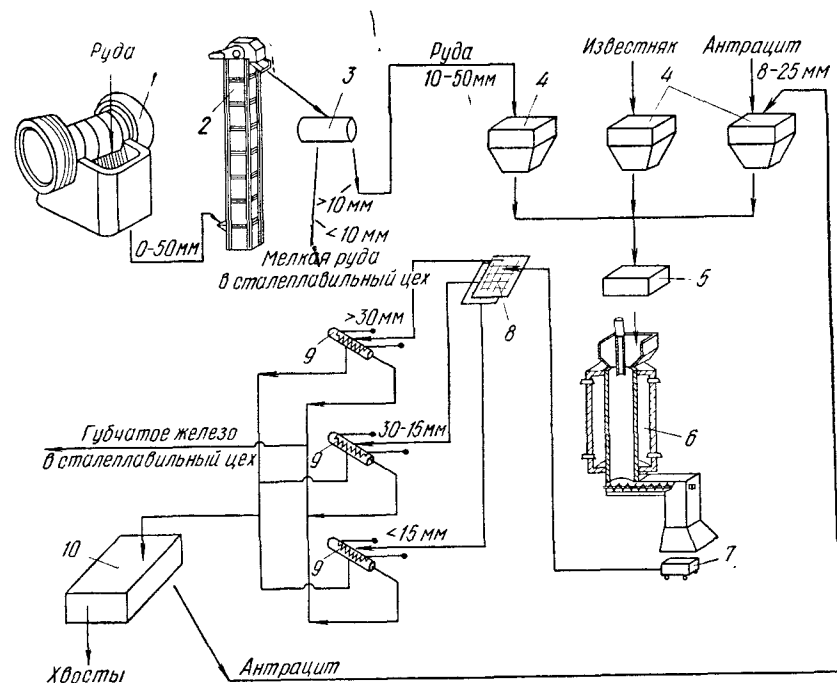


Рис. 49. Схема процесса Эчеверриа:

1 — щековая дробилка; 2 — элеватор; 3 — грохот; 4 — расходные бункера шихты; 5 — контейнер; 6 — печь с ретортной; 7 — передаточная тележка; 8 — грохот; 9 — магнитные сепараторы; 10 — мойка угля

щения серы в шихту вводят известняк, который предварительно смешивают с антрацитом. Одним из условий успешного протекания процесса является применение тщательно классифицированных руды и восстановителя, что обеспечивает высокую газопроницаемость шихты.

Степень металлизации губки составляет 90—92%. При восстановлении сера удаляется, причем степень десульфурации определяется ее содержанием в исходной руде. Степень десульфурации составляет 20—25% при переработке малосернистых руд и 50—65% для руд с повышенным содержанием серы. Губчатое железо содержит 88—93% Fe_{общ}, 79—86% Fe_{мет} и 0,02—0,04% S. Схема процесса показана на рис. 49.

ПРОИЗВОДСТВО КРИЦЫ

Разработанный в начале 30-х годов в Германии кричный процесс (процесс Крупп—Ренн) получил промышленное развитие в довоенное время и в годы второй мировой войны в Германии, Японии и Китае. Промышленные цехи были построены в послевоенные годы в ЧССР, ПНР, ГДР, главным образом в странах, не имеющих запасов богатых руд. К 1960 г. в различных странах работало около 50 кричных печей и производилось около 2 млн. *т* крицы. Кричный процесс представляет собой метод переработки бедных руд, не поддающихся обогащению обычными методами. С развитием добычи магнетитовых кварцитов и разработкой методов их обогащения, с расширением мировой торговли рудой процесс потерял свое значение. Эксплуатация большинства цехов в ФРГ, ЧССР, Японии прекращена.

Кричный процесс проводится во вращающихся печах, в которые загружают смесь руды, твердого восстановителя и в случае необходимости флюса. Печи отапливаются горелкой с разгрузочного торца. На некоторых печах (большой длины) устанавливаются фурмы с вентиляторами на кожухе, подающие воздух для дожигания образующейся окиси углерода. По мере продвижения шихты происходят ее сушка, нагрев и восстановление окислов железа. В отличие от процессов получения губчатого железа кричный процесс заканчивается при более высокой температуре — до 1350°С в зоне крицеобразования. Здесь пустая порода частично расплавляется, образуя вязкий тестообразный шлак, в котором включены частицы железа, укрупняющиеся при вращении печи. Выходящий из печи полупродукт охлаждается водой, дробится и измельчается (при этом измельчается в основном шлак), подвергается рассеву и магнитной сепарации (рис. 50).

Для производства крицы используют печи длиной от 60 до 110 м с наружным диаметром от 3,6 до 4,6 м производительностью от 80 до 350 *т* кричного железа в сутки. Восстановителем могут быть различные виды углей — некоксуемые, антрациты, бурый угольный кокс и полуккок, а также коксовая мелочь — крупностью до 3—5 мм. В процессе используют бедные труднообогатимые руды — бурые железняки, гематитовые кварциты и бедные комплексные (хромо-никелевые) руды, а также железосодержащие отходы (пиритные огарки). Содержание железа в руде колеблется от 10% (такие руды применяют в ПНР при производстве железоникелевой крицы) до 40% (в КНДР); обычное содержание железа 25—35%. Использование богатых руд исключается, так как для протекания процесса необходимо большое количество шлака. В зависимости от содержания железа расход руды обычно составляет 3—5 *т/т* крицы.

Нагрев шихты производится за счет сжигания газов, образующихся при восстановлении, в токе воздуха, который подается в нижнюю часть нагревательного устройства. Подогретая шихта загружается в печь. Во избежание настыеобразования в шихту задают избыток восстановителя. Тепло, необходимое для восстановления, выделяется при сжигании в топочном пространстве печи генераторного газа, образующегося в результате газификации угля, и передается шихте через стенку. Время пребывания руды в печи 48 ч. Восстановленная шихта, выгружаемая из герметичного разгрузочного бункера три раза в сутки, направляется на двухситный грохот, где разделяется на три класса (> 30 , $30—15$ и < 15 мм), после чего подвергается магнитной сепарации.

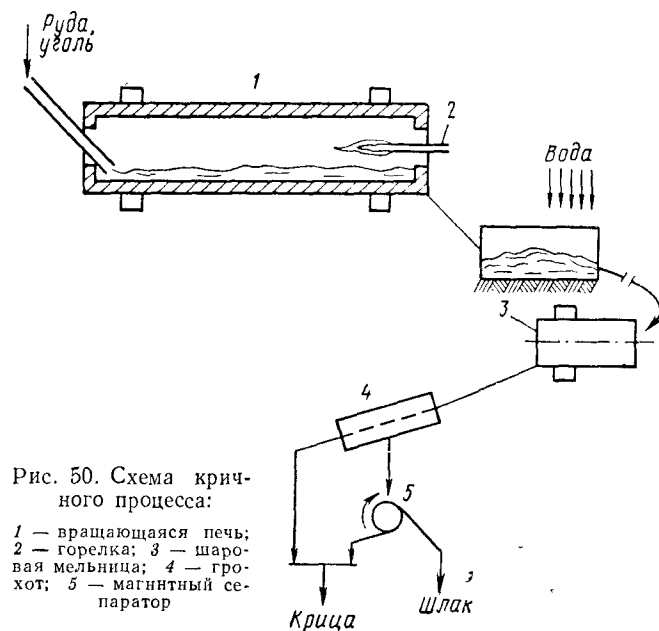
Губчатое железо используется для выплавки высококачественной стали. Немагнитный продукт подается на промывку для выделения отвальных хвостов и избыточного антрацита, который возвращается в процесс.

Губчатое железо получают в установленной внутри печи реторте круглого сечения расширяющейся книзу для облегчения схода шихты. Диаметр реторты 0,3—0,4, высота около 10 м. Малый диаметр объясняется необходимостью уменьшать температурный градиент и выравнивать температуру шихты по сечению реторты. Для улучшения теплопередачи реторта выполнена из жаропрочной стали, обеспечивающей стойкость около 1,5 лет. Губчатое железо охлаждают в холодильнике, расположенном непосредственно под ретортой. Производительность печи с ретортой объемом около 1 м³ составляет 1,5 *т* губчатого железа в сутки.

На заводе в Легаспия для производства 20 тыс. *т* губчатого железа в год установлено 40 таких печей. Цех губчатого железа обслуживают 32 человека. Затраты на строительство цеха составили 700 тыс. долл. На 1 *т* губки расходуют 1,57 *т* руды, 0,32 *т* антрацита, 0,05 *т* известняка, 1 *т* газового угля, 110 квт·ч электроэнергии и 2 м³ воды. Стоимость 1 *т* губчатого железа составляет 44,5 долл. и может быть снижена на 3,5 долл. при использовании тепла отходящих газов для подогрева воздуха горения. Затраты на сырье и топливо составляют 70—75% стоимости губки.

Разработан проект цеха производительностью 250 тыс. *т* губчатого железа в год. В цехе предусматривается установка печей с ретортами прямоугольного сечения большого объема. Вместо газового угля для отопления печей намечено использование природного газа. Капитальные вложения на строительство такого цеха оцениваются в 7,5 млн. долл., стоимость 1 *т* губки 30—35 долл. Недостатком процесса Эчеверри является низкая производительность реторт вследствие малоэффективного способа передачи тепла в зону восстановления. В связи с этим возможность применения процесса в крупном промышленном масштабе ограничена.

Жестких требований к составу пустой руды кричный процесс не предъявляет, однако качество крицы (ее крупность, плотность, способность к отделению от шлака) зависит от состава образующегося в печи шлака, и в некоторых случаях в шихту добавляют флюсы или составляют ее из разных руд для получения шлака оптимального состава. Назначение кричного шлака — способствовать укрупнению частиц железа и выносить крицу



из печи. Полнота извлечения железа, количество шлаковых включений в продукте, чистота отделения крицы от шлака при дроблении и магнитной сепарации также зависят от свойств шлака. Шлак должен быть достаточно вязким для того, чтобы при вращении печи он во всей массе мог перемешиваться и тем самым создавать возможность для контактирования и сваривания частичек железа. При жидкоподвижном шлаке могут происходить нарушения процесса — образование крупных металлических кусков и металлических настывлей. Оптимальная вязкость кричного шлака 1000—2000 *пз*; диапазон температур, в которых шлак имеет тестообразную консистенцию, должен быть широк [114, 115]. Этим требованиям удовлетворяют шлаки, содержащие 50—60% SiO_2 , 10—20% Al_2O_3 , 15—25% $(\text{CaO} + \text{MgO})$. Общий расход тепла в кричном процессе велик и составляет 8—10 млн. *ккал/т* крицы. Это объясняется необходимостью иметь большое количество шлака в печи, а также значительными поте-

рями тепла с отходящим газом. В приходе тепла основная доля (примерно 80%) падает на восстановитель.

Крица представляет частицы железа крупностью до 10 мм округлой формы с включениями шлака. Крица содержит 80—90% Fe, до 1% C, значительные количества серы и фосфора (в зависимости от содержания их в шихте) и используется в основном в доменных печах. В КНДР получают малосернистую крицу и используют ее для плавки стали в электропечах, в ПНР и Греции производят из комплексных руд железоникелевую крицу, которая применяется также для плавки стали.

В СССР кричное производство организовано на Орско-Халиловском металлургическом комбинате для переработки комплексных железо-хром-никелевых руд. Крицу получают в двух печах диаметром 3,6 и длиной 60 м, каждая из которых перерабатывает в сутки по 250—300 т руды и производит 80—100 т крицы. Печь футерована шамотным кирпичом: толщина футеровки в кричной зоне 345 мм, в остальных зонах 230 мм. Печи отапливаются коксовым газом. Печь по длине можно условно разделить на три зоны: сушки и нагрева (до 600° С), восстановления (600—1150° С) и крицеобразования (1150—1350° С).

Из печей полупродукт (тестообразная расплавленная масса шлака с вкрапленными в нее частицами восстановленного железа) по наклонным разгрузочным желобам, которые поливают водой, попадает в открытые закрома, где охлаждается водой. Охлажденный полупродукт дробится в щековой дробилке и измельчается в шаровых реверсивных мельницах. Продукт, выгружаемый из шаровых мельниц во время реверса, является готовой крицей и магнитной сепарации не подвергается. Отделение металла от измельченного шлака производится в одну стадию на барабанных магнитных сепараторах, на которые поступает полупродукт крупностью менее 8 мм. Шлак используется для изготовления шлакоблоков, крица — в доменной печи для выплавки легированного литейного чугуна.

В крицу переходит 85—95% Fe, 90—95% Ni, 20% Cr, 20% Mn, 85% P и 20—25% S. В табл. 27 приведен химический состав перерабатываемых на ОХМК руд и получаемой крицы. В пересчете на $(\text{CaO} + \text{MgO})$, SiO_2 , Al_2O_3 шлак содержит 68—71% SiO_2 , 18—20% Al_2O_3 и 8—10% $(\text{CaO} + \text{MgO})$.

Во вращающихся печах периодически образуются шихтовые настывли в зоне перехода материалов из сыпучего в тестообразное состояние. Причинами образования настывлей являются недостаточное восстановление окислов железа в сыпучем состоянии, неоднородность шихтовых материалов по температуре начала размягчения, колебания температур по длине печи. Удаление шихтовых настывлей производится путем их сплавления примерно через каждые семь суток. На сплавление настывлей требуется 10—12 ч. Металлические настывли образуются в зоне крицеобразования при чрезмерно жидкоподвижных шлаках, из которых

Таблица 27

Химический состав перерабатываемых руд и кричного железа ОХМК

Исходная руда	Состав руды, %						Состав крицы, %						
	Fe	Ni	Cr ₂ O ₃	пустой породы		п. п. п.	Fe	Ni	Cr	C	S	P	шлак
				всего	в том числе SiO ₂								
Аккермановская	30,8	0,66	0,66	40,2	25,3	11,6	91,0	1,85	0,45	1,63	0,22	0,13	14,6
Новокиевская	37,5	0,56	2,7	29,8	14,5	11,8	90,7	1,48	0,78	1,5	0,12	0,16	11,2
Кимперсайская	21,2	0,77	1,25	51,1	33,2	11,6	93,4	2,94	0,36	1,56	0,15	0,23	13,2

крица выпадает на дно ванны, а также вследствие избытка углерода в кричной зоне, что приводит к науглероживанию крицы и снижению температуры ее плавления. Расплавленный металл проникает в швы футеровки и застывает в них, образуя настлы. Металлические настлы наблюдаются довольно редко.

Мощность кричного цеха ОХМК 55—60 тыс. *т/год*. На 1 *т* крицы расходуют 3,0—3,2 *т* руды, 780—840 *кг* коксовой мелочи, 380—430 *м³* коксового газа, 30—35 *м³* воды и 80—100 *квт·ч* электроэнергии. Извлечение железа в крицу 95%, выход шлака 1,28 *т/т* крицы, насыпная масса крицы 2,65 *т/м³*. Себестоимость крицы 48—50 *руб/т*.

Недостатками кричного процесса являются большой расход тепла, низкая производительность печей и невысокая стойкость футеровки в кричной зоне. В применении к железным рудам этот процесс не имеет перспектив развития в связи с его неэкономичностью. Однако он может иметь определенное значение для переработки титансодержащих железных руд и железистых песков, а также окисленных никелевых руд.

ГЛАВА 12

ПРОИЗВОДСТВО ЖИДКОГО МЕТАЛЛА

Наряду с разработкой процессов получения губчатого железа и металлизированного сырья не прекращаются попытки создать эффективный способ производства непосредственно из руды жидкого металла (чугун и полупродукт с различным содержанием углерода) без применения для этого кокса. Возможность значительного ускорения реакций восстановления, протекающих или завершающихся при высоких температурах (1350—1650°С), а также интенсификации теплообмена и, как следствие, дости-

жения высокой производительности восстановительных печей является при этом наиболее привлекательной.

Процессы получения жидкого металла можно разделить на две группы. К первой относятся способы производства чугуна или высокоуглеродистого полупродукта — одностадийные, осуществляемые в руднотермических электропечах, и комбинированные, в которых восстановление проводится последовательно в двух печах: предварительное — во вращающейся, шахтной или конвейерной при умеренной температуре (до 1000—1100°С) и окончательное — в электропечи при высокой температуре. Комбинированные процессы представляют эволюционное развитие способов производства губчатого железа и одностадийного производства чугуна в электропечах. Ко второй группе относятся высокотемпературные процессы получения полупродукта с пониженным содержанием углерода, восстановление в которых ведется в одну стадию. Почти во всех разрабатываемых процессах получения жидкого металла применяется твердый углеродсодержащий восстановитель.

1. ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА В ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Отсутствие во многих странах коксующихся углей и быстрое развитие электроэнергетики способствовали распространению в черной металлургии электропечей для выплавки чугуна. Положительная особенность электроплавки руды заключается в возможности применения некоксующихся углей, а также переработки сырья, непригодного для доменной плавки (титаномagnesиты, пиритные огарки и др.). Хотя объем производства чугуна в электропечах невелик (1—2% общей выплавки), этот способ получения металла постоянно совершенствуется. Начиная с 1950 г. были построены электроплавильные печи общей мощностью более 2 млн. *квт*. В настоящее время в Норвегии работают печи мощностью по 60 *Мва* производительностью 700—800 *т* чугуна в сутки каждая. Всего за рубежом построено около 100 электропечей для выплавки чугуна общей мощностью около 4 млн. *т/год*. В 1969 г. в электропечах было выплавлено около 2 млн. *т* чугуна.

Современная руднотермическая электропечь для выплавки чугуна имеет круглый корпус диаметром до 16 *м* и три самоспекающихся электрода диаметром до 2 *м*, расположенных в своде в вершинах треугольника (диаметр распада электродов до 6 *м*). Печи питаются от трех однофазных трансформаторов мощностью до 20 *Мва* или от одного трехфазного трансформатора мощностью до 35 *Мва*. Первичное напряжение 5—110 *кв*, вторичное напряжение регулируется в пределах 110—250 *в*, причем выбор интервала напряжений зависит от мощности печи и электропроводности шихты. Сила тока на больших печах составляет 80—130 *ка*,

коэффициент мощности около 0,9 и плотность тока в электродах 3,5—4,5 а/мм².

Стены печи футеруют шамотным и магнезитовым кирпичом или углеродистыми блоками; лещады выкладывают из магнезитового кирпича, поверх которого набивают доломитом или смолодоломитом; свод футеруют шамотом. Шихта в печь загружается из бункеров, число которых на больших печах достигает 9—10. Загрузка шихты в печь может производиться не только по периферии, но и в центр, между электродами. Для разрыхления и более быстрого проплавления шихты, а также облегчения выхода газов в некоторых случаях печи делают с вращением ванны (скорость вращения 1—1,2 об/сутки). Газообразные продукты плавки с повышенным содержанием окиси углерода отсасываются из печи через отверстие в своде, проходят мокрую газоочистку и поступают в заводскую газовую сеть.

Вследствие небольшого количества образующегося в электропечи газа требования к физическим свойствам сырых материалов значительно ниже, чем в доменном производстве. Крупность шихтовых материалов должна обеспечить достаточную газопроницаемость шихты и нагрев ее выделяющимися газами. Восстановление железа происходит почти полностью за счет твердого углерода, степень косвенного восстановления даже при плавке легковосстановимого агломерата не превышает 20 %.

В электропечах выплавляют различные виды чугуна: от перелдального с низким содержанием кремния до высококремнистого. Электроплавка руды характеризуется более высокой степенью перехода в металл марганца и кремния, чем доменная плавка, а также меньшей степенью перехода фосфора вследствие его улетучивания [116]. Особенностью электроплавки является также высокая степень десульфурации чугуна (0,005—0,03 % S) даже при большом (до 1 %) содержании серы в руде. В качестве восстановителя применяют древесный и бурый уголь, лигнит, коксовую мелочь, газовый кокс, антрацит и кокс. Большинство электропечей работают на агломерате и кусковой руде крупностью до 60 мм. Выход газа на 1 т чугуна в зависимости от условий плавки составляет при работе на руде 600—800 м³, при работе на офлюсованном агломерате 450—650 м³. Газ содержит 70—80 % СО, 8—12 % Н₂ и 15—20 % СО₂. В табл. 28 приведены некоторые показатели электроплавки железных руд.

При очень высоком расходе электроэнергии (более 2000 кВт·ч/т чугуна) выплавка чугуна в электропечах может развиваться лишь в районах с не дефицитной и дешевой электроэнергией. Важным условием сокращения расхода электроэнергии является подготовка шихты. При работе на офлюсованном агломерате производительность печи увеличивается на 15 %, а расход электроэнергии снижается на 9 % по сравнению с работой на кусковой руде. Следующим шагом в развитии подготовки шихты явились предварительный (вне печи) нагрев шихты и частичное восста-

Т а б л и ц а 28

Показатели электроплавки различных руд [116]

Показатель	Кусковая руда			Офлюсованный агломерат		
	магнетит (трудновосстановимый)	гематит (умеренновосстановимый)	гематит и лимонит (легковосстановимый)	I	II	III
Расход на 1 т чугуна:						
железной руды, т	1,9	1,47	1,87 *	—	—	—
офлюсованного агломерата, т	—	—	—	1,7	1,58	1,6
восстановителя, т	0,51	0,42	0,43	0,4	0,39	0,33
известняка, т	0,28	0,23	—	—	—	—
электроэнергии, кВт·ч	2800	2520	2360	2300	2050	2000
электродов, кг	Нет св.	15	10	16	15	10
Выход шлака, т/т чугуна	0,75	0,31	0,26	0,48	Нет св.	0,35

* Офлюсованный агломерат из гематитовой и лимонитовой руд.

новление окислов железа с загрузкой в печь нагретой и восстановленной шихты. При загрузке горячего агломерата (400—800° С) расход электроэнергии сократился на 7—12 % [117].

При плавке в электропечи предварительно нагретой и частично восстановленной шихты существенно снижается расход электроэнергии и соответственно повышается производительность печи. При переработке богатых руд и окатышей расход электроэнергии на плавку нагретой и восстановленной на 50 % шихты сокращается до 700—1300, а при переработке бедных кремнеземистых руд — до 1500—1800 кВт·ч/т чугуна. Сведения об электропечах для выплавки чугуна из частично восстановленной шихты приведены в разделе VI, гл. 22.

При использовании в электропечах предварительно восстановленной шихты и повышении степени восстановления снижается не только удельный расход электроэнергии, но и расход восстановителя [118]:

Содержание Fe _{мет} в шихте, %	35	50	80
Расход электроэнергии, кВт·ч/т чугуна	1200	1000	600—800
» восстановителя, кг/т чугуна	250	200	100

Для производства чугуна в электропечах из предварительно восстановленной шихты были предложены комбинированные процессы (Электрокемиск, Стратеджик-Юди, Оркарб, ДЛМ и др.). Промышленное применение из них нашли только два: Электрокемиск (с шахтной или вращающейся печью для восстановления

руды) и ДЛМ. Процесс Стратеджик-Юди [5] был опробован в промышленных условиях на заводе в Матансасе (Венесуэла), где одна из электропечей мощностью 33 Мва была реконструирована для работы по этому способу [119]. После продолжительного периода неудачной эксплуатации эта электропечь вновь была переведена на производство чугуна по обычной технологии.

Ниже приводится описание процессов выплавки чугуна в электропечах из предварительно восстановленной шихты, получивших промышленное развитие.

Способ Электрокемиск

Способ был разработан фирмой Электрокемиск (Норвегия). Технология процесса включает предварительный нагрев и частичное восстановление шихты во вращающейся (рис. 51, а) или шахтной (рис. 51, б) печи перед загрузкой ее в электропечь. Шихта,

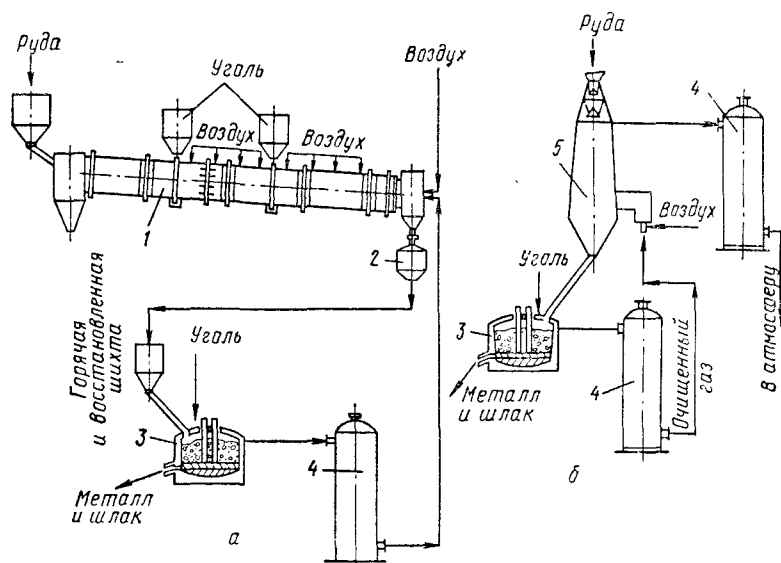


Рис. 51. Выплавка чугуна в электропечах из предварительно подготовленной шихты:

1 — вращающаяся печь; 2 — контейнер; 3 — электропечь; 4 — газоочистка; 5 — шахтная печь

состоящая из окатышей, агломерата или кусковой руды крупностью до 35 мм в смеси с углем и флюсом крупностью 3—20 мм, загружается во вращающуюся печь, отапливаемую отходящим из электропечи газом. При прохождении через вращающуюся печь шихта нагревается до 1000° С, флюс обжигается, а руда частично восстанавливается (степень восстановления 40—60%). В шахтной печи шихта нагревается до 600—900° С отходящим из элект-

ропечи газом или продуктами его горения. Опускание шихтовых материалов в шахте происходит достаточно быстро: время пребывания в зоне нагрева составляет ~1 ч. Взаимодействие окислов железа и окиси углерода при применении для подготовки шихты продуктов горения развивается лишь в незначительной степени вследствие недостаточной восстановительной способности газовой фазы. В случае применения рудо-топливных окатышей происходит частичное восстановление окислов железа.

Первые опыты были проведены на установке, состоящей из вращающейся печи внутренним диаметром 0,65 и длиной 8,75 м и однофазной электропечи мощностью 2500 ква с вращающимся корпусом (скорость вращения 10 об/ч) и стационарным водоохлаждаемым сводом [5]. Особенностью установки является непосредственная загрузка горячей шихты из вращающейся печи в электропечь по наклонной течке, что позволяет ликвидировать потери тепла. На установке перерабатывали гематитовую руду (53% Fe), агломерат (59—62% Fe) и окатыши (48—55% Fe, 10—11% TiO₂). В качестве восстановителя применяли коксовую мелочь, газовый уголь, полукокс и лигнит. Данные, приведенные в табл. 29, иллюстрируют влияние подготовки шихты во вращающейся печи на показатели электроплавки. При переработке кусковой руды или агломерата получали чугун, содержащий 2,5—4,0% С, 1—2% Si (в некоторых случаях около 0,5 и 4,0%), 0,03% S. При работе на окатышах чугун содержал 2,2—3,0% С, 0,07—0,13% Si, 0,09—0,11% S и 0,02—0,04% Ti. Обычное содержание FeO в шлаке составляло 2% при работе на руде или агломерате и

Таблица 29

Результаты опытов с применением для подготовки шихты вращающейся печи [5, 120]

Железорудное сырье	Температура шихты, °С	Степень восстановления шихты, %	Расход на 1 т чугуна		
			электроэнергии, кВт·ч	углерода, кг	электродов, кг
Кусковая руда	20	—	2660	Нет св.	11,8
	800	—	2245	» »	9,4
	20	—	2510	» »	13,5
	580	—	2170	» »	7,8
	780	—	2083	» »	11,7
Агломерат	850	—	2085	» »	9,6
	980	13,4	1728	296	9,6
	1050	17,7	1633	266	10,7
	20	—	2114	264	13,2
	980	23	1600	352	10,8
Офлюсованный агломерат	970	41,5	1400	390	9,9
	950	62,2	1015	395	Нет св.
	950	69,3	965	415	» »
	950	74,0	870	375	» »
	950	80,0	835	350	» »

2,3—2,7% при работе на окатышах. В табл. 30 приведены результаты опытов с применением для предварительной подготовки шихты шахтной печи.

Опытно-промышленные испытания процесса Электрокемиск были проведены также в Японии на заводе в Тояма фирмой Ниссо

Таблица 30
Результаты опытов с применением для подготовки шихты шахтной печи

Шихта	Температура шихты, °C	Расход на 1 т чугуна	
		электроэнергии, кет·ч	углерода, кг
Рудные окатыши	20	2270	335
	800	1760	270
Рудо-угольные окатыши	20	2150	310
	800	1380	490

угля и 0,135 т коксовой мелочи; выход шлака 0,8 т/т чугуна. В табл. 31 показан расход электроэнергии и углерода на 1 т чугуна в зависимости от степени восстановления и температуры шихты. В табл. 32 приведен тепловой баланс электропечи. Увеличение степени предварительного восстановления шихты приводит к сокращению расхода электроэнергии, однако при этом несколько снижается тепловой к. п. д. печи: при загрузке в элек-

Таблица 31
Результаты плавки в Тояма [120]

Температура шихты, °C		Степень восстановления шихты, %	Расход на 1 т чугуна	
из вращающейся печи	при загрузке в электропечь		электроэнергии, кет·ч	углерода, кг
20	20	—	2508	335
900	500	40,1	1600	Нет св.
950	500	50,4	1474	» »
1000	600	56,2	1424	» »
1050	600	66,1	1268	369
1100	825	59,1	1132	352
1100	900	64,6	1011	Нет св.
1100	900	65,8	1033	» »
1100	900	68,3	1014	363
1100	900	68,9	989	Нет св.

Таблица 32

Тепловой баланс электропечи, тыс. ккал/т чугуна

Статья баланса	Фактические данные для электропечи 18 Мвт на холодной шихте	Фактические данные по результатам опытов в Тояма *	Расчетные данные для промышленных условий на нагретой и частично восстановленной шихте *
Приход тепла			
Электроэнергия	1978 (2300 кет·ч)	870 (1015 кет·ч)	820 (950 кет·ч)
Теплота шлакообразования	80	85	80
Энтальпия нагретой шихты	—	375	375
Итого	2058	1330	1275
Расход тепла			
Восстановление окислов	672	310	310
Разложение известняка	158	—	—
Испарение влаги	41	—	—
Энтальпия:			
чугуна	300	300	300
шлака	380	385	380
газа	112	85	80
Тепловые и электрические потери	395	250	205
Итого	2058	1330	1275
Тепловой к. п. д., %	80	71	75

* Температура шихты 900° С, степень восстановления 68,3%.

тропечь холодной шихты к. п. д. составляет 77—80%, а при загрузке горячей и частично восстановленной шихты 71—72%.

Результаты опытно-промышленных испытаний процесса Электрокемиск показали, что применение в электропечах для выплавки чугуна нагретой и частично восстановленной шихты позволяет увеличить их производительность на 30—50% при той же мощности трансформатора и размерах печей.

Способ ДЛМ

Исследования по отработке технологии процесса ДЛМ¹ были начаты в 1958 г. на опытной установке фирмы Мак Дауэлл Веллман Энджиниринг в Кливленде (США). На основании ре-

¹ Название способа происходит от начальных букв наименований фирм Дуайт-Ллойд и Мак Вэйн Каст Айрон Пайп (США).

зультатов успешно проведенных испытаний в 1966 г. было принято решение о строительстве первой промышленной установки производительностью 500—600 т металла в сутки, которая была введена в эксплуатацию в 1969 г. на заводе фирмы Мак Вэйн Каст Айрон Пайп в Мобайле (США). Сущность процесса ДЛМ заключается в непрерывном нагреве и частичном восстановлении

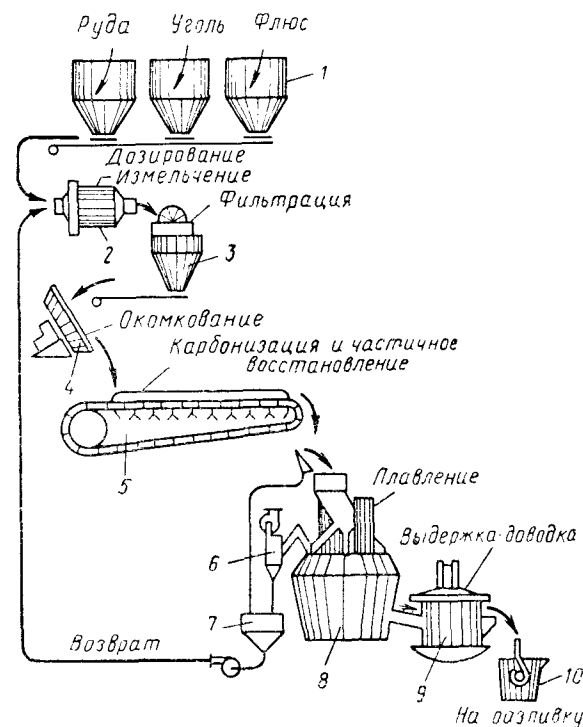


Рис. 52. Схема процесса ДЛМ:

1 — бункера; 2 — шаровая мельница; 3 — вакуум-фильтр; 4 — гранулятор; 5 — конвейерная печь; 6 — пылеуловитель; 7 — бункер возврата; 8, 9 — электропечи; 10 — ковш

рудо-флюсо-топливных окатышей в конвейерной печи с последующим довосстановлением и плавлением их в руднотермической электропечи [121, 122].

Схема процесса показана на рис. 52. Исходные сырые материалы (руда, известняк и некоксуемый уголь) смешивают и измельчают до крупности $<0,8$ мм в шаровой мельнице мокрого помола, работающей в открытом цикле. Из мельницы пульпа с содержанием твердых материалов около 65% подается к вакуум-фильтру. Кек, получаемый на вакуум-фильтре, содержит 12—15% влаги и направляется на чашевый гранулятор, где получают окатыши крупностью 19—25 мм. При окомковании специальные связующие материалы обычно не применяют, так как глинистые минералы угля обеспечивают достаточную прочность сырых окатышей (3—5 кг/окатыш). Сырые окатыши ДЛМ характеризуются большей крупностью по сравнению с обычными,

что позволяет применять при обжиге более высокую температуру, не опасаясь их спекания друг с другом. Кроме того, крупные окатыши имеют меньшую удельную поверхность, что препятствует их окислению после восстановления.

Сырые окатыши обжигают в конвейерной печи, в головной части которой окатыши проходят сушку газами, рециркулируемыми из зоны обжига. Режим сушки подбирают так, чтобы избежать разрушения окатышей. Температура в зоне сушки не превышает 260°C для предотвращения преждевременного горения угля. После сушки окатыши поступают в зону обжига, в которой нагреваются до $1200\text{—}1300^{\circ}\text{C}$.

В процессе обжига происходит разложение известняка и коксование угля с удалением летучих, что обеспечивает упрочнение окатышей, протекающее весьма интенсивно и завершающееся в течение 12—15 мин. В результате коксования угля получают прочные окатыши, содержащие около 1% летучих. В слое окатышей происходит конверсия выделяющихся углеводородов с образованием восстановительного газа. Восстановление окислов железа осуществляется как за счет твердого углерода, так и за счет восстановительного газа.

Металлизированные окатыши содержат 50—60% $\text{Fe}_{\text{общ}}$, 2—3% Fe_2O_3 , 39—45% FeO , 14—27% $\text{Fe}_{\text{мет}}$ и 8—11% С. Степень восстановления составляет 40—65%. Дальнейшее восстановление в конвейерной печи привело бы к значительному увеличению его продолжительности. Поэтому заключительную стадию процесса восстановления осуществляют в электропечи при температуре около 1650°C .

Общее время пребывания окатышей на конвейерной машине находится в пределах 20—30 мин. При обжиге из окатышей удаляется 85—95% CO_2 известняка, 90—95% летучих угля и 30—40% серы [122]. Высота слоя окатышей регулируется таким образом, чтобы при перемещении в вертикальной плоскости фронта нагрева и фокуса горения топлива не допустить окисления окатышей и сохранить в них необходимое количество углерода. Производительность конвейерной печи зависит от высоты слоя материала, величины разрежения и скорости движения паллет. Увеличение высоты слоя повышает производительность и сокращает расход тепла. Однако чрезмерное увеличение высоты (более 300 мм) вызывает неравномерность обжига и восстановления.

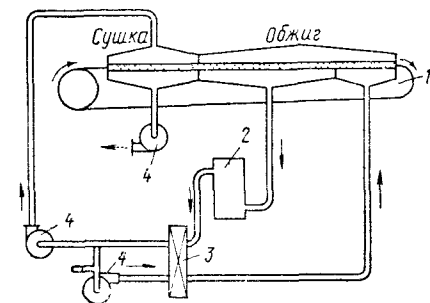


Рис. 53. Схема газопотоков конвейерной печи:

1 — конвейерная печь; 2 — камера дожигания; 3 — теплообменник; 4 — вентиляторы

Схема газопотоков приведена на рис. 53. В зоне сушки газы просасываются дымососом сверху вниз и выбрасываются в атмосферу. Зона обжига разделена на две части, в первой из которых просасывание газов осуществляется сверху вниз, а во второй — снизу вверх. Газы из первой части зоны обжига с высоким содержанием горючих компонентов проходят камеру дожигания, теплообменник и подаются в зону сушки. Нагретый в теплообменнике воздух направляется во вторую часть зоны обжига. Образующиеся в этой зоне газы поступают в предыдущую зону обжига. Изменение направления газопотоков в зоне обжига обеспечивает в нижней части слоя окатышей такие же температуру и условия восстановления, как в верхней. Температура окатышей на выходе из конвейерной печи составляет 1100—1200° С.

Горячие металлizedованные окатыши после отсева мелочи (3—10%) подаются скиповым подъемником в бункер, откуда непрерывно загружаются в электропечь с закрытой дугой между электродами. Во избежание потерь тепла скип и промежуточный бункер футерованы. Потери тепла и окисление окатышей в скипе, бункере и при перегрузках незначительны, так как из горячих окатышей выделяется небольшое количество восстановительных газов. Комплексный характер окатышей позволяет избежать сегрегации шихтовых материалов, которая имеет место при наличии в шихте двух и более компонентов. При обжиге окатышей обеспечивается прочность, достаточная для их перегрузок, транспортировки и плавки в электропечи.

В электропечи продолжается восстановление окатышей: в верхней части косвенное, а в нижней — прямое. Вследствие высокого содержания окиси углерода в печном газе степень косвенного восстановления относительно велика, несмотря на небольшую высоту столба шихты в печи. Отношение $CO : CO_2$ в отходящем газе в зависимости от условий плавки составляет 1,5—3,0. Этот газ после очистки в скруббере компримируется и используется в качестве топлива. Чугун и шлак с температурой 1350—1500° С периодически выпускаются из печи через одну летку с последующим разделением. Процесс ДЛМ позволяет получать металл высокой чистоты, в том числе ковкий чугун. Шлак, выход которого составляет 200—650 кг/т чугуна, по составу аналогичен доменному.

Выплавка малоуглеродистого низкокремнистого металла связана с получением шлака с высоким содержанием FeO, что увеличивает потери железа. При этом ухудшаются условия получения малосернистого металла. Кроме того, при загрузке в шлак, богатый закисью железа, углеродсодержащей шихты происходит бурное образование окиси углерода и вспенивание шлака с выбросами из печи. При выплавке специального чугуна (литейный, ковкий и др.) во второй электропечи производят доводку металла, получаемого при плавке горячих металлizedованных окатышей.

В табл. 33 приведен тепловой баланс опытной низкошахтной электропечи мощностью 500 *квт*, при работе на металлizedованных окатышах ДЛМ и офлюсованном агломерате при выходе шлака 450 кг/т чугуна. При работе печи по способу ДЛМ расход электроэнергии сократился примерно на 50%, а производительность практически удвоилась, несмотря на выплавку чугуна с более высоким содержанием кремния.

Таблица 33
Тепловой баланс опытной электропечи, тыс. ккал/т

Статья баланса	Промышленная рудовосстановительная электропечь (в чугунах 3,6% С, 1,8% Si и 0,03% S)	Опытная электропечь	
		на офлюсованном агломерате (в чугунах 3,0% С, 1,0% Si и 0,17% S)	на металлizedованных окатышах (в чугунах 3,7% С, 2,4% Si и 0,03% S)
Приход тепла			
Теплота шлакообразования . . .	17	38	99
Окисление С до CO	625	621	228
» С » CO ₂	169	169	305
Итого . . .	811	828	632
Расход тепла			
Восстановление окислов	1720	1680	980
Разложение карбонатов	32	72	47
Испарение влаги	21	15	—
Энтальпия чугуна, шлака и газа	520	697	418
Итого . . .	2293	2464	1445
Потребность в тепле за счет электроэнергии	1482	1636	813
Расход электроэнергии,* <i>квт·ч/т</i>	<u>1725</u> 1985	<u>1900</u> 2610	<u>945</u> 1345

* В числителе — теоретический, в знаменателе — фактический расход.

Первые опыты по отработке процесса ДЛМ были проведены на установке в составе конвейерной машины площадью 3 м² (ширина 0,6, длина 4,9 м) и электропечи мощностью 500 *квт*. Первая промышленная установка производительностью 500—600 т высококачественного литейного чугуна в сутки имеет в своем составе электропечь мощностью 40 *Мвт*. На этой установке на 1 т чугуна расходуется 1,4—1,9 т руды, 0,6—0,9 т угля, 0,2—0,6 т флюса, 1,8—4,5 кг электродов и 750—1000 *квт·ч* электроэнергии [123].

Капитальные затраты на строительство комплекса установки составили 15 млн. долл. Стоимость 1 *т* чугуна оценивается в пределах 43—52 долл. Применение процесса ДЛМ считается экономичным при объемах производства около 200 тыс. *т* в год, что открывает возможность строительства небольших заводов без доменных печей, коксовых батарей и аглофабрики.

2. ПРОИЗВОДСТВО ЖИДКОГО МЕТАЛЛА В ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНЫХ ПРОЦЕССАХ

Восстановление железорудных материалов при высоких температурах происходит главным образом из расплава. Исключения составляют процессы с применением рудо-топливных материалов, которые вследствие тесного контакта между окислами железа и углеродом восстанавливаются в твердой фазе до плавления. В большинстве высокотемпературных процессов можно перерабатывать тонкоизмельченные концентраты без предварительного окускования.

Для этих процессов обычно характерна более высокая, чем при получении чугуна в доменных печах или электропечах, окисленность железа. Вследствие этого они отличаются большей селективностью восстановления, в результате чего получаемый металл содержит весьма незначительное количество Si, Mn, P, S и Ti, а шлак характеризуется повышенным содержанием железа. В некоторых случаях металл требуется подвергнуть внепечной десульфурации. Восстановление в высокотемпературных процессах осуществляется преимущественно за счет углерода прямым путем. Выделяющаяся окись углерода дожигается кислородом над ванной, обеспечивая процесс теплом. При этом достигается почти полное использование топлива. В большинстве разрабатываемых процессов применяется твердый восстановитель, однако в принципе не исключена возможность использования для этой цели природного газа, водорода и мазута. Восстановление ведется в стационарных или вращающихся печах (конвертерах). Значительную проблему для высокотемпературных процессов представляет стойкость футеровки. Для увеличения срока службы огнеупоров принимают различные меры, в частности устройство гарниссажа на стенках печи в результате интенсивного их охлаждения. Большинство высокотемпературных процессов в настоящее время находятся в стадии разработки.

Процесс КШС

В СССР был предложен способ получения стали или жидкого полупродукта из рудо-топливных окатышей или брикетов в кипящем шлаковом слое (КШС) в качающейся отражательной регенеративной печи [8]. При производстве окатышей в качестве сырья применяются руда, концентраты, окалина; в качестве восстановителя — антрацит, полукокс и торф; в качестве свя-

зующего — каменноугольный пек. Шихта для получения окатышей состоит из 18—20% топлива-восстановителя 76—78% руды или концентрата и 3—4% пека, а для получения торфяных брикетов — из 25% торфа и 75% руды или концентрата. Перед плавкой сырые окатыши подвергают сушке при 100—250° С в течение 5—8 ч; при получении торфяных брикетов шихту перед прессованием нагревают до 280—300° С. Объемный вес окатышей (брикетов) 1,7—2,7 *т/м³*, что обеспечивает их погружение в основные окислительные шлаки в процессе плавки.

Подготовленные к плавке окатыши непрерывно загружают в печь на поверхность расплавленного шлака. В толще шлака (кратность около 0,6) при температуре 1500—1650° С происходит восстановление окатышей, причем этот процесс почти полностью завершается до их расплавления, а терморегулятором процесса являются эндотермические реакции восстановления железа углеродом. Металлизация окатышей сопровождается выделением окиси углерода и летучих топлива, что приводит к кипению шлака и, как следствие, к улучшению теплопередачи в системе газ—шлак—металл. Использование в процессе КШС пылевидной шихты невозможно, так как при этом плавление окислов будет опережать их восстановление, что приведет к быстрому разрушению футеровки, а также нарушению процесса вследствие прекращения кипения шлака. Активная поверхность шлака в результате кипения почти в 2,5 раза превышает поверхность зеркала металла. Теплопроводность шлака возрастает до 2300—2400 *ккал/(м·ч·град)* против 100—120 *ккал/(м·ч·град)* для мартеновского процесса, а суммарный коэффициент теплопередачи — до 0,5 млн. *ккал/(м²·ч)*, что в 3,5—4 раза выше, чем для мартеновского процесса.

Окись углерода и летучие создают над шлаком защитную атмосферу, которая предохраняет восстановленное железо от окисления. Отопление печи осуществляется за счет сжигания в ее рабочем пространстве мазута или газа, а также за счет дожигания выделяющихся окиси углерода и летучих, что повышает степень использования углерода топлива (до 98—99%). Проведение процесса в таких условиях обеспечивает высокую скорость и степень восстановления, а наличие основных окислительных шлаков (основность 1,8) позволяет осуществить селективное восстановление железа и получить сталь или полупродукт, содержащий 0,03—1,35% С. Степень извлечения железа составляет около 90%, содержание железа в шлаке 10—12%. Кремний, марганец, фосфор и хром в этих условиях практически не восстанавливаются. В процессе КШС в металл и шлак переходит по 35—40% серы, а с газом удаляется 20—25%.

Металл отличается низким содержанием азота (0,0035—0,0080%) и водорода (2,4—7,6 *см³/100 г*). В табл. 34 приведен химический состав полупродукта КШС.

Доводку металла до марочной стали можно осуществить в той же печи, где происходит восстановление (монопровод), или в дру-

Химический состав полупродукта КШС, %

Таблица 34

C	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
0,05	0,11	0,044	0,019	Сл.	0,05	0,04
0,09	0,38	0,055	0,043	0,03	0,05	0,02
0,20	0,25	0,082	0,022	0,12	—	Сл.
0,80	0,60	0,053	0,036	0,08	0,03	»

Примечание. Отмечены следы кремния.

гой печи с использованием жидкого полупродукта КШС (дуплекс-процесс). Операцию перелива полупродукта можно использовать для его десульфурации при обработке синтетическими шлаками. Удельная производительность восстановительной печи составляет 3,2—4,9 $t/(m^2 \cdot сутки)$, а при использовании кислорода (270—400 m^3/t) она возрастает до 4,5—5,5 $t/(m^2 \cdot сутки)$.

Процесс опробован на 10-й отражательной печи площадью пода 9,6 m^2 и глубиной ванны 500 мм. Разработан проект установки для промышленной обработки процесса КШС производительностью 50 тыс. t стали в год в составе качающейся отражательной печи площадью пода 30 m^2 и электропечи емкостью 25 t (для доводки полупродукта). По проекту на 1 t полупродукта расходуется 2 t рудо-угольных окатышей или 2,2 t торфо-рудных брикетов, 150—170 кг извести, 130—150 m^3 природного газа, 50—60 кг мазута и 30 m^3 кислорода. На 1 t стали расходуется 800 кг полупродукта, 60—65 кг извести, 400 $kвт \cdot ч$ электроэнергии и 4 кг электродов. Капитальные затраты на строительство такого цеха вместе с отделением производства окатышей и брикетов составляют около 10 млн. руб. Себестоимость 1 t слитков стали 30ХГСНА равна 165 руб. при работе на окатышах и 157 руб. при работе на брикетах, что на 3 и 11 руб. соответственно ниже прейскурантной цены.

Положительной особенностью процесса КШС является возможность получения металла с низким содержанием кремния, марганца, фосфора, примесей цветных металлов и газов. Недостатком процесса является повышенное содержание серы в полупродукте, которое, однако, может быть снижено при внепечной десульфурации (обработка синтетическими шлаками, продувка обессеривающими порошками и др.).

Процесс Доред¹

Процесс Доред разработан фирмой Стора (Швеция) и заключается в выплавке чугуна из железной руды во вращающемся конвертере типа Калдо с применением в качестве восстановителя

твердого топлива [124]. Схема процесса показана на рис. 54. Во вращающийся конвертер загружают в небольшом количестве коксовую мелочь или другой углеродистый восстановитель, который нагревают до 1350° С, после чего непрерывно подают в конвертер руду, восстановитель и шлакообразующие. Руду предварительно нагревают во вращающейся печи до 700° С. Загруженный материал равномерно распределяется в конвертере при его вращении.

Железо руды восстанавливается твердым углеродом, плавится и науглероживается до 3—4% С. Образующиеся капли чугуна

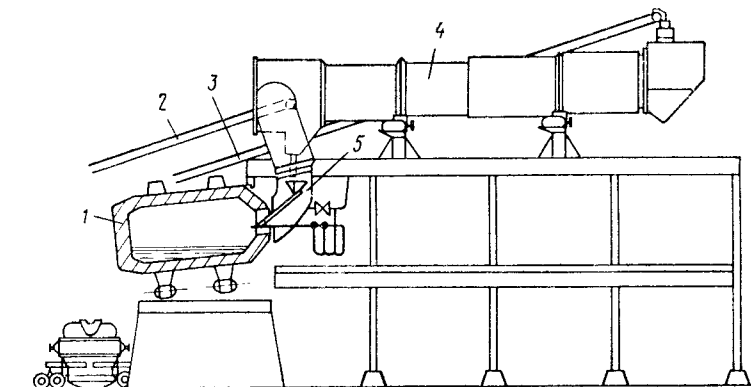


Рис. 54. Схема процесса Доред:

1 — вращающийся конвертер; 2 — подача твердого топлива; 3 — подача руды;
4 — вращающаяся печь для нагрева руды; 5 — подвижная горловина

скапливаются на подине. Окись углерода, выделяющаяся при восстановлении, сжигается над поверхностью ванны кислородом, вдуваемым в конвертер через фурму. Сжигание окиси углерода организуется так, чтобы достичь почти полного использования ее тепла в конвертере и при этом минимально окислить углерод ванны (сжигание некоторого количества углерода требуется для покрытия тепловых потерь и поддержания постоянной температуры ванны). Часть газа из конвертера направляется во вращающуюся печь, где используется для нагрева руды. Тепло, необходимое для восстановления и образующееся при горении окиси углерода, передается ванне излучением от факела и теплопроводностью от нагретых стен конвертера при его вращении. Вращение облегчает теплопередачу и ускоряет металлургические реакции. По мере накопления производят выпуск металла и шлака, после чего цикл повторяется.

Особенностью процесса является возможность предотвращения восстановления Si, Mn, P, Cr и Ti с помощью регулирования температуры и состава шлака при повышенной окисленности ванны. Процесс позволяет получить малофосфористый металл даже из руд с высоким содержанием фосфора. Однако при этом

¹ Название процесса произошло от сочетания первых букв слов *Domnarvet* (название завода) и *Reduction* (восстановление).

трудно добиться хорошей десульфурации, и часть серы из топлива переходит в металл. Обычно содержание серы в металле составляет 0,1—0,2% и может быть снижено до 0,01% при последующей десульфурации вне печи. Другим недостатком процесса

Таблица 35
Результаты опытных плавов
в конвертере Доред

Показатели плавки	Опытная плавка	
	I	II
Продолжительность плавки от выпуска до выпуска, ч	7,3	6,0
Производительность, $m^3/ч$	0,418	0,472
Состав чугуна, %:		
С	4,25	4,45
Si	0,01	0,01
Mn	0,04	0,12
P	0,005	0,037
S	0,121	0,154
Содержание FeO в шлаке, %	5,7	4,2
CO + CO ₂ , %	80—92	79—91
Расходы на 1 m^3 чугуна:		
руды (61,1% Fe, 0,4% P), m^3 извести (90% CaO), кг	1,74	1,71
коксовой мелочи (85% C, 9,5% золы), кг	140	125
кислорода (95% O ₂), m^3	737	625
Извлечение железа, %	724	690
	90	91

менее 0,01% Si, 0,09 Mn, 0,027% P и 0,124% S. Шлак содержал 5,5% FeO. По аналогии с процессом Калдо износ смолородомитовой футеровки оценивается в 10 kg/m^2 чугуна. По расчетам, при предварительном подогреве до 700°С богатой руды (65% Fe) расход топлива может быть снижен до 400—450 kg/m^3 , а кислорода — до 300—350 m^3/m^3 чугуна.

На основании полученных результатов на заводе Домнарвет была построена первая промышленная установка мощностью 40 тыс. $m^3/год$ [126]. При производительности установки 5 $m^3/ч$ металл из конвертера выпускают через каждые 5 ч в ковш емкостью 25 m^3 , где производят десульфурацию металла. Стоимость соору-

являются относительно высокие потери железа в шлак. Содержание железа в шлаке составляет 3—5%.

Первоначальные испытания процесса Доред проводили в футерованном смолородомитовыми блоками конвертере емкостью 3 m^3 внутренним диаметром 1,5 и длиной 2,1 m [125]. Скорость вращения составляла 20 $об/мин$. Руду загружали в конвертер без предварительного нагрева. Результаты опытных плавов приведены в табл. 35.

Высокий расход коксовой мелочи и кислорода в значительной степени объясняется большими потерями тепла вследствие чрезвычайно малой емкости опытного конвертера и частыми перерывами в работе для отбора проб. При опытной плавке в 30-м конвертере завода Домнарвет была достигнута производительность 4,5 $m^3/ч$ при расходе коксовой мелочи 490 kg/m^3 и кислорода 415 m^3/m^3 [125]. Химический состав сырых материалов и топлива не отличался от приведенного в табл. 35. При этом был получен чугун, содержащий 3,62% С,

жения установки, включая расходы на строительство кислородной станции, составила 2 млн. долл. [127]. Экономика процесса Доред в сравнении с доменным характеризуется снижением затрат на руду и топливо и увеличением на кислород, футеровку и внепечную десульфурацию. Стоимость кислорода для процесса Доред имеет решающее значение. Капитальные затраты для процесса Доред при объеме производства до 150 тыс. $m^3/год$ на 10—20% ниже, чем для доменного производства такой же мощности [128].

Процесс Доред не предназначен для замены доменного производства и с мощными доменными печами конкурировать не может. Однако он обладает рядом преимуществ для небольших металлургических предприятий, которые не имеют средств для сооружения больших доменных печей. Применение процесса позволит таким предприятиям конкурировать с крупными металлургическими фирмами в производстве качественной стали.

Способ Экеторп-Валлак

Способ разработан С. Экеторпом в Королевском технологическом институте в Стокгольме (Швеция) и опробован на опытном реакторе диаметром 1,5 m производительностью 1—1,5 $m^3/ч$ на заводе фирмы СКФ в Хеллефорсе [51, 129]. Технологический процесс заключается в высокотемпературном восстановлении тонкоизмельченного железорудного материала из расплава в жидкой ванне с высоким содержанием углерода (около 3,5%). В качестве топлива-восстановителя применяют природный газ, тонкоизмельченный уголь или мазут, которые непрерывно вдувают в ванну, за счет чего в ней поддерживается высокое содержание углерода. При вдувании в ванну мазута или природного газа происходит их разложение, причем выделяющийся углерод усваивается металлом, а водород барботирует через расплав, вызывая его энергичное перемешивание и участвуя в восстановлении. Обе реакции (разложение углеводородов и восстановление окислов железа) являются эндотермичными и протекают при высокой температуре с большой скоростью. Восстановление происходит в основном прямым путем за счет углерода ванны.

Окись углерода, образующаяся при восстановлении, и водород дожигаются непосредственно над ванной с помощью кислорода, что обеспечивает получение тепла, необходимого для процесса, и практически полное использование топлива. Кислород вдувают так, чтобы зона высоких температур (около 2500°С) была расположена возможно ближе к поверхности ванны, температура которой составляет около 1350°С. Процесс отличается хорошей теплоотдачей от факела к ванне. Вместе с тем теплопередача (усвоение тепла ванной) является лимитирующей стадией процесса. Интенсификации теплоусвоения способствует энергичное перемешивание ванны, которое происходит при вдувании в нее мазута или природного газа, а также вследствие выделения

окиси углерода, образующейся при восстановлении. Благодаря окислительной атмосфере над ванной восстановление кремния, марганца и фосфора не происходит. Сера в определенном количестве переходит в металл, но может быть удалена из него при внепечной обработке.

Подачу концентрата в реактор (рис. 55) осуществляют с помощью питателя 1 с быстровращающимся диском, который

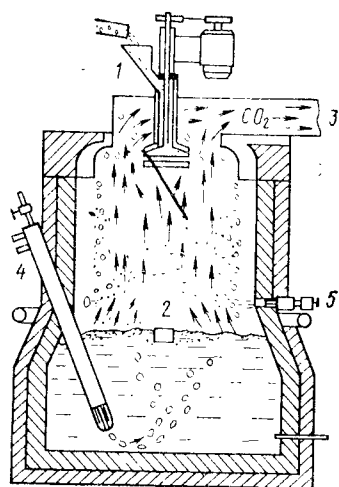


Рис. 55. Схема реактора Эке-торпа-Валлак

отбрасывает концентрат со скоростью около 50 м/сек к стенам реактора, где направление его потока меняется с горизонтального на вертикальное. Вертикальный поток концентрата проходит между зоной горения 2 и стенами реактора. При этом концентрат нагревается до высоких температур и плавится прежде, чем достигает ванны. Необходимо отметить, что около 30% поступающего в ванну тепла вносится нагретым концентратом. Благодаря созданию завесы из концентрата между стенками реактора и зоной горения обеспечивается защита футеровки от воздействия высокотемпературного факела. В результате этого температура нагрева футеровки не превышает температуры нагреваемого концентрата.

Отходящие из реактора газы 3 содержат в основном CO_2 и имеют температуру около 1500°C . На выходе из реактора они проходят через горизонтально движущийся с большой скоростью слой концентрата. При этом происходит очистка газов и предварительный нагрев концентрата. Металл и шлак непрерывно выпускают из реактора в виде эмульсии, так как в условиях интенсивного кипения ванны невозможно разделение шлака и металла в самом реакторе.

Процесс осуществляется в стационарном реакторе с металлоприемником большой емкости, что обеспечивает постоянство состава и температуры металла. Под реактора футерован магнезитовым кирпичом. Стены в средней части реактора конические для создания направленного потока газов вдоль стен. Мазут или газ вдувают в нижнюю часть ванны с помощью водоохлаждаемых сопел 4 с огнеупорной обмазкой. Кислород вдувается в реактор через ряд фурм 5, проникая до его центра и вызывая турбулентное горение газа непосредственно над ванной. При производительности реактора 5—10 т/ч, по расчетам С. Эке-торпа, извлечение железа из концентрата составит 98%, расход мазута 425 кг/т и кислорода 375 м³/т металла.

Способ Буше

Способ Буше, предложенный во Франции фирмой ИМФИ и опробованный на заводах в Памьере и Тулузе, представляет собой топливно-кислородный процесс получения стали или литого железа высокой чистоты во вращающейся печи [51, 130]. В качестве сырья в процессе применяют железную руду, губчатое железо или железный порошок. Восстановитель — антрацит, тощие и другие угли. Крупность железосодержащего сырья и восстановителя < 30 мм. Отопление печи производится за счет сжигания с помощью кислорода газа, мазута или угля, а также окиси углерода, выделяющейся при восстановлении.

Отработка технологии процесса проводилась во вращающейся печи, футерованной магнезитовым кирпичом и оборудованной центральной горелкой. Емкость печи 7 м³, поверхность футеровки 22 м², площадь ванны 3,6 м². В зависимости от вида применяемого сырья процесс осуществляется по двум схемам: восстановление руды и плавление губчатого железа или железного порошка. При восстановлении руды ее загружают в печь в смеси с восстановителем, расход которого составляет 20—30% от массы руды ($\text{C} : \text{Fe} = 0,5 \div 0,6$). Для связывания серы в печь загружают известь в количестве 5—6% от массы руды. После загрузки шихты производят ее нагрев до 900°C с помощью горелки, в которой сжигают природный газ, применяя в качестве окислителя воздух. При достижении указанной температуры воздух отключают и сжигание газа ведут в токе технического кислорода (92—95% O_2). Восстановление руды начинается в твердой фазе в период нагрева и завершается при высокой температуре из расплава. Восстановленное железо содержит 1—3% С и подвергается рафинированию с помощью кислорода. В начале периода рафинирования в металл вдувают порошкообразную известь (30—40 кг/т стали), что обеспечивает получение шлака с основностью около 2.

Полученная сталь содержит 0,1% С, 0,2% Мп, 0,03% Si, 0,04% S и 0,04% Р. При переработке руды (68% Fe) на 1 т стали расходуется 1,65 т руды, 460 кг тощего угля, 125 м³ природного газа, 385 м³ кислорода (95% O_2) и 125 кг извести. Выход шлака составляет 240 кг/т стали. Несмотря на высокотемпературный характер процесса и наличие в печи агрессивных шлаков, расход огнеупоров сравнительно невелик и составляет 30 кг/т стали.

Время плавки 1,2—1,5 ч (без учета времени предварительного нагрева), производительность печи в расчете на периоды плавления и рафинирования — около 2 т/ч. Расход тепла составляет около 2,5 млн. ккал/т стали, в том числе 90—95% за счет дожигания CO и H_2 над ванной. Коэффициент теплопередачи достигает 800 тыс. ккал/(м²·ч), а тепловой к. п. д. печи равен 57%.

При производстве чистого железа в качестве исходного сырья применяют железный порошок или губчатое железо, а в качестве топлива — графит. В этом случае отсутствует предварительный

нагрев шихтовых материалов, подачу кислорода осуществляют с самого начала плавки, а восстановительный период по сравнению с плавкой руды резко сокращается, что приводит к уменьшению времени всей плавки и увеличению производительности печи. При этом также сокращаются выход шлака и количество газов в печи. При плавке порошкообразного губчатого железа (90,5% Fe) на 1 т стали расходуется 1,14 т губчатого железа, 115 кг графита, 15 м³ природного газа и 185 м³ кислорода (95% O₂). Выход шлака равен 60 кг/т стали. Время плавки 0,75—0,9 ч, производительность печи около 5,5 т/ч. При переработке железного порошка расход тепла сокращается до 0,865 млн. ккал/т стали, а коэффициент теплопередачи и тепловой к. п. д. печи возрастают до 940 тыс. ккал/(м²·ч) и 72,3% соответственно.

Способ Буше позволяет в случае переработки чистого губчатого железа получать сталь и высокой чистоты литое железо, которое используется в качестве шихтового материала при выплавке прецизионных, в частности магнитномягких железоникелевых сплавов, мартенситно-старееющих сталей с высоким пределом упругости, а также для изготовления различных деталей в электротехнической, электронной, радиотехнической и других отраслях промышленности. Например, проволоочная сталь содержит около 0,004% S и 0,002—0,004% P, а нераскисленное чистое железо 0,009—0,016% C, 0,0015—0,0026% Si, 0,0015—0,005% Mn, 0,002—0,004% S и 0,0035—0,004% P.

На основе данных, полученных на заводе в Тулузе, планируется строительство цеха производительностью 50—70 тыс. т в год стали или чистого железа, в котором намечается сооружение двух печей Буше емкостью по 19 м³, работающих попеременно. Выплавленный металл подвергается вакуумированию в ковше и разливается на УНРС.

Капитальные затраты на строительство цеха составят около 18 млн. франков, а эксплуатационные расходы на 1 т слитков без учета стоимости сырья — примерно 150 франков, в том числе 39 франков (26%) затраты на энергоресурсы и топливо и около 100 франков (67%) расходы по переделу.

ГЛАВА 13

ПРОИЗВОДСТВО ЧИСТОГО ЖЕЛЕЗА

Способы производства чистого железа могут быть разделены на пирометаллургические и комбинированные (пирометаллургические в сочетании с гидрометаллургическими), которые представляют комбинации физических и химических операций, направленных избирательно по отношению к железу или его примесям.

Пирометаллургические способы связаны с обязательным использованием высококачественного сырья, содержащего минимальное количество пустой породы и примесей. Они предусматривают восстановление железа из окислов с последующим отделением от примесей при плавлении. Сущность способов второй группы заключается в предварительной обработке исходного сырья с целью перевода железа или примесей в форму, обеспечивающую в дальнейшем их максимальное разделение, например при растворении. Применение комбинированных методов позволяет избежать недостатков, присущих пирометаллургическим способам (повысить извлечение железа, расширить сырьевую базу и наиболее полно отделить железо от пустой породы и примесей).

Исходное сырье, восстановитель и химические реагенты должны содержать минимум примесей, обладающих свойствами, аналогичными свойствам железа, и потому трудноотделимых от него. Технологическая аппаратура должна быть герметичной и изготовлена из материала, не взаимодействующего с железом.

1. ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ

При пирометаллургическом получении чистого железа железорудные окатыши восстанавливают газом до губчатого железа, которое подвергается разделительной плавке в индукционной печи с последующим вакуумированием металла [131]. В качестве восстановителя используют конвертированный природный газ и водород.

Полученное чистое железо содержит (не более) 0,01% C, 0,02% Si, 0,01% Mn, 0,006% S, 0,005% P. Себестоимость 1 т железа в зависимости от применяемого восстановителя составляет 250—325 руб.

Опыты по переплавке губчатого железа из чистых по вредным примесям бурых железняков и магнетитового концентрата, проведенные в Институте металлургии им. А. А. Байкова АН СССР, показали возможность получения чистого железа, содержащего 99,93—99,95% Fe [94]. На экспериментальном заводе ЦНИИЧМ чистое железо получали при плавке сулинского губчатого железа в электропечи емкостью 1,5 т [132]. После расплавления шихты (губчатое железо и 15—30 кг электродного боя на 1 т губки) в печь присаживали известь и руду, доводя содержание углерода до 0,03—0,04%. Затем скачивали шлак и наводили новый присадкой извести и молотого ферросилиция. Полученное чистое железо содержало (не более), 0,02% C, 0,01% Si, 0,05% Mn, 0,02% S и 0,02% P.

По способу БИСПА чистое железо получают в результате плавки губчатого железа в смеси с графитом в атмосфере аргона [133]. Графит добавляют с таким расчетом, чтобы после раскисления железа не оставалось свободного углерода. Плавку ведут

в печи, футерованной чистым магнезитом. После расплавления шихты давление в печи снижают для улучшения дегазации металла и присаживают церий для удаления серы. Шлак сканивают и чистое железо (0,004% С, 0,001% Мп, 0,002% Si, 0,002% S, 0,001% Р, 0,002% Ni и 0,002% Cr) разливают под вакуумом.

2. КОМБИНИРОВАННЫЕ СПОСОБЫ

Комбинированный (содовый) способ является основой технологии производства чистого железного порошка в опытно-промышленном цехе Ново-Тульского металлургического завода [131]. Сущность содового способа заключается в предварительной обработке железорудного сырья (с целью перевода компонентов пу-

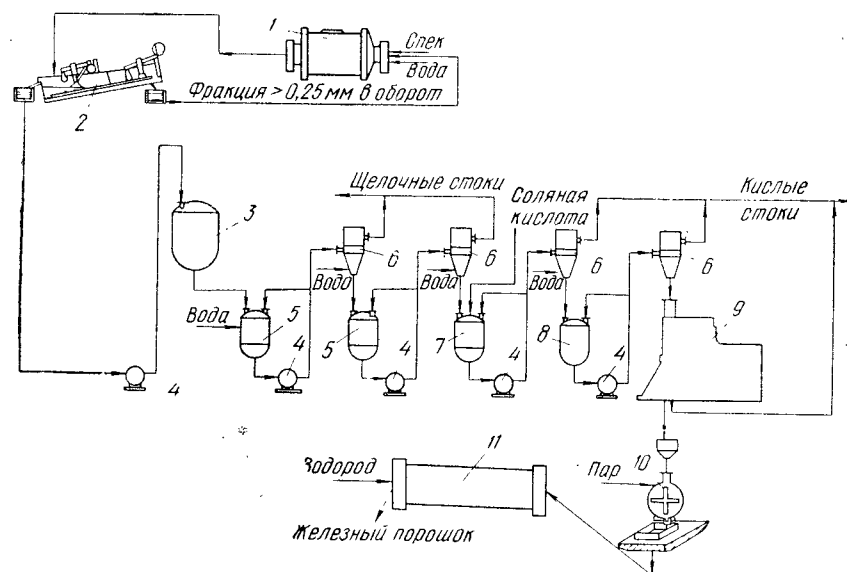


Рис. 56. Технологическая схема производства чистого железа содовым способом:

1 — шаровая мельница; 2 — классификатор; 3 — промежуточная емкость; 4 — насосы; 5 — баки для выщелачивания; 6 — гидроциклоны; 7 — баки для кислотной отмывки; 8 — баки для отмывки от ионов хлора; 9 — центрифуга; 10 — вакуумная сушилка; 11 — печь отжига

стой породы в растворимое состояние) и последующем выщелачивании подготовленного сырья, при котором достигается перевод железа и его примесей в две разные фазы.

Технологическая схема содового способа показана на рис. 56. Перевод пустой породы в растворимое состояние осуществляется в процессе восстановительного обжига концентрата в смеси с содой. В качестве восстановителя может быть использован водород и другие чистые вещества. В процессе восстановления при 800—850° С примеси взаимодействуют с содой, образуя соединения, выщелачиваемые в основной, а затем в кислой среде, а железо восстанавливается до металлического.

Полученный спек подвергают мокрому измельчению, после чего выщелачивают теплой водой при $pH = 12 \div 13$. При этом в раствор переходят соединения кремния, алюминия и фосфора. Следующая операция — кислотная обработка водным раствором соляной кислоты с удалением соединений магния, кальция и марганца при $pH = 3,5$. После кислотной обработки железный порошок промывают водой для удаления ионов хлора, а затем обезвоживают на центрифуге, сушат в вакууме и подвергают отжигу в восстановительной атмосфере для удаления остаточных кислорода и углерода. Довосстановление ведут водородом при 800—850° С. Порошок содержит 0,004—0,007% S, менее 0,002% Р, 0,005—0,009% С, 0,003—0,006% Si, 0,005—0,007% Al, 0,005% Са, 0,005—0,01% Mg и 0,001% Мп. Себестоимость 1 т чистого железного порошка составляет 420—450 руб.

Фирма Пис Ривер Майнинг энд Сметлинг (Канада) совместно с фирмами Вудолл-Дакхэм (Англия) и Рисерч Каунслоф Альберта (Канада) разработала способ производства чистого железного порошка из губчатого железа [134, 135]. В отличие от содового способа этот процесс направлен избирательно по отношению к железу, а не к его примесям. Сущность процесса заключается в растворении железа в соляной кислоте, выделении хлоридов железа из раствора и восстановлении их водородом (рис. 57).

В процессе растворения (выщелачивания) происходит очистка железа от примесей, не образующих растворимых хлоридов и выпадающих в осадок (С, Si, S, As, Cu, Мо). Большая часть серы удаляется в виде сероводорода. Раствор фильтруется для удаления нерастворимого осадка и поступает в вакуумный кристаллизатор, в котором образуются кристаллы $FeCl_2 \cdot 4H_2O$.

Кристаллы после центрифуги промывают водой, высушивают горячим воздухом в сушилке с кипящим слоем до $FeCl_2 \cdot 2H_2O$, после чего брикетируют на валковом прессе. Брикеты восстанавливают в реакторе периодического действия водородом при 620—820° С. Железный порошок, производимый хлоридным методом, характеризуется высокой чистотой (99,4—99,95% Fe). Извлечение железа в процессе достигает 93% и более.

Характерной особенностью хлоридного способа является почти полная утилизация основных реагентов: водорода и соляной кислоты. Процесс был отработан на опытной установке производительностью 5 т железа в сутки. В 1970 г. в Амхерстбурге (Канада) был построен завод по производству 50 тыс. т/год железного порошка, получаемого хлоридным методом. Стоимость строительства завода 6 млн. долл. На заводе сооружены четыре шахтных реактора периодического действия емкостью 20 т для восстановления кристаллов хлоридов железа. Диаметр реактора 4, высота 7,6 м. Продолжительность восстановления 12 ч. В дальнейшем предполагается расширение предприятия: общая стоимость строительства 14,5 млн. долл. [136]. В СССР был

предложен аналогичный способ получения чистого железного порошка ориентировочной стоимостью 460—480 руб/т [131].

Особо чистое железо (99,99% Fe) производится в Японии фирмой Явата Стил. Сущность способа Явата заключается в рас-

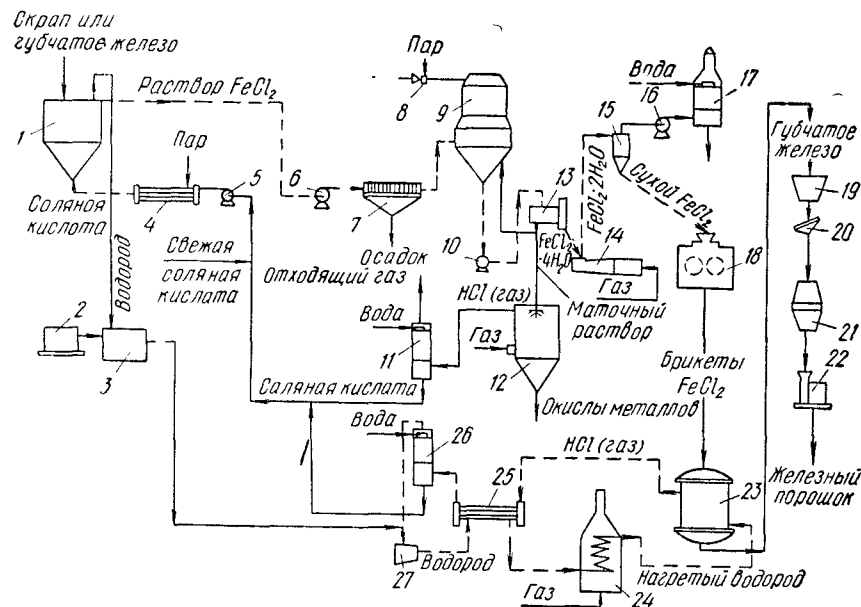


Рис. 57. Технологическая схема производства чистого железа хлоридным способом:

1 — реактор для растворения; 2 — производство водорода; 3 — очистка водорода; 4 — подогрев кислоты; 5 — кислотный насос; 6 — питающий насос; 7 — фильтр; 8 — эжектор; 9 — вакуумный кристаллизатор; 10 — песочный насос; 11 — абсорбер; 12 — распыливающая сушилка; 13 — центрифуга; 14 — сушилка с кипящим слоем; 15 — циклон-сепаратор; 16 — вентилятор; 17 — скруббер; 18 — брикетный пресс; 19 — молотковая дробилка; 20 — грохот; 21 — усреднение; 22 — упаковка; 23 — реактор для восстановления; 24, 25 — теплообменник; 26 — абсорбер; 27 — компрессор

творении электролитического железа (99% Fe) в соляной кислоте с образованием хлоридов железа, которые обрабатываются специальными химическими реагентами с получением чистой закиси железа [137]. Последняя восстанавливается водородом и полученное железо рафинируется зонной плавкой.

ГЛАВА 14

ПРИМЕНЕНИЕ АТОМНОЙ ЭНЕРГИИ ДЛЯ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

В последние годы все большее внимание уделяется изучению проблемы использования атомной энергии в черной металлургии. Европейское экономическое сообщество (ЕЭС) и Европейское

сообщество атомной энергии (Евратом) создали специальную группу для изучения технико-экономических вопросов применения ядерной энергии для производства металла [138]. Разработкой теоретических и экспериментальных основ использования тепла атомных реакторов в металлургии занимаются многие фирмы и институты в ФРГ, Японии, США, Италии, Швейцарии и других странах.

Интерес к этой проблеме объясняется бурным развитием атомной энергетики, постоянным наращиванием мощностей атомных станций (табл. 36), увеличением доли атомной энергии в общем объеме потребляемой энергии и, как следствие, снижением стои-

Таблица 36
Мощности атомных электростанций, млн. кВт

Страна	Годы				
	1968	1970	1975	1980	1985
США [139]	3,7	14,4	75	175	Нет св.
Япония [140]	0,17	0,17	2,6	12	30—40
ФРГ [141]	0,85	3,95	13,8	30	Нет св.
Все капиталистические страны [138]	Нет св.	75	135	345	» »

мости тепловой и электрической энергии, вырабатываемой на атомных станциях. Кроме того, применение ядерной энергии в металлургии обеспечит большую свободу в выборе места строительства металлургического завода и сократит транспортные издержки по перевозке топлива, так как расход ядерного горючего во много раз меньше расходов ископаемого топлива (из 1 кг U^{235} можно получить такое же количество энергии, как из 10 т угля). Значительное увеличение в будущем мощности атомных станций обеспечит снижение стоимости вырабатываемой на них электроэнергии к 1980 г. на 15 и к 1990 г. на 20—25%. По данным [142], стоимость применяемых в настоящее время видов энергии в сравнении со стоимостью ядерной энергии в условиях ФРГ составляет, марок ФРГ/млн. ккал (%):

Домениный кокс	13,5 (100)	Сырой бурый уголь	5,5 (41)
Каменный уголь	11 (81,5)	Ядерная тепловая энергия	4,5 (33)
Сухой бурый уголь	9 (67)	Электрическая энергия	46,5 (345)
Мазут	8,5 (63)	Ядерная электроэнергия	17,5 (130)
Природный газ	6,5 (48)		

Стоимость передачи тепла от реактора до металлургического агрегата оценивается величиной около 1 марки ФРГ/млн. ккал.

Первичным видом энергии, получаемой в атомном реакторе, является тепловая энергия, которая выделяется в результате

расщепления ядра. Вторичная энергия — электрическая — получается путем преобразования тепла, выделяющегося в реакторе. Это преобразование связано с применением охлаждающей среды (задача непосредственной выработки электроэнергии из тепла, полученного в реакторе, с использованием термоэлектрического эффекта только еще начинает решаться), а также с потерями, составляющими около 60% первичной энергии. В связи с этим наиболее эффективным является использование в металлургических процессах тепловой энергии атомной станции. Этот вывод становится еще более очевидным, если учесть, что при обратном

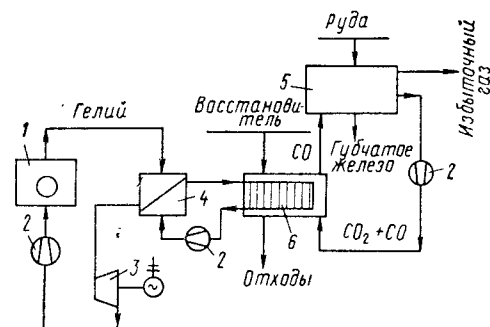


Рис. 58. Схема установки для восстановления железных руд с использованием тепла атомного реактора:

1 — атомный реактор; 2 — газодувка; 3 — газовая турбина; 4 — рекуператор; 5 — печь для получения губчатого железа; 6 — камера для получения восстановительного газа

основным критерием для оценки возможности использования тепла ядерного реактора в металлургических процессах и, в частности, при восстановлении железных руд. Очевидно, что тепло атомного реактора может быть использовано только в процессах восстановления при умеренных температурах, не превышающих 1000—1150° С.

Из всех типов реакторов наиболее пригодным для этой цели является реактор с гелиевым охлаждением. Тепло охладителя наиболее целесообразно использовать в ряде ступеней с разным температурным уровнем. При этом атомная установка может давать как тепловую, так и электрическую энергию, а ее к. п. д. существенно повышается. Ниже в качестве примеров приводятся различные схемы использования атомной энергии в процессах восстановления железных руд [138, 142, 143].

На рис. 58 показана схема установки, в соответствии с которой циркулирующий в первом контуре теплообмена гелий под избыточным давлением около 40 ат, нагретый до 1200° С, из атомного реактора поступает в рекуператор, а затем в газовую турбину, где используется для выработки электроэнергии. Тепло-

носитель второго контура с запасом тепла, полученного от гелия, поступает в камеру для получения восстановительного газа, в которой протекают эндотермические процессы газификации угля или конверсии природного газа. Восстановительный газ направляют в печь для получения губчатого железа.

На рис. 59 показана схема с трехступенчатым использованием тепловой энергии атомного реактора. По этой схеме гелий из реактора направляется в камеру, где производится восстановительный газ при паровой конверсии природного газа, и в теплообменник, в котором нагревается восстановительный газ, посту-

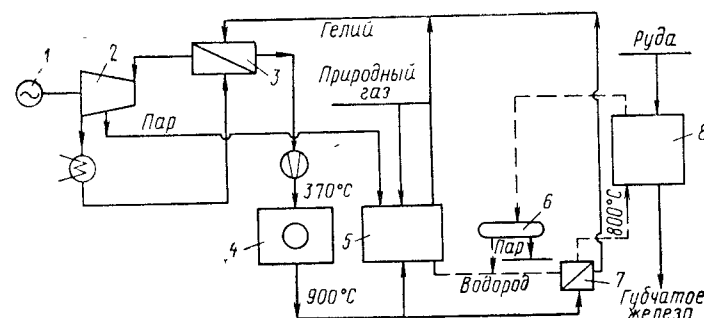


Рис. 59. Схема установки для восстановления железных руд с использованием тепла атомного реактора:

1 — электрогенератор; 2 — паровая турбина; 3 — рекуператор; 4 — атомный реактор; 5 — камера для получения восстановительного газа; 6 — газодувка; 7 — теплообменник; 8 — печь для получения губчатого железа

пающий в печь для получения губчатого железа. Выходящий из камеры конверсии и теплообменника гелий направляется в рекуператор, где используется для подогрева пара, поступающего в паровую турбину, при этом температура гелия снижается до 370° С (с такой температурой гелий возвращается в атомный реактор). Пар, отбираемый в турбине, используется для конверсии природного газа.

Вырабатываемая газовыми турбинами электроэнергия может быть использована для выплавки на основе губчатого железа стали в дуговых печах. Такая схема производства стали может обеспечить наиболее полное и эффективное использование ядерной энергии (рис. 60). В этом случае металлургический завод мощностью 3,6 млн. т стали в год с производством губчатого железа и переплавкой его в электропечах может потребить всю энергию (тепловую и электрическую), вырабатываемую атомным реактором мощностью около 1800 Мвт. Для того чтобы потребить такое количество энергии в виде только электроэнергии на заводе с доменным и конвертерным производством, потребуется сооружение металлургических агрегатов суммарной мощностью 12—16 млн. т стали в год [142]. Считают, что стоимость стали,

получаемой в атомно-металлургическом комплексе, будет на 10% ниже стоимости металла, полученного по обычной схеме (домна—конвертер) [138].

Путь к промышленному применению ядерной энергии для восстановления железных руд сопряжен с необходимостью решения сложных технических проблем, важнейшими из которых являются создание атомных реакторов с высокотемпературным ($1000\text{—}1200^\circ\text{C}$) газовым охладителем, а также создание теплообменников, эффективно работающих при таких высоких температурах. Атомный реактор, охлаждаемый газом с максимальной температурой 850°C , в настоящее время работает в научно-исследовательском центре в Юлихе (ФРГ) [144]. На этом реакторе температура охладителя (гелия) временно повышалась до 1000°C . Полагают, что возможно увеличение температуры до $1150\text{—}1200^\circ\text{C}$. В высокотемпературном газовом реакторе в Лос-Аламосе (США) эпизодически получают гелий, нагретый до 1250°C [143].

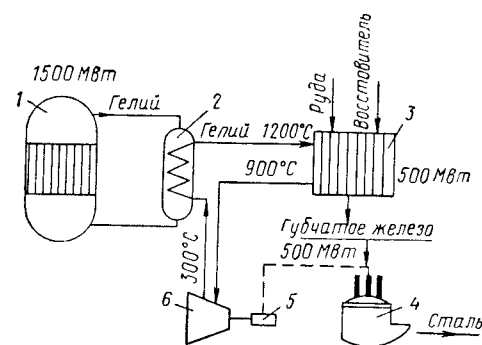


Рис. 60. Схема процесса выплавки стали с использованием тепла атомного реактора: 1 — атомный реактор; 2 — теплообменник; 3 — печь для получения губчатого железа; 4 — электропечь; 5 — генератор; 6 — турбина

Считают, что для создания и отработки реактора, стабильно обеспечивающего температуру гелия на уровне $1200\text{—}1300^\circ\text{C}$, потребуется около 10 лет. Представляется также возможным решение проблемы высокотемпературных теплообменников. Так, в Горном Бюро (США) успешно испытан высокотемпературный рекуператор с трубами из сплава, содержащего 48,85% Ni, 20% Fe, 22% Cr, 9% Mo и 0,15% C, выдерживающего температуру до 1350°C [138]. Кроме этих двух важнейших проблем, предстоит решить вопрос создания агрегатов для получения губчатого железа производительностью более 2000 т/сутки и экономичных атомных установок соответствующей мощности (около 1800 МВт).

Проблема использования атомной энергии для восстановления железных руд с получением губчатого железа и выплавкой на его основе стали, вероятно, может быть решена в течение примерно 15 лет и потребует значительных капиталовложений. В настоящее время делаются первые шаги на пути решения этой проблемы. В ближайшие 3—5 лет в ФРГ намечено сооружение уранографитового реактора, работающего в комплексе с установкой для восстановления железных руд; теплоносителем будет гелий с температурой около 1000°C [138]. В США считают пер-

спективным применение в сочетании с атомным реактором установок для восстановления железной руды в кипящем слое.

В Японии также намечено строительство атомно-металлургических комплексов, включающих установки для получения губчатого железа. Metallургический завод мощностью 10 млн. т стали в год в комплексе с атомным реактором будет иметь в своем составе установки для производства губчатого железа и девять 300-т электропечей [145]. В 1970—1971 гг. в Японии намечают начать разработку конструкций установок для производства губчатого железа с использованием тепла атомного реактора, который будет построен в 1972—1973 гг.

ГЛАВА 15

ОЦЕНКА ПРОЦЕССОВ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ И ТЕНДЕНЦИИ ИХ РАЗВИТИЯ

Получение губчатого железа и металлизированного сырья

Наибольшее развитие производство губчатого железа и металлизированного сырья получило в шахтных и вращающихся печах, реакторах кипящего слоя и периодически действующих ретортах, а также в проходных печах с тиглями. Показатели производства губчатого железа в различных восстановительных агрегатах приведены в табл. 37.

Шахтные печи благодаря принципу противотока характеризуются высокими удельной производительностью и степенью использования газа, а также низким расходом тепла. В ближайшее время можно ожидать создания шахтных печей с удельной производительностью до $10\text{ т/(м}^3\cdot\text{сутки)}$. Преимуществом шахтных печей является простота и надежность конструкции, а также возможность использования опыта эксплуатации доменных печей. К недостаткам шахтной печи можно отнести трудность создания агрегата большой единичной мощности (2—3 тыс. т/сутки) из-за сложности организации равномерного газораспределения по сечению печи и газодинамических ограничений (скорость и расход газа ограничиваются условиями схода шихты).

Реторты отличаются от шахтных печей осуществлением процесса восстановления в неподвижном слое, что препятствует организации непрерывного производственного процесса и приводит к снижению удельной производительности (около 25% времени тратится на разгрузку и загрузку реторт), усложнению обслуживания установки (большое количество газовой аппаратуры и необходимость ее частого включения и отключения; большое коли-

Показатели производства губчатого железа в различных восстановительных агрегатах

Показатель	Восстановительные агрегаты				
	шахтные печи	реакторы кипящего слоя	периодически действующие реторты	вращающиеся печи	проходные печи с тиглями
Максимальная производительность одного агрегата, $t/cyтки$	500—600	300 *1	500—700 *2	450—550 *3 850	200
Удельная производительность, $t/(м^3 \cdot cyтки)$	5—10	—	3—6	0,5—0,8 *3 0,9—1,1	—
Железородное сырье	Кусковые руды и окатыши	Концентраты, мелкие и пылевые руды	Кусковые руды и окатыши	Окатыши, кусковые и мелкие руды	Суперконцентраты и окатыши
Топливо-восстановитель	Природный газ и жидкое топливо	Природный газ и жидкое топливо	Природный газ и жидкое топливо	Твердое топливо (антрацит, лигнит, бурый и газовой угли и др.)	Твердое топливо (коксовая мелочь, антрацит)
Расход топлива-восстановителя на 1 t железа в губчатом железе:					
природный газ, $м^3$	300—400	400—600	700	—	—
твердое топливо, $кг$	—	—	—	400—700 *4	500—600
Расход тепла на 1 t железа в губчатом железе, $млн. ккал$	2,5—3,5	4—5	5—6	3,5—4	5—5,5
Тепловой к. п. д. процесса*5, %	10—20	5—15	10—15	30—35	20—25

Расход топлива-восстановителя на 1 t железа в губчатом железе:

природный газ, $м^3$
твердое топливо, $кг$
Расход тепла на 1 t железа в губчатом железе, $млн. ккал$
Тепловой к. п. д. процесса*5, %

Продолжение табл. 37

Показатель	Восстановительные агрегаты			
	шахтные печи	реакторы кипящего слоя	периодически действующие реторты	вращающиеся печи
Область применения губчатого железа	В производстве чугуна и стали			
	В производстве железного порошка			

*1 Строится завод мощностью 1 млн. t в год с реакторами кипящего слоя, о производительности которых не сообщается.

*2 На частоте реторты.

*3 В числе для вращающихся печей без конвейерной машины, в заменателе — то же, с конвейерной машиной.

*4 Больше значение для каменных углей, большее — для бурых углей.

*5 Определяется как отношение полезно затраченного тепла (на восстановление и нагрев продуктов) к израсходованному теплу (общий расход тепла за вычетом химического тепла возвратного газа).

чество загрузочного, разгрузочного и транспортного обслуживания; большое количество скрубберов, теплообменников и газоподогревателей для очистки и нагрева газа), увеличению капитальных и эксплуатационных затрат. Производительность реторт может быть увеличена за счет повышения скорости газа и интенсификации вследствие этого процессов восстановления и теплообмена. При этом газодинамика не является лимитирующим фактором, так как процесс происходит в неподвижном слое.

Для реакторов кипящего слоя в отличие от реторт и в меньшей степени от шахтных печей газодинамический фактор является определяющим. Главное условие устойчивой работы реакторов — необходимость отсева мелочи из-за опасности большого пылевывноса и слипания частиц, нарушающего стабильность кипящего слоя и резко ограничивающего развитие реакций восстановления. Это противоречит основной концепции процессов кипящего слоя — использованию тонких концентратов и пылевидных материалов и ограничивает его применение, а окускование мелочи приводит к снижению скорости восстановления и производительности реактора. Другим недостатком реакторов кипящего слоя является низкая эффективность использования восстановительного газа в одном цикле, что при-

водит к повышенному расходу тепла и относительно низкой производительности.

Таким образом, для производства губчатого железа с использованием газообразного восстановителя с технологической точки зрения наиболее предпочтительна шахтная печь.

Основным преимуществом вращающихся печей является возможность применения широкого круга сырья и топлива (по химическому и гранулометрическому составам). Для этих печей характерна невысокая удельная производительность, что не препятствует, однако, созданию агрегатов большой единичной мощности. Положительной особенностью вращающихся печей является простота и надежность конструкции. Вращающиеся печи могут применяться в районах, располагающих запасами твердого топлива. При наличии других видов топлива (природный газ, нефть) окончательный выбор наиболее эффективного способа производства губчатого железа и металлизированного сырья (в шахтных или вращающихся печах) может быть сделан только по результатам экономических расчетов.

Прходные печи с тиглями отличаются низкой производительностью и высоким расходом топлива и используются исключительно для получения высококачественного губчатого железа для порошковой металлургии.

Производство металлизированного сырья в отличие от губчатого железа характеризуется меньшими расходами тепла и топлива и большей производительностью печей, причем этот эффект тем больше, чем ниже степень металлизации.

Получение кричного железа. Производству крицы свойственны низкая производительность печей (до 350 *т/сутки*) и высокий расход топлива (8—10 млн. *ккал/т*), что делает этот процесс неэффективным, особенно учитывая развитие в последнее время способов обогащения железных руд и получения богатых концентратов.

Получение жидкого металла. Из всех способов производства жидкого металла промышленное развитие получили только комбинированные процессы выплавки чугуна в электропечах. Преимуществом получения чугуна в электропечах является возможность использования руд, непригодных для доменной плавки. Электроплавка руды характеризуется высоким расходом электроэнергии (более 2000 *квт·ч/т*) и может применяться только в районах с дешевой электроэнергией. Дальнейшее развитие электроплавки связано с использованием предварительно нагретой и частично металлизированной шихты, что позволяет сократить расход электроэнергии более чем вдвое и расширяет возможности промышленного применения этого процесса. Использование предварительно подготовленной шихты открывает возможность создания электропечей производительностью 1000—1500 *т* чугуна в сутки.

Развитие высокотемпературных процессов восстановления же-

леза из рудного расплава сдерживается отсутствием в настоящее время огнеупоров, способных надежно работать в условиях агрессивных железистых расплавов и высоких температур.

Определенное исключение в этом отношении составляет процесс КИШС.

Основной тенденцией развития бескоксовой металлургии в настоящее время является прогрессивное увеличение объема производства губчатого железа и металлизированного сырья, а также расширение использования этих продуктов в производстве чугуна и стали. Преимущественное развитие получают процессы производства губчатого железа для выплавки стали в электропечах, причем губчатое железо начинает вытеснять скрап при получении качественных сталей. Все более отчетливой становится тенденция строительства металлургических заводов небольшой мощности (200—400 тыс. *т/год*) по схеме губчатое железо — электросталь. Такие заводы в условиях большого спроса на металл, особенно качественный, могут успешно конкурировать с крупными предприятиями, требуя при этом значительно меньших капиталовложений.

Кричный процесс в применении к железным рудам не имеет перспектив развития. В настоящее время наметилась тенденция сокращения кричного производства. Однако этот процесс может иметь определенное значение для переработки титансодержащих железных руд, а также комплексных латеритовых и окисленных никелевых руд. Наряду с ростом производства губчатого железа и металлизированного сырья не прекращаются попытки создания высокотемпературных процессов производства металла.

В последнее время наметилась тенденция развития процессов производства чистого железа, что объясняется возросшей потребностью в нем новых отраслей промышленности. Применение атомной энергии для восстановления железных руд является пока проблематичным. Однако, учитывая быстрый рост мощностей атомных станций и снижение стоимости ядерной энергии, следует считать такое направление весьма перспективным.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРОДУКЦИИ
БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Продукция бескоксовой металлургии находит применение при выплавке чугуна и стали, в производстве железного порошка, для цементации меди и в других процессах. Основным преимуществом первородной шихты¹ является высокая чистота по вредным примесям (S, P, As) и примесям цветных металлов (Cu, Ni, Cr, Sn и др.), а также однородность по химическому составу и стабильность свойств. Высокая чистота такой шихты обеспечивает улучшение качества выплаваемых на ее основе чугуна и стали. Применение однородной шихты при производстве стали позволяет знать химический состав расплавленной ванны в любое время плавки и способствует упрощению и ускорению рафинирования стали. Стабильность свойств шихты обеспечивает и стабильность свойств выплаваемых чугуна и стали, облегчает работу обслуживающего персонала и создает возможность для полной автоматизации металлургического производства.

Наибольшее развитие получило использование губчатого железа для выплавки стали. Губчатое железо как шихтовый материал по сравнению с ломом характеризуется низким содержанием примесей, однородностью и стабильностью химического состава и физических свойств (крупность, плотность, насыпная масса, электро- и теплопроводность и др.). Применение однородной по крупности губки позволяет загружать ее в печь без перерыва плавки и создает возможность для организации непрерывной загрузки шихты и сокращения плавки, а также облегчает транспортировку и хранение такой шихты. Плотность и насыпная масса губчатого железа в кусках и окатышах ($3\text{--}4\text{ кг/дм}^3$ и $1,5\text{--}2\text{ т/м}^3$ соответственно) ниже, чем у лома; брикетирование позволяет увеличить плотность губки до $4,5\text{--}6,3\text{ кг/дм}^3$ и насыпную массу до $2,3\text{--}3,6\text{ т/м}^3$. Электро- и теплопроводность губчатого железа также несколько ниже, чем у лома (электропроводность примерно на 10%). Пористость губчатого железа (40—60%) облегчает его плавление и способствует сокращению времени плавки. Вместе с тем она является основной причиной склонности губки к окислению, что требует применения специальных защитных мер при ее длительном хранении.

Недостатком губчатого железа является наличие в нем остаточного кислорода и пустой породы. Содержание кислорода в губке

зависит от полноты восстановления и в большинстве случаев не превышает 1,5—2% ($\varphi_{\text{мет}} > 90\%$). Количество пустой породы определяется содержанием железа в исходном сырье и обычно составляет 5—10%, основность пустой породы 0,1—0,3 и только для отдельных руд 0,5—0,7 (некоторые шведские руды, руды Нижне-Ангарского месторождения). Содержание углерода в губке обычно 0,2—0,4% (в мексиканской губке до 2%), причем при плавке углерод реагирует с остаточным кислородом и по расплавлению в металле содержится менее 0,1% C, что делает предпочтительным использование губчатого железа при выплавке низкоуглеродистых сталей и сплавов. При производстве средне- и высокоуглеродистых сталей необходима добавка в шихту углеродсодержащих материалов.

ГЛАВА 16

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТАЛЛИЗОВАННОГО СЫРЬЯ
ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЧУГУНА1. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТАЛЛИЗОВАННОГО СЫРЬЯ
В ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ

Одним из главных факторов, способствующих улучшению технико-экономических показателей производства чугуна, является подготовка шихты. Основные направления подготовки доменной шихты связаны со стремлением уменьшить тепловую нагрузку на печь и улучшить гранулометрический состав сырья, что позволяет снизить расход кокса и увеличить производительность печи. Дальнейшее улучшение показателей доменной плавки может быть достигнуто за счет удаления из шихты кислорода, т. е. при использовании металлизированных железорудных материалов. Первым опытом применения предварительно восстановленного сырья была плавка крицы. Идея о применении в доменной печи металлизированных железорудных материалов была впервые высказана в СССР [146]. Первые опыты были проведены в 1962 г. Горным Бюро (США) на доменной печи объемом $8,6\text{ м}^3$. В 1964—1966 гг. промышленные испытания проводились в Канаде и Японии на печах объемом 587 и 648 м^3 . В СССР металлизированные окатыши применяли на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате в экспериментальной печи объемом 6 м^3 и печи объемом 259 м^3 . Расчеты эффективности использования металлизированного сырья в доменной печи показали, что с увеличением степени металлизации снижается расход кокса и увеличивается производительность печи (табл. 38).

В табл. 39 показано изменение удельного расхода кокса и производительности печи на каждые 10% степени металлизации. Увеличение степени металлизации при постоянном индексе прямого

¹ Первородная шихта — обобщенное название продукции бескоксовой металлургии (губчатое железо, металлизированные окатыши, крица, жидкий металл и др.).

Расчетные показатели плавки металлизированных окатышей [51]

Показатель	Степень металлизации, %									
	0	20	30	40	50	60	70	80	90	100
Расход кокса, кг/т чугуна	440	364	349	334	318	303	287	270	256	240
Производительность печи, %	100,0	117,2	120,4	123,5	127,3	131,5	136,3	142,1	147,2	154,3
Расход флюса, кг/т чугуна	293	282	279	276	274	272	269	267	265	262
» окатышей, м/т чугуна	1,64	1,46	1,43	1,40	1,37	1,35	1,32	1,29	1,26	1,23
Выход шлака, кг/т чугуна	329,3	316,7	314,1	311,6	308,8	306,5	303,8	300,9	298,7	296,0

Примечание. Температура дутья 1200° С, температура колошникового газа 300° С, основность шлака 1,11, индекс прямого восстановления $R_d = 0,3$. Состав чугуна: 4,2% С, 0,8% Si, по 0,03% S и P.

восстановления R_d приводит к уменьшению эффекта от применения предварительно восстановленного сырья: экономия кокса и рост производительности печи на каждые 10% степени металлизации падают, максимальный эффект достигается при $\varphi_{мет} = 20 \div 30\%$. С уменьшением R_d расход кокса и производительность печи улучшаются в меньшей степени. Это означает, что наибольший эффект от применения металлизированного сырья может быть получен при плавке трудновосстановимых руд и высоком R_d . По расчетам Ленинградского политехнического института (ЛПИ), для условий Череповецкого металлургического завода при плавке шихты со степенью восстановления 40; 60 и 80% расход кокса снижается на 21; 34 и 50%, а производительность печи возрастает на 25; 38 и 60% соответственно [147]. При переработке в домне шихты, предварительно восстановленной до вюстита, расход кокса и производительность печи при прочих равных условиях остаются такими же, как и при плавке окисленной шихты [148]. В этом случае снижается эффективность использования химической энергии газа в печи. Положительное влияние предварительного восстановления проявляется при наличии в шихте металлического железа.

Данные о влиянии R_d на показатели плавки при различной степени металлизации противоречивы. Так, по расчетам [149], эффект от применения металлизированной шихты с увеличением R_d уменьшает-

Таблица 39

Изменение удельного расхода кокса и производительности печи (на каждые 10% степени металлизации) [51]

Показатели	Степень металлизации, %					
	20	30	50	60	80	90
$R_d = 0,1$						
Снижение удельного расхода кокса, %	5,66	4,35	3,28	2,94	2,68	2,56
Увеличение производительности печи, %	4,75	3,17	2,0	1,67	1,39	1,24
$R_d = 0,3$						
Снижение удельного расхода кокса, %	14,5	11,0	8,2	7,6	6,7	6,4
Увеличение производительности печи, %	8,75	6,66	5,5	5,0	5,0	5,3
$R_d = 0,8$						
Снижение удельного расхода кокса, %	17,0	12,9	9,65	8,85	7,8	7,5
Увеличение производительности печи, %	23,5	18,5	15,6	15,4	16,6	18,1

ся, причем наиболее сильно при небольших значениях $\varphi_{мет}$. Эту противоречивость, по-видимому, можно объяснить различной методикой расчетов. Правильными представляются выводы, сделанные в работе [51]. При высоких значениях $\varphi_{мет}$ (80% и более) отношение $CO : CO_2$ в колошниковом газе возрастает до 14—18 и доменная печь все в большей мере работает как газогенератор и плавильный агрегат. Металлизированная шихта должна обеспечивать снижение расхода кокса на прямое восстановление, не вызывая в то же время существенного снижения косвенного восстановления.

Выполнение этих условий возможно при использовании в шихте смеси металлизированных и окисленных железорудных материалов. При этом общая степень металлизации доменной шихты должна быть около 30%. При работе на смешанной шихте значительная часть кислорода находится в легковосстановимых высших оксидах железа, что обеспечивает лучшее использование химической энергии газа. В окатышах с невысокой степенью металлизации большая часть окислов железа представлена вюститом, покрытым слоем металлического железа, что затрудняет их восстановление.

В опытах Горного Бюро (США) при достижении $\varphi_{мет} = 80 \div 85\%$ производительность печи увеличивалась на 50—55%, или на 6,5% на каждые 10% степени металлизации [150]. Расход кокса при этом снижался на 5,5% на каждые 10% степени металлизации. В табл. 40 приведены результаты опытов по применению металлизированного сырья в доменной печи объемом 8,6 м³. При использова-

Т а б л и ц а 40
Результаты опытов по применению металлizedованного сырья в доменной печи объемом 8,6 м³ [151]

Показатель	Металлизированные окатыши и порокскообразное губчатое железо за период работы						Металлизированная руда и брикеты из нее за период работы		
	сравнительный			опытный			сравнительный	опытный	
	I	II	III	IV	V		VI	VII	VIII
Состав шихты, %:									
окисленные окатыши (64,7% Fe)	100	40	15	100	100	40	40	—	—
сырая руда (51,7% Fe)	—	—	—	—	—	60	—	—	—
металлизированные окатыши (89,5% Fe)	—	60	85	—	—	—	—	100	—
металлизированная руда (69,6% Fe)	—	—	—	—	—	—	—	—	100
брикеты металлizedованной руды (67,9% Fe)	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Степень металлизации доменной шихты, %	—	55	75	23	41	—	45	75	75
Расход дутья, м³/т чугуна	1580	1015	896	1340	1280	2210	1570	1860	1770
Выход шлака, кг/т чугуна	235	210	192	194,5	148,5	508	441	585	487,5
Отношение CO : CO₂ в колошниковом газе	1,14	1,92	3,33	1,3	1,75	2,1	2,34	7,5	4,58
Температура колошникового газа, °C	171	93	121	193	271	204	188	238	243
Расход кокса, кг/т чугуна	573,5	352,5	306,5	493,5	465	788,5	543,5	618	624
Снижение расхода кокса, % на 10% степени металлизации шихты	—	6,4	5,9	6,3	4,6	—	6,9	2,9	2,8
Производительность печи, т/сутки	37,1	57,8	65	44,2	46,7	21,1	30,1	25,4	26,9
Увеличение производительности, % на 10% степени металлизации шихты	—	8,7	9,5	8,7	5,8	—	9,4	2,7	3,6

П р и м е ч а н и я: 1. Расход порокскообразного губчатого железа (98,7% Fe) составлял 216 кг/т чугуна (IV период) и 394 кг/т чугуна (V период). 2. Условия опытов: расход и температура дутья были постоянны и составляли соответственно 42,5 м³/мин и 1200°С (металлизированные окатыши и порокскообразная губка) и 34 м³/мин и 1370°С (металлизированная руда и брикеты); избыточное давление дутья 0,45—0,55 ат; чугун содержал 0,8—1,1% Si и 0,032—0,045% S; основность шлака 1,0—1,1.

нии в шихте 100% металлizedованной руды или брикетов из нее снижение расхода кокса существенно меньше, чем в случае загрузки смешанной шихты. Так, при одинаковой степени металлизации относительное снижение расхода кокса при работе на смеси окисленных и металлizedованных окатышей составило 5,9%, а при работе на 100% металлizedованной руды или брикетов из нее 2,9 и 2,8%. Добавка к металлizedованной руде окисленных окатышей и снижение в связи с этим степени металлизации шихты с 75 до 45% привели к увеличению относительной экономии кокса до 6,9%. При работе на смешанной шихте значительно больший эффект достигается и в отношении производительности печи.

С повышением степени металлизации снижается эффективность использования газа в печи, что приводит к увеличению отношения CO : CO₂ в колошниковом газе. При использовании 100% металлizedованных окатышей крупностью 3—20 мм в печи объемом 6 м³ НТМК с увеличением степени металлизации шихты до 47—53% на каждые 10% степени металлизации производительность печи возрастала на 1,8—2,6%, а расход кокса снижался на 4,3—5,7% (табл. 41) [11, 152]. При этом расход тепла уменьшился с 3,06 до 1,78—1,92 млн. ккал/т чугуна (на 37—42%), главным образом за счет сокращения потребности в тепле на восстановление окислов железа. Вдувание природного газа снижает эффективность применения металлizedованных окатышей.

В табл. 42 приведены результаты опытных плавов на печи объемом 259 м³ НТМК¹ и печи объемом 210 м³ Белорецкого металлургического комбината [154]. На НТМК при степени металлизации шихты 23% производительность доменной печи увеличилась в среднем на 4,3%, а расход кокса уменьшился на 4,6% на каждые 10% степени металлизации шихты. На Белорецком металлургическом комбинате соответствующие показатели составили по производительности печи 5,4% и по расходу кокса 3,1%.

Положительный эффект от применения металлizedованного сырья в доменной шихте был подтвержден и в опытах на промышленных печах Канады и Японии (табл. 43) [51, 155, 156]. Во время опытов отмечался ровный ход печей. Перепад давления газа в печи объемом 587 м³ и расход дутья во всех периодах были почти одинаковыми, что свидетельствует о равнозначной газопроницаемости шихты как при работе на окисленных окатышах, так и на их смеси с металлizedованными. При замене окисленных окатышей металлizedованными без вдувания природного газа расход кокса снизился на 5,9%, а производительность печи возросла на 6,6% на каждые 10% степени металлизации шихты.

Сравнивая эти данные с результатами опытов Горного Бюро (США), можно прийти к выводу, что при одинаковой степени металлизации шихты (34,7; 32,4; 30%) эффект от применения металлizedо-

¹ Степин Г. М. Металлургическая оценка металлizedованных окатышей как сырья для доменной плавки. Канд. диссертация. ЦНИИ ЧМ, 1970.

Таблица 41

Показатели плавки металлизированных окатышей
в печи объемом 6 м³ НТМК

Показатель	сравни- тельный	Период работы		
		опытный		
		I	II	III
Содержание железа в окатышах, %	57,2	69,7	71,9	69,3
Степень металлизации, %	—	46,7	53,3	50,9
Расход окатышей, т/т чугуна	1,67	1,36	1,37	1,37
Расход природного газа, м³/т чугуна	81,9	—	—	52,1
Расход дутья, м³/т чугуна	1699	1482	1746	1643
Температура дутья, °С	773	780	775	785
Содержание кислорода в дутье, %	26,3	22,5	21,7	21,6
Выход шлака, кг/т чугуна	416	289	347	289
Основность шлака (CaO : SiO₂)	1,23	0,80	1,02	0,86
Температура колошниковога газа, °С	480	540	390	525
Отношение CO : CO₂ в колошниковом газе	1,9	4,8	4,7	8,1
Расход кокса, кг/т чугуна *1	641	507	519	492
	641	526	530	509
Расчетное снижение расхода кокса, % на 10% степени металлизации шихты *2	—	5,65	5,08	4,28
Производительность печи, %	100,0	98,8	101,5	101,0
Расчетное повышение производительности печи, % на 10% степени металлизации шихты *3	—	1,78	2,56	2,4
Степень использования углерода, %	52,58	41,5	38,0	36,99

*1 В числителе фактический расход кокса, в знаменателе расход в пересчете на основность шлака 1,23.

*2 Определено с учетом вдувания природного газа при эквиваленте замены кокса газом, равном 0,9 кг/м³.

*3 Определено с учетом содержания кислорода в дутье при условии, что 1% повышения содержания кислорода в дутье обеспечивает рост производительности печи на 2,5%.

ванных окатышей СЛ—РН с увеличением объема печи снижается, хотя это снижение и не столь значительно по сравнению с изменением объема печей. Эффективность применения металлизированных окатышей при вдувании природного газа, а следовательно, и эффективность вдувания природного газа при применении металлизированных окатышей уменьшились. Коэффициент замены кокса природным газом составил 0,66 против 1,31 кг/м³ при работе на окисленных окатышах. При вдувании природного газа уменьшились экономия расхода кокса (5,2 против 5,9%) и рост производительности печи (5,1 против 6,6%). Значительно изменилась также характеристика колошниковога газа. Отношение CO : CO₂ при применении металлизированных окатышей возросло, причем этот рост в количественном отношении аналогичен наблюдавшемуся в опытах на экспериментальных печах.

Таблица 42

Результаты плавки металлизированного сырья в доменных печах СССР

Показатель	Период работы доменной печи объемом 259 м³ НТМК				Период работы доменной печи объемом 210 м³ Белорецкого металлур- гического комбината			
	сравнительный			опытный	сравни- тельный	опытный		
	I	II	III					
Вид металлизированного сырья	Металлизированные окатыши завода «Сиб- электросталь» (67% Feобщ, 29,66% Feмет), 6,7% фракции 0—5 мм				Металлизированные окаты- ши, полученные по спо- сому ВНИИМТ (72,3— 74,2% Feобщ, 54,4— 62,2% Feмет); 41,7— 51,5% фракции 0—5 мм			
Состав шихты, %:	100	50	—	50	—	—	—	
агломерат (57,1% Fe)	—	50	100	—	100	80—82	—	
окатыши ССГОК (62,4% Fe)	—	—	—	—	—	18—20	—	
сырая туранская руда (47—50% Fe)	—	—	—	—	—	27,6	—	
металлизированные окатыши	—	—	—	23	—	312	—	
Степень металлизации шихты, %	—	—	—	510	272	—	—	
Производительность печи, т/сутки	463	480	450	{ I — 4,4 II — 2,7 III — 5,8 }	—	5,4	—	
Увеличение производительности, % на 10% степени металлизации шихты	—	—	—	—	—	—	—	
Расход материалов, кг/т чугуна:	1638	791	—	775	—	—	—	
агломерат	—	778	1526	—	—	—	—	
окатыши ССГОК	—	—	—	761	550	400—418	Нет св.	
металлизированные окатыши	85	48	11	154	661	605	—	
известняк	660	605	592	552	—	—	—	
кокс (сухой)	—	—	—	—	—	—	—	

Показатель	Период работы доменной печи объемом 259 м ³ НТМК			опытный	сравни- тельный	Период работы доменной печи объемом 210 м ³ Белоречского металлур- гического комбината
	сравнительный					
	I	II	III			
Снижение расхода кокса, % на 10% степени метал- лизации шихты	—	—	—	$\left\{ \begin{array}{l} I - 7,1 \\ II - 3,8 \\ III - 2,9 \end{array} \right\}$	—	3,1
Расход мазута, кг/т чугуна	30	30	32	—	—	—
» природного газа, м ³ /т чугуна	—	—	—	—	114	88—90
» дутья, м ³ /т чугуна	1753	1514	1449	1485	Нет св.	Нет св.
Выход шлака, кг/т чугуна	418	295	196	429	770	625
Основность шлака (СаО : SiO ₂)	1,0	1,11	1,11	1,025	1,035	1,108
Параметры колосникового газа: выход, м ³ /т чугуна	2416	2115	2018	2009	3130	2810
температура, °С	410	320	290	285	100—120	200
Содержание в колосниковом газе, %:						
H ₂	1,86	2,1	2,24	1,44	7,5	6,5—6,7
CO	27,6	25,9	24,3	29,9	Нет св.	Нет св.
CO ₂	13,8	16,2	17,9	11,7	»	»
Отношение CO : CO ₂	2,0	1,6	1,35	2,55	»	»
Степень использования водорода, %	43,83	42,53	42,37	41,97	40,9	42,5
» » углерода, %	50,34	56,47	59,76	47,39	Нет св.	Нет св.
Индекс прямого восстановления R _д , %	48,78	48,95	44,89	44,50	34,2	20,2

Таблица 43

Результаты плавки металлизированного сырья в промышленных печах

Показатель	Период работы доменной печи объемом 587 м ³ завода Хянтон в Гамильтоне (Канада)				Период работы доменной печи объемом 648 м ³ завода Тобата фирмы Явата Сэнгэцу (Япония)			
	сравни- тельный		сра- вни- тель- ный		сра- вни- тель- ный		сра- вни- тель- ный	
	I	II	III	IV	I	II	III	IV
Вид металлизированного сырья	Металлизированные окатыши СД—РН (88,7% Feобщ, 80,4% Feмет) крупностью 6—16 мм				Металлизированный продукт из колос- никовой пыли и конвертерного шлама (67—69% Feобщ, 39—41% Feмет)			
Состав шихты, %:	100	70	100	70	57	46	53	53
окисленные окатыши (63—66,8% Fe)	—	—	—	—	43	43	17	7
офлюсованный агломерат (59—60% Fe)	—	—	—	—	—	20	30	40
руда (58—64% Fe)	—	30	—	30	—	7,5	18,6	24,5
металлизированное сырье	—	34,7	—	32,4	—	—	—	—
Степень металлизации шихты, %	—	—	38,5	33,4	—	—	—	—
Расход природного газа, м ³ /т чугуна	—	—	192	186	—	—	38	36
» мазута, кг/т чугуна	—	—	1,02	1,29	318	335	324	355
Выход шлака, кг/т чугуна	215	1,33	1,38	1,63	1,47	1,51	1,76	1,99
Отношение CO : CO ₂ в колосниковом газе	1,05	1,27	1,38	1,63	160	127	144	150
Температура колосникового газа, °С	139	2,8	4,5	5,6	2,9	2,5	3,9	4,1
Содержание водорода в колосниковом газе, %	2,0	2,8	4,5	5,6	2,6	2,5	4,1	4,2
Расход кокса, кг/т чугуна	558	443,5	507,5	421,5	516	509	490	400
Снижение расхода кокса, % на 10% степени ме- таллизации шихты	—	5,9	—	5,2	—	1,8	6,1	7,5
Производительность печи, т/сутки	1126	1382	1155	1341	857	833	958	1046
Увеличение производительности, % на 10% сте- пени металлизации шихты	—	6,6	—	5,1	—	—	—	3,8

Примечания: 1. Расход и температура дутья составили соответственно 1160—1185 м³/мин и 890—900°С (Канада), 735—750 м³/мин и 930—1000°С (Япония, периоды А и I, II, 900—930 м³/мин и 965—990°С (Япония, периоды Б и III, IV). 2. Содержание крем-
ня и серы в чугуне составляло соответственно 0,78—0,83 и 0,024—0,028% (Канада), 0,53—0,67 и 0,024—0,033% (Япония). 3. Основ-
ность шлака снижалась 1,13—1,17 (Канада) и 1,21—1,31 (Япония).

Сопоставление результатов опытных плавов с теоретическими расчетами показало, что эффект от применения металлизированных окатышей при работе без вдувания природного газа близок к максимально достижимому при идеальных условиях работы печи:

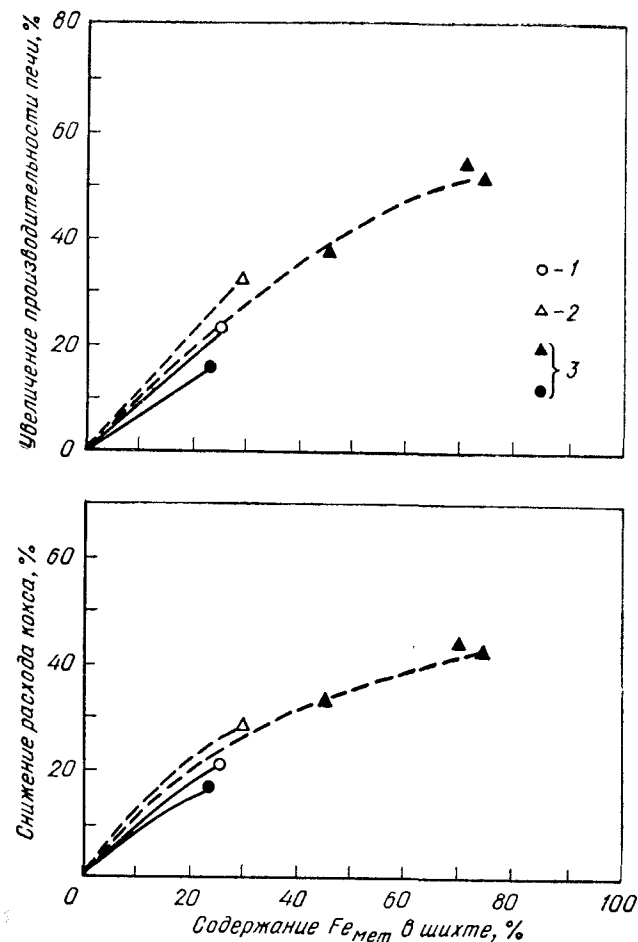


Рис. 61. Изменение расхода кокса и производительности доменной печи в зависимости от металлизации шихты:

1 — опыты на промышленных печах; 2 — опыты на экспериментальных печах; 3 — металлизация без вдувания углеводородов; 3 — металлизация с вдуванием природного газа

фактически достигнутое снижение расхода кокса равно 5,9% против максимально возможного 6,6%, фактически достигнутое увеличение производительности печи составляет 6,6% против максимально возможного 7,1% [148].

На рис. 61 показано изменение расхода кокса и производительности доменных печей в зависимости от степени металлизации

шихты по результатам опытных плавов. Применение металлизированного сырья в доменных печах является эффективным средством сокращения расхода кокса и увеличения производительности печи, которое позволяет без дополнительных капиталовложений в коксохимическое и доменное производство повысить выплавку чугуна на действующих печах на 15—25%.

При использовании в доменных печах крицы улучшается к. и. п. о. печи, сокращается расход кокса, известняка и выход шлака (табл. 44). Наличие в крице 50—55% мелочи (0—3 мм) ухудшает газопроницаемость доменной шихты. Однако существенных изменений в ходе доменной плавки при этом не наблюдается.

Таблица 44

Влияние добавки крицы ОХМК на показатели доменной плавки [157]

Показатель	Расход крицы, кг/т чугуна			
	0	180	270	350
К. и. п. о. доменной печи, м ³ ·сутки/т	1,13	1,02	0,98	0,94
Расход материалов, т/т чугуна:				
руда	2,60	2,33	2,21	2,14
кокс	1,17	1,13	1,11	1,09
известняк	0,63	0,58	0,55	0,52
Выход шлака, т/т чугуна	1,1	0,98	0,92	0,85
Состав чугуна, %:				
Si	2,30	2,48	2,48	2,48
Ni	0,78	1,02	1,02	1,02
Cr	2,90	2,65	2,65	2,65
S	0,026	0,025	0,025	0,025

2. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ ОКАТЫШЕЙ В ВАГРАНКАХ И ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ

Замена лома металлизированными окатышами при плавке чугуна в вагранке представляет определенный интерес. В вагранках с горячим дутьем создается атмосфера $[\text{CO}_2]/(\text{CO} + \text{CO}_2) < 0,31$, при которой возможно восстановление железа из окислов, что способствует успешному переплаву металлизированных материалов. Кроме того, качество литейного чугуна постоянно ухудшается. При производстве высокопрочного чугуна с шаровидным графитом марганец отрицательно влияет на склонность чугуна к отбелу. Поэтому использование безмарганцовистых металлизированных окатышей позволяет улучшить качество чугуна и расширить номенклатуру отливок, получаемых из него без отбела.

В Японии были проведены опытные плавки с металлизированными окатышами (78% Fe, $\varphi_{\text{мет}} = 40\%$) в вагранке диаметром

0,54 м [158]. Чугун содержал 3,5% С, 0,09 % Мп, 0,022% Р и 0,159% S. Коэффициент извлечения железа составил 97%. Высокое содержание окиси железа в шлаке (около 9%) не позволило получить металл с низким содержанием серы. Для снижения содержания FeO необходима более восстановительная атмосфера. Такие условия были выполнены во второй серии опытов: расход кокса увеличили на 9%, что позволило получить более высокое содержание СО и сохранить высокую температуру чугуна (1490° С). Полученный чугун имел следующий состав: 0,20% Мп, 4,25% С, 0,088% S, 0,052% Р. Содержание FeO в шлаке уменьшилось до 2,7%. При обессеривании чугуна в ковше или на желобе с помощью соды или карбида кальция содержание серы снижалось вдвое.

Для выявления возможности использования металлизированных окатышей СЛ—РН вместо скрапа были проведены опыты по выплавке высокопрочного и серого чугунов в вагранках с горячим дутьем производительностью 9 и 28 т/ч (диаметр кожуха 1,52 и 2,74 м соответственно) [159]. Окатыши подавали инжектором для стружки в зону плавления через отверстие в стене вагранки, расположенное на 610 мм выше пояса фурм. В нескольких случаях их загружали сверху вместе с остальной шихтой. Несмотря на то, что окатыши были мелкими для плавки в вагранках, давление дутья на фурмах возросло только на 13,8%.

Введение окатышей в шихту приводит к увеличению расхода кокса. Так, при использовании 50—60% металлизированных окатышей расход кокса возрастает на 30—35%. Содержание углерода в чугуне при использовании окатышей не меняется, а содержание кремния уменьшается. Состав шлака не отличается от обычного. Результаты исследований показали, что в завалку можно вводить до 70% металлизированных окатышей. При этом в чугуне уменьшается содержание примесей (табл. 45).

На заводе Виттен (ФРГ) были проведены опыты по использованию РН-брикетов губчатого железа в вагранке с горячим дутьем [160]. В результате опытов установлено, что металлошихта вагранки может на 100% состоять из РН-брикетов; расходы по переделу брикетов сопоставимы с расходами по переделу скрапа, за исключением повышенного расхода кокса. Аналогичные опыты были проведены фирмой Акме Стил в Чикаго (США), но вследствие недостатка РН-брикетов их доля в шихте вагранки составляла 60%. Результаты близки к результатам завода Виттен.

В связи с развивающимся переходом от ваграночной плавки чугуна к индукционной плавке в печах промышленной частоты использование металлизированного сырья в качестве шихты для этих печей также представляет интерес. В СССР при использовании в шихте кислой 150-кг индукционной печи до 35% металлизированных окатышей ССГОК ($\varphi_{мет} \approx 90\%$) процесс плавки протекал нормально, количество шлака не вызывало осложнений в работе. Выплавленный чугун отличался повышенным качеством, соответствуя маркам СЧ 18—36 и СЧ 21—40 [161].

Таблица 45

Влияние металлизированных окатышей на чистоту чугуна

Содержание в чугуне, %	Доля металлизированных окатышей в шихте, %			
	0	20	30	40
Мышьяка:				
max	0,007	0,002	0,002	0,005
min	0,002	0,001	—	—
среднее	0,004	0,001	—	—
Меди:				
max	0,094	0,082	0,073	0,071
min	0,075	0,052	0,055	0,055
среднее	0,087	0,073	0,064	0,062
Фосфора:				
max	0,044	0,022	0,031	0,030
min	0,030	0,019	0,020	0,020
среднее	0,035	0,023	0,026	0,024
Олова:				
max	0,012	0,006	0,007	0,008
min	0,008	0,001	0,004	0,002
среднее	0,011	0,005	0,006	0,006
Марганца:				
max	0,29	0,24	0,22	0,14
min	0,20	0,16	0,15	0,11
среднее	0,26	0,21	0,17	0,12
Хрома:				
max	0,060	0,022	0,031	0,036
min	0,028	0,012	0,018	0,018
среднее	0,042	0,019	0,025	0,025

В Мичиганском университете (США) были проведены исследования возможности использования металлизированных окатышей (74—76% Fe_{общ}, 64—65,5% Fe_{мет}) в индукционной печи [51]. Коэффициент извлечения железа составил 93—94%. Добавка окатышей в шихту мало отразилась на работе печи.

ГЛАВА 17

ПРИМЕНЕНИЕ ГУБЧАТОГО И КРИЧНОГО ЖЕЛЕЗА ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ

1. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГУБЧАТОГО И КРИЧНОГО ЖЕЛЕЗА В МАРТЕНОВСКИХ ПЕЧАХ

Губчатое железо в мартеновском производстве наиболее широко применяют в Швеции, где его используют в кислых мартеновских печах при выплавке высокоуглеродистых нелегированных или низколегированных сталей (инструментальных, шарикоподшип-

Результаты опытных плавов РН-брикетов в мартеновской печи

Доля брикетов в шихте, %	Продолжительность плавки, ч — мин	Производительность, т/ч	Расход топлива, млн. ккал/т стали	Расход извести, кг/т стали	Содержание примесей в стали, %			
					S	P	Ni + Cr + Mo + Sn + Cu + Pb	Cu
—	8—29	8,4	1,24	45,8	0,032	<0,020	<0,428	0,232
20	7—52	8,9	1,22	44,9	0,033	<0,020	<0,386	<0,194
30	7—56	8,1	1,22	47,1	0,031	<0,020	<0,316	0,159
40	7—57	8,3	1,28	46,8	0,032	<0,020	<0,314	0,169

никовых, сталей для холодной прокатки и волочения и др.). Обычно доля губчатого железа в завалке составляет 12—15%, но в 40—50-х годах она возросла до 25, а иногда и до 35% (в опытно-промышленных плавках до 70%). В настоящее время в шихте применяют 10—20% губки. Использование до 10% губчатого железа в шихте не оказывает влияния на процесс плавления [104]. Наилучший порядок загрузки шихты следующий: чугун, губчатое железо, скрап. Если губчатое железо имеет основную пустую породу, то применение его в шихте кислых мартеновских печей становится невозможным. Во избежание больших потерь железа целесообразно использовать кусковую губку. Расход топлива при плавке губки выше, а время плавки больше, чем на плавках со скрапом. В мартеновских печах целесообразно использовать губчатое железо со степенью металлизации 65—75%, чтобы заменить им не только лом, но и руду.

Фирма Бетлехем Стил (США) использовала губчатое железо, восстановленное водородом, при выплавке стали скрап-рудным процессом в 100-т печи [5]. На плавках с губчатым железом необходимости в присадках руды не было. Производительность печи при работе на губке увеличилась на 13—18% за счет сокращения периодов завалки и кипения.

В Венесуэле в 250-т печах было переплавлено около 7000 т губчатого железа Охалата и Ламина в кусках (более 5 мм) в виде брикетов [162]. Были проведены семь плавов: три плавки с 25% и четыре плавки с 50% губки в шихте; скрап не применяли. На всех плавках была получена низкоуглеродистая сталь, из которой изготовили трубы и проволоку. На плавках с 25% губки на подину печи загружали известняк, руду и твердый чугун, после чего давали губчатое железо и заливали жидкий чугун. На плавках с 50% губки порядок загрузки был таким же, за исключением дополнительной присадки губчатого железа по окончании всей завалки. Состав и свойства стали, а также выход годного были такими же, как на плавках со скрапом. Расход известняка был выше, чем на обычных плавках, причем с увеличением доли губчатого железа в шихте расход известняка увеличивался. Что касается расхода топлива, то на плавках с 25% губки он был ниже, а на плавках с 50% губки выше по сравнению с плавками на скрапе.

На заводе Фиат (Италия) были проведены опыты по замене скрапа в шихте мартеновских печей брикетами губчатого железа РН при плавке мягких кипящих сталей [163]. Плавки проводили в 50-т основных мартеновских печах площадью пода 32 м², отопляемых мазутом и природным газом (фактическая масса садки около 56 т). Брикет губчатого железа (90,5% Fe_{общ}, φ_{мет} = 88,6%) диаметром около 100 и высотой 60—80 мм весили 2,5—3,5 кг при плотности 6—6,3 г/см³. В качестве окислителя использовали агломерат (60% Fe), шлак не обновляли. Основность шлака на плавках брикетов не отличалась от обычной. Содержание железа в шлаке опытных плавов составляло 6,8—8,3 против

8,8—9,4% в шлаке обычных плавов. Результаты опытов приведены в табл. 46.

Продолжительность завалки сокращается с увеличением доли брикетов в шихте до 30%, а затем возрастает; продолжительность расплавления увеличивается с ростом количества брикетов в шихте; рафинирование на плавках брикетов протекает быстрее. Расход тепла остается практически постоянным вплоть до 40% брикетов в шихте.

В СССР первые опыты по использованию губчатого железа в мартеновских печах были проведены в 1958 г. на Белорецком металлургическом комбинате при выплавке углеродистой качественной стали для холодного волочения [39, 164]. Плавки проводили в 100-т основных печах на твердом и жидком чистом чугуне и сулинском губчатом железе (0,18% С, 0,009% S и 0,04% P) в виде цилиндрических коржей диаметром 220 и высотой 40 мм. Результаты опытов приведены в табл. 47.

Химический состав металла опытных плавов отличается от состава рядового металла пониженным содержанием хрома, никеля и меди. В СССР в 1954—1955 гг. были проведены плавки железоникелевой крицы ОХМК в 55- и 110-т мартеновских печах (табл. 48) [132]. При использовании 25% крицы в шихте продолжительность плавки увеличивается на 10—12%, кратность шлака возрастает в 2—2,5 раза, расход извести и известняка повышается в 1,5 раза и увеличивается расход топлива. Увеличение расхода флюсов и кратности шлака объясняется высоким содержанием кремнезема и повышенным содержанием серы и фосфора в крице, а увеличение продолжительности плавления — ухудшением теплопередачи при большом слое шлака и подстуживанием ванны известию. При использовании 5—10% крицы в шихте процесс плавки не отличался от плавов на ломе. Химический состав стали на всех плавках не отличался от обычного и соответствовал техническим условиям.

Результаты опытных плавов Сулинского губчатого железа в мартеновских печах
Белоречского металлургического комбината

Марка стали	Доля губчатого железа в шихте, %	Продолжительность, ч — мин					Выход годного, %	Содержание примесей в стали, %				
		плавки	в том числе			доводки		P	S	Cr	Ni	Cu
			заправки	завалки	плавления							
СК-70	16,0	10—25	0—20	2—35	3—50	3—40	88,3	0,012	0,018	0,07	0,08	0,06
У9А *1	41,5	15—15	1—00	5—15	6—25	2—35	89,0	0,014	0,018	0,05	0,07	0,08
СК-70	45,1	12—10	0—30	3—05	4—30	4—05	94,8	0,012	0,019	0,06	0,06	0,04
У9А	53,5	12—10	0—25	3—20	4—10	4—15	96,3	0,014	0,020	0,06	0,06	0,06
У8А	56,5	12—25	0—55	4—45	3—20	3—25	89,0	0,016	0,020	0,10	0,06	0,05
СК-70 *2	—	11—10	1—20	4—25	3—20	2—05	92,4	0,020	0,020	0,08	0,10	0,08
У9А *2	—	11—55	0—25	3—50	3—45	3—55	89,2	0,015	0,019	0,05	0,09	0,09
СК-60 *3	—	11—10	0—45	1—35	4—00	4—50	97,0	0,012	0,018	0,11	0,11	0,10

*1 Плавку вели с завалкой твердого чугуна (49,3%).

*2 Плавки на одном чугуне (твердый + жидкий) без добавки лома.

*3 Плавки на жидком чугуне и ломе.

Результаты плавов крицы ОХМК в мартеновских печах

Емкость печи, т	Марка стали	Коли- чество крицы в шихте %	Продолжительность плавки, ч — мин				
			всего	в том числе			
				заправки	завалки	плавления	доводки
55	40ХН	6,2	9—15	0—15	2—20	4—15	2—25
		10,7	10—40	0—25	2—25	4—55	2—55
		23,8	9—50	0—20	3—00	3—25	3—05
		25,0	10—15	0—20	3—05	3—35	3—15
		25,0	10—02 *	0—20	3—02	3—30	3—10
		0	8—55	0—18	2—20	3—14	3—03
110	40ХН	5,6	11—25	0—25	4—00	3—50	3—10
		7,0	10—30	0—25	3—40	3—20	3—05
		10,2	11—05	0—35	3—30	4—15	2—45
		8,8	11—55	0—35	3—40	4—45	2—55
		5—10	11—00 *	0—28	3—43	3—49	3—00
		0	11—20	0—25	3—40	4—25	2—50

* Средние данные по плавкам с крицей (числитель) и по обычным плавкам (знаменатель).

В Чехословакии для замены части скрапа в мартеновских печах применяли кричное железо. В мартеновских печах емкостью 20—40 т заменяли 10% скрапа крицей, а в 250-т качающейся мартеновской печи 5% [165]. При этом качество металла не ухудшилось.

2. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГУБЧАТОГО И КРИЧНОГО ЖЕЛЕЗА В КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТЕРАХ

Губчатое железо и крицу целесообразно использовать в качестве охладителя в кислородных конвертерах. Мелкозернистые губка и крица не требуют затрат времени на завалку и могут присаживаться в любой момент плавки. Их применение должно обусловить хорошее использование тепла из-за благоприятного соотношения поверхности и объема частиц. Вследствие малой скорости отходящих газов вынос пыли из конвертеров невелик, что позволяет использовать мелкую губку и крицу без предварительного прессования.

В лаборатории фирмы Крупп в Эссене (ФРГ) в 3-т конвертере были проведены плавки с применением в качестве охладителей кричного (91—96% Fe, 0,5—1,25% С, 0,3—0,6% S и 3—6% шлака) и губчатого (75—86% Fe_{общ}, 63—77% Fe_{мет}, 0,2—0,5% С, 0,08—0,16% S и 11—12% пустой породы) железа [166, 167].

Плавки вели на обычном передельном чугуна. Температура ванны в начале продувки составляла 1250—1300° С. При заливке в конвертер 1,8—2,4 т жидкого чугуна длительность продувки металла кислородом составляла 15—20 мин. Количество присаживаемой крицы 6,5—32,6% от массы чугуна. Крицу присаживали в первые 10 мин продувки. Известь подавали в количестве 8,3—14,1% от массы металлошихты, т. е. больше, чем обычно, что объясняется высоким содержанием серы и кремнезема в крице. Металл всех плавов (как с кричным, так и с губчатым железом) продували до содержания углерода менее 0,05%.

По результатам опытов был определен оптимальный режим охлаждения крицей при продувке малофосфористых чугунов. Перед началом продувки в конвертер задавали 40—50% извести. Примерно через 3 мин после начала продувки по достижении температуры ванны 1400° С постепенно присаживали кричное железо вместе с остальной известью. Количество присаживаемой крицы 40—50 кг/мин на 1 т чугуна. Время присадки совпадало со временем наибольшего прихода тепла, а продолжительность загрузки крицы соответствовала продолжительности загрузки руды. Внесение незначительного количества кислого шлака с крицей (при 30% крицы 1—2% шлака) не вызвало затруднений при наводке шлака. Наблюдалось увеличение расхода извести (на 1—2% от массы металлошихты). Переработка крицы, содержащей 1% Р, не вызвала каких-либо затруднений, так как дефосфорация протекала под одним шлаком.

Губчатое железо присаживали в количестве 20—38% от массы чугуна. Две плавки охлаждали брикетами губчатого железа в количестве 27,5 и 28,4% от массы чугуна. Присадка губки производилась между первой и одиннадцатой минутами плавки. Оптимальная скорость присадки губчатого железа, как и крицы, 90—100 кг/мин. Перед продувкой в конвертер загружали около половины всей извести (6—9% от массы металлошихты), а остальное количество давали вместе с губкой в первые 6 мин продувки.

При охлаждении брикетами губчатого железа порядок загрузки извести не меняли. Режим продувки был таким же, как при использовании крицы. Оптимальный режим продувки для плавов с охлаждением крицей сохранился и в случае охлаждения губкой, причем губчатое железо следует также присаживать в период максимального прихода тепла. Температура металла должна составлять к началу охлаждения 1400° С. При использовании губчатого железа с высоким содержанием закиси железа необходимо соблюдать определенные условия для ее восстановления: расстояние от фурмы до зеркала ванны, диаметр сопла фурмы, давление кислорода и др.

Результаты применения в качестве охладителей лома, губчатого железа и крицы показаны на рис. 62. Крицу и губчатое железо можно присаживать в больших количествах, чем лом, из-за лучшего использования тепла, особенно в месте встречи кислородной

струи с ванной. Содержание в крице углерода и фосфора, являющихся дополнительными источниками тепла, позволяет увеличить долю охладителя. Губчатое железо оказывает более сильное охлаждающее действие, чем крица, вследствие наличия в нем пустой породы и меньшей степени восстановления. Крицу целесообразно перерабатывать, если содержание серы в металле после присадки крицы не будет превышать 0,1%. Учитывая высокие теплотери в 3-м конвертере, следует ожидать, что в 30—50-м конвертерах доля крицы и губчатого железа может возрасти примерно на 5%.

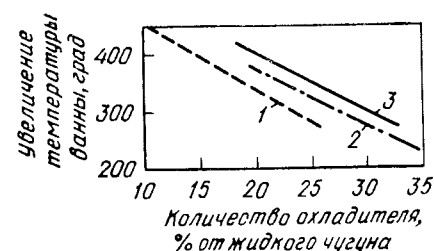


Рис. 62. Охлаждающее действие лома (1), губчатого железа (2) и крицы (3) при продувке передельного чугуна

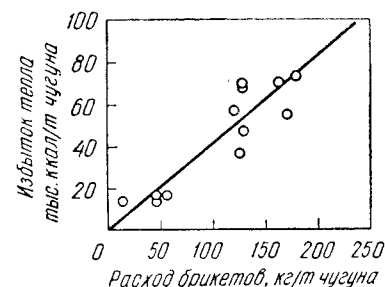


Рис. 63. Охлаждающее действие брикетов губчатого железа

В 5-м конвертере ЛД фирмы Фёст (Австрия) применяли брикеты губчатого железа ФИОР [51]. Брикеты легко загружались и быстро плавилась, причем качество стали было неизменно высоким. Для изучения охлаждающего действия губчатого железа в процессе ЛД—АС в 40-м конвертер в различные периоды плавки загружали РН-брикеты [168]. На некоторых плавках все губчатое железо в количестве до 7,5 т загружали перед началом плавки. В этом случае при заливке чугуна в конвертер наблюдалось интенсивное искрообразование, которое вызывалось слабым окислительным действием закиси железа, содержащейся в губке. На рис. 63 показано охлаждающее действие губчатого железа. Охлаждающая способность губки составила 410 ккал/кг, что соответствует отношению охлаждающего действия губки и лома 1,2 : 1. Эти цифры почти не отличаются от данных [166; 167]: 1,16 : 1.

На заводе Эжебель (Франция) проводили опыты по использованию губчатого железа в кусках и окатышах в качестве добавки в конвертер Калдо [169]. Количество присаживаемого губчатого железа составляло от 4 до 22 т. Отношение охлаждающего действия губки и лома соответствовало 1,5. Это объясняется тем, что при складировании губчатое железо окислялось. Кусковое губчатое железо (93,4% Fe_{общ}, 89,8% Fe_{мет}) применяли в 5-м кислородном конвертере, где им заменяли до 66,6% лома. Количество губчатого железа составляло при этом до 20% от массы шихты. Губка,

загружаемая вместе со скрапом и известью, распределялась равномерно и приваривания ее к стенам не происходило. При добавке более 5% губчатого железа после заливки чугуна некоторое развитие получали реакции между остаточным кислородом губки и чугуном, однако они не вызывали серьезных затруднений. Работа конвертера при введении 20% губки в шихту проходила нормально.

В СССР в 1958 г. на ОХМК были проведены опытные плавки по применению крицы взамен руды в 30-т конвертере при продувке хромоникелевого чугуна [170]. В опытах использовали крицу крупностью более 25 мм без мелочи. Загрузку крицы производили до заливки чугуна. Технология продувки не отличалась от обычной. Расход крицы составлял 80—105 кг/т чугуна. При использовании крицы процесс дехромации прошел значительно активнее, чем при использовании руды, а усвоение никеля было полным. Учитывая повышенное содержание серы в крице, ее можно использовать при содержании серы в чугуне до 0,045% из расчета, что 1 т крицы вносит на 30-т плавку 0,003—0,004% серы.

Применение крицы и губчатого железа в качестве охладителей кислородно-конвертерных плавок позволяет, помимо хорошей утилизации тепла, присаживать их в наиболее подходящие моменты плавки без ее перерыва и рационально использовать эти продукты для передела в сталь. Следует отметить, что лом может быть загружен только в начале плавки перед заливкой чугуна. Присадка крицы и губчатого железа по ходу плавки позволяет сократить ее продолжительность. Брикетирование требуется лишь при очень мелких материалах и высоких скоростях отходящих газов. Низкое содержание нежелательных примесей в губке и крице позволяет заменить ими лом при производстве легированных и нержавеющей сталей. Использование крицы и губчатого железа в кислородно-конвертерном процессе позволяет механизировать и автоматизировать транспортировку металлодобавок и загрузку их в конвертер; исключить расходы по подготовке лома и уменьшить загрузку кранов; сократить продолжительность загрузки металлодобавок и всей плавки; поддерживать количество оборотного лома постоянным.

Количество крицы и губчатого железа, которые могут быть использованы в конвертерах в качестве охладителя, обычно составляет 20—25%. Вместе с тем представляет интерес применение большего количества продуктов прямого получения железа. В кислородном конвертере были проведены опытные плавки с использованием крицы и губчатого железа крупностью до 12 мм для определения максимального их количества [171]. Применение металлодобавок в количестве более 20—25% возможно только при подаче дополнительного топлива (мазут, природный газ) в конвертер. С этой целью, а также для удобства загрузки материалов была сконструирована специальная фурма для одновременной подачи кислорода, топлива и сыпучих. Благодаря применению

такой фурмы при одновременной загрузке металлодобавок и подаче топлива можно использовать около 40% крицы и до 30% губчатого железа.

Для изучения условий плавки шихты, состоящей целиком из губчатого железа Пурофер, были проведены опыты в 3-т вращающемся конвертере Калдо [172]. Конвертер отапливали с помощью мазуто-кислородной горелки, работавшей на дутье, обогащенном кислородом до 40%. Скорость вращения конвертера регулировали в пределах 0,34—2 об/мин. В ванну расплавленного чугуна массой 1 т загружали смесь губки (250 кг) с антрацитом (25 кг). Завалку производили при температуре ванны 1400°С при выключенном факеле. Всего за одну плавку переплавляли до 1,5 т губчатого железа. При выплавке полупродукта (около 1% С) температуру ванны повышали до 1500°С и не давали уголь. При производстве стали в ванну по расплавлению губки в течение 6—7 мин вдували кислород (расход его 10 м³/т стали). Оптимальная скорость вращения конвертера составляла около 1 об/мин. При этом достигается максимальная производительность агрегата (1,1—1,2 т/ч), наибольший выход годного по железу (98—98,5%), минимальный расход мазута (150 кг/т) и наименьший износ футеровки.

Увеличение скорости вращения сверх 1 об/мин приводило к снижению производительности, так как в результате увеличения окружной скорости износ футеровки усиливается, вследствие чего возрастает количество шлака и ухудшаются условия теплопередачи.

Минимально допустимая степень металлизации губки 85%. При переплавке губчатого железа со степенью металлизации ниже 85% образовывались настывы и резко сокращалась производительность агрегата. При увеличении крупности губки наблюдалось увеличение производительности конвертера, тогда как выход годного оставался неизменным. С увеличением содержания углерода в губке производительность конвертера возрастала, а расход мазута сокращался. Так, при повышении содержания углерода с 0,4 до 2,6% производительность увеличилась с 1,0 до 1,17 т/ч, а расход мазута сократился со 165 до 145 кг/т стали.

3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГУБЧАТОГО И КРИЧНОГО ЖЕЛЕЗА В ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Обычно доля губчатого железа в шихте дуговых печей составляет 15—70% в зависимости от марки выплавляемой стали и качества губки; при этом, однако, не исключена возможность выплавки стали только на губчатом железе. В Швеции губчатое железо используют для выплавки сталей с низким содержанием неметаллических включений, высокими и стабильными свойствами, облегчающими их дальнейшую механическую и термическую обработку. При этом содержание губки в шихте составляет 15—25% при выплавке цементуемых и пружинных сталей, 25—40% для конструкционных сталей и 50—60% для инструментальных сталей.

Известны два способа загрузки губки в печь: с помощью бадьи (аналогично загрузке лома) и непрерывно через отверстие в своде. При загрузке бадьей губку заваливают после расплавления некоторого количества скрапа, так как в противном случае кислый шлак разрушает подину. При этом губка плавает на поверхности и закрывает зеркало металла. Благодаря этому пониженные электро- и теплопроводность губки частично компенсируются. Вследствие малой насыпной массы губку обычно загружают в 2—3 приема вместе со скрапом. Образующийся кислый шлак скачивают по ходу расплавления. В Мексике для уменьшения воздействия шлака на

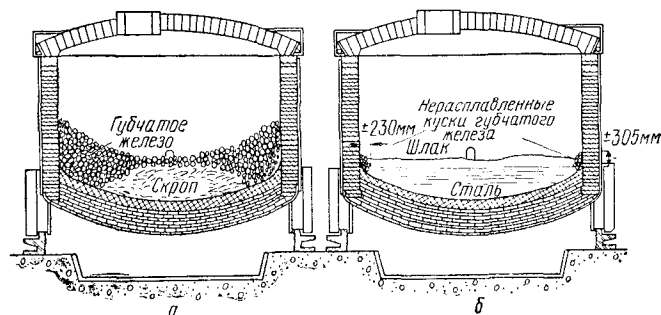


Рис. 64. Схема расположения губчатого железа в печи при бадьевой загрузке

футеровку и сокращения потерь железа применяют специальную завалочную корзину, которая обеспечивает загрузку губки ближе к откосам печи (рис. 64, а). При этом, однако, губчатое железо может налипать на стены печи (рис. 64, б) и обрушиваться к концу расплавления, что вызывает чрезмерное кипение, неконтролируемый угар углерода и выбросы. Поэтому в Швеции загружают губку в центр печи с помощью корзины с меньшим диаметром по сравнению с применяемым для завалки скрапа.

В течение первых 3—5 мин при работе печи примерно на 30% мощности прогревают шихту. После этого включают полную мощность и ведут плавление до тех пор, пока губка не останется только на откосах, предохраняя футеровку. После расплавления первой порции губки загружают вторую и доводят расплавление до конца. По расплавлении скачивают шлак (при 60% губки в шихте количество кислого шлака составляет 70—80 кг/т стали) и загружают оставшийся скрап и известь в количестве 6—7% от массы металло-шихты. С этого момента плавку ведут обычным образом. На заводе Охалата и Ламина при выплавке стали в 75-т печи (мощность 20 Мва) после завалки и расплавления 20—22 т лома загружают 27—30 т губки и 1,5 т извести. Расплавление ведется при потребляемой мощности 16—18 Мва (напряжение 370 в) в течение 75—85 мин; время расплавления второй завалки той же массы и состава

и третьей завалки (16—18 т лома и 2 т извести) одинаково и составляет 50—55 мин [51].

В Мексике в шихту раньше загружали около 1,3% графита для увеличения содержания углерода в ванне до 0,3% и снижения FeO в шлаке. В последнее время от применения графита отказались в результате повышения содержания углерода в губке. В Швеции при работе на губке в шихту добавляют чугун. Особенностью плавки губки в отличие от лома является более равномерное потребление электроэнергии, которое может поддерживаться на максимальном уровне в течение всего периода расплавления. Кроме того, электроды большую часть времени погружены в губку, вследствие чего уменьшаются потери излучением и экранируется свод. Выделяющиеся при плавке губки CO и CO₂ образующиеся в результате реакции между FeO и углеродом, предохраняют шихту от окисления и позволяют вести плавку в атмосфере, свободной от азота. Основность первого шлака 1,2—2,3 при содержании 10—24% FeO. Следует отметить, что при плавлении фосфор удаляется почти полностью, чему способствуют окислительные основные шлаки и повышенная активность ванны вследствие ее хорошего кипения; при этом нет необходимости в получении по расплавлению содержания углерода на 10—15% выше заданного (в случае плавки с использованием лома).

На заводе «Красный Октябрь» были проведены опытные плавки конструкционной стали из 100% сулинского губчатого железа в 5-т электропечи [173]. В отличие от плавов на скрапе плавки губки характеризовались увеличением длительности периода плавления и расхода электроэнергии (табл. 49), последующие периоды не отличались от обычных.

Выход годного зависит от содержания углерода в металле; при содержании углерода более 0,1% выход годного составил 93,5%, а при содержании углерода менее 0,1% — 87,8%. Необходимо отметить повышенную окисленность шлака на плавках губки по сравнению с обычными при равном содержании углерода.

С увеличением доли губчатого железа в шихте при загрузке его с помощью корзин время плавки увеличивается, снижается производительность печи, возрастает расход электроэнергии и извести (см. табл. 49). Увеличение расхода электроэнергии и извести, а также продолжительности плавки объясняется необходимостью расплавления и ошлакования пустой породы и довосстановления окислов железа. Увеличение длительности плавки происходит главным образом за счет периода расплавления, тогда как период рафинировки сокращается вследствие снижения содержания примесей в металле по расплавлению. В Мексике при переходе с лома к шихте, содержащей 50% губчатого железа, расход извести увеличился с 68 до 75 кг/т стали; расход электроэнергии при плавке 100% губки возрос на 12%; стойкость футеровки на плавках с 70—75% губки уменьшилась на 15—20% по сравнению с плавками на скрапе [177]. Одновременно отмечается, что производи-

Влияние губчатого железа на показатели * электроплавки при бадьевой загрузке [5, 163, 173—176]

Емкость печи, т (мощность, кВа)	Вид губчатого железа	Доля губчатого железа в шихте, %	Время плавки, ч—мин	Производительность печи, т/ч	Расход электроэнергии, кВт·ч/т стали	Расход известки, кг/т стали	Выход годного, %
5 (2 800)*	Кусковое	—	1—21	3,9	567	Нет св.	94,0
13 (4 000)	»	100	1—45	3,4	578	» »	92,6
		24	6—34	1,94	793		
		47,5	6—43	1,79	896	25 **	97,1 **
		68	6—58	1,75	938		
30 (9 000)	»	—	5—05	6,07	667	39	92,9
		12	5—14	5,90	695	39	93,6
		54	5—51	5,39	821	63,5	95,5
60 (15 000)	Брикеты	—	5—45	12,2	578	36	Нет св.
		19	5—57	11,6	598	37	» »
		36	6—06	11,3	648	45	» »
		51	6—42	9,9	700	48	» »
85	»	—	4—52	19,0	525	36	94,1
		40	4—56	18,3	576	41	93,3
100	Порошкообразное	—	Нет св.	Нет св.	541	Нет св.	90,4
		20	3—40	27,4	592	» »	91,8
		40	3—15	30,7	558	» »	92,3
110	Кусковое	60	3—59	25,3	480	40	96,8
135	Брикеты	—	5—20	28,5	478	29,5	90,5
		40	5—30	27,7	505	34	91,2

* Все показатели даны по периоду плавления.
 ** Средний.

тельность печи и масса плавки при работе на губке не изменяются по сравнению с плавками на скрапе, выход годного при использовании губки возрастает до 94%, а количество примесей в металле значительно сокращается (табл. 50). В связи с этим на заводе в Монтеррей при выплавке сталей для глубокой вытяжки в шихту добавляют не менее 55—65% губки.

При плавке горячей губки (650° С) производительность печи возрастает на 10%, а расход электроэнергии снижается на 15% по сравнению с плавками на скрапе [5]. По данным [178], на каждый 1% пустой породы в губке требуется дополнительно 6 кВт·ч/т стали, а на каждый 1% кислорода 33 кВт·ч/т. По другим данным [179], на 1 кг пустой породы с учетом добавленной известки требуется дополнительно 0,691 кВт·ч/т и на 1 кг железа, связанного с кислородом, 0,955 кВт·ч/т. Номограмма для определения дополнительного расхода электроэнергии приведена на рис. 65. Увели-

Содержание примесей в стали [163, 174—176]

Емкость электропечи, т	Доля губки в шихте, %	Содержание примесей, %			
		S	P	Ni + Cr + Mo + Cu + Sn + Pb	Cu
60	—	0,024	0,023	0,438	0,216
	19	0,023	0,022	0,377	0,188
	36	0,024	0,020	0,355	0,180
	51	0,022	0,016	0,292	0,145
85	—	0,032	0,010	0,380	0,188
	40	0,030	0,012	0,320	0,155
	100	0,035	0,020	0,816	0,36
135	40	0,032	0,018	0,409	0,19
	—	0,035	0,016	0,339	0,162
	40	0,030	0,016	0,262	0,129
20 *	—	0,021—0,025	0,006—0,007	0,09—0,20	0,04—0,08
	До 85	0,015—0,020	0,008	0,07	0,03

* Плавки без губчатого железа проводили переплавом стальных слитков.

чение расхода электроэнергии не приводит к пропорциональному снижению производительности печи вследствие более равномерного потребления энергии и более высокого использования мощ-

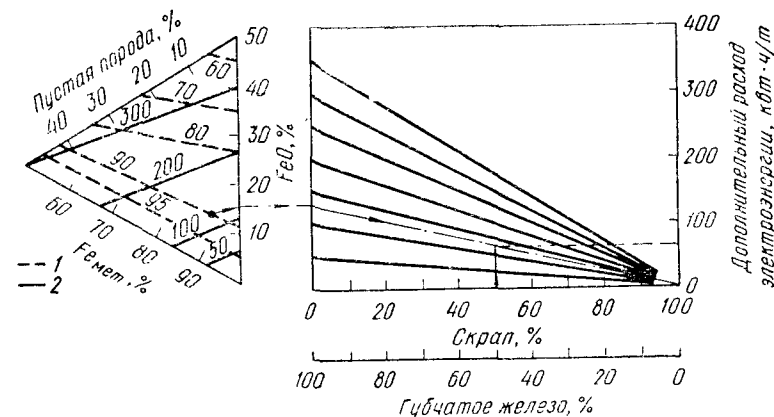


Рис. 65. Номограмма для определения дополнительного расхода электроэнергии при плавке губчатого железа:
 1 — линии равной степени восстановления, %; 2 — линии равного дополнительного расхода электроэнергии, кВт·ч/т стали

ности трансформатора. Необходимо отметить, что при использовании в шихте губчатого железа вероятность поломки электродов уменьшается по сравнению с работой на скрапе.

В табл. 51 приведены показатели плавки губчатого железа в 75-т печи завода в Монтеррейе. В ФРГ и Японии выплавляли легированную, в том числе нержавеющую сталь, с применением железо-никелевых металлизированных окатышей (90% Fe, 1,5% Ni). При замене этими окатышами до 35% лома производительность

Таблица 51
Показатели плавки губчатого железа
при бадьевой загрузке [66]

Показатель	Доля губчатого железа в шихте, %	
	60	85
Выход годных слитков, %	91,4	93 *
Время плавки (от выпуска до выпуска), мин	304 **	320
Стойкость футеровки, число плавков:		
стены	120	115
свод	43	43
Расходы на 1 т слитков:		
электроэнергии, кВт·ч	680	790
электродов, кг	8,0	9,7
извести, кг	82	100
доломитового порошка, кг	10,5	11,5
магнетитового порошка, кг	5,2	6,6
огнеупоров, кг	10,0	10,4
ферросплавов, кг	5,8	5,8

* Высокий выход годного объясняется использованием только высококачественного оборотного скрапа.

** В том числе плавление 193, рафинировка 51, выдержка 25, выпуск 7 и заправка 28 мин.

течки, а из них — в загрузочные трубы из нержавеющей стали, расположенные под углом 35—50° к горизонтали. Из этих труб губка через три отверстия в своде (диаметр 127 мм, расстояние от электродов 300 мм) падает в печь с высоты 1,2—1,5 м и распределяется вокруг каждого электрода в зоне площадью около 0,3 м².

Всего было проведено три серии плавов с различным содержанием губки в шихте: 15—50, 50—100 и 100%. При проведении обычных плавов на скрапе загрузку его производят в два приема. Продолжительность расплавления составляет 1,5—2,5 ч, рафинировки 0,5—1,0 ч. В первой серии плавов после заправки загруз-

печей, расход электроэнергии и выход годного были примерно такими же, как и при работе на скрапе [180].

Показатели электроплавки (производительность печи, расход электроэнергии, электродов, огнеупоров и др.) значительно улучшаются при непрерывной загрузке губчатого железа в печь через отверстие в своде. Первые опытные плавки с непрерывной загрузкой губки СЛ—РН были проведены в Канаде на печах емкостью 15 и 25 т (мощность трансформаторов 8 Мва с возможностью перегрузки до 10 Мва, рабочее напряжение 267—110 в, диаметр электродов 304 мм), а также на 75-т печи (мощность трансформатора 18,75 Мва с возможностью перегрузки до 30 Мва, диаметр электродов 508 мм) [181, 182]. Нарис. 66

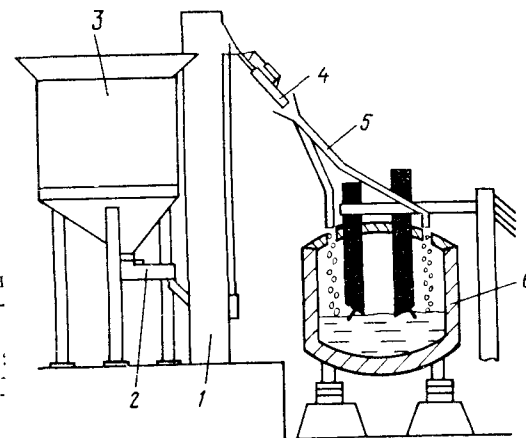
показана схема питания печи губчатым железом. Губчатое железо из бункера емкостью 25—30 т с помощью питателя и элеватора подается в распределительный желоб, из которого попадает в три

жали скрап совместно с коксом или чугуном и вели расплавление на максимальной мощности. Расход электроэнергии на расплавление 400—450 кВт·ч/т. По расплавлении начальной заправки (температура ванны 1540—1590°) начинали непрерывную загрузку губки, при этом печь работала на полной мощности. По окончании загрузки губки содержание углерода и температура металла находились в требуемых пределах и плавку выпускали.

Во второй серии плавов (обычно 70—80% губки в шихте) сначала расплавляли небольшое количество скрапа, после чего начи-

Рис. 66. Схема питания электропечи губчатым железом:

1 — элеватор; 2 — питатель; 3 — бункер; 4 — распределительный желоб; 5 — загрузочная труба; 6 — электропечь



нали непрерывную загрузку губчатого железа. На некоторых плавках для получения большей приемной ванны в начальную заправку вместе со скрапом с помощью бадьи задавали 25—30% всей губки. Известь добавляли в зависимости от содержания пустой породы в губчатом железе. Расплавление начальной заправки вели на максимальной мощности, расход электроэнергии на ее расплавление составил 450—475 кВт·ч/т. По расплавлении начинали непрерывную загрузку губки, поддерживая при этом максимальную мощность и регулируя температуру ванны скоростью загрузки. После расплавления всей губки плавку выпускали (углеродистая сталь) или присаживали ферросплавы (легированная сталь).

Оптимальным способом работы на 100% губки является плавка на горячей садке: в печи оставляют 15—25% жидкого металла предыдущей плавки, науглероживают его, после чего начинают непрерывную загрузку губки, работая на максимальной мощности. При таком способе работы выпускается меньше металла за плавку, но плавки протекают быстрее. Однако в этом случае через каждые 3—6 плавов в зависимости от состояния футеровки необходимо выпускать весь металл и заправлять печь. После заправки первую плавку начинают с расплавления некоторого количества скрапа.

В результате опытов установлено, что загрузку губки следует начинать после расплавления начальной заправки и нагрева ванны

до 1560—1590° С, в этом случае губка легко проходит через шлак и быстро плавится. Это позволяет избежать образования крупных спеков губки у электродов, которые вызывают неустойчивое горение дуг, подобное тому, какое бывает обычно в начале плавления скрапа. Непрерывное кипение ванны в процессе загрузки губки способствует улучшению теплопередачи и меньшему излучению от погруженных в нейтральный шлак дуг на футеровку. Основными преимуществами непрерывной загрузки являются возможность исключения периода рафинировки за счет совмещения его с периодом плавления, также большая точность попадания в анализ по расплавлению благодаря высокой чистоте и стабильному составу губчатого железа. Все это способствует сокращению времени плавки и увеличению производительности печи. Дополнительная экономия времени имеет место также вследствие ликвидации подвалок, отключений тока и уменьшения потерь тепла при открывании печи. В табл. 52 приведены основные показатели электроплавки с непрерывной загрузкой губчатого железа, а на рис. 67 и 68 — влияние доли губки на продолжительность плавки и расход электроэнергии при бадьевой и непрерывной загрузке.

Производительность печи при непрерывной загрузке губки возрастает на 40—65%. При этом отмечается более ритмичная ра-

Таблица 52

Показатели электроплавки губчатого железа при непрерывной загрузке [182, 183]

Показатель	Печи			
	А	Б	В	Г
Емкость печи, т *	22,7	22	68	145
Мощность трансформатора, кВа	10	10,5	30	56
Удельная мощность трансформатора, кВа/т	440	475	440	385
Шихта	Лом (губка)	Лом (губка)	Лом (губка)	Лом (губка)
Время плавки от включения тока до выпуска, ч	3,00 (1,83)	2,17 (1,55)	2,97 (1,95)	4,02 (2,68)
Снижение длительности плавки, %	— (39)	— (29)	(34)	— (33)
Производительность печи, т/ч	8,4 (13,9)	10,2 (14,6)	25,6 (40,1)	39,3 (59,1)
Увеличение производительности печи, %	— (65)	— (43)	— (57)	— (50)
Расход электроэнергии, кВт·ч/т стали **	575 (526)	490 (491)	483 (538)	Нет св.

* По другим данным [181], емкость печей составляет 15 (А), 25 (Б) и 75 (В) т.

** По другим данным [181], расход электроэнергии на печи А сократился до 508 кВт·ч/т на плавках с низким расходом губки и до 555 кВт·ч/т на плавках с высоким расходом губки.

бота печей: отклонение от средней продолжительности плавки в более чем 40% опытных плавков составило около 10 мин, что значительно меньше, чем при работе на скрапе (18 мин). Расход электроэнергии при непрерывной загрузке в отличие от загрузки корзинами находится примерно на том же уровне, что и для плавки скрапа, и в зависимости от количества и основности пустой породы губки может быть даже ниже. При увеличении кратности шлака на 100 кг/т стали расход электроэнергии возрастает примерно на 90 кВт·ч/т.

На рис. 69 показано влияние доли губки в шихте и ее состава на расход электроэнергии. Потребляемая мощность на плавках с непрерывной загрузкой повышается по сравнению с плавками на скрапе. Кроме того, отсутствуют резкие колебания нагрузки. Средняя нагрузка 25-т печи в период плавления губки составила 8,18 против 7,29 Мвт для скрапа. Удельная скорость загрузки печей губкой 28—

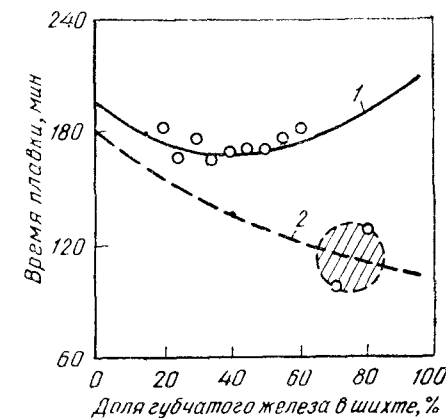


Рис. 67. Влияние доли губчатого железа в шихте на продолжительность плавки при бадьевой (1—15-т печь; 4,7 мва) и непрерывной (2—25-т печь; 8 мва) загрузке

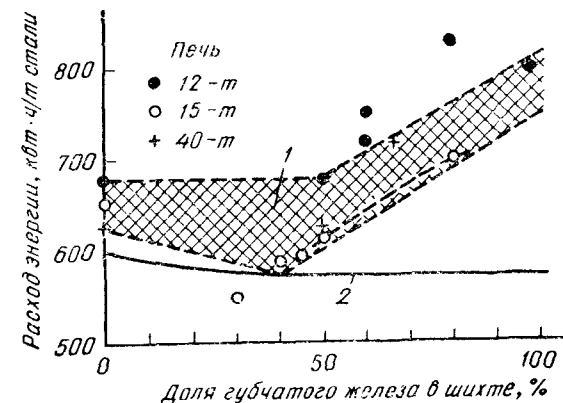


Рис. 68. Влияние доли губчатого железа в шихте на расход электроэнергии при бадьевой (1) и непрерывной (2) загрузке

30 кг/(мин·Мвт). Интенсивность загрузки при использовании полых электродов повышается на 6%.

Оптимальное остаточное содержание кислорода в губке составляет 0,6—1,2%. При низком содержании кислорода губчатое железо плавится менее интенсивно вследствие слабого кипения ванны

и ухудшения теплопередачи. При высоком содержании кислорода возрастает расход электроэнергии вследствие протекания эндотермической реакции восстановления закиси железа. Выход годного на плавках с большим содержанием губки в шихте (50—100%) составил около 94 против 90% в плавках на скрапе, при уменьшении количества губки в шихте и ухудшении ее состава выход годного снизился до 89,5%.

В табл. 53 приведены данные о расходе извести, огнеупоров и электродов при непрерывной загрузке губчатого железа. Расход огнеупоров на плавках с непрерывной загрузкой был на 27% ниже, чем на плавках скрапа, причем в наиболее горячих зонах (против

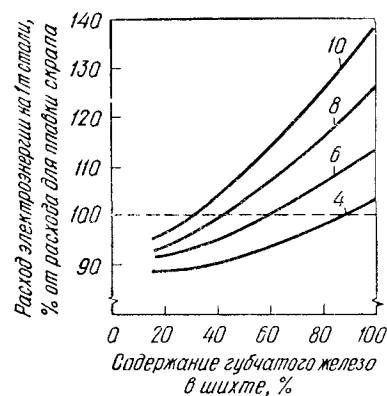


Рис. 69. Влияние доли губчатого железа в шихте и содержания в нем пустой породы на расход электроэнергии. Цифры у кривых — содержание кислой пустой породы в губке, %

электродов) износ футеровки был значительно меньше. Это объясняется тем, что при непрерывной загрузке губки экранируются стены печи; снижению расхода огнеупоров способствует также сокращение продолжительности плавки.

Исследования процесса электроплавки с непрерывной загрузкой губчатого железа СЛ—РН были проведены также на 6-т печи мощностью 3 Мва на заводе в Мезьере (Франция) [184]. Губчатое железо загружали через отверстие в центре свода. Предварительно в печь загружали 1,5 т скрапа (20% от массы шихты), после частичного расплавления которого начинали непрерывную подачу губки. При этом скорость загрузки регулировалась так, чтобы между электродами оставалось определенное количество нерасплавленной губки постоянной массы (около 0,5 т), что способствовало экранированию дуг. Содержание углерода в металле регули-

ровали вдуванием порошкообразного кокса. После расплавления шихты скачивали шлак, нагревали металл до 1640° С и при необходимости производили доводку. На протяжении всей плавки поддерживали постоянную мощность 2,5—2,6 Мвт.

Производительность печи при непрерывной загрузке возросла до 4 против 2,5 т/ч для плавки скрапа (на 60%). Удельный расход электроэнергии при этом не изменился (585 кВт·ч/т стали). Увеличение производительности явилось следствием ликвидации простоев и отключений тока, характерных для плавки скрапа, стабильности выделяемой в печи мощности и высокого ее уровня, который не снижался в течение всего периода расплавления. Стойкость футеровки при этом не уменьшалась. В табл. 54 показано возможное увеличение производительности электропечей емкостью до 200 т при непрерывной загрузке губчатого железа по сравнению с работой на скрапе. Увеличение производительности печи практически не зависит от установленной мощности трансформатора.

Опыты по непрерывной загрузке порошкообразного губчатого железа ФИОР в печь емкостью 0,9 т были проведены в Горном Бюро (США) [185]. Губчатое железо загружали в смеси с мелкой известью (5,6—6,1% от массы губки) по трубам в пространство между электродами и стенками печи. Расход электроэнергии и длительность плавки в отличие от плавки на скрапе сократились на 7 и 20% соответственно, а электрический к. п. д. повысился на 10—15%. Остаточные окислы железа губки полностью восстанавливались, вследствие чего выход годного находился на том же уровне, что и при плавке скрапа. Повышение используемой мощности при непрерывной загрузке составило 3—15%, расход электродов сократился на 11% (с 3,7 до 3,3 кг/т), а расход огнеупоров — на 21%.

Плавки с непрерывной загрузкой губки СЛ—РН были проведены на 135-т печи (мощность трансформатора 56 Мва, диаметр электродов 610 мм) фирмы Люкенс Стил (США) [186]. Выплавляли углеродистые и низколегированные, а также высокопрочные стали. Система загрузки губки в печь сначала не отличалась от примененной фирмой Стил (Канада). Впоследствии губку загружали через одно отверстие в центре свода. В опытах использовали губку в виде окатышей ($\varphi_{мет} = 98,2\%$) и брикетов ($\varphi_{мет} = 92,5\%$); доля окатышей в шихте составляла 19—40%, а брикетов 10,5%. Губку начинали загружать в печь после расплавления лома и короткой продувки ванны кислородом; расплавление губки совмещали

Таблица 53

Расход извести, электродов и огнеупоров, кг/т стали

Материал	Плавки на скрапе	Доля губчатого железа в шихте, %	
		15—50	50—100
Известь . . .	16,0	20,5	13,0
Электроды:			
сплошные . . .	6,1	6,0	7,2
полые . . .	—	5,5	5,9
Огнеупоры . . .	3,0	2,2	2,2

Таблица 54

Среднее увеличение производительности электропечей, %

Расход электроэнергии, кВт·ч/т стали	Установленная мощность трансформатора, кВа/т		
	200	300	500
400	57,2	57,8	56,6
450	45,5	45,6	45,3
500	35,5	35,3	35,5
550	26,8	26,1	26,9

с рафинировкой стали. Основные характеристики и результаты плавки приведены ниже:

	Плавки на ломе	Плавки на окатышах				Плавки на брикетах
Мощность печи при загрузке губки, <i>Мвт</i>	—	38				31
Температура ванны перед загрузкой губки, °C	—	1565				1555
Температура ванны в процессе за- грузки губки, °C	—	1580—1610				1560—1580
Скорость загрузки губки, <i>кг/(мин · Мвт)</i>	—	30,5				27,3
Доля губки в шихте, %	—	19	23	40		10,5
Время плавки от включения тока до выпуска, ч	3,78	2,95	2,85	3,16		3,26
Производительности печи, <i>т/ч</i>	37	47	49	45		43
Увеличение производительности, %	—	27	32,5	21,5		16,5
Расход электроэнергии, <i>квт · ч/т</i>	512	504	526	541		525

В отличие от ранее проведенных опытов активность ванны была понижена из-за низкого содержания кислорода в губке (высокая степень металлизации), что не позволяло глубоко прятать дуги в шлаке и было причиной повышенного износа футеровки (стойкость футеровки на опытных плавках была на 35% ниже, чем на плавках скрапа). При использовании брикетов стойкость футеровки была сопоставима со стойкостью футеровки на обычных плавках. Повышение используемой мощности при непрерывной загрузке по сравнению с плавками скрапа составило 3—7,5%, расход электродов сократился на 22% (с 6,5 до 5,1 *кг/т*), выход годного был таким же, как на плавках лома. Результаты опытов свидетельствуют о том, что все железо, переходило в металл. Необходимо отметить, что скорость загрузки губки достигала 32 *кг/(мин · Мвт)*, что на 10% выше достигнутой в канадских опытах.

В СССР на Ново-Тульском металлургическом заводе были проведены опытные плавки с непрерывной загрузкой губки ($\varphi_{мет} = 86 \div 93\%$) в 3-й печи [187]. Выплавляли углеродистые и низколегированные конструкционные стали. Доля губки в шихте составляла 80—90%. Опыты показали, что с увеличением степени металлизации губки повышаются производительность печи и средняя потребляемая мощность в период плавления, а также снижается расход электроэнергии. Показатели плавки на губке были хуже, чем на ломе. Стойкость стен была ниже, стойкость свода и расход электродов — такие же, как на плавках лома.

При использовании губчатого железа вместо скрапа при выплавке стали в дуговых печах снижается содержание вредных примесей в стали; упрощается процесс плавки; увеличивается выход годного; снижается количество брака и получают более чистые отходы; лучше используется объем печи, возможно применение более высокой мощности, равномерное и стабильное ее потребление. Недостатками использования губки при бадьевой за-

грузке ее в печь являются увеличение расхода электроэнергии и снижение производительности печи. Эти недостатки устраняются при непрерывной загрузке, причем производительность печи в этом случае значительно возрастает.

Для достижения максимальной эффективности применения губчатого железа оно должно удовлетворять следующим требованиям: высокое содержание железа (для производства губки необходимо использовать богатое железорудное сырье, содержащее не менее 65—66% Fe); высокая степень металлизации (не ниже 90—95%); содержание кремнезема не более 3—5%.

Кричное железо (1% C, 0,17% P, 0,15% S и 3,7% шлака; 75% класса < 8 мм) при выплавке углеродистой стали применяют в 7-й электропечи мощностью 2,4 *Мва* на заводе в Чендине (КНДР). Доля крицы в шихте составляет в настоящее время 30—40%. Передел крицы в электропечах в отличие от плавки скрапа связан с увеличением расхода металлошихты, продолжительности плавки (на 15—25%), расхода электроэнергии (в 1,3—1,5 раза), электродов (в 1,2—1,4 раза) и извести (в 1,5—1,7 раза). Кроме того, отмечается ухудшение стойкости футеровки при работе с большим количеством крицы в шихте.

В СССР плавку мелкой крицы ОХМК проводили в 12-й печи мощностью 3 *Мва* [132]. Продолжительность плавки с использованием 32—38% крицы превышала обычную. Расход электроэнергии на плавках с крицей был на 200—300 *квт · ч/т* больше (на 20—30%), чем на обычных плавках. В 10-й электропечи при работе на шихте, содержащей 60—64% крицы, отмечалось увеличение длительности плавки и расхода электроэнергии на 30—35% и снижение выхода годного с 95 до 80% [188]. Металл опытных плавки характеризовался повышенным содержанием фосфора и пониженным содержанием газов и неметаллических включений.

В США в 100-й электропечи было переплавлено 1500 *т* крицы (92—95% Fe, 0,9—1,5% C и 0,04—0,05% S) в количестве до 40% от массы шихты [189]. Крицу загружали на ванну расплавленного скрапа. При этом расход кокса и извести при выплавке малоуглеродистой стали был меньше, а время плавки такое же, как на плавках скрапа. В Испании крицу используют в мартеновских печах и электропечах, а в Греции крицу с 4% Ni расплавляют в электропечи и продувают кислородом в конвертере.

В ГДР в 20-й печи выплавляли нелегированную и низколегированную высококачественную сталь на шихте, содержащей до 30% крицы [190]. Применение крицы не снижало качества стали. Однако высокая концентрация фосфора и серы, а также окислительное действие шлака вызвали значительные трудности. В отличие от работы на ломе продолжительность плавки увеличилась на 26% при повышении расхода добавочных и вспомогательных материалов.

Доля губчатого железа в шихте индукционных печей обычно составляет 10—60%. В Швеции губку используют в кислых высо-

кочастотных печах емкостью до 12 т при выплавке цементуемых, инструментальных и некоторых марок нержавеющей стали, а также сталей для крупных поковок; в основных индукционных печах губку применяют для выплавки нержавеющей стали. В США губку проплавляют в индукционных печах емкостью до 0,5 т при получении нержавеющей и высокопрочных авиационных сталей (например, с пределом прочности 180—200 кг/мм² и удлинением 3—7%), при этом доля губки в шихте составляет 15—20% [191]. Одним из преимуществ губки при плавке в индукционных печах является невысокое содержание в ней углерода, который реагируя с кислородом, вызывает медленное кипение ванны, что предохраняет металл от насыщения газами, особенно водородом и азотом. Содержание в губке 1% O₂ достаточно для обеспечения низкого содержания углерода, даже если в шихте используют некоторое количество чугуна.

Если в шихте применяют чугун и скрап, то сначала расплавляют их, после чего загружают губку. Плавление губки должно происходить быстро, чтобы уменьшить воздействие шлака на футеровку, что особенно важно для небольших печей. В некоторых случаях при выплавке нержавеющей сталей применяют другой порядок загрузки: на дно печи заваливают часть губки, потом оборотный скрап, затем снова губку и остальной скрап. Повреждений футеровки при этом не наблюдается [176]. После расплавления губки шлак должен быть удален и наведен новый. Легирующие элементы обладают большим сродством к кислороду, особенно хром, поэтому легирующие и скрап с высоким содержанием хрома следует загружать только после наведения нового шлака.

При выплавке нержавеющей сталей аустенитного класса в основных печах в тигель загружают никель и губчатое железо, после расплавления которых удаляют шлак и наводят новый. Затем сталь раскисляют и присаживают Cr, Si и Mn. При такой технологии содержание углерода в стали составляет 0,015%. Этот метод наиболее пригоден для печей, из которых можно легко удалять шлак. Высококачественную инструментальную сталь обычно выплавляют в кислых высокочастотных печах из чугуна, губки и оборотного скрапа. Для этого используют шихту из 85% губки и 15% чугуна, чтобы достичь 0,01—0,02% C при низком содержании серы и фосфора.

ГЛАВА 18

КАЧЕСТВО СТАЛИ, ВЫПЛАВЛЕННОЙ НА ПЕРВОРОДНОЙ ШИХТЕ

Увеличение объема производства стали сопровождается непрерывным ростом требований к ее качеству. Современной промышленности нужны качественные стали и сплавы, способные выдержи-

вать постоянно увеличивающиеся нагрузки и надежно работать в экстремальных условиях (высокие и низкие температуры и давления, агрессивные среды и т. д.). Улучшение качества стали и сплавов, выплавляемых из обычной металлошихты (лом), достигается благодаря повышению их чистоты за счет усложнения технологии производства (обработка синтетическими шлаками, различные виды специальных переплавов). Необходимость усложнения технологии связана со все возрастающим ухудшением качества металлолома, в котором вследствие многократного переплава накапливаются примеси (Cu, Ni, Cr, As, Sn и др.), способствующие снижению эксплуатационных свойств стали и сплавов (табл 55). Увеличение содержания примесей в ломе сказывается не только на качестве стали, но и на технологии плавки: с увеличением доли лома в шихте и ухудшением его качества уменьшается выход годного, удлиняется плавка, увеличивается расход тепла и добавочных материалов.

Таблица 55

Увеличение содержания некоторых примесей в стали, %

Страна	Медь		Олово		Никель		Хром	
	1930 г.	1954 г.	1930 г.	1954 г.	1930 г.	1954 г.	1930 г.	1954 г.
США	0,10	0,12—0,30	0,007	0,016	0,055	0,062	0,033	0,048
Чехословакия	Нет св.	0,14—0,30	Нет св.	Нет св.	0,05	0,1—0,12	0,05	0,1—0,28

Примечание. В Германии за 25 лет (1923—1945 гг.) содержание меди в стали возросло с 0,15 до 0,23%.

Повышение содержания остаточных примесей в металле в значительной мере связано с увеличением доли привозного скрапа в шихте и ухудшением его химического состава. Постоянно растущие требования к качеству стали можно удовлетворить наряду с улучшением технологии выплавки лишь применением более качественной шихты. Исключение из шихты привозного скрапа или другого источника загрязнения легирующими и вредными примесями наилучшим образом решает вопрос получения стали гарантированной чистоты. Например, при выплавке канатной стали для уменьшения вероятности попадания в металл остаточных элементов (Cu, Cr, Ni) рекомендуется строго ограничивать долю привозного лома в шихте [192].

Заменителем привозного скрапа является первородная шихта, полученная непосредственно из чистых по вредным и легирующим примесям железных руд. Отсутствие примесей, однородность химического состава и стабильность свойств первородной шихты обеспечивают получение чистой высококачественной стали со стабильными эксплуатационными характеристиками.

Использование первородной шихты для выплавки качественных сталей нашло широкое применение в Мексике (стали для глубокой вытяжки, эмалированные изделия, луженый лист), Швеции (нержавеющие, жаропрочные, высококачественные легированные и углеродистые, электротехнические), США (канатные стали, стали

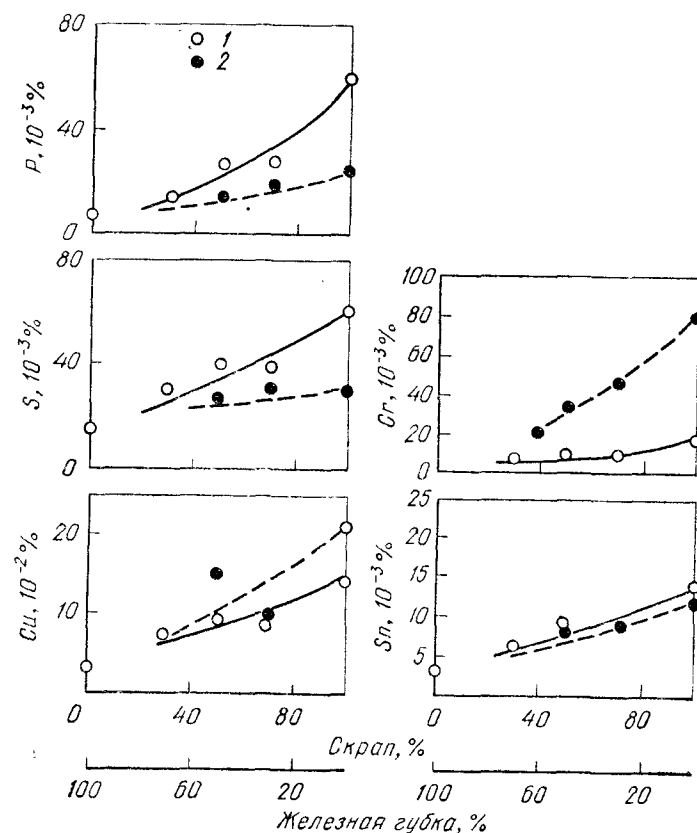


Рис. 70. Влияние губчатого железа на содержание различных примесей в первой пробе по расплавлению:

1 — углеродистая сталь; 2 — легированная сталь

для судостроения), Японии и других странах. В США, например, при изготовлении наиболее ответственных изделий используют шведскую сталь, выплавленную на заводе Сандвикен из исключительно чистых по химическому составу чугуна и губчатого железа. На рис. 70 показано влияние доли губчатого железа в шихте на содержание в первой пробе по расплавлению различных примесей [193]. Все плавки разделены на две группы (углеродистые и легированные стали), поскольку для выплавки более качественных сталей применяли лучший лом.

Результаты исследования структуры и свойств стали, выплавленной из губчатого железа, свидетельствуют о гораздо более высокой степени чистоты такой стали по сравнению со сталью, выплавленной из лома [194]. Чистота стали из губки обуславливает более крупные размеры зерен и отдельных структурных выделений и в крупнозернистости усматриваются более высокие физические свойства такой стали в незакаленном состоянии (например, электропроводность). Чистота губчатого железа обуславливает также меньшую растворимость газов (H_2 и N_2), так как при высоких температурах растворимость газов тем больше, чем больше загрязненность металла. Кроме того, обычная сталь (из лома) подвергается более длительной обработке при высоких температурах, что также способствует насыщению ее газами, которые не успевают полностью выделиться при остывании. Меньшая газонасыщенность стали из губки является важным ее преимуществом, так как наличие газов (особенно H_2) приводит к образованию флокенов.

Однородность химического состава и свойств стали из губчатого железа позволяет точно установить температурные границы термической обработки, что особенно важно для некоторых специальных сталей, у которых вследствие способности к самозакаливанию на воздухе неправильный режим термообработки ведет к образованию трещин и термических напряжений. Углеродистые стали (0,3—0,6% C) из губчатого железа после закалки в масле без отпуска обладают несколько более высокой твердостью (на 1—3 единицы HRC), чем обычная сталь, и заметно повышенным удлинением и сжатием. В состоянии после закалки и отпуска (как при 650, так и при 450° C) сталь из губки при любом содержании углерода характеризуется более высокой пластичностью и вязкостью при несколько меньших твердости и пределах прочности и текучести по сравнению с обычной сталью.

Испытания на усталость при знакопеременной ударной нагрузке показали, что сталь из губчатого железа обладает более высокой выносливостью. В нормализованном состоянии число ударов до разрушения у такой стали значительно больше, чем у обычной, причем преимущество стали из губки выражено тем резче, чем меньше содержание углерода. При 1% C предел выносливости сталей обоих типов одинаков, а при 0,15% C предел выносливости у стали из губки примерно в 1,5 раза выше, чем у обычной стали (рис. 71). В состоянии после закалки с отпуском при 450° C при содержании углерода 0,5—1,2% предел выносливости стали из губки выше на 20—50%.

Легированные стали из губчатого железа при практически одинаковых твердости и пределе прочности обладают гораздо более высокой пластичностью и вязкостью, чем обычные стали, в особенности более высоким сжатием (рис. 72). Показательным является превосходство хромоникелевых сталей из губки, выражающееся в сочетании высокой прочности с большей пластичностью и вязкостью (рис. 73). При одинаковом пределе прочности легиро-

Рис. 71. Предел усталости углеродистой стали при испытании повторным ударом:

а — после нормализации; б — после закалки в масле и отпуска при 450° С; 1 — обычная сталь; 2 — сталь из губчатого железа

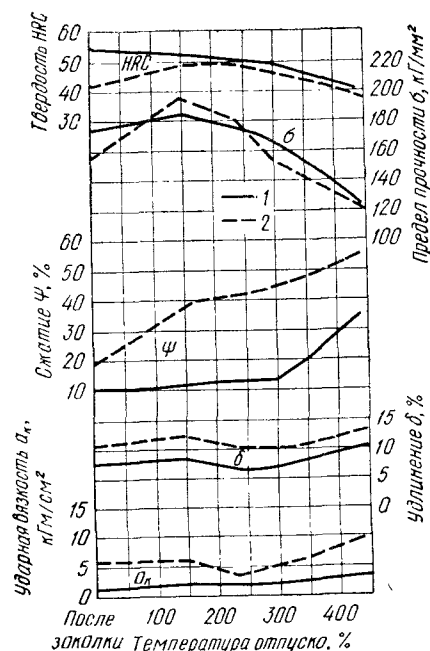
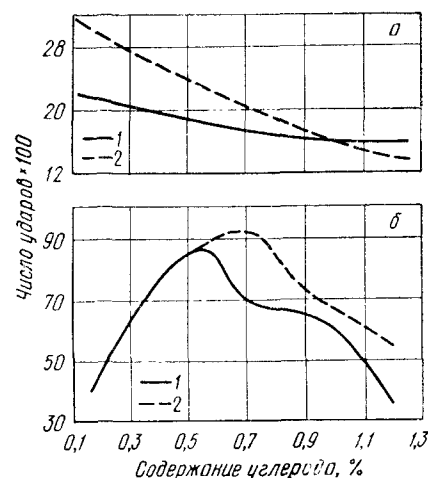


Рис. 72. Механические свойства хромоникелевых сталей после закалки в масле и отпуска (средние значения):

1 — обычная сталь; 2 — сталь из губчатого железа

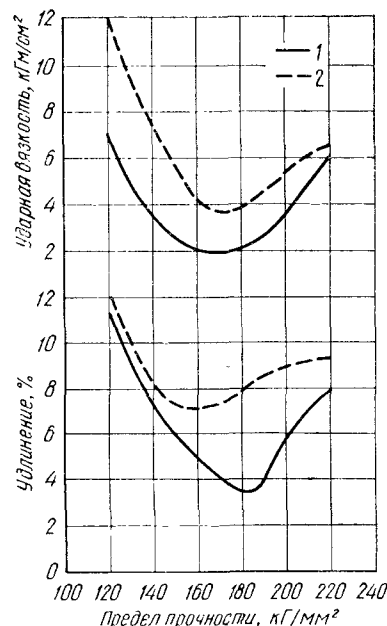


Рис. 73. Зависимость ударной вязкости и удлинения хромоникелевых сталей от предела прочности (средние значения):

1 — обычная сталь (из лома); 2 — сталь из губчатого железа

ванные стали из губки обладают более высокой пластичностью и вязкостью, чем обычная сталь, вследствие чего для достижения заданной пластичности и вязкости сталь из губчатого железа может быть отпущена при более низкой температуре, т. е. на более высокую прочность.

Высокая скорость диффузии легирующих элементов в стали из губчатого железа как в α -, так и в γ -состоянии делает эту сталь более восприимчивой к положительному влиянию легирования, так как при большей скорости диффузии легирующие элементы распределяются более равномерно. Поэтому легированные стали из губки обладают более высокими механическими свойствами и большей однородностью состава, чем обычные.

На заводе Охалата и Ламина, где сталь для глубокой вытяжки выплавляют в электропечах из губчатого железа (55—100%), отмечают следующие ее преимущества перед сталью, полученной из лома [66; 195]:

1. Количество вредных примесей в стали (главным образом Si, Ni и Cr) снизилось в среднем с 0,45 до 0,17%. Обычно сталь содержит 0,06—0,15% С, 0,30—0,45% Mn, 0,020—0,045% P, 0,025—0,040% S, 0,06—0,022% Cu, 0,03—0,07% Ni и 0,01—0,06% Cr.

2. Вследствие снижения содержания вредных примесей значительно укрупнилась структура мягких сталей; достигнуто снижение твердости стали с 48—55 до 37—49 HRC и увеличение показателя деформации по Ольсену с 10,4—11,0 до 10,7—11,6 мм, вследствие чего улучшилась способность стали к холодной деформации и сталь стала пригодна для глубокой вытяжки.

3. Производительность станов холодной прокатки повысилась на 10—15%; облегчилась термообработка стали (улучшилась способность к отжигу и сократилась его продолжительность).

4. Стойкость производства снизилась вследствие увеличения выхода годного и улучшения качества поверхности стальных слитков, что особенно важно для стали, подвергаемой затем покрытию и гальванизации. Отмечается заметное улучшение качества эмалированных стальных изделий и луженого листа.

5. Достигнута хорошая свариваемость стали, о чем свидетельствует качество сварных труб, полученных контактной сваркой, где брак по дефектам швов стал значительно меньше.

В Швеции на заводе в Окселесунде губку применяют для выплавки легированных и углеродистых сталей с низким содержанием неметаллических включений, высокими и стабильными свойствами, облегчающими их дальнейшую механическую и термическую обработку [196]. В табл. 56 показаны преимущества использования губчатого железа при выплавке стали. Нержавеющая сталь (0,02—0,03% С) завода Сандвикен, выплавленная в индукционных печах из губчатого железа, в отличие от стали из лома характеризуется высокой стойкостью против общей и межкристаллитной коррозии и против сильно окисляющих химических соединений; хорошими свариваемостью, шлифуемостью и пластич-

**Преимущества использования губчатого железа
при выплавке качественной стали**

Тип выплаваемых сталей	Преимущества использования губчатого железа
Конструкционные и цементуемые (например, для изготовления коленчатых валов, оружейных стволов, бронированных плит и торпед) Для сосудов, работающих под давлением Шарикоподшипниковые и инструментальные	Низкое содержание неметаллических включений, лучшие физические свойства Высокая чистота Лучшие физические свойства (удлинение, сужение, ударная вязкость, более высокая и стабильная цементуемость, лучшая сопротивляемость вибрационным нагрузкам) Низкое содержание углерода, лучшая ковкость Лучшие ковкость и ударная вязкость
Нержавеющие, жаропрочные и быстрорежущие Для тяжелых поковок (например, корабельные коленчатые валы) Электротехнические, магнитные и специальные (например, мартенситно-старееющие и для ядерной техники)	Высокая чистота и низкое содержание углерода

ностью при холодной обработке; чистой поверхностью после травления [197].

Анализ качества канатной стали, выплавленной на губчатом железе, показал улучшение пластических свойств (относительное удлинение, сужение, число оборотов при кручении) по сравнению с металлом обычных плавов [164]. Кроме того, отмечается повышенная усталостная прочность такого металла. Содержание неметаллических включений в стали из губки на 20% меньше по сравнению с обычным металлом. В результате испытаний свойств готовой проволоки были выявлены преимущества такого металла по сравнению с обычным, причем эти преимущества больше всего проявились в производстве наиболее ответственных марок проволоки; сталь чище по S, P, Cг, Ni и Cu, выше показатели вязких свойств и однородность механических свойств проволоки. Канаты и пряди из проволоки опытных плавов при испытании на пробегных машинах показали большую живучесть, чем проволока аналогичного химического состава рядовых плавов; сократились отходы в брак и увеличился выход годной проволоки. Работоспособность экскаваторных и талевых канатов из стали, выплавленной на губке, на 50% выше, чем канатов из обычной стали [198]. Испытания таких канатов показали увеличение срока их службы в условиях порталных кранов Николаевского морского порта более чем вдвое (если срок службы рядовых канатов составлял в среднем два месяца, то канаты из опытного металла работали более четырех месяцев). На Белорецком металлургическом комбинате для вы-

плавки канатных сталей были опробованы различные виды чистой шихты. Наиболее эффективным оказался способ выплавки канатных сталей на чистом чугуна и губчатом железе [64]. Полученная сталь была в три раза чище, чем установлено нормами ГОСТа, и показала при прокатке и волочении высокие пластические свойства при высокой прочности.

При переплавке губчатого железа (92% Fe_{общ}, 0,03% C, 0,002% S и 0,005% P), полученного восстановлением концентратов магнитного обогащения раздатских руд водородом, было получено чистое железо (99,95% Fe), которое использовали для выплавки электротехнических сталей [199]. Металл (текстурованная трансформаторная сталь повышенного качества ЗСТА, сплав сопротивления ЭИ-595, магнитномягкий сплав железоалюминий Ю12К с высокой степенью насыщения) характеризовался высокими чистотой, живучестью и электротехническими свойствами. Так, живучесть сплава ЭИ-595 (23% Cг и 5% Al) была в 1,5—2 раза выше, чем у сплавов, полученных на обычной шихте. Применение чистого первородного железа при выплавке железоникелевых и железокобальтовых магнитномягких сплавов обеспечивает стабильное воспроизведение высокого уровня чистоты (табл. 57) и магнитных свойств сплавов [200]. Для сплавов 50Н и 50НП магнитная проницаемость и коэрцитивная сила улучшилась в 2—3 раза, для сплава 49КФ установлено заметное снижение потерь на перемагничивание и коэрцитивной силы.

Конструкционная сталь хромансиль, выплавленная на первородной шихте (полупродукт КШС с содержанием углерода до 1%), характеризуется более высокими ударной вязкостью и прочностными свойствами: временное сопротивление на разрыв стали, выплавленной из первородной шихты, составляет 108—126 кг/мм², а ударная вязкость 8,8—15,7 кг/см² [201]. Для стали обычной выплавки лучшие показатели по ударной вязкости (9,1—10,5 кг/см²) и временному сопротивлению (116—119 кг/мм²) были получены в 1936 г. Более поздние данные свидетельствуют о том, что, несмотря на применение различных методов раскисления, редкоземельных элементов и обработку синтетическими шлаками, ударная вязкость стали хромансиль составляет обычно 4,2—7,9 кг·м/см² при временном сопротивлении 113—124 кг/мм². Это объясняется накоплением вредных примесей и общим ухудшением качества металлошихты, особенно в послевоенные годы. Применение первородной шихты для выплавки стали хромансиль позволяет получить высокие показатели ударной вязкости в сочетании с высокой прочностью. Так, в зависимости от состава стали, количества полупродукта в шихте и режима термообработки были получены следующие показатели:

Временное сопротивление, кг/мм ²	121—140	141—160	161—180	181—200
Ударная вязкость, кг·м/см ²	13,2—18,5	9,7—14,6	6,3—12,9	5,8—11,3

Содержание примесей в шихтовых материалах и магнитномягких сплавах на их основе, %

Материал	C	S	P	Cu	O ₂	N ₂	H ₂
Шихтовые материалы:							
низкоуглеродистая электротехническая сталь (армко)	0,025	0,022	0,006	0,18	0,04	0,012	—
первородное железо, восстановленное:							
углеродом	0,04	0,005	0,016	—	0,06	0,008	—
водородом	0,006	0,005	0,001—0,006	—	—	—	—
Сплав 50Н (50НП):							
на основе армко	0,006	0,005	0,004	0,09	0,012	0,003	0,0004
на основе первородного железа, восстановленного:							
углеродом	0,005	0,002	0,007	0,005	0,006	0,002	0,0003
водородом	0,004	0,002	0,003	0,004	0,006	0,002	0,0003
Сплав 49КФ:							
на основе армко	0,012	0,011	0,003	0,08	0,016	0,008	0,0004
на основе первородного железа, восстановленного:							
углеродом	0,011	0,006	0,005	0,01	0,010	0,006	0,0003
водородом	0,011	0,006	0,003	Сл.	0,008	0,005	0,0003

С увеличением в шихте количества полупродукта снижается содержание кислорода и азота в стали (в стали хромансиль, полученной из шихты с 78,5—97% полупродукта, среднее содержание кислорода и азота составляло 0,0065 и 0,0055% против 0,0079 и 0,0065% соответственно в стали из обычной шихты). Кроме этого, уменьшается количество неметаллических включений, которые имеют глобулярную форму, малые размеры и равномерно распределены в объеме металла. Сталь 30ХГСА, выплавленная из первородной шихты, значительно превосходит обычную сталь по стойкости к хладноломкости: при температуре -70°C ударная вязкость такой стали (18,2—26,5% полупродукта в шихте) составляет 11,7—12,2 против 3,2—5,1 $\text{кг}\cdot\text{м}/\text{см}^2$ для стали обычной выплавки, причем снижение ударной вязкости при температуре -70°C по сравнению с комнатной не превышает 14—16%, а для стали обычной выплавки достигает 37,5—51,5% [201]. Порог хладноломкости стали хромансиль, выплавленной из первородной шихты, находится между $(-100) \div (-120)^{\circ}\text{C}$, а для стали обычной выплавки — между $(-70) \div (-90)^{\circ}\text{C}$.

Испытания при пониженных температурах показали, что темп снижения ударной вязкости в интервале температур $(-60) \div (+20)^{\circ}\text{C}$ для стали хромансиль из первородной шихты ниже, чем для такой же стали обычной выплавки. Сталь 35ХГСА из полупродукта КШС имеет при температуре -60°C более высокую ударную вязкость (3,5 $\text{кг}\cdot\text{м}/\text{см}^2$), чем сталь обычной выплавки (0,5 $\text{кг}\cdot\text{м}/\text{см}^2$). При изотермической закалке (280—310° C) при всех температурах испытаний сталь из первородной шихты характеризуется более высокой ударной вязкостью и критический интервал хрупкости сдвинут в сторону более низких температур, чем у стали, выплавленной на ломе (табл. 58).

Таблица 58

Ударная вязкость стали хромансиль при изотермической закалке, $\text{кг}\cdot\text{м}/\text{см}^2$

Шихта	Марка стали	Температура испытаний, °C							
		+20	0	-20	-40	-70	-100	-120	-140
Лом	35ХГСА	8,0—9,0	7,5—8,0	6,6—7,2	7,0	5,7—7,0	3,6	2,4	1,6
Полу-продукт КШС	35ХГСА	10,4—12,9	10,0—12,2	9,6—11,9	10,1—12,4	8,9—9,9	6,0—7,0	2,0—2,7	1,5—2,5
	30ХГСА	14,6—15,9	12,5—14,5	13,6—13,8	13,0—13,7	11,7—12,1	8,9—11,3	2,6—4,0	2,3—2,5

На содержание неметаллических включений в стали существенно влияет чистота расходующихся электродов. Электрошлаковый переплав стали ШХ15, выплавленной на первородной шихте,

позволяет получать сталь с содержанием окислов, сульфидов и силикатов (в сумме) не более 1,3 балла по шкале ГОСТ 1778—57; при электрошлаковом переплаве стали обычной выплавки сумма баллов составляет 2,5—3,0 [202]. При выплавке стали ШХ15 в 40-*т* электропечах Челябинского металлургического завода содержание примесей в металле в зависимости от вида шихты составляло, % [203]:

Шихта	Олово	Сурьма	Мышьяк
электропечной и мартейновский лом	0,0016 0,0030	0,0040 0,0040	0,0100 0,0100
обрезь от прокатных станов	0,0014	0,0017	0,0075
отходы стали ШХ15	0,0028	0,0030	0,0080
первородное железо завода «Сибэлектросталь»	0,0005 0,0005	0,0013 0,0017	0,0027 0,0040

Кроме того, чистая первородная шихта обеспечила меньшую загрязненность стали оксидными и сульфидными включениями.

При выплавке в 3-*т* электропечи Ново-Тулского металлургического завода сталей 15—35Л, 20—45, 08Г2С и 30ХГСА из губчатого железа содержание Sn, Pb и Bi составляло менее 0,001% каждого, а содержание Cr, Ni и Cu значительно ниже (менее 0,05% каждого), чем на плавках лома [187].

ГЛАВА 19

ПРИМЕНЕНИЕ ГУБЧАТОГО ЖЕЛЕЗА ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЖЕЛЕЗНОГО ПОРОШКА И В ДРУГИХ ОТРАСЛЯХ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Наряду с использованием для выплавки чугуна и стали губчатое железо применяется также в порошковой металлургии для производства железных порошков и в цветной металлургии для цементации меди. Кроме того, его применяют для получения карбонильных порошков, в химической и нефтяной промышленности в качестве катализатора синтеза аммиака и при производстве синтетического бензина, а также в электротехнической промышленности для изготовления щелочных безламельных аккумуляторов.

Пористое губчатое железо (пористость 50—80%), полученное восстановлением богатых железосодержащих материалов, является хорошим материалом для получения железного порошка. Железный порошок применяется для производства металлокерамических изделий методом прессования и спекания, в покрытиях сварочных электродов и для изготовления сердцевин сварочной проволоки,

а также для кислородно-флюсовой резки, магнитной дефектоскопии, магнитной очистки семян и других целей. Технология получения железного порошка из губчатого железа включает дробление в одну или несколько стадий, измельчение, рассев, восстановительный отжиг и усреднение [204, 205]. Первичное дробление проводят на валковых зубчатых дробилках, среднее и мелкое дробление — на молотковых дробилках, а измельчение — в мельницах (стержневые, шахтные аэрационные, ударно-центробежные и др.). От операции измельчения в значительной мере зависят форма частиц, насыпная масса и степень наклепа порошка. Рассев по крупности проводят на грохотах. Перспективным представляется рассев с разделением порошка по крупности и насыпной массе на электрических сепараторах.

Государственный стандарт включает 32 сорта порошка, различающихся по химическому составу, крупности и насыпной массе. По химическому составу порошок подразделяется на пять групп (ПЖ1—ПЖ5) с увеличением содержания примесей от первой к пятой группе, а по гранулометрическому составу — на четыре группы: крупный К и средний С (основная фракция 0,16—0,25 мм), мелкий М (0,07—0,16 мм) и очень мелкий ОМ (менее 0,07 мм). Мелкий порошок подразделяется на три подгруппы по насыпной массе: 1,8—2,1; 2,2—2,5; 2,6—3,0 г/см³ соответственно.

Для изготовления металлокерамических изделий используется в основном мелкий порошок групп ПЖ1М, ПЖ2М и ПЖ3М; в покрытиях сварочных электродов — порошок средней крупности групп ПЖ1С и ПЖ2С. Наиболее важным технологическим свойством порошка, используемого в металлокерамике, является прессуемость, которая характеризуется двумя показателями: уплотняемостью (зависимость плотности брикета от давления прессования) и формуемостью (способность брикета сохранять форму).

Для улучшения качества порошка (снижение содержания углерода до 0,01—0,02% и кислорода до 0,05%, снятие наклепа и повышение прессуемости) применяют восстановительный отжиг в атмосфере водорода. В процессе отжига происходит также некоторое укрупнение частиц порошка и небольшое повышение насыпной массы. Отжиг проводят при 700—800° С в течение 0,5—1,5 ч при расходе водорода около 150 м³/т порошка. За рубежом (Швеция, США) для отжига применяют главным образом муфельные конвейерные печи (длиной до 40 м, производительностью до 4 тыс. т/год), а также электропечи с шагающим подом. В СССР для этой цели используют муфельные вращающиеся печи с электрообогревом.

В себестоимости железного порошка доля губчатого железа составляет 80—85%. Цена выпускаемого в СССР железного порошка (крупности М и ОМ) в зависимости от качества находится в пределах от 163 руб/т (ПЖ5) до 326 руб/т (ПЖ1). Годовой экономический эффект от применения железного порошка в производстве сварочных электродов составляет примерно 1400 руб/т,

а при производстве металлокерамических изделий 1000 руб/т порошка.

В цветной металлургии при переработке труднообогатимых комплексных руд в качестве осадителя в процессе цементации меди применяют молотую чугунную стружку и губчатое железо. При флотационном обогащении таких руд извлечение меди в концентрат не превышает 47%. В комбинированном процессе извлечения меди, предложенном в СССР В. Я. Мостовичем в 1932 г., флотация сочетается с гидрометаллургическими способами: растворение силикатов и карбонатов меди в серной кислоте (выщелачивание) и осаждение меди из раствора (цементация). Цементация меди из сернокислых растворов протекает по реакции



После цементации пульпу флотируют с извлечением меди в концентрат. Губчатое железо является более эффективным осадителем меди, чем чугунная стружка: из руды с 1,21% Cu получали концентрат с 22,4% Cu при извлечении меди 74% [206]. Среднее извлечение меди при использовании губчатого железа составляет 85%, что примерно на 10% выше, чем при обычном флотационном обогащении (из 1 т руды с 0,27% Cu дополнительно извлекается 0,9 кг меди) [5].

К губчатому железу, используемому для цементации меди, предъявляются менее жесткие требования, чем при использовании для выплавки чугуна и стали. В губке допускается повышенное содержание серы, окислов железа и пустой породы, а степень металлизации может быть 60—80%. Возможность использования для цементации меди сернистой губки делает возможным применение в качестве сырья для ее производства пиритных огарков. Производство губки из пиритных огарков для цементации меди организовано в США [5]. В СССР для цементации меди применяли губку Карагандинского металлургического завода. При использовании для цементации меди губчатого железа вместо чугунной стружки процесс цементации ускоряется (заканчивается на 98% уже в первом чане), а извлечение меди увеличивается на 4—6%. Измельчаемость губки почти в 3 раза выше, чем чугунной стружки, как при сухом, так и мокром помоле. Кроме того, однородность и постоянство состава губки, а также хорошая измельчаемость облегчают ведение процесса и создают условия для его автоматизации.

РАЗДЕЛ VI

ПРОБЛЕМЫ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

ГЛАВА 20

ПРЕДПОСЫЛКИ РАЗВИТИЯ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Несмотря на большую производительность и высокую степень освоения классического способа производства металла из руды (выплавка чугуна в доменных печах с использованием кокса и передел его в сталеплавильных агрегатах), во всем мире проявляется значительный интерес к бескоксовой металлургии. Непрерывно расширяющиеся исследования и быстрый все увеличивающийся рост объема производства продукции бескоксовой металлургии, особенно в последние 2—3 года и намечаемой в ближайшие 5—10 лет, объясняются следующими причинами:

1) сокращение запасов коксующихся углей, обеспечивающий получение прочного малосернистого кокса, и в связи с этим необходимость использования других видов топлива (природный газ, нефть, торф, некоксующиеся угли);

2) ограниченность ресурсов скрапа гарантированной чистоты и стабильного состава (для капиталистических стран также и стабильной стоимости);

3) постоянно растущие требования к качеству металла и возможность достижения более высокого качества стали при выплавке ее на первородной шихте вследствие более высокой чистоты этой шихты по вредным примесям в отличие от скрапа;

4) возможность организации маломасштабной металлургии на базе местных ресурсов сырья и топлива, что особенно важно для экономико-географических районов с небольшой потребностью в металле, в которых отсутствуют промышленные запасы коксующихся углей и железных руд, пригодных для доменной плавки. Это имеет первостепенное значение для развивающихся стран Африки, Азии и Латинской Америки. Можно также предполагать, что в мировой торговле железной рудой, которая в настоящее время в значительных количествах вывозится из развивающихся в промышленно развитые страны, в будущем заметное место займет металлизированное сырье как предмет более выгодного экспорта по сравнению с сырой рудой и окисленными окатышами.

К. Маркс писал, что «экономические эпохи различаются не тем, что производится, а тем, как производится, какими сред-

ствами труда»¹. В этом аспекте главенствующее положение отводится вопросам технологии производства, которая в значительной мере определяется применяемым для ее осуществления видом энергии (топлива). В черной металлургии современные методы переработки железных руд (доменная плавка) базируются на использовании в качестве топлива коксующихся углей, продукт термической переработки которых (кокс) является основным источником энергии в доменном процессе. Однако наша планета располагает и другими видами топлива, запасы которых во много раз превышают запасы коксующихся углей, а добыча и транспорт гораздо эффективнее: природный газ, нефть и некокующиеся угли открытых разработок. Кроме того, коксующиеся угли распределены крайне неравномерно и существует много районов, в которых они совершенно отсутствуют или их запасы недостаточны для организации эффективного металлургического производства (Ближний и Дальний Восток, Центральная и Южная Америка, Африка, некоторые страны Европы и Азии). В СССР такими районами являются Урал, центр и северо-запад европейской части страны, Средняя Азия, Восточная Сибирь. В то же время многие из этих районов располагают весьма значительными ресурсами природного газа, а также других видов топлива. Так, в СССР разведаны большие запасы природного газа в Средней Азии, Западной Сибири и Южном Урале; бурого угля в Восточной Сибири (Канско-Ачинское и Итатское месторождения). Ресурсы коксующихся углей во много раз меньше запасов других видов топлива. Угли для коксования, как правило, добываются в более трудных условиях: с более глубоких горизонтов, при меньшей мощности угольных пластов и т. д. Они добываются подземным способом, что требует больших затрат.

Ориентация на использование коксующихся углей как единственного источника энергии сужает топливно-энергетическую базу черной металлургии и сдерживает ее развитие. В последние годы наблюдается бурный рост добычи и переработки наиболее эффективных видов топлива (природного газа и нефти), темпы которого в будущем не только сохраняются, но и будут увеличены (табл. 59).

В мировом энергобалансе снижается доля угля и повышается доля нефти, природного газа и преобразованных видов энергии, в первую очередь электроэнергии. За период 1937—1970 гг. удельный вес угля сократился более чем вдвое, тогда как доля нефти и природного газа возросла в 2,5 раза; за это же время мировая добыча угля выросла на 65—70%, нефти — в 7 раз и природного газа — более чем в 12 раз. В СССР за 5 лет (1965—1970 гг.) доля угля сократилась с 37 до 31%, а к 1980 г. снизится примерно до 25%. Удельный вес природного газа и нефти за те же 5 лет возрос с 45 до 53%, а к 1980 г. увеличится более чем до 60%.

¹ Маркс К. и Энгельс Ф. Соч., т. 23, с. 191.

Потребление основных источников энергии [207] (в числителе — млн. т угольного эквивалента, в знаменателе — % к итогу)

Источник энергии	Год			
	1965	1970	1975	1980
Уголь	$\frac{2140}{40}$	$\frac{2300}{34}$	$\frac{2700}{31}$	$\frac{3100}{28}$
Нефть	$\frac{2150}{40}$	$\frac{3000}{44,5}$	$\frac{3850}{44,5}$	$\frac{4800}{43,5}$
Природный газ	$\frac{900}{18}$	$\frac{1300}{19}$	$\frac{1750}{20,5}$	$\frac{2400}{22}$
Гидро- и ядерная энергия	$\frac{110}{2}$	$\frac{175}{2,5}$	$\frac{350}{4}$	$\frac{700}{6,5}$
Итого	$\frac{5300}{100}$	$\frac{6775}{100}$	$\frac{8650}{100}$	$\frac{11\,000}{100}$

Увеличение доли нефти и особенно газа создает значительный эффект в добыче, на транспорте и при использовании вследствие сокращения расходов топлива, уменьшения капитальных вложений и эксплуатационных расходов. По прогнозным оценкам добыча нефти к 1980 г. возрастет в 2,5 раза, природного газа — более чем в 4 раза, а угля — только более чем в 1,5 раза, причем угля открытых разработок — более чем в 2 раза. В СССР себестоимость добычи нефти втрое, а природного газа в 11 раз ниже средней стоимости угля [208]. Себестоимость добычи угля открытым способом в среднем по СССР в 4 раза ниже себестоимости угля подземной добычи, а по Канско-Ачинскому и Экибастузскому бассейнам приближается к стоимости природного газа. Различия в стоимости коксующихся углей и угля открытой добычи с каждым годом возрастает.

Наиболее быстрыми темпами будет развиваться производство электроэнергии, которая является универсальным видом энергии и вырабатывается на основе всех без исключения первичных источников (органическое топливо, ядерная и гидроэнергия и др.). Мировое производство электроэнергии непрерывно возрастает: в 1967 г. было выработано около 4000 млрд. кВт·ч при среднегодовом приросте выработки электроэнергии 8% [209]. В СССР в 1970 г. было произведено 740 млрд. кВт·ч электроэнергии при среднегодовом приросте 7—9%. В ближайшие 10—12 лет выработка электроэнергии увеличится в 2,2—2,5 раза и составит 1600—2000 млрд. кВт·ч [210].

На каждую тонну добываемого условного топлива в среднем вырабатывалось в 1940 г. 202, в 1962 г. 474 и в 1965 г. 523 *квт·ч* электроэнергии, а через 15 лет будет вырабатываться 1000—1100 *квт·ч* [208]. Следует отметить, что удельный вес электроэнергии в общем потреблении энергии всех видов с каждым годом возрастает и за период 1965—1980 гг. увеличится почти в 2 раза. Наиболее крупные комплексы энергетических мощностей (20—50 млн. *квт*) будут созданы на базе больших и экономичных топливных баз на Итатском, Экибастузском и Канско-Ачинском месторождениях бурого угля.

Широкое развитие получит атомная энергетика. В 1967 г. мощность атомных станций во всем мире (около 60) составляла примерно 10 тыс. *Мвт*, в 1970 г. — около 25 тыс. *Мвт*, а к 1980 г. ожидается ее увеличение до 300—350 тыс. *Мвт*, что составит 14—15% от мощности всех электростанций [211]. В СССР мощность атомных станций в 1968 г. составила 1,2 тыс. *Мвт* и в ближайшие 20 лет возрастет в 15—20 раз [210]. К 1980 г. 10—12% всей электроэнергии будет вырабатываться на атомных станциях, которые будут строиться в первую очередь в районах, не располагающих собственными топливно-энергетическими ресурсами и наиболее удаленных от экономичных топливно-энергетических баз на востоке страны (главным образом в европейской части СССР). В этих районах энергия атомных станций будет самой дешевой.

Быстрое развитие электроэнергетики приведет к снижению стоимости электроэнергии. Так в США, Японии и ряде стран Европы стоимость электроэнергии будет падать, в то время как стоимость других видов топлива будет, по-видимому, расти [212]. В СССР средняя себестоимость электроэнергии за 10—12 лет снизится на 12—14% [210]. К концу XX в. в нашей стране будет вырабатываться не менее 6000—7000 млрд. *квт·ч* электроэнергии, доля атомных станций возрастет до 20—30%, а себестоимость электроэнергии снизится более чем в 1,5 раза по сравнению с другими видами топлива. Все это открывает широкие возможности для развития электротехнологических процессов. Резкое увеличение доли электроэнергии как теплоносителя в тепловых процессах ожидается уже в ближайшие 10—15 лет.

Можно предвидеть, что электроэнергия наряду с такими эффективными видами топлива, как природный газ, нефть и угли открытых разработок, будет использоваться в широких масштабах для технологических целей и в черной металлургии (выплавка электростали и ферросплавов, электролиз, электронагрев и др.). Применение природного газа, жидкого топлива и электроэнергии облегчит решение вопросов автоматизации металлургического производства, снабжения его водой, охраны воздушного бассейна и т. д. Кроме того, это расширит топливно-энергетическую базу черной металлургии и создаст условия для ее развития в районах, не располагающих запасами коксующихся углей.

Металлический лом не отвечает таким требованиям сталеплавильного производства, как постоянство химического состава и отсутствие вредных и нежелательных примесей. Вследствие многократного переплава в нем постепенно накапливаются Si, Ni, Cr, Zn, Sn, As и другие примеси. Увеличение загрязненности скрапа будет прогрессировать вследствие ускорения оборота металла. Поэтому стали и сплавы, свойства которых ухудшаются от этих примесей, целесообразно выплавлять на чистой первородной шихте. Применение такой шихты, однородной по химическому составу и со стабильными свойствами, позволяет получать чистую качественную сталь с высокими эксплуатационными характеристиками, а также упрощает процесс плавки и способствует ее автоматизации.

Как уже упоминалось, во многих развивающихся странах Азии, Африки и Латинской Америки отсутствуют запасы коксующихся углей, что не позволяет организовать металлургическое производство на базе выплавки чугуна в доменных печах и сдерживает их развитие. Кроме того, ограниченная потребность в металле и недостаточные финансовые ресурсы препятствуют строительству в большинстве этих стран крупных металлургических заводов. Бескоксая металлургия дает возможность таким странам организовать на базе местных ресурсов руды, природного газа, угля и нефти производство первородной шихты и выплавку стали из нее. При этом отпадает необходимость в импорте кокса и затратах значительных средств на строительство коксовых цехов.

Производство губчатого железа, например, может быть организовано в странах, которые располагают большими запасами природного газа и в состоянии ввозить железную руду. Это в значительной мере относится к странам с развитой нефтедобывающей промышленностью, вынужденным бесполезно сжигать в факелах большую часть попутного газа. Организация производства губчатого железа и использование его вместо скрапа при выплавке качественных сталей в электропечах имеют существенное значение и для промышленно развитых стран.

В последнее время в мировой практике наметилась тенденция строительства в развитых капиталистических странах небольших, так называемых мини-металлургических, заводов производительностью 100—500 тыс. *т* стали в год. Эта тенденция связана прежде всего с разработкой новых технологических процессов и оборудования, обеспечивающих экономическую эффективность работы небольших предприятий: производство губчатого железа и переплав его вместе с ломом в дуговых печах, непрерывная разливка стали и производство проката на мелкосортно-проволочных станках. Строительство мини-заводов, как правило, осуществляется в районах расположения дешевого сырья и электроэнергии, а также вблизи потребителей металла, что позволяет сократить транспортные и энергетические расходы.

Опыт США, ФРГ, Швеции, Италии и других стран показывает, что малые заводы оказываются вполне конкурентноспособными в условиях современной конъюнктуры, характеризующейся высоким спросом на черные металлы. Наряду с использованием самой современной техники они отличаются очень узкой специализацией, что позволяет выпускать хотя и ограниченное количество продукции, но зато наиболее экономичным способом и при высоком качестве. Число таких заводов будет, по-видимому, возрастать, так как они экономичны как по капитальным, так и эксплуатационным затратам. В то время как для завода мощностью 4 млн. *t* стали в год требуется 500—600 млн. долл., 15 тыс. рабочих и около 8 лет для завершения первого этапа строительства, завод мощностью 0,5—1,0 млн. *t* стали в год может быть построен в течение 5 лет с капиталовложениями в размере 70—80 млн. долл. [213].

Следует также отметить, что применение процессов бескоксовой металлургии позволяет сократить загрязнение воздушного бассейна вследствие ликвидации коксохимических цехов, а также уменьшить потребность завода в воде.

ГЛАВА 21

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЦЕССОВ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Экономическая оценка процессов бескоксовой металлургии носит пока еще отрывочный характер, что объясняется недостаточным промышленным опытом и отсутствием устойчивых цен на губчатое железо и металлизированное сырье. Тем не менее большая часть выполненных исследований свидетельствует о целесообразности и экономической эффективности применения продуктов восстановления железных руд при выплавке чугуна и стали. Ниже приведены результаты выполненных к настоящему времени технико-экономических расчетов некоторых процессов бескоксовой металлургии.

Производство губчатого железа

Стоимость 1 *t* губчатого железа в зависимости от его качества и объема производства, а также местных условий по сырью и топливу изменяется в пределах 36—48 долл., причем разница в стоимости губки, полученной различными способами, не превышает 10% [214]. По другим данным, стоимость губки составит менее 46—50 долл./*t* при объеме производства 200 тыс. *t/год* и 38,3—40,3 долл./*t* при объеме производства 1 млн. *t/год*, причем полагают, что в первой половине 70-х годов эти цифры снизятся на 15—20% [215].

В работе [216] было проведено сравнение различных способов производства губчатого железа в условиях ФРГ и Голландии. При сравнении исходили из производительности установок 500 *t/сутки* и степени восстановления губки 95%. В расчетах были приняты действующие цены на сырье и топливо, транспортные расходы определялись по действующим тарифам, а затраты

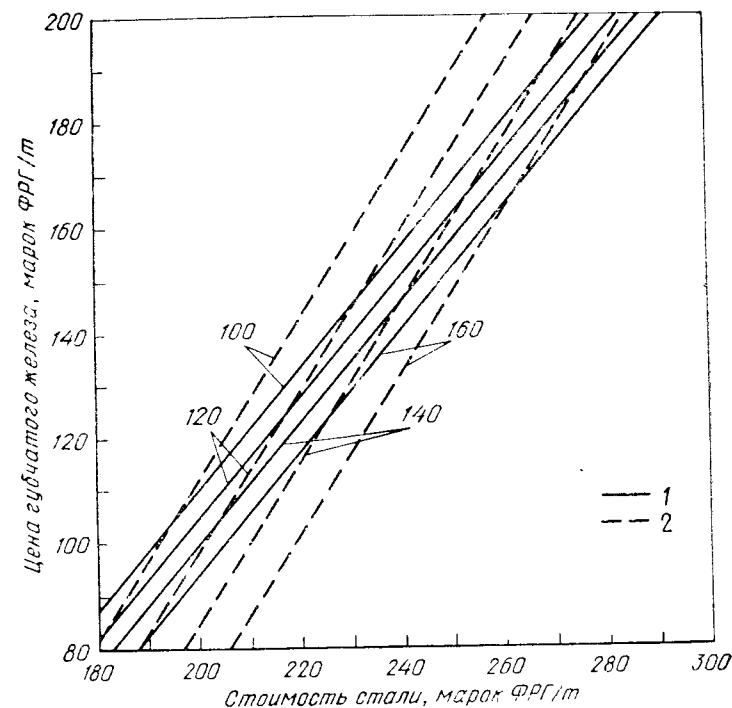


Рис. 74. Зависимость цены губчатого железа от допустимой стоимости стали и цены лома (цифры у кривых — цена лома, марки ФРГ/*t*). В шихте электропечей:

1 — 80% губки и 20% лома; 2 — 60% губки и 40% лома

на энергоресурсы и заработную плату соответствовали местным условиям. При этом в связи со сложностью точной оценки основного и вспомогательного оборудования в расчетах не учитывались амортизационные отчисления, накладные расходы и налоги.

В табл. 60 приведены производственные затраты на получение губчатого железа, а на рис. 74 показана ориентировочная цена губки в зависимости от допустимой стоимости стали и цены лома. По разнице между ценой губки, определенной из условий ее использования при выплавке стали в электропечах, и производственными расходами, а также с учетом длительности периода аморти-

Таблица 60
Производственные затраты на получение губчатого железа (без учета амортизации и накладных расходов),
марок ФРГ/м

Агрегат (способ производства)	Статьи затрат	Кусковая руда				Сырье окатыши			
		ФРГ		Голландия		ФРГ		Голландия	
		Рейнско-Рурская область	Бремен	Роттердам	Роттердам	Рейнско-Рурская область	Бремен	Роттердам	Роттердам
Во вращающейся печи (СЛ-РН)	Руда (окатыши)	87,6	87,2	82,1	82,1	77,5	77,2	71,6	71,6
	Топливо	29,9	36,4	27,1	27,1	30,6	37,4	27,9	27,9
	Передель	13,1	13,2	11,8	11,8	13,7	13,7	12,3	12,3
В ретортах (Охалата и Ламина)	Итого	130,6	136,8	121,0	121,0	121,8	128,3	111,8	111,8
	То же, %	100	100	100	100	100	100	100	100
	Руда (окатыши)	87,1	86,7	81,6	81,6	—	—	—	—
В шахтной печи (Пуро-фер)	Топливо	56,6	51,0	36,8	36,8	—	—	—	—
	Передель	13,3	13,3	13,8	13,8	—	—	—	—
	Итого	157,0	151,0	132,2	132,2	—	—	—	—
	То же, %	120	111	109,5	109,5	—	—	—	—
В шахтной печи (Пуро-фер)	Руда (окатыши)	87,2	86,8	81,7	81,7	76,1	75,7	70,1	70,1
	Топливо	33,2	29,9	21,6	21,6	33,2	29,9	21,6	21,6
	Передель	16,0	16,0	13,1	13,1	17,1	17,1	13,6	13,6
В шахтной печи (Пуро-фер)	Итого	136,4	132,7	116,4	116,4	126,4	122,7	105,3	105,3
	То же, %	104,5	98	96,5	96,5	104	95,5	94,5	94,5
	Руда (окатыши)	87,2	86,8	81,7	81,7	76,1	75,7	70,1	70,1
	Топливо	33,2	29,9	21,6	21,6	33,2	29,9	21,6	21,6
	Передель	16,0	16,0	13,1	13,1	17,1	17,1	13,6	13,6

зации и величины налогов рассчитывались возможные капитальные затраты на строительство установок губчатого железа.

Из трех сравниваемых способов наиболее высокими производственными затратами отличается способ Охалата и Ламина вследствие большого расхода топлива (28—36% всех затрат против 20—26% для других способов). Затраты на производство губчатого железа в шахтной печи меньше, чем во вращающейся печи в районах с дешевым природным газом (Роттердам и Бремен). Наоборот, в районах с дешевым твердым топливом (Рейнско-Рурская область) производственные расходы ниже для вращающихся печей. Минимальными производственными затратами характеризуется шахтная печь в районе с наиболее дешевым природным газом (Роттердам).

Цена губчатого железа может быть тем выше, чем больше стоимость стали и цена лома, причем с ростом цены лома применение губчатого железа становится более выгодным. Использование губки наиболее предпочтительно при выплавке качественных сталей, отличающихся более высокой стоимостью. Результаты расчетов показали, что производство губчатого железа может быть экономически целесообразным в районах с дешевым природным газом, расположенных на побережье Северного моря. Этот факт подтверждается строительством в настоящее время шахтных печей в Гамбурге и решением о сооружении таких печей на севере Голландии.

В условиях СССР себестоимость губчатого железа из богатых железорудных концентратов (например, лебединские, содержащие 68% Fe) при производстве его на установках мощностью около 200 тыс. *т/год* может составить 30—40 *руб/т*. Удельные капитальные затраты в собственно цех губчатого железа (без общезаводского хозяйства) при строительстве его на металлургическом заводе составят 25—30 *руб/т*.

Применение металлизированного сырья и губчатого железа при выплавке чугуна и стали

При плавке металлизированной шихты производительность доменной печи возрастает, а расход кокса снижается по сравнению с плавкой окисленной шихты. Вместе с тем предварительное восстановление требует более высоких капитальных и эксплуатационных затрат, чем производство агломерата или обычных окатышей. Для определения экономической эффективности металлизации железорудных материалов как способа подготовки доменной шихты были выполнены расчеты стоимости производства чугуна из металлизированных и окисленных окатышей, а также их смеси в условиях США [217].

Объем производства металлизированных окатышей (82% Fe) 2,03 млн. *т/год*, а мощность доменной печи при работе на обычных окатышах 910 тыс. *т/год* (2500 *т/сутки*). Производство металли-

зованных окатышей осуществляется на фабрике в составе шести вращающихся печей (диаметром 3,66, длиной 122 м) с использованием в качестве восстановителя лигнита (4, 6 долл/т). Удельные капиталовложения в фабрику определены в 11,59 долл/т, что выше, чем на производство окисленных окатышей (7,58—8,66 долл/т). Эксплуатационные расходы на металлзацию составляют 24,34 долл/т, в том числе расходы на сырье, топливо и энергоресурсы 15, 18 долл/т.

Показатели доменной плавки рассчитаны для трех вариантов шихты с различной степенью металлзации (0,40 и 87%) при стоимости обычных окатышей 15,6 и кокса 16,53 долл/т. Техно-экономические показатели доменной плавки, свидетельствующие об эффективности применения в доменных печах металлизованных окатышей, приведены в табл. 61. Максимально допустимая стоимость металлизованных окатышей составляет 26—27 долл/т, что больше стоимости окисленных окатышей в 1,7 раза. При этом стоимость кокса в 3,3—3,5 раза выше стоимости лигнита.

По расчетам Уральского Политехнического института, себестоимость и капитальные затраты на производство металлизованных окатышей вдвое выше, чем для окисленных, а в пересчете на чугун — на 5—8% ниже [218]. Для условий завода в Восточной Сибири предельная стоимость полукокса из ирша-бородинских углей, при которой производство чугуна из металлизованных окатышей будет рентабельным, должна быть ниже стоимости кокса примерно в 5 раз [37]. По расчетам Механобрчермета, годовой экономический эффект от применения металлизованных окатышей (30% в шихте) составит по заводам Украины более 15 млн. руб. [110].

При сравнении производства чугуна в доменных и электрических печах следует иметь в виду, что для завода с электропечами максимальная мощность в настоящее время ограничивается 1 млн. т/год. При объеме производства менее 0,5 млн. т/год электроплавка благодаря большей гибкости может иметь преимущества перед доменными печами. Применение нагретой металлизованной шихты и увеличение мощности позволит в будущем создать электропечи производительностью 1000—1500 т/сутки. В табл. 62 показана стоимость 1 т чугуна, выплавленного в доменных и электрических печах.

Применение металлизованной шихты в электропечах позволяет снизить стоимость чугуна и сделать ее сопоставимой со стоимостью доменного чугуна. Сравнительные расчеты показывают, что производственные затраты на выплавку чугуна будут одинаковыми при стоимости 1 кг кокса, равной стоимости 4—6 квт·ч электроэнергии [219]. Расчеты показывают также, что при применении металлизованных материалов электропечи могут конкурировать с доменными печами: при обычной шихте расход кокса в доменных печах составляет 550 против 350 кг/т чугуна (+2000 квт·ч/т) в электропечах; при полностью металлизован-

Таблица 61

Технико-экономические показатели доменной плавки

Показатель	Вариант		
	I	II	III
<i>Технические показатели</i>			
Степень металлзации шихты, % . . .	0	40	87
Расход на 1 т чугуна, кг:			
окисленные окатыши	1530	815	—
металлизированные окатыши	—	545	1170
кокс (сухой)	600	432,5	275
<i>Экономические показатели</i>			
Статьи затрат, долл/т чугуна:			
сырые материалы и топливо . . .	34,79	34,09	33,82
в том числе:			
окисленные окатыши	23,8	12,7	—
металлизированные окатыши . . .	—	13,22	28,33
кокс	9,92	7,16	4,55
расходы по переделу	6,55	5,65	5,04
отпуск доменного газа на сторону	—1,06	—0,72	—0,72
Итого стоимость 1 т чугуна, долл.	40,28	39,00	38,14

Таблица 62

Стоимость 1 т чугуна, выплавленного в доменных и электрических печах, долл. [119]

Статья расхода	Доменная печь			Электропечь			
	на кусковой руде	на офлюсованном агломерате		на кусковой руде	на офлюсованном агломерате	на металлизованной шихте	
		без вдувания макута	с вдуванием макута			в шахтной печи	во вращающейся печи
Сырье	13,35	15,50	15,50	13,35	15,50	13,90	10,90
Топливо	16,25	14,00	12,63	10,60	8,75	7,50	7,50
В том числе кокс	16,25	14,00	11,50	10,60	8,75	—	—
Электроэнергия	—	—	—	14,70	12,00	7,80	7,80
Электроды	—	—	—	2,70	1,80	1,40	1,40
Расходы по переделу . . .	13,99	13,07	13,02	14,00	10,90	12,95	12,95
Колошниковый газ . . .	—1,18	—1,07	—1,13	—1,70	—1,40	—	—
Итого	42,41	41,50	40,02	57,05	47,50	43,55	40,55

ной шихте расход кокса в доменной печи составит 250, а в электропечи 50 кг/т (+600 кет·ч/т) [220].

Для оценки экономической эффективности производства губчатого железа и выплавки стали на его основе в условиях центра европейской части СССР были выполнены расчеты,¹ в основу которых положены следующие исходные данные. Губчатое железо (степень металлизации 95%) производится восстановлением конвертированным природным газом в шахтной и конвейерной печах производительностью 500 т/сутки каждая из лебединских концентратов (68% Fe) и суперконцентратов с 72% Fe. Для шахтной печи концентрат предварительно подвергают окомкованию и обжигу, а для конвейерной печи — только окомкованию (обжиг производится в процессе получения губчатого железа). Губку плавят в 50-т электропечах при содержании ее в шихте 80%. Расчеты выполнены для трех групп сталей, выплавка которых отличается технологией проведения окислительного и восстановительного периодов.

К группе I отнесены инструментальные (типа У8А), конструкционные углеродистые (20—80) и низколегированные (40Х и др.) стали. Низкое содержание примесей в стали обеспечивается высокой чистотой губки (не более 0,005% S и 0,01% P, полное отсутствие Ni, Cr, Cu и др.). Дегазация металла осуществляется в период плавления, восстановительный период исключается. Группа II включает конструкционные среднелегированные стали (40ХНМА, 30ХГСА и др.) с узкими пределами химического состава, к которым предъявляются повышенные требования в отношении загрязненности по сере, фосфору и неметаллическим включениям. При выплавке таких сталей на губчатом железе необходимо скачивание шлака периода плавления и проведение короткого восстановительного периода для легирования и раскисления.

Группа III объединяет сложнелегированные стали с весьма низким содержанием серы и фосфора (менее 0,008% каждого), к которым предъявляются жесткие требования по неметаллическим включениям. К этой группе относятся высокопрочные стали, выплавляемые в настоящее время с применением специальной чистоты по примесям шихтовой заготовки. Основные показатели выплавки стали на ломе (шихтовой болванке) и губчатом железе приведены в табл. 63.

Экономическая оценка лома произведена по себестоимости перепельного чугуна, при этом для сопоставимости принято, что чугун производится из тех же лебединских концентратов (68% Fe), что и губчатое железо. Себестоимость и капиталоемкость 1 т чугуна рассчитаны из условий его выплавки в современных доменных печах большой мощности и определены в размере 34, 73 и 109, 61 руб. соответственно. Шихтовая заготовка, применяе-

Таблица 63

Основные расчетные показатели выплавки стали

Показатель	I группа сталей			II группа сталей			III группа сталей		
	на губке		на ломе	на губке		на ломе	на губке		на шихтовой заготовке
	86% Fe _{мет} (из концентрата)	92% Fe _{мет} (из суперконцентрата)		86% Fe _{мет} (из концентрата)	92% Fe _{мет} (из суперконцентрата)		86% Fe _{мет} (из концентрата)	92% Fe _{мет} (из суперконцентрата)	
Расход металлошихты, кг/т годной стали	1105	1230	1150	1115	1240	1164	1150	1257	1181
В том числе:									
чугуна	67	243	227	—	241	226	—	227	212
лома	1023	—	—	1080	—	—	—	—	—
шихтовой заготовки	—	—	—	—	964	903	1028	—	847
губчатого железа	—	972	908	—	35	35	—	122	122
ферросплавов	15	15	15	35	5,45	5,04	6,75	6,56	6,16
Длительность плавки, ч	5,95	5,00	4,60	6,60	3,61	3,42	3,27	3,61	3,20
В том числе:									
плавления	3,47	3,84	3,44	3,44	0,33	0,33	0,87	0,33	0,33
окислительного периода	0,77	0,33	0,33	0,87	0,33	0,33	1,66	1,66	1,66
восстановительного периода	0,75	—	—	1,33	0,33	0,33	620	806	694
Расход электроэнергии, кет·ч/т стали	596	746	626	620	716	597	460	672	560
В том числе:									
на плавление	501	720	600	482	26	26	52	26	26
в окислительный период	46	26	26	52	21	21	108	108	108
в восстановительный период	49	—	—	86	—	—	—	—	—

¹ Расчеты выполнены под руководством Л. П. Макарова

мая при выплавке сталей группы III, оценена по чугуноу, продукту кислорода в конвертере: себестоимость и капиталоемкость 1 т заготовки 50, 05 и 142, 8 руб. соответственно.

Экономические показатели производства губчатого железа приведены в табл. 64, а стали — в табл. 65. Получение губчатого железа более выгодно в шахтной печи: приведенные затраты по сопоставимым вариантам (I и III, II и IV) ниже на 21,5 и 18%,

Таблица 64

Экономические показатели производства 1 т губчатого железа

Показатель	Шахтная печь		Конвейерная печь	
	при работе на концентрате (I вариант)	при работе на суперконцентрате (II вариант)	при работе на концентрате (III вариант)	при работе на суперконцентрате (IV вариант)
Себестоимость С, руб. — коп.	30—12	35—18	37—06	41—77
%	100	116,5	123	138
В том числе, руб. — коп.:				
сырья	12—35	17—41	8—21	12—92
природного газа	6—66	6—66	14—27	14—27
расходов по переделу	11—83	11—83	18—87	18—87
возврата (газ, конденсат)	0—72	0—72	4—29	4—29
Капиталоемкость К, руб. — коп.	109—77	120—00	131—88	142—22
%	100	104,7	120	130
В том числе, руб. — коп.:				
сырья	43—14	59—36	36—58	46—92
энергозатрат	23—03	23—03	64—00	64—00
собственно цеха и общезаводского хозяйства	42—40	42—40	57—40	57—40
возврата	4—80	4—80	26—10	26—10
Приведенные затраты (С + 0,12 К), руб. — коп.	43—12	49—58	52—81	58—87
%	100	115	121,5	136

чем при использовании конвейерной печи. Производство губчатого железа в шахтной печи с кислородной конверсией природного газа уступает варианту с паровой конверсией по себестоимости на 4—6% и по капиталовложениям на 6—7%. Губчатое железо, полученное в шахтной печи, конкурентоспособно с металлоломом (шихтовой заготовкой) при выплавке сталей всех трех групп, а губчатое железо, произведенное в конвейерной печи, можно использовать для выплавки сталей только II и III групп. Это означает, что экономически наиболее целесообразно применять губчатое железо при выплавке качественных средне- и высоколегированных конструкционных сталей ответственного назначения.

Таблица 65

Экономические показатели производства 1 т стали
(в числителе — руб. — коп., в знаменателе — %)

Показатель	Шихта электропечей				
	100% лома или шихто- вой заго- товки (базовый вариант)	80% губчатого железа + 20% лома (шихтовой заготовки)			
		I *	II	III	IV

I группа сталей

Себестоимость С	68—32 100	67—34 98,5	67—21 98,3	74—22 109	73—22 107,5
Капиталоемкость К	163—25 100	171—99 105,5	168—67 103,5	193—79 118,5	188—56 116
Приведенные затраты (С + 0,12К)	87—92 100	87—98 100	87—45 99,5	97—47 111	95—85 109

II группа сталей

Себестоимость С	128—30 100	121—22 94	120—92 93,5	128—05 99,5	126—78 98,5
Капиталоемкость К	179—35 100	176—50 98,5	173—64 97	198—32 111	192—56 108
Приведенные затраты (С + 0,12К)	149—47 100	142—40 95,5	141—75 94,5	151—85 101,5	149—89 100,5

III группа сталей

Себестоимость С	350—80 100	336—00 95,5	335—75 95,3	342—40 97,5	341—26 97
Капиталоемкость К	211—66 100	189—58 89,5	185—92 87,8	218—90 103	213—30 100,5
Приведенные затраты (С + 0,12К)	376—20 100	358—75 95,0	358—06 95,0	368—67 97,5	366—86 97,0

* Расшифровка вариантов приведена в табл. 64.

Следует отметить, что в расчетах из-за отсутствия необходимых данных не могло быть учтено и оценено улучшение эксплуатационных свойств металла, выплавленного на первородной шихте. В связи с этим может оказаться целесообразным производство на губчатом железе и менее сложных и ответственных сталей I группы.

Экономические показатели ¹ производства губчатого железа

¹ Расчеты выполнены в ЛПИ И. Я. Гольмшток и Н. В. Филипповым.

и выплавки на его основе трансформаторной стали в условиях Ново-Липецкого металлургического завода приведены в табл. 66.

Таблица 66

Экономические показатели производства 1 т губчатого железа и трансформаторной стали (в числителе — руб. — коп., в знаменателе — %)

Показатель	Шихта для выплавки стали		Сталь, полученная	
	скрап (чугун)	губчатое железо	на скрапе	на губчатом железе
Себестоимость С	$\frac{34-00}{100}$	$\frac{31-35}{92}$	$\frac{69-48}{100}$	$\frac{63-67}{91,5}$
Капиталоемкость К	$\frac{113-44}{100}$	$\frac{104-60}{93,5}$	$\frac{185-20}{100}$	$\frac{180-84}{97,5}$
Приведенные затраты (С + 0,15К)	$\frac{50-80}{100}$	$\frac{46-70}{92}$	$\frac{97-18}{100}$	$\frac{90-77}{93,5}$

В расчетах принято, что губка производится из лебединских окатышей (66—67% Fe) в шахтном реакторе мощностью 200 тыс. т/год под давлением. Трансформаторная сталь выплавляется в 100-т электропечах на шихте из 100% губчатого железа или в сопоставимом варианте из 100% лома, оценка которого произведена по себестоимости передельного чугуна. По всем сравниваемым показателям губчатое железо превосходит лом, а сталь, выплавленная на губке, — сталь обычной выплавки. В условиях Верх-Исетского металлургического завода себестоимость 1 т трансформаторной стали из такой же губки (31 руб/т) составит 71 против 83 руб. для стали из лома [221].

В табл. 67 и 68 приведены результаты расчетов экономической эффективности применения губчатого железа Охалата и Ламина в условиях завода с полным металлургическим циклом мощностью 0,5 млн. т стали в год для стран Латинской Америки [213]. Необходимо отметить, что в варианте плавки лома в электропечах с целью правильного сопоставления 70% его условно оценены по стоимости чугуна. Из табл. 67 и 68 следует, что при использовании губчатого железа для выплавки стали сокращаются капитальные и эксплуатационные затраты.

Для условий Японии, которая вынуждена импортировать руду и коксующийся уголь для доменного производства, а также скрап для выплавки стали, перспективы использования импортного металлургического сырья (например, из Австралии) представляют значительный интерес. В связи с этим были выполнены расчеты максимально допустимой стоимости импортного металлургического

Таблица 67

Стоимость 1 т слитков, полученных различными процессами для завода с полным металлургическим циклом мощностью 0,5 млн. т/год, долл.

Статья затрат	Цена	Мартеновский процесс				ЛД-процесс		Электрошлаковый процесс			
		обычный		с дутьем, обогащенным кислородом		70% чугуна + 30% лома		70% чугуна + 30% лома		70% чугуна + 30% лома	
		70% чугуна + 30% лома	50% чугуна + 50% лома	70% чугуна + 30% лома	50% чугуна + 50% лома	расход	сумма	расход	сумма	расход	сумма
		расход	сумма	расход	сумма	расход	сумма	расход	сумма	расход	сумма
Чугун, т	53,5	0,749	39,8	0,535	28,4	0,801	42,8	0,788	42,1	0,723	38,6
Лом, т	32,5	0,321	10,8	0,535	17,4	0,343	11,1	0,340	11,0	0,310	10,1
Губчатое железо, т	30,8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Ферросплавы, кг	0,162	8	1,3	8	1,3	10	1,62	7	1,14	5	0,81
Итого металлошхты, т	—	1,070	51,9	1,078	47,1	1,154	55,52	1,135	54,24	1,038	49,51
Руда, кг	0,0093	80	0,74	60	0,56	20	0,19	41	0,47	120	1,11
Известь, кг	0,0116	48	0,56	41	0,47	48	0,56	50	0,58	41	0,47
Кислород, м³	0,0117	30	0,35	25	0,30	50	0,58	50	0,58	—	—
Расходы по переделу	—	—	10,50	—	10,74	—	10,10	—	6,55	—	13,62
В том числе:	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
топливо, т	16,2	100	1,62	125	2,04	50	0,81	—	—	450	6,26
электроэнергия, кВт·ч	0,014	—	—	—	—	—	—	—	—	4,5	2,5
электроды, кг	0,556	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
заработная плата	—	—	1,86	—	1,86	—	1,86	—	1,04	—	1,30
Амортизация	—	—	3,34	—	3,34	—	2,50	—	1,67	—	1,67
Итого	—	—	67,39	—	62,51	—	69,45	—	63,51	—	66,38
То же, %	—	—	100	—	93	—	103	—	94	—	99
Чугун, т	10,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Лом, т	23,2	0,323	10,5	—	—	0,340	11,1	0,340	11,0	0,310	10,1
Губчатое железо, т	0,97	6	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Ферросплавы, кг	34,67	1,083	1,3	—	—	10	1,62	7	1,14	5	0,81
Итого металлошхты, т	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Руда, кг	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Известь, кг	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Кислород, м³	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Расходы по переделу	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
В том числе:	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
топливо, т	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
электроэнергия, кВт·ч	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
электроды, кг	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
заработная плата	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Амортизация	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Итого	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
То же, %	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Таблица 68

Капиталовложения на строительство завода с полным металлургическим циклом мощностью 0,5 млн. т/год, долл./т годовой мощности

Статьи затрат	Мартеновский процесс		с дутьем, обогащенным кислородом	ЛД-процесс	Электро-сталепла-вильный процесс	
	обычный				70% чу-гуна + 30% лома	70% чу-гуна + 30% лома
	70% чу-гуна + 30% лома	50% чу-гуна + 50% лома	70% чу-гуна + 30% лома	70% чу-гуна + 30% лома		
Производство чугуна, включая агломерацию (50%)	49,7	40,8	52,0	51,0	48,5	—
Производство кокса	29,0	23,8	30,2	30,1	28,4	—
Производство губчатого железа, включая получение окатышей	—	—	—	—	—	29,0
Производство стали	55,0	55,0	41,0	24,0	23,5	36,0
Производство кислорода	3,5	3,1	4,7	4,7	—	—
Производство электроэнергии	1,7	1,4	2,3	2,3	24,7	33,8
Итого затрачено	138,9	124,1	130,2	112,1	125,1	98,8
То же, %	100	89	94	81	90	71
Добыча угля	50,1	42,1	53,1	52,0	49,6	—
Добыча и транспорт природного газа	4,3	4,7	2,7	—	—	11,5
Добыча и подготовка руды	99,0	78,8	98,0	94,0	95,5	88,0
Всего с учетом смежных отраслей	292,3	249,7	284,0	258,1	270,2	198,3
То же, %	100	85	97	88	92	68

сырья [222]. Применение металлизированных окатышей (94% $Fe_{общ}$, $\phi_{мет} = 95\%$) в доменном производстве (степень металлизации шихты 35%) позволяет увеличить производительность существующих доменных печей на 25% и экономически эффективно при их цене не более 36,5 долл./т (стоимость 1 т чугуна 42,5 долл.). Применение таких же окатышей в конвертерном производстве (70% чугуна, 15% оборотного лома, 15% металлизированных окатышей) позволяет увеличить производительность конвертеров на 10% и может быть выгодно при их цене 37,5 долл./т по сравнению с перспективной стоимостью лома 40 долл./т (в настоящее время цена лома в Японии около 45 долл./т). Что касается электро-сталеплавильного производства, то плавка таких окатышей (85% в шихте) даже без учета увеличения производительности печей будет выгодна при их цене 37,5 долл./т (стоимость 1 т стали около 59 долл./т).

Использование жидкого полупродукта при выплавке стали

Для оценки эффективности работы электропечей на жидком полупродукте (до 1% С), полученном непосредственно из руды в процессе КШС, были выполнены расчеты для условий Челябинского металлургического завода. В расчетах принято: выплавка стали 30ХГС производится в действующем цехе на ломе или полупродукте (доля его в шихте 75 и 50%), выплавка полупродукта осуществляется из рудо-угольных окатышей (лебединский концентрат с 68% Fe и листованский антрацит с 0,2—0,9% S) в качающихся отражательных печах с площадью пода 75 м². Для сопоставимости вариантов оценка углеродистого лома произведена по чугуну, выплавленному на окатышах из лебединского концентрата. Производительность электро-сталеплавильного цеха при работе на полупродукте увеличивается на 40—65%, а расход электроэнергии снижается на 15—35% по сравнению с работой на ломе.

Результаты расчетов приведены в табл. 69. Увеличение выплавки стали на 40—65% при использовании полупродукта обеспечивается при увеличении капиталовложений на 35%. Удельные капитальные затраты снижаются на 8—17%. Применение полупродукта приводит к снижению расходов по переделу, главным образом за счет уменьшения затрат на расплавление шихты (на 30—50%) и увеличения производительности печей и, как следствие, к снижению себестоимости стали (на 0,2—2 руб./т), несмотря на повышение стоимости металлошихты (на 5—7%). Экономические показатели выплавки стали улучшаются при увеличении доли полупродукта в шихте,

Таблица 69

Технико-экономические показатели производства стали 30ХГС в электропечах

Показатель	Работа на жидком полупродукте КШС		Работа на ломе
	75% *	50% *	
Объем производства стали, тыс. т/год	580	500	350
Капитальные затраты, млн. руб.	84,0	80,4	61,1
Удельные капитальные затраты, руб./т	145,0	160,9	174,7
Себестоимость 1 т стали, руб.	89,0	90,8	91,0
В том числе: металлошихта	67,8	67,2	63,7
расходы по переделу	17,2	19,5	23,2
Из них: электроэнергия	3,9	5,0	6,0
электроды	1,3	1,7	2,4

* Количество полупродукта в шихте

Сравнение схем производства металла

Сравнение технико-экономических показателей коксо-доменной и бескоксовой схем производства металла было выполнено для условий размещения условного нового завода (Дальний

Восток) и расширения завода «Амурсталь» (табл. 70). В расчетах принято, что производство металла (полупродукт с 1,5—4,0% С) по бескоксовой схеме осуществляется в электропечах, работающих на горячей металлизированной шихте из вращающихся печей. Топливом является райчихинский бурый уголь (37% влаги, 16% золы и 0,02% S). Капитальные затраты по бескоксовой схеме ниже на 3,5—10,5% (удельные капитальные затраты с учетом смежных отраслей ниже на 6—13,5%), а приведенные затраты меньше на 2—7%, чем в случае коксодоменной плавки.

Таблица 70

Технико-экономические показатели металлургического завода на Дальнем Востоке

Показатель	Новый завод		Завод «Амурсталь»	
	коксо- доменная схема	бескок- совая схема	коксо- доменная схема	бескок- совая схема
Объем производства чугуна (полупродукта), млн. т/год	3,07	3,105	1,9	1,88
Численность трудящихся на заводе, тыс. чел.	18,32	16,90	14,82	13,89
В том числе:				
аглофабрика, коксохимический и доменный цехи	2,060	—	1,044	—
цех бескоксового производства металла	—	1,026	—	0,615
Капитальные затраты, млн. руб.	812	727	577	557
Удельные капиталовложения (с учетом смежных отраслей), руб.	220,2	190,2	193,3	181,7
В том числе:				
топливо	45,1	20,8	50,7	22,6
Себестоимость 1 т чугуна (полупродукта), руб.	26,2	29,4	37,3	34,0
В том числе:				
сырье и топливо	23,4	18,5	33,6	22,8
расходы по переделу	4,1	12,4	4,9	12,1
Приведенные затраты * на 1 т чугуна (полупродукта), руб.	59,3	57,9	66,3	61,3

* Приведенные затраты складываются из себестоимости и 15% капитальных затрат.

Что касается себестоимости чугуна, то в условиях нового завода она выше на 12%, а в условиях завода «Амурсталь» ниже на 9% для бескоксовой схемы. Такое отличие объясняется значительной разницей в стоимости топлива.

В работе [223] рассмотрен вопрос выбора оптимальной схемы производства для нового завода с полным металлургическим циклом мощностью около 2,2 млн. т стали в год. В табл. 71 приведен состав основных цехов завода (кроме прокатных) по сравниваемым

Таблица 71

Состав основных цехов завода

Показатель	По схеме доменная печь—конвертер			По схеме установка металлизации—электропечь	
	коксо- вый	домен- ный	конвер- терный	губчатого железа	электро- сталепла- вильный
Число печей	2 ба- тарен по 53 печи	2	2	4	5
Характери- стика печей	Объем 31 м³	Диаметр горна 7,62 м, производи- тельность печи 2315 т/сут- ки	Емкость конвер- тера 210 т	Шахтная печь диаметром 4,72 м, про- изводитель- ность печи 975 т/сутки	Диаметр кожуха 7,3 м, мощность 75 Мва, емкость 180 т
Объем производства, млн. т/год	1,02	1,695	2,18	1,34	2,18

мым вариантам. В расчетах для схемы доменная печь — конвертер были приняты выход доменного кокса 70% и продолжительность коксования 16 ч, расход кокса в доменной печи 600 кг/т чугуна, доля чугуна в шихте конвертеров 70%, выход годной стали 90% и число плавов в сутки 28.

Для схемы установка металлизации — электропечь расход природного газа на 1 т губки (94% Fe) составил 325 м³, расход электроэнергии 530 кВт·ч/т стали при 60% губки в шихте и продолжительности плавки 3,15 ч (при работе на ломе время плавки 3,93 ч). Выход годной стали равен 90%. В табл. 72 приведены капитальные и эксплуатационные затраты на производство стали для различных сроков строительства и работы завода.

Уменьшение капиталовложений при сроке эксплуатации 18 лет для схемы доменная печь — конвертер объясняется заменой двух доменных печей одной производительностью 4625 т/сутки, а повышение эксплуатационных расходов для завода с электропечами — увеличением в расчетах стоимости природного газа вдвое и электроэнергии — на 14%. Из табл. 72 видно, что капиталовложения в завод с цехом губчатого железа и электропечами ниже на 30—40% независимо от срока эксплуатации. Что касается производственных затрат, то они определяются местными условиями и в районах с дешевыми природным газом и электроэнергией предпочтительным является завод с электропечами (производственные расходы снижаются на 4—5%).

Для условий Юго-Восточной Азии (Камбоджа, Лаос, Таиланд и др.), где ощущается значительная потребность в металле,

Таблица 72

Капитальные и эксплуатационные затраты, млн. долл.

Продолжи- тельность, год	Выплавка стали, млн. т	Схема доменная печь—конвертер		Схема установка металлизации—электро- печь	
		капитало- вложения	эксплуата- ционные затраты	капитало- вложения	эксплуата- ционные затраты
Срок эксплуатации 12 лет					
—2	—	32,4	—	8,05	—
—1	—	57,4	—	19,75	—
0	—	40,0	—	18,4	—
1	0,69	—	39,6	2,32	35,1
2	0,81	2,5	45,1	3,48	40,7
3	0,98	4,4	50,5	3,14	47,7
4	1,07	10,3	56,4	4,71	54,1
5	1,21	10,8	63,8	6,0	60,8
6	1,34	—	75,5	1,35	66,8
7	1,47	4,0	81,7	6,81	74,5
8	1,60	6,0	87,5	—	80,9
9	1,75	—	90,7	5,94	87,3
10	1,89	—	96,6	8,91	95,5
11	2,03	—	102,3	—	102,0
12	2,18	—	108,0	—	109,0
Итого:	16,97	167,8	897,7	101,05	854,4
Срок эксплуатации 18 лет					
—2	—	37,2	—	25,3	—
—1	—	66,9	—	45,45	—
0	—	44,6	—	30,3	—
1	2,18	—	103,2	—	114,0
2	2,18	—	103,2	—	114,0
18	2,18	—	103,2	—	114,0
Итого:	39,24	148,7	1857,6	101,05	2052,0

но отсутствуют ресурсы руды и топлива, необходимые для организации металлургического производства, решение этого вопроса связано с их импортом. В этом случае затраты на строительство доменного, коксового и конвертерного цехов для завода мощностью 2 млн. *т/год* (с учетом порта для приема руды и коксующегося угля) составят 175 млн. долл. [212]. При импорте руды (9—11 *долл/т*) и угля (12,3 *долл/т*) из Австралии 1 *т* стали будет стоить 67 долл., в то время как при импорте металлизированных окатышей (40 *долл/т*) для электроплавки стоимость 1 *т* стали составит 65,5 долл. При этом затраты на строительство электростале-плавильного цеха и порта для приема металлизированных окатышей не превысят 70 млн. долл. Преимущества второго варианта заключаются также в возможности осуществления рентабельного

строительства такого завода в несколько очередей мощностью по 0,5 млн. *т/год* и более быстрой их окупаемости.

По расчетам фирмы Стил (Канада), капитальные затраты на строительство завода с вращающимися печами для производства губки и электропечами при мощности до 1 млн. *т/год* примерно на 50%, а при мощности 3 млн. *т/год* — на 40% ниже, чем для обычного завода [224]. Эксплуатационные расходы сокращаются при этом на 5 и 10% соответственно. Для завода мощностью 1—2 млн. *т/год*, работающего по схеме губка—электросталь, экономия капитальных вложений в условиях США может составить 30—35%, а эксплуатационных затрат 3,5—6% [214]. При этом 1 *т* стали будет стоить 49—50 долл. против 52—53 долл. для стали, полученной из чугуна в конвертерах. Для условий ФРГ снижение капитальных затрат составляет 40% для завода мощностью 0,5 млн. *т/год* и 36% для завода мощностью 2 млн. *т/год*, а стоимость 1 *т* стали, полученной из губчатого железа, ниже на 8% (для завода с объемом производства 0,5 млн. *т/год*) [94].

Результаты всех экономических исследований свидетельствуют о безусловном снижении капитальных затрат на производство стали по бескоксовой схеме для заводов мощностью до 2,5 млн. *т/год*. Эксплуатационные затраты в большинстве случаев также сокращаются, причем величина их снижения определяется стоимостью сырья, топлива и энергоресурсов. Следует отметить, что в ряде случаев (небольшое различие в стоимости кокса и топлива для восстановления руды, а также высокая стоимость электроэнергии) производственные расходы для коксодоменной схемы оказываются ниже. Целесообразность организации металлургического производства на базе прямого получения железа подтверждается строительством и успешной эксплуатацией ряда небольших заводов, применяющих процессы бескоксовой металлургии.

ГЛАВА 22

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ЗАВОДЫ,
БАЗИРУЮЩИЕСЯ НА ПРЯМОМ ПОЛУЧЕНИИ
ЖЕЛЕЗА

Некоторые процессы бескоксовой металлургии успешно прошли опытное и полупромышленное опробование и в настоящее время применяются в промышленности. К ним относятся процессы производства губчатого железа Охалата и Ламина (Мексика), СЛ—РН (Новая Зеландия, Австралия, Канада), Пурифер (ФРГ), Мидрекс (США, ФРГ), Армко (США), а также процессы получения в электропечах жидкого металла из предварительно нагретой и металлизированной шихты (Югославия, Норвегия, ЮАР, Южная Корея, США) и процессы производства железного порошка из губки (США, Швеция, Канада).

Металлургические заводы, базирующиеся на прямом получении железа, строятся не только в развивающихся странах, где потребность в металле невелика и отсутствуют условия для организации коксодоменного производства, но также и в промышленно развитых странах, что объясняется возможностью улучшения качества стали, выплаваемой на первородной шихте, и ограниченностью ресурсов скрапа гарантированного состава и стабильной стоимости. В табл. 73—75 приведены сведения о новых металлургических заводах, применяющих процессы бескоксовой металлургии. Ниже приводится описание некоторых металлургических заводов, на которых организовано производство металла методами бескоксовой металлургии.

Металлургический завод мощностью 510 тыс. *т/год* чугуна действует в Скопле (Югославия) [225]. Чугун выплавляют в электропечах из предварительно подогретой до 900° С и металлизированной шихты. Из руды (труднообогащаемый шамозит с 33—35% Fe) получают концентрат с 40—44% Fe для производства окатышей. В качестве топлива-восстановителя используются лигниты. Металлизация руды производится во вращающихся печах диаметром 4,15/4,55 и длиной 95 м. Печь отопливается отходящим из электропечи газом (450—600 *м³/т* чугуна, 2400—2600 *ккал/м³*) с добавкой мазута. Плавку металлизированной руды ведут в электропечах Тисланд-Хол (диаметр кожуха 16 м, мощность трансформатора 35 *Мва*). Чугун в количестве 75 *т* выпускается 3—4 раза в сутки и продувается на сталь в 100-*т* конвертерах.

Металлургический завод фирмы Нью Зеланд Стил мощностью 150—200 тыс. *т/год* стали действует в Гленбруке (Новая Зеландия) [226]. Строительство завода началось в 1967 г. и будет осуществляться до 1983 г. в четыре очереди. При полном развитии завода его мощность составит 600 тыс. *т* стали/*год*. Сталь выплавляют из губчатого железа, сырьем для производства которого является концентрат титансодержащих железистых песков (58% Fe, 8—9% TiO_2). Исходный железистый песок подвергается двухстадийному мокрому магнитному обогащению, и полученный концентрат направляется на чашевый гранулятор диаметром 3,65 м для окомкования. Окатыши (10—20 *мм*) восстанавливают во вращающейся печи (длина 75 м, диаметр 4 м, скорость вращения 0,3—0,9 *об/мин*) битуминозным углем по способу СЛ—РН. Отопление печи производят угольной пылью. Отходящие из печи газы охлаждаются водой с помощью брызгал и очищаются в тканевых фильтрах. Продукт, выходящий из печи, охлаждается во вращающемся барабане (длина 40 м, диаметр 3,6 м, скорость вращения 0,6—1,8 *об/мин*) с водоохлаждаемой рубашкой и подвергается магнитной сепарации. Губка (78% $Fe_{общ}$, 76,5% $Fe_{мет}$, 0,2—0,4% С и 11% TiO_2) используется при выплавке стали в двух 40-*т* электропечах с трансформаторами мощностью по 22,5 *Мва*.

Таблица 73

Производство губчатого железа и выплавка стали на его основе

Местонахождение завода, фирма, страна	Год ввода в эксплуатацию	Мощность, тыс. <i>т/год</i>		Основное оборудование	Выплаваемые стали
		губчатого железа	стали		
г. Окселесунд, Грантсберг, Швеция	1956	40 *	Нет св.	Туннельные печи (две длиной по 165 м); мартеновская 170- <i>т</i> печь и электропечи	Нержавеющие аустенитного класса, высококачественные легированные и углеродистые (инструментальные, конструкционные высокопрочные, пружинные, шарикоподшипниковые и др.), электротехнические и специальные
г. Сандвик, Сандвикен, Швеция	1951	20	»	Шахтная печь Виберга; мартеновские и электропечи (дуговые и индукционные)	Нержавеющие, кислотостойкие, жаропрочные, высококачественные легированные и углеродистые; ленточная, трубная (в том числе для тонкостенных труб), проволоочная
г. Монтерей, Охалата и Ламина (ХИЛСА) Мексика	1957	230	350—400	Реторты (пять по 13,5 <i>т</i> ; четыре по 102 <i>т</i>); дуговые печи (семь по 3; 8; 13; 35; 70 и 90 <i>т</i>)	Для глубокой вытяжки, эмалированных изделий, луженый лист
г. Вера Круз, Тубос Де Асеро (ТАМСА), Мексика	1957	200	300—350	Реторты (четыре по 115 <i>т</i>); электропечи по 50 <i>т</i>	Сталь для производства труб
г. Пуэбла, Охалата и Ламина (ХИЛСА), Мексика	1969	230	250	Реторты (четыре по 150 <i>т</i>); электропечи (три по 60 <i>т</i>)	Проволоочная, канатная, для изготовления профильного проката
г. Легаспиа, Патрицио Энверриа, Испания	1958	20	40—50	Печи (сорок по 1 <i>м³</i>)	Высокопрочные конструкционные, инструментальные, нержавеющие, жаропрочные

Местонахождение завода, фирма, страна	Год ввода в эксплуатацию	Мощность, тыс. т/год		Основное оборудование	Выплавляемые стали
		губчатого железа	стали		
Хитачи Металл, Япония	Нет св.	15	30—40	Шахтная печь и электропечи	Качественная
г. Оберхаузен, Хюгенберк Оберхаузен АГ, ФРГ	1970	165	Нет св.	Шахтная печь	Нет св.
г. Гамбург, Корф индустри унд Ханцель, ФРГ	1971—1972	360	400	Шахтные печи; дуговые печи (две)	Нет св.
г. Джорджтаун, Мидленд Росс, США	1971—1972	360	400	Шахтные печи; электропечи	»
г. Портленд, Мидленд Росс, США	1969	360	400	Шахтные печи (две); электропечи (две по 20 и две по 65 т)	Листовая
г. Хьюстон, Армко Стал, США	1971—72	165	120—150	Шахтная печь; электропечи (две по 60 т)	»
г. Сьюдад Гуайана, Ориноко Майнинг, Венесуэла	1972	1000	—	Реакторы с кипящим слоем	Брикеты губчатого железа на экспорт
г. Дартмут, Империял Ойл Энтерпрайсиз, Канада	1965	100	—	То же	То же
г. Садбери, Фальконбридж Никель Майнз, Канада	1970	335	—	Вращающаяся печь (диаметром 5, длиной 50 м) с конвейерной машиной	Железо-никелевые металлизированные окатыши на экспорт

Местонахождение завода, фирма, страна	Год ввода в эксплуатацию	Мощность, тыс. т/год		Основное оборудование	Выплавляемые стали
		губчатого железа	стали		
г. Гленбрук, Нью Зеланд Стал, Новая Зеландия	1970	120—150	150—200	Вращающаяся печь (диаметром 4, длиной 75 м); электропечи (две по 40 т)	Листовая
г. Инчон, Инчон Стал, Южная Корея	1970	150	265	Вращающаяся печь (диаметром 4, длиной 60 м) с конвейерной машиной; электропечи (две по 50—60 т)	»
г. Дампьер, Хамерсли Айрон, Австралия	1973	2200	—	Вращающиеся печи	Металлизированные окатыши на экспорт
г. Чаркедос, Акос Финанос Пиратини, Бразилия	1971	65	Нет св.	Вращающаяся печь	Нет св.
Итого:	—	6150	2900—3300	—	—

* Из выпускаемых 40 тыс. т губчатого железа около 10 тыс. т экспортируется в Англию, Францию, Японию и ФРГ, а остальное используется на разных заводах Швеции для выплавки качественной стали.

Таблица 74
Производство жидкого чугуна из металлизированной шихты

Местонахождение завода, фирма, страна	Мощность, тыс. т чугуна в год	Основное оборудование	Год ввода в эксплуатацию
г. Скопле, Югославия	510	Вращающиеся печи (пять диаметром 4,15/4,55, длиной 95 м); электропечи (пять мощностью по 35 Мва)	1967 *
г. Витбэнк, Хайвелд Стил энд Ванadium, ЮАР	480	Вращающиеся печи (четыре диаметром 4, длиной 60 м); электропечи (четыре мощностью по 33 Мва)	1968 **
г. Инчон, Инчон Стил, Южная Корея	125	Вращающаяся печь (диаметром 4, длиной 60 м); электропечь мощностью 26 Мва	1968
г. Му-и-Рана, Норск Ериверк, Норвегия	350	Шахтные печи (две); электропечи (две мощностью по 60 Мва)	1964
г. Вила Кова, Португалия	50	Шахтная печь и электропечь	1963
г. Мобайл, Мак Вэйн Каст Айрон Пайп, США ОАР	200	Конвейерная печь и электропечь мощностью 40 Мва	1969
	27	Вращающаяся печь и электропечь мощностью 13,2 Мва	Нет св.
Итого:	1740	—	—

* В 1967 г. введена в действие первая очередь в составе трех вращающихся печей и трех электропечей.

** В 1968 г. введена в действие первая очередь в составе одной вращающейся печи и одной электропечи.

Таблица 75
Производство железного порошка из губчатого железа

Местонахождение завода, фирма, страна	Мощность, тыс. т порошка в год	Основное оборудование	Год ввода в эксплуатацию
г. Ривертон, Хэганес Спондж айрон, США	120—130	Туннельные печи (три длиной по 174 м)	1953
г. Балтимора, Глидден Кемикл дивизион, США	18	Конвейерные печи с газовым обогревом	1948
г. Ниагара-Фолз, Эмакс метл паудерс (Пайрон), США	18	Электрические конвейерные печи	1954
г. Коншохокен, Алан Вуд Стил, США	16	Реактор с кипящим слоем	1960
г. Монреаль, Файна металз, Канада	14,5	Электрические конвейерные печи	1968
г. Хэганес, Хэганес, Швеция	112	Туннельные печи (две длиной 227 и 280 м)	1910
Итого:	Около 300	—	—

Доля губчатого железа в шихте 75%. Сначала в печь специальной корзиной загружают известь и 11 т губки, а затем обычной корзиной заваливают 11 т скрапа. После расплавления в печь непрерывно через три отверстия в своде подают оставшиеся 22 т губки. Продолжительность плавки 2 ч. Кратность шлака 25—35%, шлак содержит более 30% TiO_2 . Сталь разливают на четырехручьевого УНРС с изгибом в квадратные заготовки 90×90 мм, длиной 9,5 м.

Металлургический завод фирмы Хайвелд Стил энд Ванadium действует в Витбэнке (ЮАР). Мощность завода составляет 480 тыс. т/год чугуна и 10 тыс. т/год пятиоксида ванадия [227]. Первая очередь завода мощностью 120 тыс. т/год пущена в эксплуатацию в феврале 1968 г. Чугун получают при плавке в электропечах предварительно нагретой до 1000—1100°С и металлизированной на 45% магнетитовой руды (55—57% Fe, 12—15% TiO_2 , 1,4—1,9% V_2O_5 , 0,02—0,03% S и менее 0,05% P). Для металлизации руды на заводе сооружаются четыре вращающиеся печи диаметром 4 и длиной 60 м (скорость вращения 0,4—1,2 об/мин). Печи работают по принципу прямотока (шихта и печные газы движутся в одном направлении). Отопление осуществляется угольной пылью, подаваемой внутрь печей пневматически. Воздух для горения топлива вдувается через 10 фурм из жаропрочной стали, расположенных по длине печи. Каждая фурма соединена с вентилятором, установленным на корпусе печи, что позволяет регулировать расход вдуваемого воздуха и тем самым поддерживать в каждой зоне печи необходимые температуру и условия восстановления.

Отходящие из печи газы охлаждаются в скруббере и очищаются от пыли в мультициклонах. Металлизированная шихта выгружается из вращающихся печей в футерованные контейнеры и в горячем виде (1050°С) транспортируется к загрузочным бункерам электропечей.

Выплавку чугуна производят в четырех электропечах Элкем диаметром кожуха 14 м и с трансформатором мощностью 33 Мва. Газ, образующийся в электропечах (320—350 м³/т чугуна), охлаждается и очищается в скрубберах и трубах Вентури, после чего направляется в газгольдер и используется на заводе в качестве топлива (в том числе и для отопления вращающихся печей). Чугун содержит 4% С и 1,35—1,45% V. Он выпускается из печи в количестве 60 т через каждые 4 ч (кратность шлака 75%). Ковш с чугуном устанавливают на вибрирующей платформе и продувают кислородом для окисления ванадия, который переходит в шлак. Передел чугуна на сталь осуществляется в кислородных конвертерах.

Металлургический завод фирмы Инчон Стил мощностью 465 тыс. т стали в год действует в Инчоне (Южная Корея) [228]. В 1968 г. на заводе была пущена вращающаяся печь диаметром 4 и длиной 60 м, в которой восстанавливают смесь кусковой и пылевидной

руд (55% Fe) антрацитовой мелочью (80% менее 1 мм). Из металлизированной руды в электропечи мощностью 26 Мва выплавляют чугун, который переделывают на сталь в мартеновской печи. На 1 т чугуна расходуют 90 кг антрацита и 1300 кВт·ч электроэнергии. Годовой объем производства составляет 175 тыс. т металлизированной руды и 125 тыс. т чугуна. В настоящее время на заводе работает вторая вращающаяся печь тех же размеров с конвейерной машиной. В печи получают губчатое железо (95% Fe) для выплавки стали в двух электропечах емкостью по 50—60 т. Производительность электропечей при расходе электроэнергии 600 кВт·ч/т стали составляет 265 тыс. т/год.

Металлургический завод фирмы Охалата и Ламина (ХИЛСА) мощностью 250 тыс. т/год стали действует в Пуэбла (Мексика) с 1969 г. [66]. Сталь выплавляют в электропечах из губчатого железа, которое получают в периодически действующих ретортах. Объем производства губчатого железа 230 тыс. т/год. Сырьем для производства губки являются окисленные окатыши, которые в отличие от кусковой руды характеризуются более высокой восстановимостью вследствие низкого содержания в них магнетита и меньшей крупности. Восстановление окатышей производится газом, который получают при паровой конверсии природного газа (соотношение пар : природный газ = 2,3 : 1, давление смеси 10,55 ат) в конвертере с трубами из жаропрочной стали, заполненными галечной насадкой с никелевым катализатором. Перед восстановлением окатыши в реторте нагревают до 1000—1100° С. Конвертированный газ (800° С) охлаждается водой, осушается и подается к ретортам. Охлаждение губчатого железа в реторте производится при повышенных вдвое против обычно применяемых на других аналогичных установках расходе и скорости охлаждающего газа, что достигается рециркуляцией части этого газа (около 50% его расхода). В остальном схема процесса не отличается от описанной ранее (глава 10). Продолжительность производственного цикла 13 ч. Установка для производства губчатого железа состоит из четырех реторт емкостью по 150 т каждая, отличается высокой степенью автоматизации, централизацией управления и обслуживается штатом в 15 человек. Сталь выплавляют в трех 60-т дуговых электропечах и разливают на УНРС в квадратные заготовки 102×102 мм.

Металлургический завод фирмы Мидленд Росс действует в Портленде (США) с 1969 г. [55]. Мощность завода составляет 360 тыс. т в год губчатого железа, которое получают в шахтных печах по способу Мидрекс. Губка используется для выплавки стали в дуговых печах расположенного рядом завода фирмы Орегон Стил Милз мощностью 400 тыс. т/год. Восстановление окатышей производится газом, который получают при каталитической конверсии природного газа в рекуперативном конвертере с трубами из жаропрочной стали.

Нижняя часть труб заполнена кусковым огнеупорным материалом. В направлении движения газовой смеси за этим слоем расположен слой никельсодержащего катализатора. В качестве окислителя при конверсии используется углекислота отходящего из шахтной печи газа (27% CO, 38% H₂, 19% CO₂, 14% H₂O и 2% N₂). Этот газ на выходе из печи подвергается охлаждению и очистке от пыли и влаги, после чего одна часть газа (22,5% CO₂, 31,5% CO, 43% H₂, 2% N₂ и 1% H₂O) направляется в смеситель для смешивания с природным газом, а другая часть добавляется к горячему конвертированному газу (46% CO и 49% H₂O) для снижения его температуры. Избыток очищенного отходящего газа (2100 ккал/м³) используется для отопления конвертера. Содержание углерода в губке можно регулировать изменением соотношения (CO + H₂) : (CO₂ + H₂O) в восстановительном газе, которое достигается изменением расхода очищенного отходящего газа, подаваемого на разбавление конвертированного газа.

При величине этого соотношения, равной 20, содержание углерода в губке составляет 0,5%, а при увеличении его до 50 содержание углерода возрастает до 2%. Углерод в губке находится частично в свободном состоянии (в порах) и в виде карбида железа. Степень металлизации губчатого железа 95%. Губку получают в двух шахтных печах. Процесс металлизации полностью автоматизирован. Непрерывно фиксируются составы газов, их соотношение, расход и температура, скорость загрузки окатышей в печь и выгрузки из нее губчатого железа. Печи обслуживают 28 человек. Для оценки качества губчатого железа используются магнитные весы, которые позволяют за короткое время (15 сек) определить содержание в нем металлического железа. Особенностью завода в Портленде является почти полная утилизация используемых газов и шламов газоочистки, которые направляются в отстойники для пульпы, служащей сырьем для производства окатышей. При плавке губки (95,4% Fe_{общ}, 91,6% Fe_{мет}, 1,4% С и 0,004% S) в 22-т электропечи ее загружают непрерывно через отверстие в своде (300—400 кг/мин) на ванну из предварительно расплавленных скрапа и извести. Перед окончанием загрузки губки в течение 4 мин производят продувку кислородом (14 м³/мин) для снижения содержания углерода. По расплавлению скачивают шлак, добавляют известь и ферросплавы, после чего производят выпуск стали (0,35% С, 0,012% S и 0,015% Р). Продолжительность плавки (от включения тока до выпуска) составляет 1,4—1,5 ч, максимальная производительность 15,4 т/ч, расход электроэнергии и электродов равен соответственно 505 кВт·ч и 7 кг на 1 т стали. Производительность электропечей при работе на губчатом железе увеличилась на 35% по сравнению с работой только на скрапе.

ПЕРСПЕКТИВЫ И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Если в 50-х и начале 60-х годов на вопрос о перспективах бескоксовой металлургии нельзя было дать четкого ответа и ее дальнейшее существование ставилось под сомнение, то в настоящее время можно утверждать, что бескоксовая металлургия представляет одно из новых направлений развития металлургического производства. Это объясняется наличием ряда объективных предпосылок, указанных выше, а также успешным развитием многих процессов прямого получения железа, которые за короткое время прошли путь от идеи до промышленного внедрения. Основной проблемой бескоксовой металлургии является увеличение масштабов производства и производительности агрегатов. В настоящее время отсутствуют технологические процессы и агрегаты, сопоставимые по производительности с современными доменными печами. Максимальная мощность установок бескоксовой металлургии ограничивается пока 0,25—0,3 млн. *т/год*. В ближайшее время можно ожидать увеличения этой цифры до 0,5 млн. *т/год*. Так, в Японии фирмами Кобе сэйко и Ниппон кокан принято решение о сооружении установок для производства металлизированных окатышей мощностью около 0,25 млн. *т/год*, а фирма Ниппон сэйтэцу планирует строительство на заводе Явата установки мощностью 0,4—0,5 млн. *т/год* [229].

Решение проблемы масштабности и создание высокопроизводительных агрегатов бескоксовой металлургии, способных успешно конкурировать с мощными доменными печами, позволят в будущем ставить вопрос о замене существующей схемы металлургического производства, основанной на выплавке чугуна с применением кокса. Можно ли сегодня говорить о переводе промышленного производства на новую технологию? Такая постановка вопроса сейчас и на ближайший период является преждевременной и необоснованной. Веками складывавшийся производственный процесс нельзя заменить сразу, так как еще не до конца разработаны основы новых технологических процессов, а то, что сделано, представляет только начало. Поэтому на современном этапе процессы прямого получения железа применяются в ограниченных масштабах: в качественной металлургии для производства первородной шихты и в порошковой металлургии, а также находят применение в производстве чугуна для металлизации доменной шихты.

Развитие бескоксовой металлургии связано с определенными затруднениями, которые в значительной мере объясняются скептическим отношением многих металлургов к новым технологическим процессам, чему способствует небольшой объем производства металла, отсутствие достаточных сведений о его свойствах и связанный с этим недостаточный опыт его применения. В Мексике,

например, семилетний перерыв в строительстве промышленных установок был вызван необходимостью убеждения металлургических фирм в жизнеспособности процесса Охалата-и-Ламина. В настоящее время одна из задач заключается в том, чтобы осознать необходимость изменений в технологии производства и направить усилия на научный поиск, разработку и внедрение новых процессов. Объективной причиной, препятствующей развитию бескоксовой металлургии, является большая капиталоемкость черной металлургии, что не позволяет в условиях действующего производства осуществить быстрый переход к другой технологии. Необходимо отметить, что многообразие процессов бескоксовой металлургии затрудняет выбор наиболее эффективного способа и создает дополнительные трудности на пути его внедрения.

Перспективы бескоксовой металлургии на ближайший период связаны прежде всего с производством губчатого железа и металлизированного сырья. Так как возможности использования лома в шихте конвертеров ограничены, становится перспективной выплавка стали в электропечах из лома и губчатого железа, причем в отдельных районах с дешевой электроэнергией электроплавка может обеспечить наименьшие издержки производства. За рубежом считают, что крупные фирмы, располагающие мощностями по выплавке чугуна, будут увеличивать производительность доменных печей благодаря применению металлизированного сырья, а фирмы, не располагающие доменными цехами, будут выплавлять сталь только в электропечах из губчатого железа и лома.

За рубежом также считают, что производство стальной полосы и листа к 1980 г. будет сосредоточено на металлургических заводах мощностью не менее 5 млн. *т* стали в год, в то время как производство мелкого сорта и катанки будет осуществляться на менее крупных заводах [230]. При этом в первом случае технологическая схема будет включать доменные печи и кислородные конвертеры, а во втором — агрегаты для металлизации и дуговые электропечи.

Можно предполагать, что производство губчатого железа для выплавки стали имеет большие перспективы, чем получение металлизированного сырья для выплавки чугуна. Такое предположение основано на том, что с технологической точки зрения, по-видимому, из высокометаллизированного сырья, каким является губчатое железо, целесообразнее получать сталь, чем чугун. Однако ответ на этот вопрос может быть получен только после тщательного экономического анализа. Металлизация шихты имеет более благоприятные перспективы для электроплавки чугуна. Для доменной плавки применение металлизированного сырья будет, по-видимому, наиболее целесообразно, когда необходимо увеличить производство чугуна на действующих доменных печах в соответствии с возросшей мощностью сталеплавильных цехов, а также при ремонте доменных печей, когда необходимо сохранить достигнутый уровень выплавки чугуна.

В ближайшие 5—10 лет ожидается следующий рост производства губчатого железа и металлizedованного сырья, млн. *т* [51]:

	1975 г.	1980 г.
Северная Америка	2,0	3,7
Южная Америка	2,8	4,5
Западная Европа	2,2	9,3
Восточная Европа	0,5	3,2
Дальний Восток	2,1	5,5
Африка	0,4	2,8
Всего	10,0	29,0
В том числе для выплавки:		
стали	5,0	10,0
чугуна	5,0	19,0

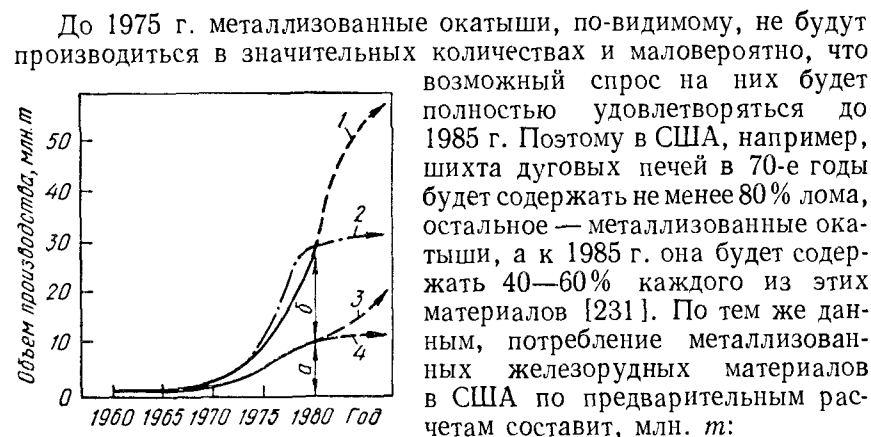


Рис. 75. Перспективы развития производства губчатого железа и металлizedованного сырья:

1 — объем производства металлizedованного сырья и губчатого железа при прогрессивных темпах роста; 2 — то же, при современных темпах роста; 3 — объем производства губчатого железа при прогрессивных темпах роста; 4 — то же, при современных темпах роста; а — для производства стали (губчатое железо); б — для производства чугуна (металлizedованное сырье);

1975 г.	1980 г.	1985 г.	1990 г.	1999 г.
2,7	9,0	25,9	33,0	43,7

Ожидают, что мировые мощности по металлизации железорудного сырья уже в 1972 г. достигнут 5,25 млн. *т/год*, а к 1975 г. удвоятся; возможный мировой рынок сбыта металлizedованных материа-

лов в 1980 г. оценивается величиной порядка 60 млн. *т* [232, 233].

По перспективной оценке, к 2000 г. 30—40% всей стали будут выплавлять в мощных дуговых электропечах на шихте, состоящей из 40% губчатого железа или металлizedованных окатышей и 60% лома [234]. На рис. 75 показан возможный рост производства губчатого железа и металлizedованного сырья.

В СССР для массового производства стали продукция бескоксовой металлургии в ближайшее время, очевидно, применяться не будет, особенно учитывая сокращение расхода скрапа на 1 *т* стали вследствие строительства конвертерных цехов, а также

устойчивые цены на лом. Поэтому основные перспективы развития бескоксовой металлургии в СССР в этот период связаны с производством губчатого железа для выплавки качественной стали. Ориентировочная потребность сталеплавильного производства СССР в первородной шихте может составить 2—3 млн. *т* к 1975 г.

Губчатое железо для качественной металлургии целесообразно производить в европейской части СССР и на Урале с применением природного газа, а в восточных районах страны — дешевого твердого топлива.

Представляет также интерес получение жидкого полупродукта из руды для последующего передела в качественную сталь. При этом наряду с улучшением качества стали сокращается расход топлива (электроэнергии) и продолжительность плавки и увеличивается производительность сталеплавильных печей. Что касается металлizedованного сырья, то наибольшие перспективы его производство имеет в восточных районах страны на базе дешевых бурых углей. При этом следует отметить, что еще недостаточно ясны вопросы экономической эффективности применения металлizedованного сырья в доменных печах. Необходимо указать, что для решения этих вопросов нет пока надежных исходных данных, что связано с незначительным опытом применения металлizedованного сырья в доменных печах. Кроме того, отсутствуют обоснованные требования к качеству металлizedованного сырья со стороны доменного производства. При рассмотрении вопроса о выплавке чугуна в доменных печах с использованием металлizedованной шихты необходимо также учитывать значительное несоответствие объемов производства и производительности основных агрегатов для металлизации и выплавки чугуна. Поэтому вопрос о применении в доменных печах металлizedованного сырья, а также о масштабах потребности и производства этого вида сырья для выплавки чугуна должен решаться после накопления необходимого опыта производства металлizedованного сырья для выплавки чугуна, проведения достаточного количества представительных плавов в промышленных доменных печах и выполнения на их основе необходимых технико-экономических обоснований.

Перспективы бескоксовой металлургии в более отдаленный период могут быть связаны с использованием плазмы и атомной энергии, а также с развитием высокотемпературных процессов. С помощью плазмы можно конвертировать газообразные и жидкие углеводороды и получать восстановительный газ, нагретый до 3000° С, что открывает широкие возможности для применения плазмы при восстановлении железных руд. Использование ядерной энергии будет целесообразным, если стоимость единицы тепла, отбираемого от атомного реактора, будет ниже, чем стоимость единицы тепла, получаемого при сжигании ископаемых видов топлива. На первом этапе экономически наиболее перспективным направлением использования ядерной энергии в металлургическом производстве явится, по-видимому, получение губчатого

железа с применением ископаемых восстановителей и тепла ядерного реактора, а также выплавка стали из этого губчатого железа в электропечах. При этом потребление тепловой атомной энергии может составить около 2 млн. ккал/т губчатого железа (без учета теплового к. п. д. теплообменников); температура газового теплоносителя должна быть на уровне 900—1200° С, а его давление соответствовать давлению в технологических агрегатах для восстановления железорудных материалов. В дальнейшем, на втором этапе, необходимо решить задачу создания реакторов с высокотемпературными охладителями (1500—1700° С), с тем чтобы тепло этих охладителей можно было использовать в высокотемпературных процессах прямого получения металла (стали) из руды. Кроме того, в перспективе, по-видимому, может быть решен вопрос непосредственного применения ядерной энергии в восстановительных процессах (без ее преобразования в тепловую или электрическую). Можно полагать, что в будущем будет разработана эффективная технология получения стали непосредственно из руды высокотемпературными процессами, чему будет способствовать использование плазмы и атомной энергии, а также решение проблемы стойкости огнеупоров.

Основным направлением развития бескоксовой металлургии в СССР на ближайшие 10—15 лет является организация производства первородной шихты для выплавки на ее основе качественной стали. Другим направлением может быть организация производства металлургического сырья для использования его в доменных печах. Первоочередными задачами в развитии производства первородной шихты и металлургического сырья в этот период являются:

- отработка технологии производства и освоение оборудования на опытных и опытно-промышленных установках;

- выбор на основе результатов работы этих установок оптимальных технологических процессов для различных районов страны;

- исследование вторичного окисления губчатого железа и металлургического сырья и разработка мер по его предупреждению;

- исследование стали, выплавленной на первородной шихте;

- определение сортамента сталей и сплавов, выплавку которых необходимо вести на первородной шихте;

- отработка технологии выплавки стали с применением первородной шихты;

- определение оптимальных параметров металлизации сырья и его доли в шихте доменных печей;

- комплексная оценка эффективности использования первородной шихты для выплавки стали и металлургического сырья для выплавки чугуна.

По результатам эксплуатации опытных установок следует организовать промышленное производство первородного металла:

- 1) в европейской части СССР и на Урале получение на базе природного газа и богатых железорудных концентратов КМА губчатого железа для выплавки конструкционных, электротехни-

ческих, канатных и инструментальных сталей, а также сталей для глубокой вытяжки (например, для производства автолиста);

- 2) на Востоке получение на базе некоксуемых углей и местных ресурсов железных руд губчатого железа или жидкого продукта для последующего передела в качественную сталь.

Основными агрегатами для производства губчатого железа и металлургического сырья, по-видимому, будут шахтные (в районах, где имеется газообразное и жидкое топливо) и вращающиеся (в районах с дешевым твердым топливом) печи. Что касается конвейерных машин, то их следует применять в комплексе с вращающимися печами для металлизации сырых железорудных материалов или для получения окатышей со степенью металлизации 60—80%.

Кусковое губчатое железо должно использоваться для выплавки стали, в первую очередь в электропечах, с применением непрерывной загрузки по ходу плавки. Мелкое губчатое железо, а также губчатое железо для выплавки стали в мартеновских печах необходимо брикетировать. В качестве восстановительного газа в шахтных печах наиболее целесообразно использовать конвертированный газ, получаемый при конверсии природного газа или жидкого топлива отходящим из шахтной печи газом, а также паром или кислородом (выбор окислителя зависит от местных условий).

Во вращающихся печах в качестве восстановителя следует использовать угли с высоким содержанием летучих, которые необходимо подавать в печь не только вместе с шихтой, но и с разгрузочного торца печи или в нескольких точках по ее длине. Во избежание вторичного окисления губчатое железо необходимо охлаждать перед выгрузкой из печей до 50—100° С в восстановительной или нейтральной атмосфере. Успешная реализация этих планов связана с вопросом создания эффективного специализированного оборудования (шахтные и вращающиеся печи, конверсионные установки, прессы для брикетирования губчатого железа, электропечи для непрерывной загрузки губки и т. д.).

В будущем ожидается также дальнейшее увеличение производства губчатого железа для порошковой металлургии как за счет строительства новых, так и за счет реконструкции существующих цехов. В области производства чистого железа первоочередной задачей следует считать организацию его промышленного производства для удовлетворения потребности народного хозяйства.

Основными задачами развития бескоксовой металлургии в более отдаленный период являются разработка технологии и оборудования для получения жидкого металла, в том числе низкоуглеродистого (стали), непосредственно из руды высокотемпературными процессами с применением природного газа или некоксуемых углей и тонкоизмельченных железорудных концентратов. Кроме этого, необходимы разработка технологических процессов восстановления руды с применением тепла атомных реакторов, непретворенной ядерной энергии и плазмы, а также решение вопросов по созданию атомно-металлургических комплексов.

ЛИТЕРАТУРА

1. Чернов Д. К. О прямом получении железа и стали в доменной печи. В книге «Д. К. Чернов и наука о металлах». Металлургиздат, 1950, с. 307—327.
2. Байков А. А. Собрание трудов, т. 2. Изд-во АН СССР, 1948, с. 339—355.
3. Чижевский Н. П. В сб. «Производство губчатого железа». Труды и материалы по восстановлению железа из окислов при умеренных температурах. Metallurgizdat, 1933, с. 77—99.
4. Бардин И. П. Избранные труды, т. 1. Изд-во АН СССР, 1963, с. 459.
5. Похвиснев А. Н. и др. Внедоменное получение железа за рубежом. Изд-во «Металлургия», 1964.
6. Дуррер Р. Металлургическая переработка железных руд. Перев. с нем. Metallurgizdat, 1960.
7. Богданди Л., Энгель Г. Ю. Восстановление железных руд. Перев. с нем. Изд-во «Металлургия», 1971.
8. Кожевников И. Ю. Бескоксовая металлургия железа. Изд-во «Металлургия», 1970.
9. Кудрявцев В. С. и др. В сб. «Подготовка и восстановление руд», вып. 1. Труды 3-да «Сибэлектросталь». Изд-во «Металлургия», 1970, с. 183.
10. Спектор А. Н. и др. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1967, серия 4, инф. 18.
11. Жураковский Б. Л. и др. Сталь, 1968, № 5, с. 392—396.
12. Князев В. Ф. В сб. «Производство чугуна и стали 1967—1968 гг.» Итоги науки и техники. Металлургия. Изд-во ВИНТИ, 1969, с. 30—79.
13. Красавцев Н. И., Сировский И. А. Очерки по металлургии чугуна. Metallurgizdat, 1947.
14. Тимошенко Н. Н. Прямое восстановление железных руд. Изд-во ВИНТИ, 1959.
15. Есин О. А., Гельд П. В. Физическая химия пирометаллургических процессов, ч. 1, изд. 2-е. Свердловск. Metallurgizdat, 1962.
16. Ростовцев С. Т. Теория металлургических процессов. Metallurgizdat, 1956.
17. Гольдштейн Н. Л. Краткий курс теории металлургических процессов. Свердловск. Metallurgizdat, 1961.
18. Жуховицкий А. А., Шварцман Л. А. Физическая химия. Metallurgizdat, 1963.
19. Филиппов С. И. Теория металлургических процессов. Изд-во «Металлургия», 1967.
20. Венцель В. и др. Черные металлы, 1968, № 13, с. 12—14.
21. Пьер Г. В сб. «Физическая химия сталеварения». Перев. с англ. Metallurgizdat, 1963, с. 296—306.
22. Mc Kewan W. M. Trans. Metallurg. Soc. AIME, 1962, v. 224, № 2, p. 387—393.
23. Sahai J., Iha M. C. Univ. Roorkee Research J., 1968, v. 10, № 3—4, Part 5, p. 9—23.
24. Шкодин К. К. В сб. трудов ЛПИ, вып. 212. Metallurgizdat, 1960, с. 81.
25. Ростовцев С. Т., Костелов О. Л. В сб. «Теория металлургических процессов, 1967 г. Итоги науки и техники. Металлургия», Изд-во ВИНТИ, 1969, с. 70—104.
26. Mori yama A. a. o. Trans. Iron and Steel Inst. Japan, 1967, v. 7, № 6, p. 271—277.

27. Iron Age, 1965, v. 196, № 20, p. 139—141.
28. Спектор А. Н. и др. Бюлл. ин-та «Черметинформация», 1970, № 8, с. 3—15.
29. Князев В. Ф. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1968, № 3, с. 28—32.
30. Князев В. Ф. и др. Изв. АН СССР. Металлы, 1970, № 3, с. 21—27.
31. Васильев Е. Н., Князев В. Ф. В сб. ЦНИИЧМ «Теория металлургических процессов». Труды ЦНИИЧМ, вып. 74. Изд-во «Металлургия», 1970, с. 118—125.
32. Турецкий Я. М., Гринстан Е. Л. Горный журнал, 1970, № 7, с. 47—50.
33. Спектор А. Н., Ярхо Е. Н. В сб. «Производство чугуна и стали 1965 г.» Итоги науки и техники. Металлургия. Изд-во ВИНТИ, 1966, с. 75—139.
34. Берман Ю. А. и др. Черметинформация, 1969, серия 3, инф. 9.
35. Подготовка металлургического сырья к плавке. Труды МИСиС, № 50. Изд-во «Металлургия», 1969.
36. Подготовка и восстановление руд, вып. 1. Труды 3-да «Сибэлектросталь». Изд-во «Металлургия», 1970.
37. Эльберт Э. И. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1969, № 14, с. 1—7.
38. Erdol und Kohle, 1966, № 2, S. 117—121.
39. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1958, № 18.
40. Казарновский Я. С. и др. Химическая промышленность, 1962, № 6, с. 10—18.
41. Казариовский Я. С. и др. Химическая промышленность, 1966, № 2, с. 25—30.
42. Кабанов Ф. И. и др. Химическая промышленность, 1965, № 8, с. 27—34.
43. Китаев Б. И. и др. Теплообмен в шахтных печах. Metallurgizdat, 1957.
44. Тимофеев В. Н. Изв. ВТИ, 1949, № 2, с. 14—18.
45. Чуханов З. Ф. ДАН СССР, 1945, т. 47, № 3, с. 190—194.
46. Привалов С. И. и др. Сталь, 1960, № 1, с. 5—14.
47. Китаев Б. И. Сталь, 1954, № 8, с. 684—690.
48. Леонидов Н. К. Сталь, 1948, № 9, с. 775—782.
49. Боковиков Б. А. и др. Труды ВНИИМТ. Metallurgizdat, 1960, № 5, с. 164—175.
50. Виберг М. Современные проблемы металлургии. Изд-во АН СССР, 1958, с. 208—221.
51. Congres internationale sur la production des minerais reduits, Evian, 29—31, mai 1967.
52. Pantke H.-D. J. Metals, 1965, v. 17, № 1, p. 40—44.
53. Bogdandy L. a. o. J. Metals, 1966, v. 18, № 4, p. 519—523.
54. Schrott betrieb, 1968, № 4, S. 7—8.
55. Iron Age, 1969, v. 204, № 20, p. 71—75.
56. Mining J., 1969, v. 273, № 707, p. 509.
57. Skillings' Mining Rev., 1969, v. 58, № 7, p. 25.
58. Stahl und Eisen, 1970, Bd 90, № 22, S. 1, 3. 1701.
59. Cruse C. L. a. o. J. Metals, 1969, v. 22, № 10, p. 55—59.
60. Metal Bulletin, 1970, № 5558, p. 29.
61. Терехов С. А. и др. Авт. свид. СССР, № 139330. Бюлл. изобретений, 1960, № 6.
62. Гиммельфарб А. И. и др. Инф. ЦИИН ЧМ, 1966, серия 4, инф. 22.
63. Привалов С. И. и др. Сталь, 1970, № 10, с. 887—890.
64. Привалов С. И. Белорецкий рабочий, 1969, 13/IX, с. 4.
65. Savanagh P. E. Canadian Mining and Metallurgical Bull., 1968, № 676, p. 968—974.
66. Steel Times, 1969, v. 197, № 2, p. 121—124.
67. American Metal Market, 1969, № 170, p. 4.
68. БИКИ, 1969, 3/IV, № 40, с. 6.
69. Спектор А. Н. и др. Авт. свид. СССР, № 137942. Бюлл. изобретений, 1960, № 10.

70. Вавилов Н. С. Процессы плавления и восстановления железа. Изд-во «Наука», 1965, с. 113—122.
71. Гельперин Н. И. и др. Основы техники псевдооживления. Изд-во «Химия», 1967.
72. Сыромятников Н. И., Волков В. Ф. Процессы в кипящем слое. Металлургиздат, 1959.
73. Лева М. Псевдооживление. Перев. с англ. Госоптехиздат, 1961.
74. Махорин К. Е., Тищенко А. Т. Высокотемпературные установки с кипящим слоем. Изд-во «Техника», 1966.
75. Применение кипящего слоя в народном хозяйстве СССР. Сб. ин-та «Цветметинформация», 1965.
76. Высокотемпературные эндотермические процессы в кипящем слое. Дон-НИИчермет, 1968. Изд-во «Металлургия».
77. Industr. Heat., 1960, v. 27, № 9, p. 1876—1880.
78. Ничипоренко О. С. Восстановление порошков железных руд в кипящем слое. Изд-во «Наукова думка», 1966.
79. Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 1963, v. 56, № 620, p. 888—894.
80. Iron and Steel Eng., 1970, v. 47, № 1, p. D1—D80.
81. Mc Manus. Iron Age, 1970, v. 206, № 9, p. 69—76.
82. Brown J. W. a. o. Ironmaking Conference Proceedings, 1965, v. 24, p. 61—66.
83. Brown J. W. a. o. J. Metals, 1966, v. 18, № 2, p. 237—242.
84. American Metal Market, 1966, № 24, p. 16.
85. Доброхотов Н. Н., Махорин К. Е. Изв. вузов. Черная металлургия, 1958, № 10, с. 3—13.
86. Вавилов Н. С. Изв. вузов. Черная металлургия, 1963, № 5, с. 26—33.
87. Serbent H., Kreiner H. Techn. Mitt. Krupp, 1965, Bd 23, № 2, S 49—68.
88. Ходоров Е. И. Печи цементной промышленности. Изд-во литературы по строительству, 1968.
89. Воробьев Х. С., Мазуров Д. Я. Теплотехнические расчеты цементных печей и аппаратов. Изд-во «Высшая школа», 1962.
90. Диомидовский Д. А. и др. Расчеты пиропроцессов и печей цветной металлургии. Металлургиздат, 1963.
91. Кармазин В. И. и др. Обжигмагнитное обогащение железных руд. Изд-во «Недра», 1969.
92. Steel Times, 1967, v. 194, № 5163, p. 753—760.
93. Kalla U. u. a. Stahl und Eisen, 1967, Bd 87, № 9, S. 534—541.
94. Гарбе Х., Янке В. II межрегиональный симпозиум ЮНИДО по черной металлургии. Москва, 1968, 19/IX—9/X. Доклад В-12-2.
95. Iron Age, 1965, v. 196, № 20, p. 139—141.
96. Stahl und Eisen, 1969, № 15, S. 843.
97. Iron Age, 1970, v. 206, № 9, p. 69—76.
98. Mines Mag., 1970, v. 122, № 5, p. 335.
99. Metal Bull., 1968, № 5294, p. 13.
100. Бердышева Т. Т. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1967, № 21, с. 13—25.
101. Industriekurier Technik und Forschung, 1968, № 172, S. 705—706.
102. Chem. Eng., 1969, v. 76, № 17, p. 76—88.
103. Люке Ф. и др. Черные металлы, 1965, № 22, с. 3—10.
104. Lucke F. u. a. Stahl und Eisen, 1962, Bd 82, № 18, S. 1222—1231.
105. Klerzig Fachber., 1965, Bd 73, № 10, S. 452—457.
106. Губин Г. В. и др. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1961, № 7, с. 37—39.
107. Петров Л. А. и др. Сталь, 1968, № 12, с. 1065—1069.
108. Петров Л. А. и др. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1968, № 20, с. 16—17.
109. Губин Г. В. и др. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1966, № 15, с. 29—32.
110. Бережной Н. Н. и др. Инф. ЦИИН ЧМ, 1969, серия 3, инф. 6.
111. Киязов В. Ф. и др. Сталь, 1969, № 7, с. 664—668.
112. Дешко В. Г. и др. Порошковая металлургия, 1967, № 8, с. 89—96.
113. Steel Times, 1965, v. 190, № 5037, p. 178—181.
114. Schleier I. Neue Hütte, 1958, № 5, S. 282—293.
115. Stes R. u. a. Rudy Zelaza, 1966, Bd 10, № 5, S. 20—28.
116. Спектор А. Н., Ярхо Е. Н. Инф. ЦИИН ЧМ, 1965, серия 3, инф. 4.
117. Rev. metallurgie, 1964, Bd 61, № 3, p. 257—279.
118. Astier J. a. o. Iron and Steel, 1966, v. 39, № 14, p. 600.
119. Astier J. J. Metals, 1963, v. 15, № 9, p. 619—626.
120. J. Iron and Steel Inst., 1965, v. 203, № 8, p. 799—803.
121. Ban T. E., Violetta D. C. Iron and Steel Eng., 1968, v. 45, № 9, p. 101—111.
122. Jefferey W. C. Blast furnace and Steel Plant, 1969, v. 57, № 7, p. 553—559.
123. Iron Age, 1968, v. 202, № 26, p. 38—39.
124. Iron and Steel, 1964, v. 37, № 3, p. 114.
125. Journal of Metals, 1964, v. 16, № 4, p. 337—339.
126. Chatterjea A. B. Blast furnace and Steel Plant, 1964, v. 52, № 6, p. 488—498.
127. Iron Age Metalworking International, 1965, v. 4, № 12, p. 22—23.
128. Kalling U., Campbell D. L. Iron and Steel, 1965, v. 38, № 13-14, p. 651—654.
129. Iron Age Metalworking International, 1967, v. 6, № 11, p. 44—45.
130. Metal Bull., 1965, № 4970, p. 16.
131. Гиммельфарб А. И. и др. В сб. «Проектирование заводов черной металлургии». Труды Гипромеза, вып. 3. Изд. Гипромеза, 1967, с. 52—55.
132. Лурье И. Л., Тимошенко Н. Н. Сталь, 1955, № 12, с. 1135—1140.
133. Metallurgia, 1963, XII, v. 68, № 410, p. 298.
134. Steel Times, 1969, v. 197, № 6, p. 423—425.
135. Powder Metallurgy, 1968, v. 11, № 22, p. 224—232.
136. American Metal Market, 1969, № 191, p. 8.
137. American Metal Market, 1965, № 202, p. 20.
138. Ницкевич Е. А. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1970, № 1, с. 13—25.
139. Iron and Steel Eng., 1969, № 1, p. D-70-75.
140. Japan's Iron and Steel Monthly, 1969, № 168, p. 19.
141. Klerzig Fachber., 1969, № 3, S. 181—183.
142. VDI-Zeitschrift, 1969, Bd 111, № 21, S. 1473—1478.
143. Экспресс-информация. Черная металлургия, 1969, № 48, реф. 215.
144. Techn. Mitt. Krupp, 1969, Bd 62, № 12, S. 551—560.
145. Metal Bull., 1970, № 5483, p. 31.
146. Канторович Г. И. и др. Сталь, 1959, № 11, с. 966—968.
147. Берман Ю. А., Миллер В. Я. Обогащение руд, 1964, № 4, с. 21—26.
148. Meysson N. e. a. Rev. metallurgie (France), 1965, v. 62, № 12, p. 1169—1179.
149. Agarwal J. C., Pratt H. R. J. Metals, 1966, v. 18, № 2, p. 224—227.
150. Melcher N. B. J. Metals, 1963, v. 15, № 4, p. 298—301.
151. Woolf P., J. Metals, 1966, v. 18, № 2, p. 243—247.
152. Воскобойников В. Г. и др. Инф. ЦИИН ЧМ, 1969, серия 4, инф. 2.
153. Авт. свид. СССР, № 117734. Бюлл. изобретений, 1958, № 5.
154. Привалов С. И. и др. Сталь, 1970, № 11, с. 987.
155. Peart J. A., Pearce F. J. J. Metals, 1965, v. 17, № 12, p. 1396—1400.
156. Siraisi J. a. o. Tetsu to hagane, J. Iron and Steel Inst. Japan, 1966, v. 52, № 3, p. 313—316.
157. Часовитин Г. И., Гиммельфарб А. И. Сталь, 1960, № 8, с. 691—697.
158. Экспресс-информация. Технология и оборудование литейного производства, 1969, № 8, реф. № 55.
159. Mod. Castings, 1968, v. 53, № 3, p. 73—79.
160. J. Metals, 1963, v. 15, № 3, p. 197—199.

161. Шалашов В. А. и др. В сб. «Современные достижения в производстве чугуна и литей», Ленинградский дом научно-технической пропаганды, 1968.
162. Staggat F. W. J. Metals, 1963, v. 15, № 10, p. 781—786.
163. Masi O., Canizzo P. J. Iron and Steel Inst., 1962, v. 200, № 3, p. 199—211.
164. Цеханский М. И. и др. Сб. трудов УИЧМ. Metallurgizdat, 1959, № 6, с. 41—48.
165. Hutnik (ČSSR), 1956, v. 6, № 2, p. 53—54.
166. Перлов Н. И., Квитко М. П. Прогресс в кислородно-конвертерном производстве. Metallurgizdat, 1963.
167. Гиммельфарб А. И. и др. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1968, № 7, с. 1—7.
168. Spreith K.-G. u. a. Stahl und Eisen, 1963, Bd 83, № 16, S. 961—972.
169. Rev. metallurgie, 1964, v. 61, № 6, p. 531—543.
170. Шумаков Л. Г. и др. Материалы совещания по прямому получению железа. ЦИИН ЧМ, 1962, с. 69—72.
171. Kaspar G. Blast Furnace and Steel Plant, 1965, v. 53, № 1, p. 25—28.
172. Rantke H.-D., Vasmuth E.-T. Stahl und Eisen, 1966, Bd 86, № 17, S. 1078—1089.
173. Трахимович В. И. и др. Metallurg, 1971, № 2, с. 17—18.
174. Weaver W. R. Iron Age, 1960, v. 185, № 15, p. 18—25.
175. Keith P. C. a. o. Iron and Steel Engr, 1963, v. 40, № 11, p. 95—100.
176. Electric furnace Steel Proceedings, AIME, 1958, v. 16.
177. Eger F., Winterhoff X. Stahl und Eisen, 1962, Bd. 82, № 5, S. 290—293.
178. Scortecchi A., Pallazzi A. J. Iron and Steel Inst., 1960, v. 195, № 3, p. 267—278.
179. Danihelka A. Hutnik (ČSSR), 1962, v. 12, № 10, p. 479—481.
180. Stahl und Eisen, 1969, № 11, S. 613.
181. Sibakin J. G. a. o. Iron and Steel Engr, 1967, v. 44, № 7, p. 105—116.
182. Sibakin J. G. a. o. J. Metals, 1968, v. 20, № 5, p. 108—114.
183. Gordon J. R. Blast Furnace and Steel Plant, 1970, v. 58, № 5, p. 305—314.
184. Antoine J. e. a. Metallurgie et constr. mécap., 1969, v. 101, № 5, p. 267—273.
185. Tucker H. A. a. o. Blast Furnace and Steel Plant, 1968, v. 56, № 12, p. 1070—1084.
186. Fogleman E. L. a. o. Blast Furnace and Steel Plant, 1970, v. 58, № 10, p. 733—743.
187. Лещенко И. П. и др. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1971, № 1, с. 40—41.
188. Непенин Л. С. и др. Труды Сибирского металлургического института. Изд-во СО АН СССР, 1957, № 4, с. 152—157.
189. Mining Congr. J., 1961, v. 47, № 7, p. 34—37.
190. Ludemann K. F. Neue Hütte, 1965, Bd 10, № 7, S. 443.
191. Small J. R. Foundry, 1960, v. 88, № 9, p. 152—155.
192. Рабннович А. Г. и др. Сталь, 1968, № 8, с. 693—695.
193. Wahlster M. u. a. Stahl und Eisen, 1968, № 12, S. 621—627.
194. Аронович М. С. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1946, № 18, с. 17—22.
195. Ingenieria quimica e industrias (Mexico), 1965, № 106, p. 50—54, 56; PЖMet, 1965, № 12, B5.
196. Grangesberg Company, Oxelösund Steelworks, Sweden (проспект фирмы).
197. Куликов Я. П. и др. Некоторые вопросы металлургического производства в Швеции. Донецк. Книжное изд-во, 1965, с. 30—35.
198. Владимиров Ю. В., Мольнар В. Г. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1969, № 22, с. 5.
199. Сукнасян А. С. и др. Промышленность Армении, 1962, № 3, с. 10—14.
200. Грацнанов Ю. А., Путимцев Б. Н. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1970, № 12, с. 35—37.

201. Кожевников И. Ю. и др. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1968, № 12, с. 8—18.
202. Шефтель Н. И. Бюлл. ЦИИН ЧМ, 1969, № 1, с. 15.
203. Воинов С. Г. и др. Сталь, 1970, № 6, с. 514—517.
204. Самсонов Г. В., Плоткин С. Я. Производство железного порошка. Metallurgizdat, 1957.
205. Федорченко И. М., Андриевский Р. А. Основы порошковой металлургии. Киев. Изд-во АН УССР, 1961.
206. Дамская Г. И. и др. Цветные металлы, 1960, № 4, с. 28—33.
207. Oil and Gas international, 1968, v. 8, № 10, p. 109—110.
208. Развитие топливной базы районов СССР. Под ред. проф. А. Е. Пробста. Изд-во «Недра», 1968.
209. Экономическая газета, 1968, № 33, с. 40—41.
210. Электрификация СССР. Под ред. П. С. Непорожного. Изд-во «Энергия», 1970.
211. Statist szemle, 1968, Bd 46, № 5, S. 459—475; PЖ «Экономка промышленности», 1969, № 2, 2B2.
212. Madigan R. T. Engng and Mining J., 1969, v. 170, № 5, p. 94—96.
213. Muller H. Revista Latinoamericana de Siderurgia, 1965, № 62, p. 35—41.
214. Miller J. R. Report on the conference of AIME, 1969, 6/11.
215. Miller J. R. Blast Furnace and Steel Plant, 1970, v. 58, № 7, p. 471—475.
216. Калла У. и др. Черные металлы, 1967, т. 87, № 9, с. 3—8.
217. Bernstein N. a. o. J. Metals, 1966, v. 18, № 5, p. 652—656.
218. Певная Э. А. Третья научно-техническая конференция УПИ. Тезисы докладов секции инженерно-экономического факультета, 1970, с. 7.
219. Пробст А. Е. и др. В сб. «Проблемы развития черной металлургии в районах восточнее озера Байкал». Изд-во АН СССР, 1960, с. 174—187.
220. Iron and Steel, 1966, v. 39, № 14, p. 600.
221. Гольмшток И. Я. и др. Труды института «Гипроникель», 1969, вып. 42, с. 68—77.
222. Jones J. A., Mellouney H. F. J. Iron and Steel Inst., 1969, v. 207, No 11, p. 1437—1443.
223. Curtis G. R. e. a. Iron and Steel Engr, 1969, v. 46, № 7, p. 112—122.
224. American Metal Market, 1969, v. 76, № 218, p. 5, 22.
225. Бюлл. научно-технической информации ТАСС, 1967, № 93—94, с. 55—56.
226. Черные металлы, 1969, № 15, с. 50—51.
227. Iron and Steel, 1968, v. 41, № 4, p. 145—147.
228. Demag Nachrichten, 1968, № 189, S. 18910—18911.
229. Japan Metal Bull., 1970, № 2534, p. 3.
230. Metal Bull., 1970, № 5553, p. 37.
231. Miller J. R. Blast Furnace and Steel Plant, 1970, v. 58, № 6, p. 408—412.
232. Iron and Steel, 1971, v. 44, № 4, p. 284—287.
233. Iron and Steel Engr., 1971, v. 47, № 7, p. 29.
234. Miller J. R. Journal of Iron and Steel Institute, 1969, v. 207, № 10, p. 1306.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
--------------------	---

РАЗДЕЛ I

ОБЩИЕ ОСНОВЫ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Глава 1. Краткая история развития	7
Глава 2. Классификация процессов	8
Глава 3. Общая характеристика продукции	12

РАЗДЕЛ II

НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ ТЕОРИИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКИСЛОВ ЖЕЛЕЗА

Глава 4. Степень восстановления и ее определение	14
Глава 5. Термодинамика восстановления и расход восстановителя	17
1. Восстановление водородом	17
2. Восстановление окисью углерода	21
3. Минимальный расход газа при восстановлении смесью $H_2 + CO$	24
4. Восстановление углеродом	27
Глава 6. О механизме и кинетике газового восстановления	30
1. Общие положения	30
2. Режимы восстановления	33
Глава 7. Вторичное окисление и пирофорность губчатого железа	42

РАЗДЕЛ III

ЖЕЛЕЗОРУДНОЕ СЫРЬЕ И ТОПЛИВО

Глава 8. Железорудное сырье, его подготовка	45
Глава 9. Подготовка топлива-восстановителя	48

РАЗДЕЛ IV

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Глава 10. Производство губчатого железа и металлизированного сырья	56
1. Производство губчатого железа в шахтных печах	57
Основы технологии	57
Способ Виберга	64
Процесс Пурифера	67
Способ Мидрекса	69
Способ Армко	70
Производство губчатого железа в шахтном реакторе под давлением	72
Способ ВНИИМТ	75
Процесс Стип-Рок	76

2. Производство губчатого железа в периодически действующих ретортах (способ Охалата и Ламина)	79
3. Производство губчатого железа в кипящем слое	87
Основы технологии	87
Процесс водород—железо	98
Способ Шнилли (Ni-железо)	101
Процесс ФИОР	102
Процесс Новаляфер-Ониа	104
Способ Футакучи	107
Процессы восстановления железных руд, разрабатываемые в СССР	107
4. Производство губчатого железа во вращающихся печах	110
Основы технологии	110
Способ СЛ—РН	119
Способ Круппа	125
Работы в СССР по получению губчатого железа и металлизированного сырья во вращающихся печах	128
5. Производство губчатого железа и металлизированного сырья в конвейерных и кольцевых печах	134
Способ завода «Сибэлектросталь»	134
Способ Хит Фаст	135
6. Производство губчатого железа в печах с наружным обогревом	138
Производство губчатого железа в проходных печах	138
Способ Хоганеса	139
Процессы, применяемые в СССР	140
Процесс Эчевериа	140

Глава 11. Производство крицы	143
--	-----

Глава 12. Производство жидкого металла	146
--	-----

1. Производство чугуна в электропечах	147
Способ Электрокемис	150
Способ ДЛМ	153
2. Производство жидкого металла в высокотемпературных процессах	158
Процесс КПС	158
Процесс Доред	160
Способ Экторп—Валлак	163
Способ Буше	165

Глава 13. Производство чистого железа	166
---	-----

1. Пирометаллургические способы	167
2. Комбинированные способы	168

Глава 14. Применение атомной энергии для восстановления железных руд	170
--	-----

Глава 15. Оценка процессов бескоксвой металлургии и тенденции их развития	175
---	-----

РАЗДЕЛ V

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРОДУКЦИИ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Глава 16. Применение металлизированного сырья для производства чугуна	181
---	-----

1. Использование металлизированного сырья в доменных печах	181
2. Использование металлизированных окатышей в вагранках и индукционных печах	191

Глава 17. Применение губчатого и кричного железа при выплавке стали	193
1. Использование губчатого и кричного железа в мартеновских печах	193
2. Использование губчатого и кричного железа в кислородных конвертерах	197
3. Использование губчатого и кричного железа в электропечах	201
Глава 18. Качество стали, выплавленной на первородной шихте . .	214
Глава 19. Применение губчатого железа для производства железного порошка и в других отраслях промышленности	224

РАЗДЕЛ VI

ПРОБЛЕМЫ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Глава 20. Предпосылки развития бескоксовой металлургии	227
Глава 21. Технико-экономические показатели процессов бескоксвой металлургии	232
Глава 22. Металлургические заводы, базирующиеся на прямом получении железа	249
Глава 23. Перспективы и основные направления развития бескоксвой металлургии	258
Литература	264