

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
«МИСиС»
НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ

Кафедра металлургических технологий и оборудования

Е.В. Братковский

**ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ОКУСКОВАНИЯ СЫРЬЯ
И ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА**

Учебно-методическое пособие
по дисциплинам «Теория и технология окускования сырья и доменного произ-
водства», «Экстракция черных металлов из природного сырья»
для студентов, обучающихся по направлению подготовки 22.03.02 Металлургия,
всех форм обучения

Новотроицк, 2022 г.

УДК 669.16
ББК 34.323
Б 87

Рецензенты:

Начальник агломерационного цеха АО «Уральская Сталь»
Н.В. Янчин

Доцент кафедры МТиО Новотроицкого филиала ФГАОУ ВО НИТУ «МИСиС», к.т.н.
Д.Р. Ганин

Братковский Е.В. Учебное пособие бакалавров по направлению подготовки 22.03.02 Metallургия. – Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2022. – 112 с.

В учебно-методическом пособии подробно изложены основные современные методы подготовки руд и технология доменной плавки.

Пособие составлено в соответствии с требованиями ФГОС ВО подготовки бакалавров направления 22.03.02 Metallургия.

Рекомендовано Методическим советом НФ НИТУ «МИСиС»

© ФГАОУ ВО «Национальный
исследовательский технологический
университет «МИСиС»
Новотроицкий филиал, 2022

Содержание

Введение.....	5
Список сокращений	6
1 Производство черных металлов в металлургии	7
1.1 Общая характеристика технологии черных металлов	7
1.2 Производство металлургического кокса	9
1.3 Качество кокса	11
2 Подготовка материалов к окускованию	12
2.1 Общая характеристика железных руд.....	12
2.2 Дробление и измельчение руд	14
2.3 Грохочение и классификация	21
3 Обогащение железных руд.....	24
3.1 Основные способы обогащения	24
3.2 Обогащение магнитной сепарацией.....	27
3.3 Обжиг шихтовых материалов.....	29
4 Окускование железорудных материалов	31
4.1 Процессы, протекающие при агломерации железорудных материалов	31
Удаление серы и других примесей.....	34
4.2 Технология агломерации железных руд.....	36
4.3 Производство металлургических окатышей	44
5 Технология доменной плавки	50
5.1 Общая схема доменного процесса	50
5.2 Газовый поток в доменной печи.....	52
5.3 Влияние различных факторов на потери напора и распределение газов по сечению печи.....	54
5.4 Распределение материалов на колошнике при загрузке доменной печи	55
5.5 Движение шихты в доменной печи.....	58
5.6 Испарение влаги, разложение гидратов и возгонка летучих кокса	59
5.7 Разложение углекислых соединений	60
6 Восстановление оксидов металлов.....	62
6.1 Физико-химические основы восстановительных процессов	62
6.2 Восстановление оксидов железа CO.....	64
6.3 Восстановление оксидов железа водородом.....	69
6.4 Восстановление оксидов железа углеродом. Сравнение прямого и непрямого восстановления.....	71
6.5 Механизм и кинетика восстановления оксидов железа газами. Влияние различных факторов на скорость восстановления	72
6.6 Восстановление марганца, кремния, фосфора и других элементов	74
6.7 Науглероживание железа и образование чугуна	79
6.8 Десульфурация чугуна	80
7 Процессы, протекающие в горне доменной печи	84
7.1 Горение углерода и состав газов в горне.....	84
7.2 Окисление составных частей чугуна и их повторное восстановление в горне	87
8 Методы интенсификации доменного процесса.....	91
8.1 Основные понятия и показатели интенсификации	91
8.2 Нагрев дутья	92
8.3 Увлажнение дутья.....	94

8.4 Обогащение дутья кислородом	95
8.5 Вдувание в горн природного газа и других добавок.....	97
8.6 Комбинированное дутье.....	99
8.7 Повышенное давление газа.....	100
9 Продукты доменной плавки.....	101
9.1 Виды, состав и назначение чугуна.....	101
9.2 Доменный шлак и его использование.....	103
9.3 Колошниковый газ и колошниковая пыль и их использование.....	103
10 Внедоменные методы получения железа.....	105
10.1 Классификация процессов прямого получения железа	105
10.2 Мидрекс процесс.....	106
10.3 Ромелт процесс (Плавка в ПЖВ).....	107
Список рекомендуемой литературы.....	111

Введение

В жизни человеческого общества доля черных металлов составляет около 95 % от общего объема производства металлов, что обусловлено двумя обстоятельствами.

Во-первых, железо является одним из наиболее распространенных элементов в земной коре. Оксиды железа в природе встречаются в виде больших месторождений. Это позволяет строить крупные горнорудные предприятия, благодаря чему затраты на добычу руды оказываются невысокими.

Во-вторых, черные металлы удовлетворяют большинству требований, предъявляемых к конструкционным материалам в машиностроительной, строительной и других отраслях промышленности. Черная металлургия в значительной степени определяет уровень развития всех отраслей народного хозяйства.

Во всех промышленно развитых странах металлургия является важнейшей отраслью народного хозяйства. Более 90 % конструкционных материалов для промышленного и жилищного строительства изготовления оборудования, судов, бытовой техники, транспортных коммуникаций, энергетических систем и т.д. изготавливается металлургическими предприятиями.

XXI век пока остается веком железа т.к. сталь используется на 2 порядка больше чем все другие материалы вместе взятые. В настоящее время годовое производство стали в мире составляет около 1,662 млрд. т.

Необходимо отметить, что производство чугуна в доменных печах остается основной черной металлургии и настоящее время основную долю чугуна получают в доменных печах.

Для нормальной работы современной доменной цеха необходима специальная энергоемкая подготовка железорудного сырья сырья и топлива (коксование). То есть работают ГОКи, обогатительные фабрики, производства окатышей и брикетов, кислородно-компрессорные цеха, грануляция шлака, газоочистка и др.

Список сокращений

А - агломерат;

ДП - доменная печь;

И - известняк;

К- кокс;

НВ - не прямое (косвенное) восстановление;

О – окатыши;

ПВ - прямое восстановление;

ШМ - шихтовые материалы.

ТЭП - технико - экономические показатели

1 Производство черных металлов в металлургии

1.1 Общая характеристика технологии черных металлов

Современное металлургическое производство – это сложная система различных производств, базирующихся на месторождениях руд, коксующихся углей, энергетических комплексах, оно включает:

- шахты и карьеры по добыче руд и каменных углей;
- ГОКи;
- КХЗ, где осуществляют подготовку углей и коксование;
- энергетические цехи для получения сжатого воздуха и кислорода;
- доменные цехи для выплавки чугуна и ферросплавов;
- сталеплавильные цехи для производства стали;
- прокатные цехи, в которых слитки перерабатывают в рельсы, балки, листы, трубы и т.д.

На рисунке 1.1 приведена технологическая схема современного двухстадийного (классического) производства черных металлов.

Основными цехами металлургического комбината являются: доменный, сталеплавильный, прокатные.

Исходным сырьём металлургического предприятия является:

- железная руда, предварительно обогащенная и окускованная;
- металлургический кокс;
- флюсы, добытые в карьерах и также прошедшие предварительную обработку.

Производство чугуна на металлургических заводах состоит из двух основных этапов:

- подготовка исходных материалов (шихты) к плавке;
- выплавка чугуна.

ШМ доменной плавки являются железосодержащие компоненты (агломерат, окатыши), кокс и флюсы. Подготовка железосодержащей части шихты состоит в обогащении руды и окусковании с получением агломерата или окатышей. Обогащение производится с целью повышения содержания полезного компонента (железа) в руде, что существенно улучшает ее металлургические свойства. Окускование сырья способствует повышению газопроницаемости столба шихтовых материалов в доменной печи, улучшению восстановительной способности газового потока, уменьшению выноса газовым потоком мелких фракций шихты из доменной печи, увеличивается производительность доменных печей, сокращается расход кокса.

Кокс является продуктом переработки коксующихся углей. Качество кокса характеризуется химическим составом, физико-механическими свойствами и зависит от свойств исходных углей, их подготовки к коксованию, технологии коксования и обработки готового кокса.

Флюсы служат для придания легкоплавкости пустой породы руды, ошлакования золы кокса и получения жидкоподвижного шлака. В качестве флюса обычно применяют известняки их вводят в доменную печь обычно в виде офлюсованных агломерата и окатышей или в виде кускового материала.

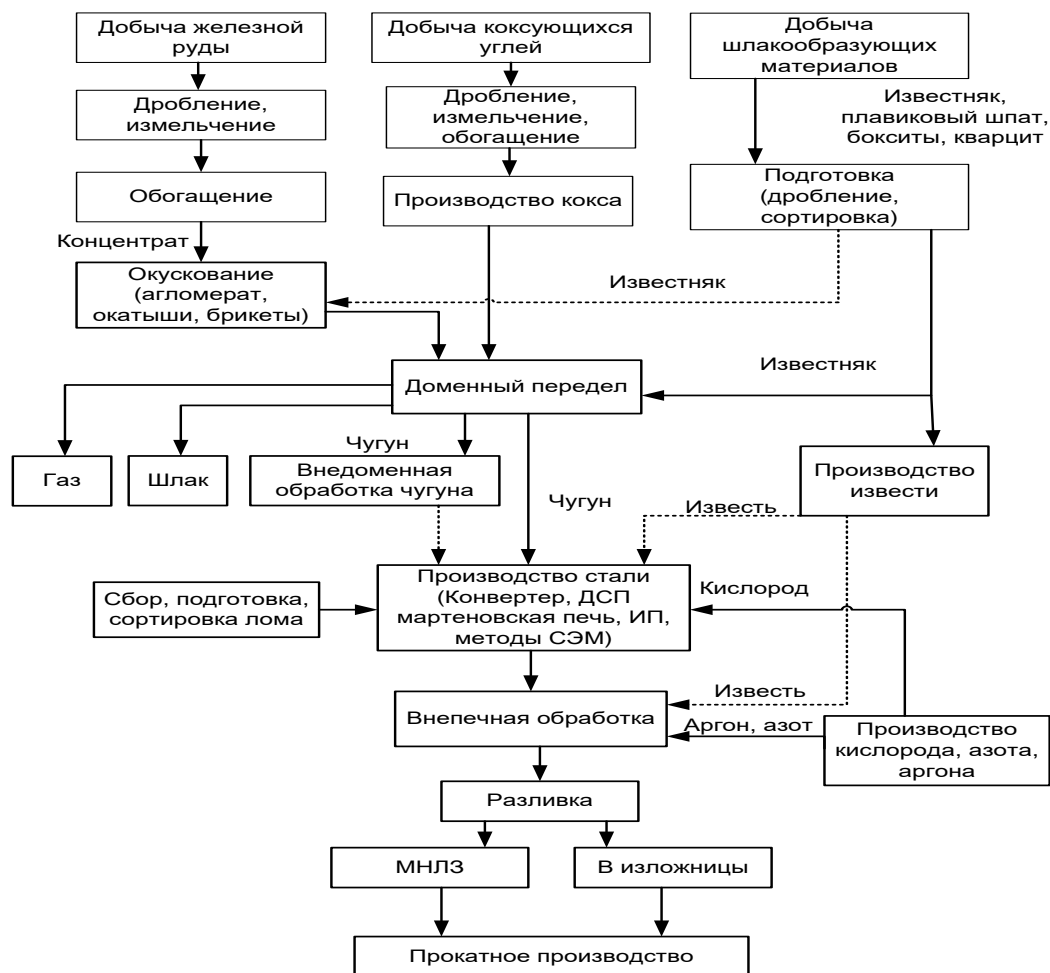


Рисунок 1.1 – Технологическая схема современного двухстадийного производства стали

На рисунке 1.2 представлена общая схема доменного производства.

Продукцией черной металлургии является:

- чугуны, выплавляемые двух видов: перепельный, используемый для передела в сталь и литейный, используемый для производства отливок в литейных цехах.
- ферросплавы для выплавки легированных сталей;
- стальные слитки для производства различного проката (рельсов, балок, листа, труб и др.), а также для изготовления крупных кованых валов, дисков, роторов турбин.

Доменная печь является уникальным агрегатом, имеющая следующие особенности:

1. Противоточный характер движения материалов.
2. Энергетически малозатратный (экономный) агрегат.
3. Минимальное количество вредных выбросов и пыли.
4. Наличие в одном агрегате одновременного зон твердого, жидко-твердого и жидкого состояния.
5. Наличие большого температурного перепада от 0 до 2200 °С.
6. Большой перепад давлений от 10 до 500 кПа.
7. Большой объем доменных печей в 5500 м³.
8. Кампания доменной печи длится от 10 до 40 лет, за одну кампанию доменная печь выплавляет от 20 до 40 млн. т чугуна.

Суточная производительность 12000-13000 т.

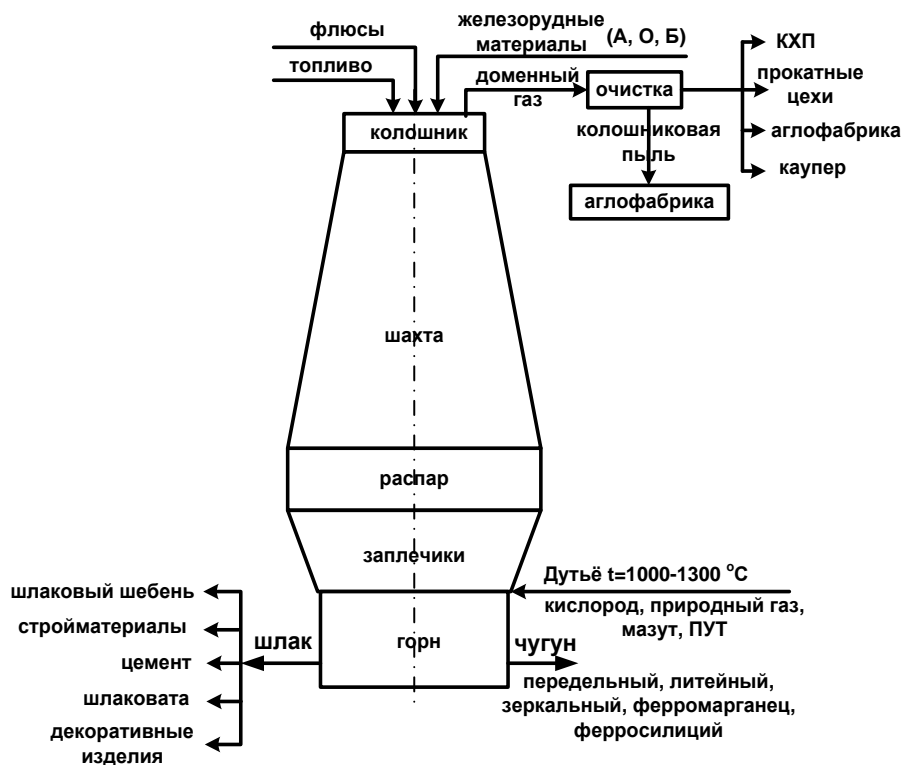


Рисунок 1.2 – Общая схема доменного производства

Доменное производство имеет недостатки: работает на дорогом дефицитном коксе; требует окускования шихты, аглофабрики и производства по изготовлению окатышей. Это все требует огромных капитальных, энергетических затрат и сопровождается загрязнением окружающей среды.

1.2 Производство металлургического кокса

Высокотемпературного коксование угля заключается в пиролизе угля без доступа воздуха при 900-1100°C в течение 14-18 ч.

Перед загрузкой в коксовую печь угольная шихта измельчается до фракции 3 мм. Компоненты шихты усредняются по составу на специальных складах, затем тщательно смешиваются.

Нагрев шихты в печи происходит теплопроводностью от двух стен, внутри которых в отопительных простенках сжигается смесь доменного и коксового газов при температурах до 1350-1400°C.

Задача процесса коксования состоит в удалении главной массы летучих веществ еще в коксовой печи и создании прочного кускового продукта, содержащего не более 1,5-2% летучих веществ, для предотвращения разрушения кокса в доменной печи.

Различают следующие последовательные стадии коксования каменного угля:

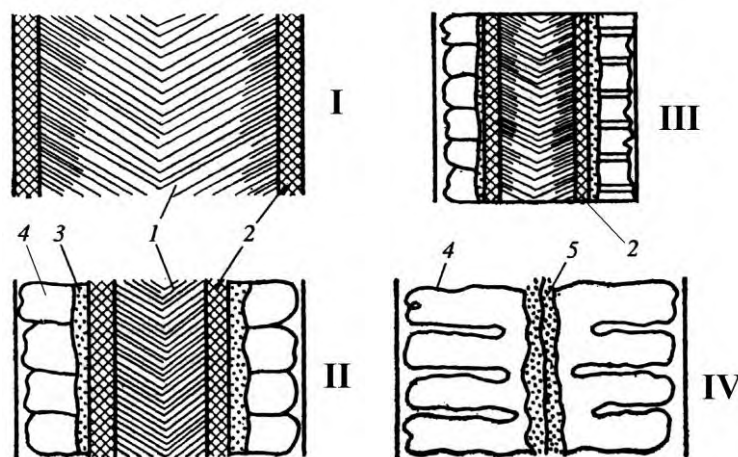
1. Сушка угля при температуре до 100-120°C;
2. Нагрев угля до 300-350°C. Происходит физический прогрев частиц без разрушения легкоплавких соединений – битумов, при распаде которых и выделяются летучие вещества;
3. Размягчение и плавление угля при 350-500°C. Первыми плавятся легкоплавкие битумы. Из расплава интенсивно выделяются летучие, что резко меняет его химический состав, увеличивает вязкость. Поры в коксе – это пузыри и трубки, по которым двигались летучие в массе расплава; стенки их твердеют и сохраняются затем в готовом продукте;

4. При 500-600 °С расплав затвердевает в виде еще слабого в механическом отношении продукта – полукокса, содержащего обычно еще около 50% всех летучих исходной угольной шихты;

5. При 600-1100 °С удаляются летучие, происходит графитизация кокса, т.е. превращение аморфного углерода в кристаллический гексагональный графит. При этом его прочность и твердость возрастают в 30-40 раз.

Рабочее пространство коксовой печи представляет собой прямоугольный параллелепипед, слегка расширяющийся в сторону выдачи кокса. Средний выход металлургического кокса (>25 мм) от общего составляет 93-94 %.

В процессе коксования угольная шихта теряет 300-330 м³ летучих/т шихты. Выделяющиеся из коксовой печи летучие («грязный» коксовый газ) направляются в химические цехи, где из них извлекают смолы, аммиак, бензол и другие ценные компоненты. При их дальнейшей переработке получают более 500 ценных продуктов, таких как лаки, краски, растворители, сульфат аммония, нафталин, серу, лекарства и взрывчатые вещества, минеральные масла и т.д.



I-IV – последовательные стадии коксования; 1 – шихта; 2 – пластический слой; 3 – полукокс; 4 – кокс; 5 – осевая вертикальная трещина

Рисунок 1.3 – Стадии коксования угля

Очищенный коксовый газ содержит, %: 60 H₂; 26 CH₄; 2,7 N₂; 2,6 CO₂; 2,2 C_mH_n; 0,5 O₂. Его теплота сгорания близка к 18400 кДж/м³. Коксовый газ широко используется на металлургических заводах для отопления коксовых батарей, мартеновских печей, кауперов, для вдувания в фурмы доменных печей с целью экономии кокса. Каждая коксовая печь батареи заключена между двумя отопительными простенками. Под каждым простенком располагаются два кирпичных регенератора.

Готовый пирог кокса выгружается в тушильный вагон и по традиционной технологии заливается водой (4-5 м³/т кокса).

Мгновенное охлаждение создает в кусках кокса значительные внутренние напряжения, измельчает кокс, увеличивает его трещиноватость. Тепло коксового пирога теряется при такой технологии безвозвратно.

Технология сухого тушения кокса холодным азотом - раскаленный (1000-1050 °С) кокс загружается сверху в бункер, через который непрерывно продувается азот. Расход циркулирующего по контуру охлаждения азота составляет 75000-80000 м³/ч. После парового котла остаточная теплота азота может быть использована для сушки и подогрева угольной шихты перед коксованием.

1.3 Качество кокса

Кокс выполняет следующие функции.

Является источником тепла, необходимого для протекания эндотермических реакций восстановления окислов, подогрева шихты и восстановительных газов до температур, обеспечивающих скорость протекания реакций, а также плавления и перегрева жидких продуктов плавки и доведения их до необходимой жидкотекучести, позволяющей удалять их из горна печи.

Обеспечивает проведение процессов восстановления, а также является поставщиком углерода для науглероживания металла и восстановления трудновосстановимых оксидов.

Выполняет роль разрыхлителя шихты в зонах, где плавильные материалы еще находятся в твердом и пластичном состоянии, обеспечивает достаточную газопроницаемость столба шихты, предотвращает слипание железорудных материалов и играет важную роль в распределении шихтовых железорудных материалов по горизонтальному и вертикальному сечениям пространства печи.

Обеспечивает формирование гарниссажа, заменяющего огнеупорную кладку по мере ее выгорания, а также выполняет функцию насадки, которая вызывает в нижних зонах печи перегрев и дренаж жидких продуктов плавки при наличии мощного встречного газового потока.

К качеству кокса предъявляются требования.

Низкая зольность кокса оказывает влияние на выход доменного шлака и прочность кокса, каждый 1 % увеличения зольности приводит к снижению производительности доменных печей на 1-2 % и повышению удельного расхода кокса на 1,2-2,0 %.

Высокое содержание серы в коксе приводит к необходимости работы с высокоосновными вязкими шлаками и к ухудшению хода доменных печей с соответствующим снижением технико-экономических показателей планки. Считается, что при увеличении содержания серы в коксе на 0,1 % удельный расход кокса в среднем возрастает на 1-1,4 %.

Содержание остаточных летучих веществ в коксе не должно превышать 1,5 %.

Одной из наиболее важных характеристик кокса является содержание в нем 83-88 % нелетучего углерода.

К физико-химическим характеристикам кокса относятся его горючесть и реакционная способность.

Горючесть кокса определяется скоростью взаимодействия его вещества с кислородом.

Реакционная способность кокса определяется его способностью взаимодействия с диоксидом углерода при 1100°C.

По пористости (45–55 %) кокс занимает промежуточное положение между плотным каменным (1–10 %) и древесным (75–85 %) углями.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Дайте характеристику современного доменного производства.
2. Опишите технологию двухстадийного производства стали.
3. В чем заключаются особенности доменного процесса?
4. Какие функции выполняет кокс в доменной плавке?
5. Опишите процесс коксования.
6. Какими показателями определяется качество кокса?

2 Подготовка материалов к окускованию

2.1 Общая характеристика железных руд

Железо является достаточно распространенным в природе элементом, его содержание в земной коре составляет 4,2 %. Больше содержится в ней только кислорода (49,7 %), кремния (26 %) и алюминия (7,45 %).

Рудными ископаемыми, или рудами, называются такие минеральные массы (горные породы), из которых экономически целесообразно извлечение металла или необходимого элемента. В соответствии с этим железными рудами называются горные породы, из которых экономически целесообразно выплавлять железо.

Промышленным месторождением руд считается такое скопление руд, которое экономически целесообразно разрабатывать. Опыт показывает, что эксплуатация железорудного месторождения целесообразна и имеет перспективу при запасах около 250–500 млн. т.

Руда состоит из рудного (рудообразующего) минерала, пустой породы и примесей. Извлекаемый элемент находится в рудном минерале.

Рудные минералы железных руд представляют собой оксиды, карбонаты железа и некоторые другие соединения.

Железные руды представляют собой полиминеральную горную породу, содержащую рудные минералы, представленные в виде оксидов, реже карбонатов или силикатов и пустую породу.

Различают следующие минералогические типы железных руд.

1. Красный железняк – руда, образованная безводным оксидом железа Fe_2O_3 – гематитом. Красный железняк является самым распространенным видом руды, обычно характеризуется высоким содержанием железа (до 55-58 %) и низким содержанием вредных примесей.

2. Бурый железняк – руда, образованная водными оксидами железа $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$.

Выделяют следующие водные оксиды железа: $n < 0,5$ – гидрогоематит, $n = 0,5$ – турьит, $n = 1,0$ – гётит, $n = 1,3$ – гидрогоётит, $n = 1,5$ – лимонит, $n = 2,0$ – ксантосидерит, $n = 3,0$ – лимнит.

Бурые железняки содержат до 40% железа, обладают высокой пористостью и восстановимостью, имеют обычно осадочное происхождение.

3. Магнитный железняк – руда, образованная магнитным оксидом железа Fe_3O_4 – магнетитом (содержание железа 30-50 % и серы до 4,0 %). Они, как правило, магматогенного происхождения. От других железосодержащих минералов отличается магнитными свойствами, что позволяет ее эффективно обогащать магнитной сепарацией.

Магнетит представляет собой изоморфную смесь оксидов железа ($\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$). Под действием влаги и кислорода атмосферы он окисляется по реакции $\text{FeO} + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{Fe}_2\text{O}_3$, т.е. переходит в оксид железа (III), но с кристаллической решеткой магнетита – мартит. Степень перехода магнетита в мартит определяют отношением общего содержания железа в руде к железу, находящемуся в виде FeO

$$k = \frac{\text{Fe}_\Sigma}{\text{Fe}_{\text{FeO}}} \quad (2.1)$$

В зависимости от величины коэффициента k образуются минералы со следую-

щими названиями:

$k < 3,5$ – магнетит;

$k = 3,5-7,5$ – полумартит;

$k > 7,5$ – мартит.

4. Сидеритовая руда (шпатовый железняк) - образована карбонатом железа – сидеритом FeCO_3 . Имеет осадочное или гидротермальное происхождение, характеризуется низким содержанием железа (28–35 %) и высокой восстановимостью.

5. Ильменит FeTiO_3 – титанат железа. Эти руды магматического происхождения называются титаномагнетитовыми.

Практически не встречаются железные руды, в которых все железо находилось бы в виде одного соединения (оксида или карбоната). Даже в самом «чистом» красном железняке есть незначительное количество оксида FeO , поэтому при определении минералогического типа следует исходить из содержания преобладающего оксида.

Для определения минералогического типа руды достаточно знать общее содержание в руде железа, оксида FeO и потерь при прокаливании (п.п.п.). Если в руде содержится мало FeO (до 5 %) т.е. основная масса железа находится в виде Fe_2O_3 и потери при прокаливании невелики (до 5 %), то это – красный железняк.

В магнитных железняках, а также в окисленных видах магнетита – мартитах и полумартитах потери при прокаливании тоже малы, но значительно содержание FeO (5-20 %), так как Fe_3O_4 является изоморфной смесью оксидов ($\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$).

Степень окисленности определяется по отношению общего содержания железа в руде к железу, содержащемуся в виде FeO . Значительные потери при прокаливании имеют бурые железняки и сидериты. В первом случае потери при прокаливании – это гидратная влага, во втором – двуокись углерода, выделяющаяся при разложении карбоната железа ($\text{FeCO}_3 \rightarrow \text{FeO} + \text{CO}_2$).

Таким образом, если основная масса железа находится в виде Fe_2O_3 и потери при прокаливании составляют 8-15 %, то это – бурый железняк, а если основная масса железа представлена в виде FeO и потери при прокаливании составляют 20-30 % – сидерит.

Пустая порода.

Пустой породой железных руд называются балластные соединения, не содержащие железо, она состоит из различных сложных минералов, компонентами которых являются: кремнезем SiO_2 , глинозем Al_2O_3 , известь CaO и оксид магния MgO . Это минералы кварца, сложные алюмосиликаты, гранаты, пироксены, кальцит и т.д. В идеальном случае порода при расплавлении должна образовывать готовый шлак. Нормальный доменный шлак характеризуется соотношением основных (CaO , MgO) и кислых (SiO_2 , Al_2O_3) оксидов в шлаке

$$B = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} \cdot \quad (2.2)$$

Это отношение называется основностью шлака и является оптимальным при значениях 0,8-1,2.

Так как в подавляющем большинстве случаев в пустой породе руд преобладают оксиды SiO_2 и Al_2O_3 , то в доменную печь необходимо добавлять CaO и MgO в виде кускового известняка или дробленый известняк, известь непосредственно в агломе-

рационную шихту на аглофабрике.

Наиболее ценной является самоплавкая руда, имеющая основность пустой породы около 1,0.

В железных рудах всегда есть некоторое количество примесей, они могут быть и полезными, и вредными.

Полезными примесями являются: Mn, Cr, Ni, V, W, Mo и другие элементы.

Вредными примесями железных руд являются S, P, As, Zn и Pb.

Сера вызывает снижение прочности стали при повышенных, температурах (свойство «красноломкости») и поэтому является вредной примесью.

Фосфор вредно влияет на качество стали, снижает ее прочность при низких температурах – увеличивает хладноломкость и поэтому является вредной примесью. В рудах он содержится в виде апатита $Ca_5(Fe, Cl)(PO_4)_3$ и вивианита $Fe_3(PO_4)_2 \cdot 8H_2O$. В доменной печи фосфор восстанавливается из соединений, полностью переходит в чугун, а затем частично и в сталь.

Мышьяк в химическом отношении аналогичен фосфору, и действие его на качество стали примерно такое же. Во всех случаях примесь мышьяка в рудах вредна. В доменной печи мышьяк полностью восстанавливается из соединений и переходит в чугун. В рудах находится в виде $FeAsS$, при агломерации практически не удаляется.

Цинк является вредной примесью, хотя и не переходит в чугун. Он конденсируется в кладке верха печи и вызывает ее расширение. Это приводит к разрыву верхней части кожуха печи, разрушению кладки.

Свинец также является вредной примесью. Скапливаясь в горне печи, он разрушает кладку.

Для получения высоких технико-экономических показателей работы доменных печей железорудные материалы шихты (железные руды, агломераты, окатыши) должны отвечать определенным требованиям к химическому составу, физико-химическим и физическим свойствам.

Требования к железным рудам: высокое содержание железа; минимальное содержание вредных примесей; высокое содержание основных оксидов в пустой породе (самоплавкая пустая порода); постоянство химического состава; высокая восстановимость; высокая газопроницаемость насыпной массы, т.е. кусковатость, прочность, отсутствие мелких фракций. Требования высокой восстановимости и газопроницаемости не относятся к рудам, направляемым на обогащение и окускование.

2.2 Дробление и измельчение руд

Дробление – придание кускам материала определённых размеров или освобождение зерен рудного минерала для последующего обогащения.

Дробление и измельчение – очень энергоёмкие процессы. По данным ЮНЕСКО человечество до 10 % всей вырабатываемой электроэнергии расходует на дробление и измельчение. Стоимость дробления в стоимости рудного концентрата составляет 40 %.

Существуют следующие способы дробления (рисунок 2.1): раздавливание (а), истирание (б), раскалывание (в), удар (г), раздавливание совместно с раскалыванием (д), раздавливание совместно с изгибом (е).

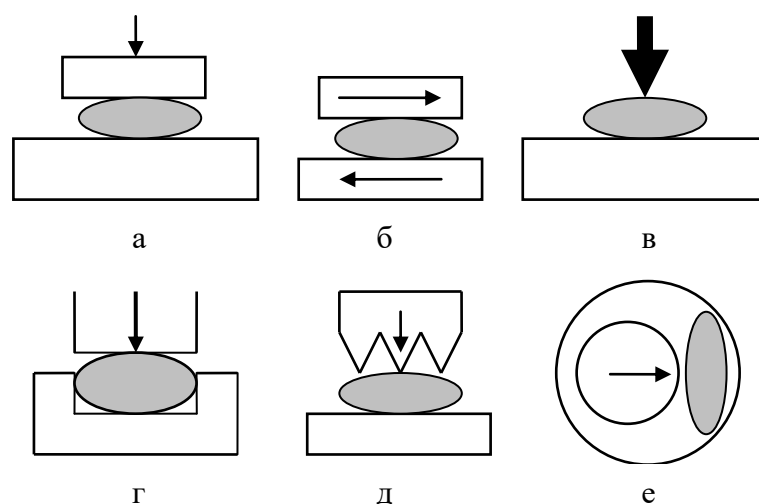


Рисунок 2.1 – Способы дробления

На выбор метода дробления оказывают свойства материалов.

Дробление и измельчение могут быть сухими и мокрыми. Обычно крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют сухим способом.

Процесс дробления зависит от следующих факторов: размеров, формы и взаимного расположения отдельных кусков материалов в рабочей зоне дробилки, физических свойств руды (прочность, твердость, вязкость, плотность, однородность, трещиноватость, влажность), а также конфигурации рабочих органов оборудования, траектории их движения, массы, скорости и угла встречи с обрабатываемыми рудами.

Степенью дробления называется степень уменьшения размера кусков материала в результате дробления

$$i = \frac{D}{d}, \quad (2.3)$$

где D и d соответственно размер кусков руды до и после дробления.

Эффективность дробления определяется массой раздробленного материала, получаемого при расходе единицы электроэнергии. Она зависит от прочности материала, подвергающегося дроблению.

В зависимости от крупности кусков дробимого материала, условно различают дробление:

- крупное – от 1500 до 300 мм ($i = 2-5$);
- среднее – от 300 до 30 мм ($i = 5-10$);
- мелкое – от 30 до 3-5 мм ($i = 10-50$);
- тонкое или измельчение – от 3-5 до 0 мм ($i = 50$ и более).

Сопротивление, которое руда оказывает дроблению, называется прочностью руды.

В зависимости от прочности различают руды:

- мягкие – менее 10 МПа;
- средней твердости – 10-50 МПа;
- твердые – 50-100 МПа;
- весьма твердые – более 100 МПа.

В связи со сложностью процесса нет единой универсальной теории дробления. Существует две гипотезы дробления: поверхностная и объемная.

Согласно поверхностной гипотезе, работа, затраченная при дроблении, пропорциональна величине вновь полученной поверхности

$$E_{\text{п}} = K_{\text{п}} \cdot S, \quad (2.4)$$

где $E_{\text{п}}$ – расход энергии на дробление материала;
 $K_{\text{п}}$ – коэффициент пропорциональности;
 S – площадь вновь образованной поверхности.

Согласно объёмной гипотезе, работа, затраченная при дроблении, пропорциональна объёму тела

$$E_{\text{o}} = K_{\text{o}} \cdot V, \quad (2.5)$$

где E_{o} – расход энергии на дробление материала;
 K_{o} – коэффициент пропорциональности;
 V – объём тела.

При сравнении обеих гипотез видно, что поверхностная гипотеза более соответствует процессам, где дробление идет за счет истирания и раскалывания, а объёмная – дроблению раздавливанием и ударом.

Выбор способа дробления и типа дробилок зависит от физических свойств материала, начальной и конечной крупности его кусков. Твердые и вязкие материалы рациональнее дробить раздавливанием, ударом и истиранием; хрупкие – раскалыванием. Дробилки бывают: щековые, конусные, грибовидные, молотковые, валковые (рисунки 2.2).

В щековой дробилке материал раздавливается качающейся 2 и неподвижной 1 щеками. Изменением размера щели можно регулировать степень дробления.

Щековые дробилки применяют для дробления крупных кусков руды ($i = 3-8$). Удельный расход электроэнергии составляет от 0,3 до 1,3 кВт·ч/т, производительность наиболее крупных составляет 450–500 т/ч. Преимущества – простота, надежность, низкие эксплуатационные затраты; недостатки: сильная вибрация, залипание щек при дроблении влажных и глинистых материалов, необходимость установки специального верхнего питателя для обеспечения равномерной подачи исходного материала.

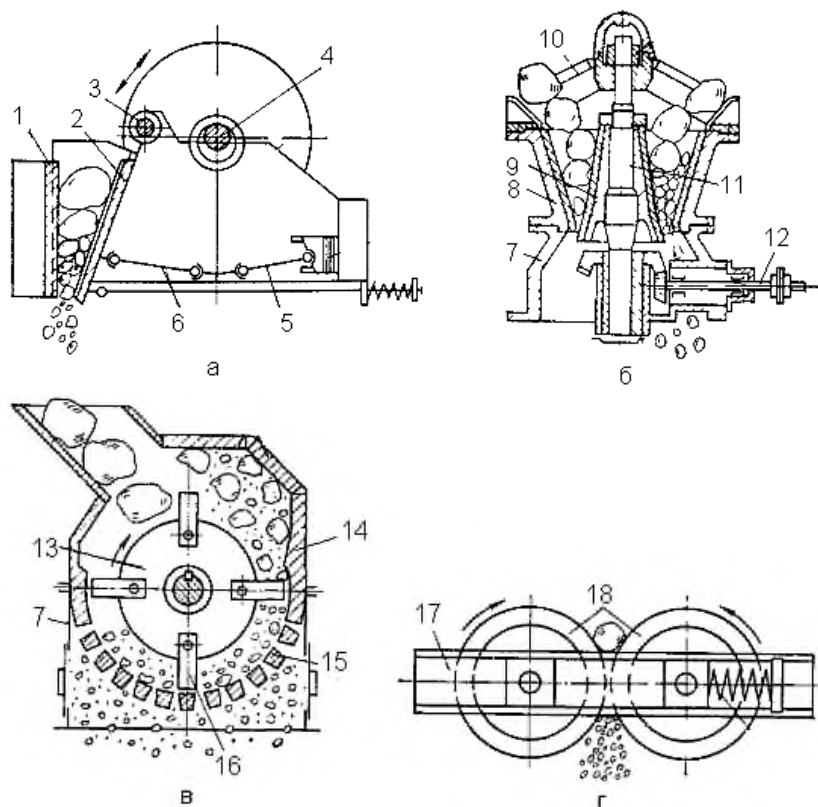
Дробление материала в конусной дробилке происходит между неподвижным 8 и вращающимся внутренним 9 конусами. Эти дробилки предназначены для среднего и мелкого дробления. Основные части дробилок: цилиндрический корпус, установленный на фундаменте, неподвижный конус (чаша), подвижный дробящий конус, укрепленный на валу и опирающийся на сферический подпятник, приводной механизм.

Приводной вал через зубчатую передачу вращает вал-эксцентрик. Производительность составляет 350-400 т/ч, степень дробления $i = 3-8$, удельный расход электроэнергии 0,1-1,3 кВт·ч/т.

Конусные дробилки применяют для материалов любого типа, в том числе со слоистым, плитчатым строением куска, а также для глинистых руд. Они не нуждаются в питателях и могут работать «под завалом», т.е. с рабочим пространством, полностью заполняемым рудой, поступающей из расположенного выше бункера.

Дробление в молотковых дробилках осуществляется в основном под действием ударов по кускам материала стальными молотками, закрепленными на вращающемся валу. Диаметр роторов 370-1700 мм, скорость вращения 580-2800 об/мин, степень

дробления $i = 8-12$, производительность до 300 т/ч.



- 1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – вал подвижной щеки;
 4 – эксцентриковый вал; 5, 6 – механизм регулировки ширины разгрузочной щели; 7 – станина; 8 – неподвижный конус; 9 – подвижный конус; 10 – траверса;
 11 – вал конуса; 12 – приводной вал; 13 – ротор; 14 – отбойные плиты;
 15 – колосниковая решетка; 16 – молотки; 17 – основная рама;
 18 – дробящие валки

Рисунок 2.2 – Схемы дробилок

Валковые дробилки применяют для хрупких, нетвердых материалов (глина, кокс). Материал увлекается вращающимися валками и раздавливается. Степень дробления невысокая: $i = 3-4$. Иногда устанавливают две пары валков одна над другой, это увеличивает степень дробления до 10-16.

Измельчение.

Измельчение материалов выполняется в барабанных мельницах, в которые загружают дробленую руду крупностью от 8 до 50 мм после второй, третьей и даже четвертой стадий дробления. Измельчение происходит за счет свободно падающих дробящих тел в шаровых или стержневых мельницах. Измельчение может быть мокрое и сухое. Как правило, мокрое измельчение производится, если последующее обогащение руды идет в водной среде.

При вращении мельницы за счет трения между шарами и ее стенкой шары начнут подниматься в сторону вращения до тех пор, пока угол подъема не превысит угла естественного откоса, после чего они начнут падать вниз, измельчая материал. В зависимости от частоты вращения барабана в мельнице создаются различные режимы измельчения (рисунок 4.4): каскадный (а), смешанный (б), водопадный (в).

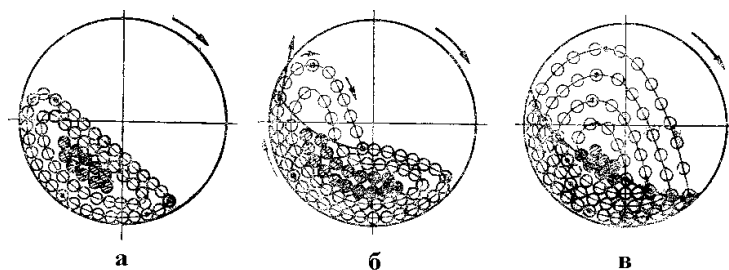


Рисунок 2.3 – Схема движения мелющих тел в барабане мельницы для различных режимов движения

При критической частоте вращения барабана, мелющие тела прижимаются центробежной силой к его внутренней поверхности и вращаются вместе с ним, не отрываясь, она вычисляется по формуле

$$n_k = \frac{42,4}{\sqrt{D}}, \quad (2.6)$$

где D – внутренний диаметр мельницы, м.

Скорость вращения мельниц обычно равна 0,70–0,85 от критической. В процессе мокрого измельчения шары при указанных условиях поднимаются в мельнице на достаточную высоту и эффективно дробят руду.

При частоте вращения менее 0,75–0,85 от критической, создается водопадный режим измельчения – основная масса мелющих тел поднимается вместе с внутренней поверхностью на некоторую высоту, а затем, отрываясь, свободно падает под действием сил тяжести по траекториям, близким к параболическим. Измельчение рудных зерен в данных условиях происходит преимущественно ударом. Водопадный режим применяется при измельчении более крупного материала (в первой стадии).

При смешанном режиме измельчения одна часть мелющих тел участвует в свободном полете, а другая – перекачивается внутри барабана по замкнутым траекториям, измельчая руду ударом и истиранием. Смешанный скоростной режим применяется при мокром измельчении; скорость вращения составляет 0,6–0,75 от критической.

Каскадный режим наиболее тихоходный, скорость вращения составляет 0,5–0,6 от критической, при этом свободный полет мелющих тел исключен, т.к. они непрерывно циркулируют внутри барабана, поднимаясь по круговым траекториям на некоторую высоту, затем скатываясь под углом, близким к углу естественного откоса.

Руду загружают в мельницу через пустотелую цапфу с одной стороны, а с другой – измельченный продукт выходит из мельницы.

По методу разгрузки измельченного продукта различают мельницы со свободным выходом продукта (рисунок 2.4, а-в) и с принудительной разгрузкой через решетку (рисунок 2.4, г).

Различают следующие типы мельниц (рисунок 2.4).

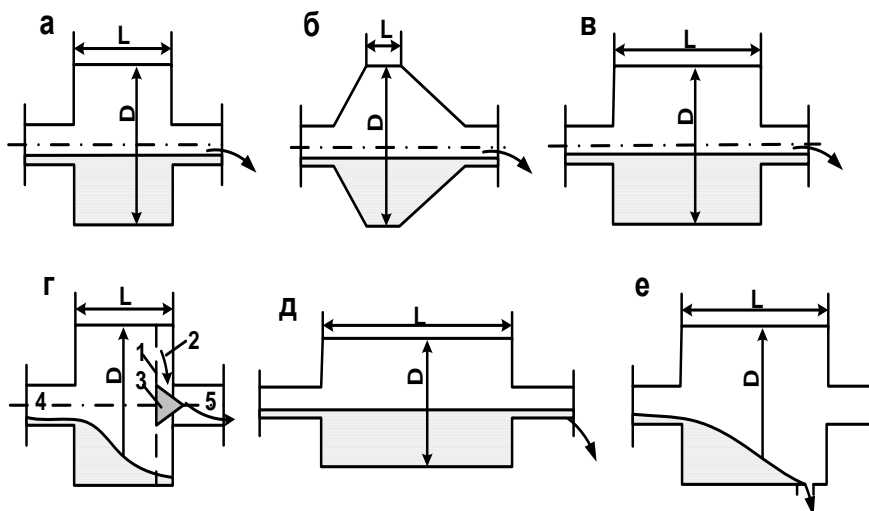
а – шаровые мельницы с центральной разгрузкой измельченного материала, они характеризуются тем, что их длина в 1,5-2 раза больше диаметра.

б – шаровые мельницы конические с высоким уровнем пульпы и центральной разгрузкой измельченного материала, для которых характерна короткая цилиндрическая часть, заключенная между двумя коническими частями.

в – стержневые мельницы цилиндрические с высоким уровнем пульпы и центральной разгрузкой измельченного материала, имеют длину в 1,5–2 раза больше ее

диаметра.

г – шаровые мельницы с низким уровнем пульпы и принудительной разгрузкой измельченного материала через решетку. Их длина меньше или равна диаметру.



1 – стальная колосниковая решетка; 2 – промежуточная камера; 3 – конус;
4, 5 – цапфы соответственно загрузочная и разгрузочная

Рисунок 2.4 – Типы мельниц

д – трубные мельницы с длинной цилиндрической частью в три-четыре раза больше ее диаметра. Чем длиннее мельница, тем дольше руда находится в ней под действием дробящих тел и выше степень измельчения. Их применяют в основном для тонкого сухого измельчения.

е – стержневые мельницы для сухого измельчения с периферической разгрузкой, применяются для измельчения коксовой мелочи и известняка.

Мельницы заполняют шарами на 30–50% их объема. Перегрузка и недогрузка мельницы шарами нерациональны: перегрузка ведет к повышенным расходам энергии и шаров, а недогрузка снижает производительность.

Производительность барабанных мельниц зависит от диаметра, рабочего объема, скорости вращения, конструктивных особенностей, размера и формы мелющих тел, твердости и крупности кусков руды (исходных и измельченных), плотности пульпы и выхода конечного продукта.

Шаровые мельницы. Основными размерами мельниц являются: внутренний диаметр D , и длина цилиндра L .

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (рисунок 2.5) состоят из сварного стального цилиндрического барабана 1 с приваренными на его концах литыми фланцами и торцовыми крышками 2 и 3. Внутри барабан и торцовые крышки мельницы защищены футеровкой 5 и 6 из износостойкой стали, которую крепят болтами 7. Полые цапфы 8 и 9 также изнутри защищены футеровкой. Мельницу устанавливают на двух подшипниках 4, которые имеют только нижние вкладыши с баббитовой заливкой. Привод мельницы осуществляется электродвигателем и редуктором через зубчатую передачу и зубчатый венец 10. Загрузка материала в мельницы производится через улитковый питатель 11 и полуцапфу 8.

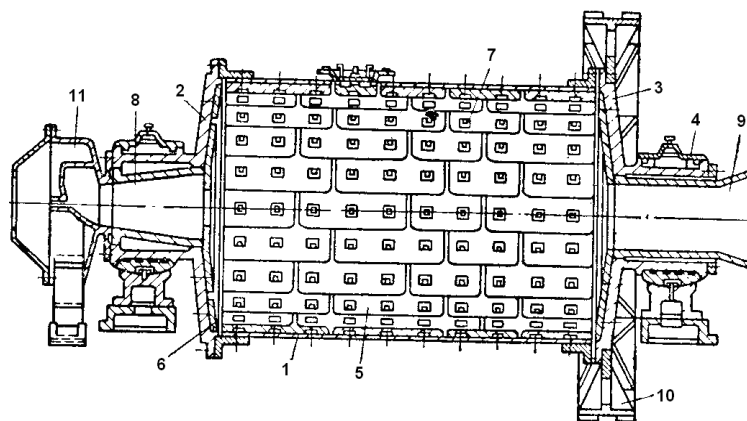


Рисунок 2.5 – Шаровая мельница с центральной разгрузкой

В мельнице с разгрузкой через решетку (рисунок 2.4, г) стальная колосниковая решетка 1 задерживает крупные куски руды и шары. Измельченная руда выгружается через решетку (диафрагму), установленную перед цапфой, в промежуточную камеру. Между решеткой и торцовой стороной мельницы, радиально прикреплены реборды, на которые поступает пульпа. Поэтому при вращении реборды поднимают пульпу вверх и сливают ее на конус, расположенный вершиной к разгрузочной цапфе. Пульпа стекает по конусу, попадает в разгрузочную цапфу и выходит из мельницы, при этом создается разность уровней загружаемого исходного материала и разгружаемого измельченного продукта, что способствует его более быстрому движению. Поэтому производительность мельницы с решеткой выше, чем мельниц с центральной разгрузкой.

В месте установки каждой колосниковой решетки в диафрагме имеется специальное углубление. Пульпа сначала проходит через отверстия, затем через круглые отверстия диафрагмы.

Уровень пульпы в месте ее разгрузки регулируется с помощью отверстий, которые могут быть открытыми или закрываются деревянными пробками через люки. Имеются мельницы с разгрузкой через решетку без регулирования уровня пульпы, у них диафрагма состоит из отдельных колосниковых решеток секторного типа. Каждый сектор решетки крепят к торцовой крышке мельницы с помощью литых стальных полос болтами. Площадь отверстий решетки во много раз больше площади разгрузочной цапфы. Скорость движения пульпы в такой мельнице регулируется водой, т.е. отношением Т:Ж.

Толщина металлической футеровки в зависимости от размеров мельниц составляет от 50 мм до 150 мм. Диафрагма, футеровочные плиты и колосники изготавливаются из износостойкой марганцевой стали типа 35ГЛ или 45ГЛ.

Стержневые мельницы. Внутри мельница заполнена стальными стержнями, длина которых на 25–30 мм меньше длины барабана.

Торцовые крышки барабана выполняются плоскими или слегка коническими. При работе мельницы стержни, раздвинутые кусками руды, производят своего рода классификацию материала по крупности: мелкие зерна проваливаются через зазоры между стержнями и не переизмельчаются; более крупные задерживаются на стержнях и подвергаются наиболее интенсивному разрушению. Поэтому в измельченном продукте отсутствуют излишне крупные недоизмельченные куски и сравнительно мало тонкого класса. Стержневые мельницы обычно работают в первой стадии открытого цикла.

2.3 Грохочение и классификация

Разделение, или сортировка, материалов по крупности частиц на механических ситах называется грохочением, а разделение материалов при свободном падении в воде или воздухе – воздушной или гидравлической классификацией. Материалы крупностью частиц более 1–3 мм разделяются грохочением, а более мелкие – классификацией.

Основными показателями этих процессов являются: производительность, измеряемая массой исходного (поступившего на грохот) продукта, и эффективность, измеряемая коэффициентом полезного действия. Коэффициент полезного действия (кпд) ε грохота или классификатора определяется по формуле

$$\varepsilon = \frac{q}{Q} \frac{100}{\alpha} \%, \quad (2.7)$$

где Q и q – соответственно массы исходного и подрешетного продуктов;
 α – содержание выделяемой фракции в исходном продукте, %.

Целью грохочения является полное выделение мелкой фракции подрешетного продукта из исходного материала. Однако полностью выделить мелкую фракцию из поступающего на грохот материала не удастся, так как практически нельзя создать условия, обеспечивающие беспрепятственное прохождение зерен нижнего продукта через отверстия сита.

Важным фактором, влияющим на процесс грохочения, является также содержание в материале гигроскопической влаги и комкующих примесей, такие, как глина, мел и другие.

Принципиальные схемы механических грохотов приведены на рисунке 2.6.

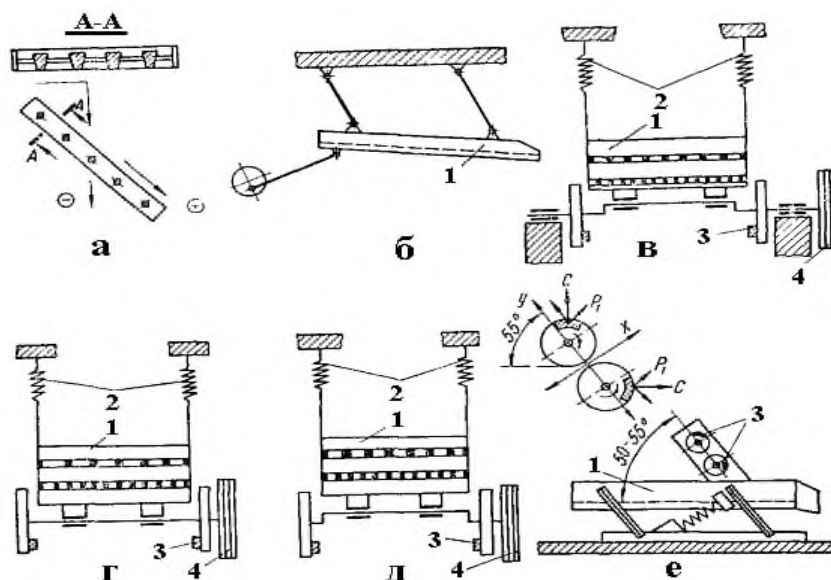
Самым простым, надежным, но и наименее эффективным (к.п.д. 50–65 %) является неподвижный колосниковый грохот (рисунок 2.6, а), представляющий собой решетку из колосников с зазором 15–30 мм, установленную под углом 35–40° к горизонтали.

Рама с ситом качающегося грохота (рисунок 2.6, б) приводится в движение эксцентриковым валом и колеблется в плоскости сита. Эффективность грохочения составляет 85–90 %, а производительность наиболее крупных моделей (размер сита 2000x2700 мм) достигает 250 т/ч.

Более производительными и совершенными по конструкции являются вибрационные грохоты, в которых рама с ситом приводится в движение эксцентриковым валом-вибратором. В полувибрационном грохоте (рисунок 2.6 в) качание создается эксцентриковым валом, и возникающие центробежные силы уравниваются грузами.

В вибрационном грохоте (рисунок 2.6 г) вибрация сита происходит благодаря наличию только сил инерции, возникающих при вращении неуравновешенных грузов 3. В такой конструкции затруднена передача движения от неподвижного мотора к качающемуся шкиву 4.

В самоцентрирующемся грохоте (рисунок 2.6 д) устранен этот недостаток – сочетание эксцентрикового вала с инерционным механизмом позволяет подбором грузов, зафиксировать положение оси в пространстве. Самобалансный (рисунок 2.6 е) грохот, в котором движение короба строго прямолинейное, так как направленные в противоположные стороны силы инерции уравниваются, а действуют только силы, направленные по одной прямой.



1 – короб с ситами; 2 – пружины; 3 – неуравновешенные грузы;
4 – качающийся шкив

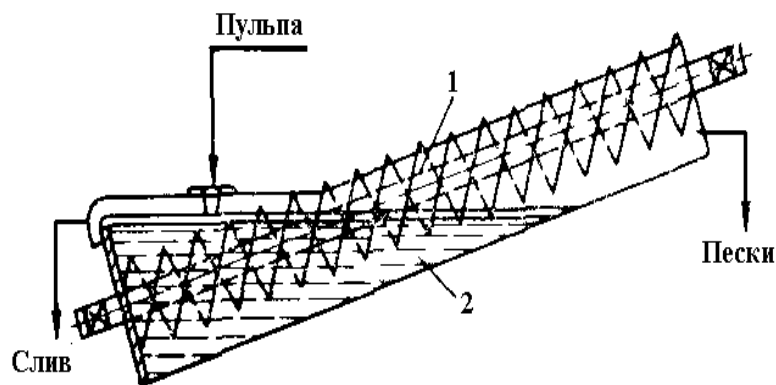
Рисунок 2.6 – Принципиальные схемы грохотов

В доменном цехе основным агрегатом для сортировки кокса перед загрузкой является роликовый (валковый) грохот, представляющий собой набор валков, на которые насажены диски, имеющие форму круга или храпового колеса.

Гидравлическая классификация основана на разной скорости осаждения в воде частиц материала крупности менее 5 мм.

В реальных процессах в жидкости находится не отдельная частица, а масса материала, поэтому осаждающееся зерно испытывает и сопротивление окружающих его других зерен. Скорость осаждения в таких условиях всегда меньше.

В устройствах для классификации разделение обычно совмещено с движением массы материала в потоке жидкости. Наиболее распространенным устройством для гидравлической классификации материала является спиральный классификатор (рисунок 2.7), представляющий собой желоб с расположенными в нем вращающимися спиралями.



1 – желоб; 2 – спираль

Рисунок 2.7 – Схема спирального классификатора

Разделяемый материал подается в виде пульпы. Крупные частицы оседают на дно и спирально выносятся в верхний конец желоба, где отделяются пески (крупная

фракция). Мелкие частицы уносятся водой из нижней части желоба (слив).

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Дайте характеристику основных минералов железных руд.
2. Из каких компонентов состоят руды?
3. Что такое основность и какие руды являются самоплавкими?
4. Перечислите основные способы дробления и типы дробилок.
5. Перечислите основные способы измельчения и типы мельниц.
6. Опишите процесс грохочения.
7. Что такое классификация?

3 Обогащение железных руд

3.1 Основные способы обогащения

Обогащением руды называется операция, увеличивающая содержание железа или снижающая содержание вредных примесей в руде. Обогащение позволяет существенно повысить содержание железа в шихте доменных печей, улучшить условия восстановления железа, уменьшить выход шлака, улучшая, тем самым ход печи и снижая расход кокса при возрастающей производительности. Получаемые на обогатительных фабриках концентраты содержат до 65–68 % Fe и более.

Для разделения используют различия свойств рудного минерала и пустой породы: цвет, блеск, твердость, плотность, смачиваемость, оптические, электрические, магнитные и другие характеристики.

Существуют следующие методы обогащения: рудоотборка, промывка, гравитационное, флотационное, магнитная сепарация.

Продуктами обогащения являются:

-концентрат – материал, содержащий полезного минерала больше, чем его было в исходной руде;

-хвосты – материал, состоящий в основном из пустой породы и содержащий небольшое количество полезного минерала;

-пром. продукт, занимающий по содержанию полезного элемента промежуточное положение между концентратом и хвостами – промпродукт, который подвергают дополнительному обогащению.

Эффективность обогащения характеризуется следующими показателями:

1. Содержание полезного элемента в руде (α), концентрате (β) и хвостах (ν). Чем выше содержание элемента в концентрате и ниже в хвостах, тем лучше качественные показатели обогащения.

2. Выход концентрата γ (% , доли), или соотношение масс концентрата (M_k) и руды, пошедшей на его получение (M_p) - какое его количество получается из 1 т руды

$$\gamma_k = \frac{M_k}{M_p} \cdot 100\% . \quad (3.1)$$

3. Степень сокращения показывает, во сколько раз уменьшается количество концентрата по сравнению с количеством пошедшей на его получение руды, т.е. сколько требуется переработать тонн руды для получения 1 т концентрата

$$K_c = \frac{1}{\gamma} = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\nu}{\nu} . \quad (3.2)$$

4. Степень обогащения, или соотношение содержаний элемента в концентрате и исходной руде

$$K_o = \frac{\beta}{\alpha} . \quad (3.3)$$

5. Степень извлечения полезного элемента в концентрат (ε) показывает, какая его часть, содержащаяся в руде, перешла в концентрат

$$\varepsilon = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{(\alpha - \nu)\beta}{(\beta - \nu)\alpha} \quad (3.4)$$

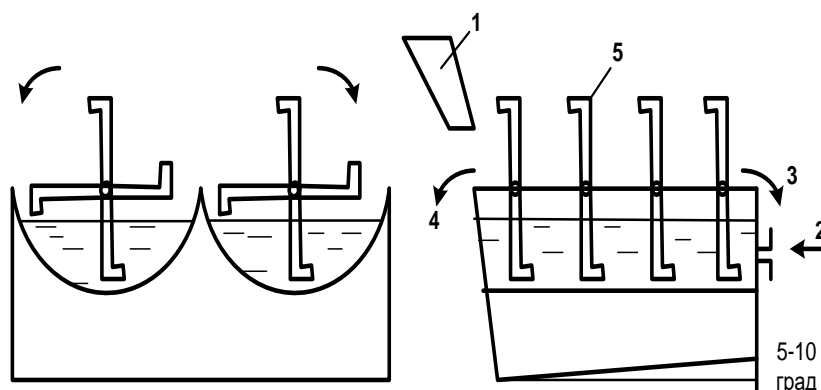
Степень извлечения железа при обогащении железных руд в зависимости от метода обогащения и конструкции аппарата может изменяться от 60 до 95 %.

Существуют следующие методы обогащения.

Рудоотборка основана на различной плотности и цветах минерала и пустой породы. Выполняется вручную.

Обогащение промывкой основано на том, что глинистая и песчаная пустая порода размывается водой и уносится ею, в то время как на рудный минерал вода не действует. Поэтому такому обогащению подвергаются бурые железняки, сидериты, марганцевые руды, известняки.

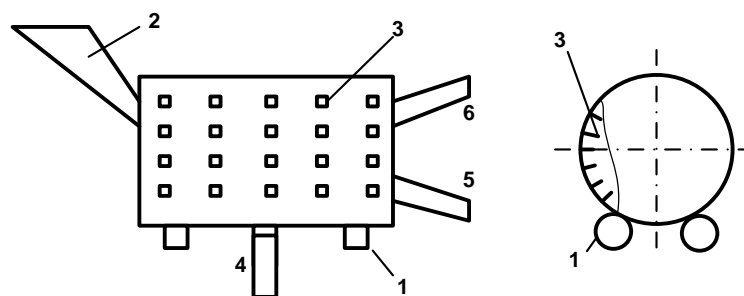
Корытная мойка (рисунок 3.1) представляет собой желоб длиной 8 м, диаметром 2,5 м. Внутри помещены вращающиеся валы-шнеки. Желоб имеет наклон 5-10°. В нижнюю часть желоба непрерывно подается вода. За счет вращения лопастей более легкие глинистые и песчаные составляющие уходят в слив, а более тяжелые частички концентрата выносятся на выдачу с противоположного конца. Производительность 50-100 т/ч концентрата. Расход воды 2-6 м³/т исходной руды.



1 – загрузка материала; 2 – подача воды; 3 – выдача рудного концентрата;
4 – слив; 5 – вращающиеся валы-шнеки

Рисунок 3.1 – Способ корытной мойки

Наиболее простым агрегатом для промывки являются бутара и скруббер, представляющие собой вращающийся барабан из перфорированного (бутара) или сплошного (скруббер) листового железа, через который пропускается смесь воды с рудой. При пересыпании руды глинистая порода растворяется в воде и уносится. Возможно сочетание сплошного и сетчатого барабанов, дающее бутару-скруббер. Диаметр таких устройств достигает 1300, длина – 5000 мм, а производительность – 500 т/ч. Основным недостатком скрубберов и особенно бутар – высокий расход воды, достигающий 2-10 м³/т материала.



1 – опорные ролики; 2 – загрузочный желоб; 3- перебрасывающие лопатки;
 4 – привод (зубчатое колесо и приводная шестерня); 5 – выдача концентрата;
 6 – подача воды

Рисунок 3.2 – Промывочный барабан скруббер

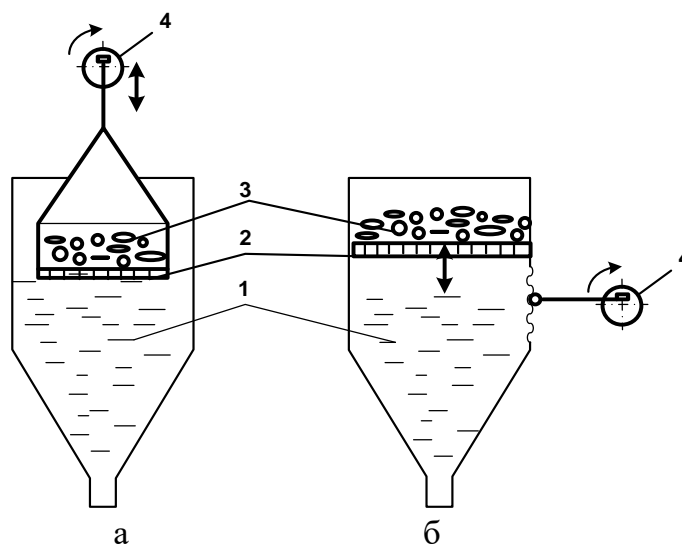
Гравитационные методы обогащения являются более эффективными. Они основаны на том, что рудный минерал железных и марганцевых руд имеет большую плотность, чем порода.

Широкое распространение получил метод гравитационного обогащения называемый отсадкой. При отсадке осуществляется разделение зерен материалов разной плотности в восходящем или пульсирующем потоке воды, который создается различными способами. Расслоение происходит из-за различной скорости оседания в воде частиц рудного минерала и пустой породы – богатые железом и более тяжелы частицы скапливаются внизу, пустая порода - сверху.

Пульсирующий поток воды создается двумя способами: возвратно-поступательным движением сита с материалом в жидкости (рисунок 3.3, а) и поперечным перемещением жидкости через неподвижное сито с материалом (рисунок 3.3, б).

Камера такой отсадочной машины с подвижным решетом (рисунок 3.3, а) представляет собой ящик с жидкостью, в котором подвешен короб с решетом, соединенный с эксцентриковым валом. При возвратно-поступательном движении короба уровень воды в нем поднимается и опускается. Вместе с водой движутся зерна руды и происходит разделение на концентрат и хвосты. Размер решета составляет 1250x1250 мм, скорость движения 100–250 ходов решета в минуту. Производительность наиболее крупных машин может достигать 2 - 30 т/ч.

Недостатками отсадки являются невозможность переработки мелких материалов (тонковкрапленных руд), что не позволяет получать концентраты с высоким содержанием железа, а также недостаточная производительность машин, сложность их эксплуатации. Кроме того, отсадка требует одинакового по крупности, материала, поскольку скорость осаждения зерна в жидкости увеличивается с ростом его размера.



1 – ёмкость с водой; 2 – решетю; 3 – обогащаемая руда;
4 – эксцентриковый вал

Рисунок 3.3 – Отсадка в машинах с подвижным и неподвижным решетом

3.2 Обогащение магнитной сепарацией

Магнитное обогащение состоит в разделении минеральных зерен руды по их магнитной восприимчивости. В магнитном поле зерна магнитного минерала притягиваются к полюсам магнита и, преодолевая постоянно действующие силы (силы гравитации, центробежные, сопротивление водной среды и др.), перемещаются в одном направлении, в то время как немагнитные зерна под действием этих сил движутся в другом направлении. На зерно минерала, помещенное в магнитном поле, действует магнитная сила

$$F_{\text{маг}} = \mu_0 \chi H, \quad (3.5)$$

где $F_{\text{маг}}$ – сила магнитного притяжения, кгс/кг;

μ_0 – магнитная постоянная, Гн/м;

χ – удельная магнитная восприимчивость, м³/кг;

H – напряженность магнитного поля, А/м.

Магнитной сепарацией в основном обогащают руды с сильномагнитными свойствами, в состав которых входят минералы магнетит и маггемит.

Магнитное поле создается электромагнитами, напряженность его регулируется силой тока. В сепараторах со слабым магнитным полем могут применяться и постоянные магниты.

Доля магнитного обогащения железных руд среди других способов составляет более 80 %, на промывку и отсадку приходится около 15 %, остальное – на другие методы.

Магнитные сепараторы разделяются на ленточные, барабанные, шкивные, кольцевые. Материал в сепаратор можно подавать в сухом или в мокром виде (в виде пульпы). Т.к. во втором случае устраняется пылеобразование, то он имеет гораздо большее распространение.

Для обогащения руд крупностью более 6 мм применяется сухая магнитная сепарация.

рация. Руды крупностью менее 0,1 мм обогащаются только мокрым способом. Кроме подавления пылеобразования это позволяет повысить эффективность обогащения, т.к. в водной среде разделение мелких частиц более полное.

Для сухого обогащения крупнокусковых магнетитовых руд применяют трехбарабанные сепараторы с верхней загрузкой руды (рисунок 3.4). Выделение промежуточного продукта происходит на нижнем барабане с более высокой напряженностью магнитного поля.

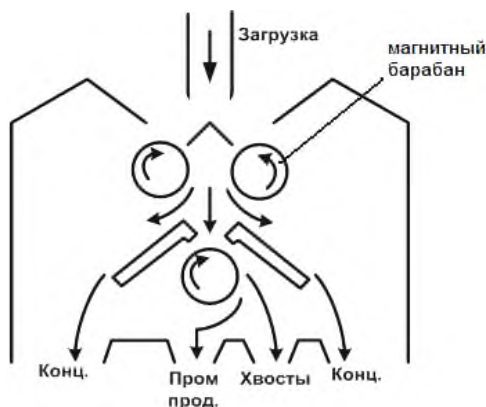


Рисунок 3.4 – Схема трехбарабанного сепаратора с верхней загрузкой руды

Прямоточные сепараторы представлены (рисунке 3.5). Основным узлом прямоточного сепаратора является барабан 2, изготовленный из немагнитного материала с резиновой обклейкой 5, в котором расположена неподвижная магнитная система 3. Исходный материал в виде пульпы через загрузочную коробку 1 подается на загрузочный лоток 6 и направляется в магнитное поле.

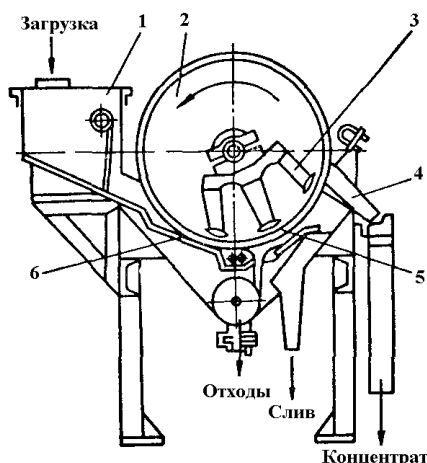


Рисунок 3.5 – Устройство барабанного магнитного сепаратора с прямоточной ванной

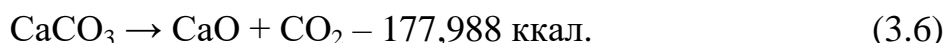
Немагнитные частицы под действием силы гравитации попадают вниз, а магнитные (концентрат) – притягиваются к барабану и увлекаются им до разгрузочного лотка 4. По выходу из зоны действия магнитного поля концентрат отстает от барабана и попадает на лоток. Кроме того, сюда подается струя воды для смыва оставшегося на барабане концентрата. Производительность сепаратора с барабаном диаметром 600 и длиной 1500 мм, вращающегося со скоростью 40 об/мин, составляет 12–45 т/ч в зависимости от крупности частиц обогащаемой руды (степень извлечения железа до 82 %).

Недавно разработана рентгеновская радиометрическая сепарация.

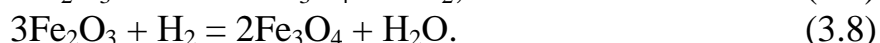
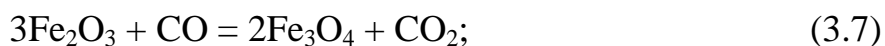
3.3 Обжиг шихтовых материалов

Первоначальной целью обжига руды было удаление влаги из бурых железняков и летучих веществ из сидеритов, удаление серы, улучшение восстановимости руды вследствие повышения пористости и растрескивания. Однако, с появлением и быстрым развитием агломерации такой обжиг стал ненужным, так как при спекании руд все эти задачи выполнялись вместе с окускованием.

В настоящее время производят обжиг известняка, который в дальнейшем используется в процессе агломерации



Восстановительный, или магнетизирующий, обжиг – это перевод слабомагнитных минералов железных руд в магнитные с целью последующего обогащения магнитной сепарацией. Такой обжиг проводится в восстановительной атмосфере, т.е. при сжигании топлива с коэффициентом избытка воздуха меньше единицы, или с помощью вводимого со стороны восстановительного газа. Восстановителем при магнетизирующем обжиге являются оксид углерода (CO) и водород, получаемые при сжигании твердого, жидкого или газообразного топлива, или природный газ, содержащий метан. Восстановление протекает по реакциям



При чрезмерном развитии восстановительных процессов появляется опасность «перевосстановления», т.е. дальнейшего восстановления магнетита и потеря им магнитных свойств. Поэтому необходимо, чтобы скорость процесса восстановления не превышала скорости диффузионных процессов, т.е. поступления восстановителя к фронту реакции и отвода газообразных продуктов восстановления (CO_2 , H_2O). Такие условия достигаются при большой скорости газов (>1 м/с), небольшой крупности частиц материалов (<5 мм), невысоких температурах и концентрации восстановителя (температура ниже 800 °С, концентрация меньше 10%). Обожженный материал при охлаждении нужно изолировать от кислорода, иначе он окислится и потеряет приобретенные магнитные свойства.

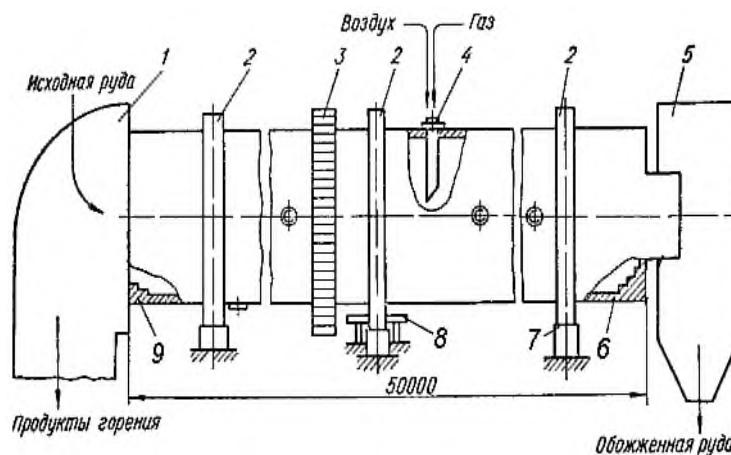
Для магнетизирующего обжига руд применяются трубчатые печи, печи с кипящим слоем (реакторы) и шахтные печи.

Печь представляет собой длинную вращающуюся трубу, в которой, пересыпается руда. Навстречу руде движутся восстановительные газы, подаваемые с торца и вдоль печи (рисунок 3.6). Печь футерована внутри шамотным кирпичом.

Печь устанавливается с наклоном 3° и вращается со скоростью $0,68$ – $1,36$ об/мин. Она отапливается природным газом 12-ю периферийными горелками, расположенными по спирали, что обеспечивает определенное распределение температуры по длине печи. К горелкам с помощью специальных устройств подведены газ и воздух.

Частицы исходной руды крупностью 0 – 25 мм с добавкой небольшого количества твердого восстановителя в виде бурого угля подаются весовым дозатором в печь.

Перемешиваясь в печи в течение $1,5$ – 2 ч, руда нагревается до 700 – 800 °С и обрабатывается восстановительными газами.



1 – загрузочная головка; 2 – бандаж; 3 – венцовая шестерня; 4 – периферийные горелки; 5 – разгрузочная головка; 6, 9 – соответственно разгрузочный и загрузочный пороги; 7, 8 – соответственно опорный и упорный ролики
 Рисунок 3.6 – Схема трубчатой вращающейся печи (50x3,6 м) для магнетизирующего обжига руды

Обоженная руда выгружается в специальный охлаждающий барабан с водой, где охлаждается без контакта с кислородом. Производительность такой печи составляет до 1000 т руды в сутки, расход у. т.– 4,5–5,5 % . от массы руды.

Большая поверхность контакта твердого материала и газа обуславливает высокую интенсивность протекания химических реакций, теплообмена; температура материала по высоте слоя практически одинаковая.

Несмотря на то, что магнетизирующий обжиг позволяет получать железорудные концентраты высокого качества, этот способ подготовки из-за своей высокой стоимости применяется только в тех случаях, когда другие способы обогащения не дают удовлетворительных результатов.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. С какой целью производится обогащение руд?
2. Перечислите основные способы обогащения.
3. Укажите основные показатели обогащения.
4. Какие существуют виды обжигов материалов и с какой целью они применяются?
5. В чем заключается магнитное обогащение и в чем его преимущества?
6. Почему чаще применяют мокрую магнитную сепарацию, а не сухую?

4 Окускование железорудных материалов

4.1 Процессы, протекающие при агломерации железорудных материалов

Наиболее распространены два метода окускования металлургического сырья: агломерация и производство окатышей.

Агломерация - процесс окускования материалов спеканием за счет сжигания топлива в самом материале или подвода тепла со стороны. Главную роль играет метод агломерации просасыванием, при котором горение топлива в слое спекаемого материала осуществляется за счет непрерывно просасываемого воздуха.

При окомковании, спекании агломерата, окатышей агломерационная шихта и окатыши при высокотемпературном нагреве претерпевают сложный комплекс разнообразных физических процессов и химико-минералогических превращений (рисунок 4.1).

Процессы и превращения в каждом объеме материала можно разбить на три этапа. На этапе I процессы идут между газообразной и твердой фазами (до 1100-1200 °С); на этапе II процессы происходят в спекаемом материале с участием расплавов (от 1200 до 1400-1500 °С); на этапе III протекает кристаллизация расплава при его охлаждении.

Смешивание и окомкование шихт. Операции смешивания и окомкования шихты выполняют с помощью вращающихся барабанов. Сыпучий материал поднимается на некоторую высоту и затем под действием веса падает (скатывается) вниз. Благодаря наличию разности уровней материала на концах барабана, падающая шихта одновременно перемещается на некоторое расстояние вдоль его оси – к разгрузочному концу.

Движение в поперечном сечении барабана влияет на режим обработки шихты, а движение вдоль оси вращения определяет производительность барабана.

Задачей окомкования является создание гранул (комков) шихты достаточно большого диаметра в узком интервале крупности. Верхний предел размеров гранул определяется процессами горения: оно сильно замедляется, если частица топлива находится в крупной грануле. Уменьшение размеров гранул снижает газопроницаемость шихты, т.е. также замедляет процессы горения.

Причиной окомкования являются молекулярные силы, возникающие при введении жидкости или коллоидных веществ. Различают следующие механизмы окомкования: капиллярный - действие поверхностного натяжения увлажняющей жидкости, и клеевой (цементационный) за счет действия молекулярных сил коллоидных веществ, клеев.

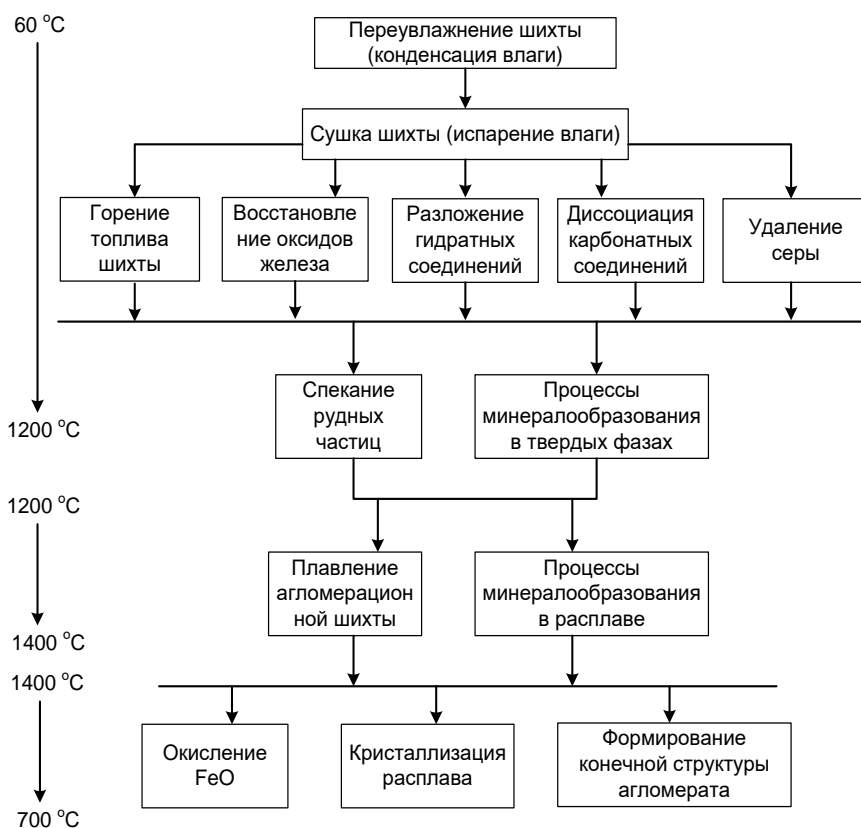


Рисунок 4.1 – Схема превращений при спекании агломерата и обжиге окатышей

Согласно капиллярной теории окомкования, при взаимодействии твердых частиц шихты и увлажняющей жидкости возникают капиллярные силы, стягивающие частицы (рисунок 4.2, а).

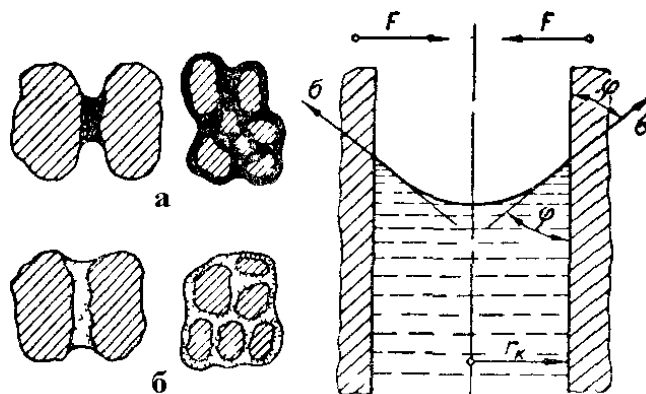


Рисунок 4.2 – Схемы окомкования частиц аглошихты за счет капиллярных сил (а) и при добавлении клеящих веществ (б)

Чем больше капиллярное давление, тем больше сила F , удерживающая частицы. Сила F , поднимающая жидкость в капилляре, приложена по его окружности и равна поверхностному натяжению жидкости, удерживающему ее мениск на определенной высоте

$$F = 2 \cdot \pi \cdot \sigma \cdot r_k \cdot \cos \varphi, \quad (4.1)$$

где r_k – радиус капилляра;

σ – поверхностное натяжение жидкости;

φ – угол смачивания жидкостью данного материала.

Основными факторами, определяющими процесс окомкования шихты, являются поверхностное натяжение увлажняющей жидкости, угол смачивания ею материала и размеры капилляра.

Размер капилляра определяется крупностью частиц шихтовых материалов: мелкие материалы комкуются лучше, чем крупные.

Для окомкования агломерационной шихты в основном используются окомковательные барабаны.

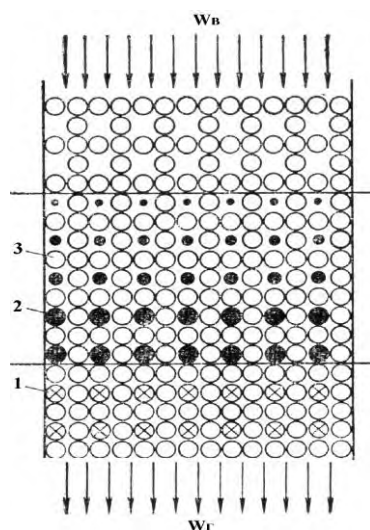
Коллоидные вещества, вводимые в шихту или содержащиеся в ней, заполняют поры между твердыми частицами комкуемой шихты, что приводит к увеличению молекулярных сил сцепления и увеличения прочности комков после испарения воды.

Горение твердого топлива в агломерируемом слое.

Горение топлива в агломерационном процессе отличается от его горения в других топливосжигающих устройствах (рисунок 4.3).

1. Твердое топливо агломерационной шихты воспламеняется не в атмосфере воздуха, а в газе с низким содержанием кислорода (до 2-4 %), т. е. при температурах, значительно более высоких.

2. За счет высоких удельной поверхности агло шихты и удельной теплоемкости происходит интенсивный теплообмен в спекаемом слое, в результате чего происходит очень быстрое охлаждение горячего газа. Это обеспечивает высокую степень регенерации тепла, в то же время ограничивает высоту зоны горения, которая составляет в среднем 20-30 мм.



1 – частицы топлива в шихте; 2 – горящие частицы топлива;

3 – зерна рудной части шихты

Рисунок 4.3 – Схема горения топлива в слое агломерационной шихты

3. Горение топлива в агломерируемом слое является слоевым процессом. Из-за небольшой концентрации (3-6 % по массе) частички топлива разобщены негорючими материалами (руда, возврат, известняк); в результате этого процесс можно рассматривать как горение одиночных изолированных частиц топлива в потоке газа с непрерывно меняющимися температурой и составом.

4. Разобщенность частиц топлива приводит к тому, что, во-первых, не весь кислород воздуха реагирует с углеродом.

5. Горение частичек топлива начинается в слое твердой агло шихты, а заканчивается в зоне формирования агломерата, где имеется большое количество железистых расплавов.

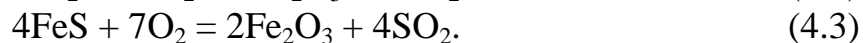
6. Значительная доля мелких частичек топлива шихты в процессе окомкования закатывается внутрь гранул, что затрудняет диффузию кислорода газа (особенно после оплавления поверхности гранул), но облегчает взаимодействие углерода с окислами железа и марганца (по реакциям прямого восстановления).

7. Горение углерода агломерационной шихты сопровождается реакциями: диссоциацией карбонатов, окислением и восстановлением окислов железа и марганца, что существенно изменяет состав газовой фазы. Толщина зоны горения для обычных условий равна 20-30 мм и возрастает пропорционально размеру частичек топлива.

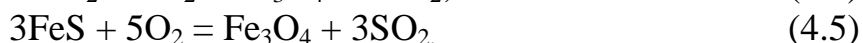
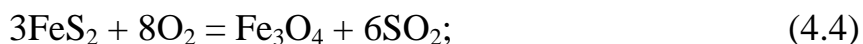
Удаление серы и других примесей.

В железных рудах и концентратах сера находится в форме сульфидов: пирита FeS_2 , реже пирротина FeS или сульфатов: CaSO_4 или BaSO_4 .

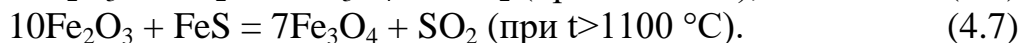
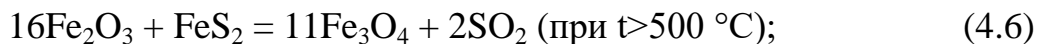
Пирит FeS_2 и пирротин FeS начинают окисляться при температуре 250-280°C по реакциям



При температуре выше 1383°C по реакциям

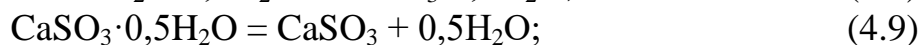
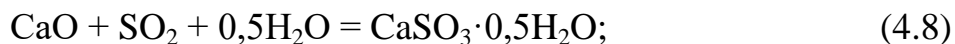


Происходит также взаимодействие оксидов железа с сульфидами



В присутствии катализаторов (Fe_2O_3) около 40% SO_2 может окислиться до SO_3 . В зоне горения твердого топлива сернистые соединения захватываются из газовой фазы железистым силикатным расплавом и растворяются в нем в виде CaS .

При температурах до 900-1000 °C известь, известняк и ферриты кальция поглощают SO_2 из газа по реакциям



С увеличением основности шихты ухудшается десульфурация. Таким образом, степень десульфурации повышается с уменьшением крупности частиц шихты, но чрезмерное переизмельчение может ухудшить газопроницаемость слоя. Избыток кислорода необходим для выгорания сульфидов шихты. Т.е. эффективное выгорание сульфидной серы возможно только при окислительном режиме агломерации – при низких расходах коксовой мелочи, если они обеспечивают достаточно высокие температуры в спекаемом слое.

Степень удаления сульфидной серы может достигать при агломерации 95-99%. Удалению сульфатной серы способствует увеличение расхода топлива.

Особенности процесса обжига окатышей, влияющих на степень десульфурации

следующие:

- образование незначительного расплава (вследствие более низких температур, чем при агломерации);
- большее время воздействия повышенных температур на материал: 5-10 мин (при агломерации 2-2,5 мин);
- меньшая удельная поверхность окатышей в слое;
- большая удельная поверхность концентрата и известняка и поверхность их контакта.

При производстве неофлюсованных окатышей максимальная степень десульфурации достигается при высоком содержании кислорода в газе. В случае обжига офлюсованных окатышей наилучшие условия десульфурации наблюдаются при низком содержании кислорода и высоком диоксида углерода и азота. Недопустим обжиг сернистых окатышей в восстановительной среде. При этом, во-первых, увеличивается количество жидкой фазы в результате образования легкоплавких эвтектик на основе FeO-FeS и, во-вторых, образуется прочный сульфид кальция при разложении сульфата кальция. Оба эти фактора ухудшают процесс десульфурации.

Окислительно-восстановительные процессы при агломерации.

При агломерации железорудных материалов одновременно протекают в слое и восстановительных и окислительных процессов.

При агломерации идет окисление серы, в отходящем газе содержится кислород, в это же время происходит восстановление оксидов железа, т. к. в агломерационном газе содержится значительное количество CO.

При горении топлива образуется газ, который обладает восстановительными свойствами по отношению к Fe₂O₃ и Fe₃O₄. Поэтому в тех объемах, где горит топливо, идут восстановительные процессы, а там, где топлива нет, сохраняется окислительная атмосфера и возможно окисление серы, FeO. Естественно, чем больше расход топлива, тем больше очагов горения возникает в единице объема шихты, увеличивается объем восстановительного газа, а, следовательно, и количество восстановленных окислов железа.

Микрообъемы агломерируемого материала, где идут либо восстановительные, либо окислительные процессы, имеются во всем высокотемпературном слое, но соотношение их на каждом горизонте неодинаково. Очевидно, что в зоне формирования агломерата (плавления и кристаллизации расплава), где происходит догорание углерода и в эту зону непрерывно поступает горячий газ с высоким (до 19-20%) содержанием кислорода, преобладают участки с окислительной атмосферой; на этом горизонте идут в основном окислительные процессы. В расположенной ниже зоне агломерационной шихты, где интенсивно горит твердый углерод и образуется много CO, в среднем по массе преобладают восстановительные процессы.

Химико-минералогические превращения в твердых фазах.

При агломерации железорудных материалов в шихте находятся следующие основные минералы, которые могут контактировать друг с другом и между которыми возможны химико-минералогические взаимодействия: Fe₂O₃, Fe₃O₄, SiO₂, CaO. Продуктами их взаимодействия являются три типа соединений: силикаты кальция Ca₂SiO₄, силикаты железа 2FeO·SiO₂ и ферриты кальция 2CaO·Fe₂O₃.

Образование ферритов кальция возможно при агломерации как гематитовых, так и магнетитовых руд – в микрообъемах с окислительной атмосферой после предварительного окисления Fe₃O₄ до Fe₂O₃.

На процессы минералообразования сильное влияние оказывают интенсивно идущие в этот период восстановительные процессы. В офлюсованных шихтах наряду

с ферритами кальция в отдельных объемах будут образовываться силикаты железа (фаялит).

Обжиг окатышей.

Обжиг окатышей отличается от агломерации тем, что железорудные материалы в окатышах не доводятся до плавления, в результате чего определяющим этапом являются процессы минералообразования в твердых фазах. Более глубокому развитию их способствуют: а) высокая удельная поверхность железорудного концентрата, известняка и бентонита; б) относительно большое время воздействия высоких температур (5-10 мин).

Окатыши при обычном способе производства не содержат твердого топлива, но технолог имеет возможность изменять характер процессов от окислительных до восстановительных, регулируя состав продуктов сгорания, подводимых в слой окатышей.

Наибольшее количество окатышей получают из магнетитовых концентратов без топлива. При их обжиге магнетит окисляется свободным кислородом, находящимся в газе-теплоносителе



На ряде зарубежных фабрик производят окатыши содержат всего 1-2,5% FeO. В связи с этим упрочняющий обжиг стремятся вести с одновременным окислением окатышей.

Окисление магнетита в окатышах начинается при 300-400°C. В кинетическом режиме (до 850°C) окисление Fe₃O₄ протекает почти во всем объеме окатыша. При дальнейшем повышении температуры фронт реакции углубляется внутрь окатыша; при кроме внешней диффузии и окисления, появляется – внутренняя диффузия кислорода газа через слой окисленных до гематита зерен концентрата к фронту реакции. При температуре выше 1200 °C – это звено становится определяющим, интенсивность окисления падает. Наблюдается достаточно четкая граница между неокисленными и окисленными зонами: снаружи гематитовая оболочка и в центре ядро, состоящее в основном из магнетита.

При обжиге офлюсованных окатышей диссоциация карбонатов не прекращает окисление магнетита. Более того, вследствие увеличения пористости, обусловленной удалением CO₂, скорость окисления в дальнейшем даже возрастает. В офлюсованных окатышах наряду с указанными идут реакции образования силикатов и ферритов кальция.

При обжиге окатышей из гематитовых концентратов при указанных выше температурах и содержании в газе кислорода никаких окислительно-восстановительных процессов не происходит.

Таким образом, основным минералом обожженных железорудных окатышей является гематит. В центральной части окатыша присутствуют остатки первичного магнетита. В офлюсованных окатышах появляется шлаковая связка между рудными зернами, состоящая из силикатов и ферритов кальция. Обжиг окатышей, содержащих мелкие частички топлива (от 2 до 20 %), сопровождается восстановлением окислов железа монооксидом углерода образующимся от горения топлива.

4.2 Технология агломерации железных руд

Технологический процесс получения агломерата начинается с подготовки агло-

мерационной шихты к спеканию: усреднение шихтовых материалов, дозирование отдельных компонентов в заданном соотношении, смешивание и окомкование шихты.

В качестве топлива в агломерационном процессе используются коксовая мелочь - крупностью 0-3 мм.

Известняк должен реагировать с рудными материалами, поэтому, чем он мельче, тем более однородным получается агломерат, 2-3 мм.

Возврат - смесь мелкого агломерата и частично неспекшейся шихты с крупностью частиц 0-15 мм, из которой фракцию 10-15 мм используют как постель, а фракцию 0-10 мм возвращают в шихту. Роль возврата состоит в том, что он разрыхляет шихту, повышает ее газопроницаемость и улучшает условия спекания.

Дозирование компонентов шихты определяет состав агломерата и его стабильность. Наиболее высокая точность необходима при дозировании топлива и известняка, так как от содержания этих компонентов зависят тепловой уровень процесса и основность агломерата.

Для дозированной выдачи материала из бункера применяют специальные устройства – дозаторы, из которых наиболее распространены тарельчатые и ленточные.

Смешивание шихты является важной операцией, обеспечивающей однородность состава агломерата. Выданные из шихтовых бункеров материалы попадают на движущуюся ленту конвейера и располагаются на ней отдельными слоями. Их необходимо перемешать до максимальной степени «равномерности, иначе спекание будет невозможным. Это происходит при перегрузках и пересыпании шихты в течках и при смешивании в специальных барабанах (рисунок 4.4).

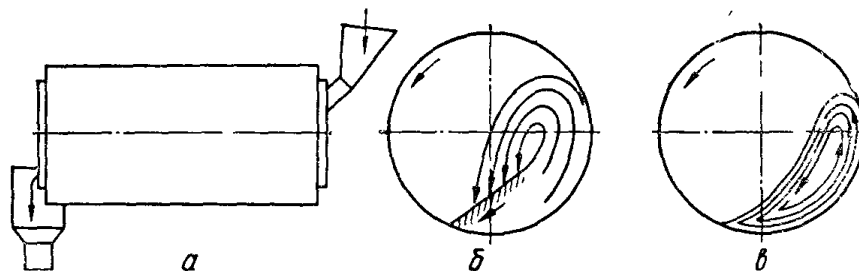


Рисунок 4.4 – Смесительно-окомковательный барабан (а) и схема его работы в режиме смешивания (б) и в режиме окомкования (в)

Эффективность смешивания зависит от влажности и крупности частиц компонентов, диаметра и скорости вращения барабана, степени заполнения его материалами, от продолжительности пребывания материала в барабане. Наиболее эффективно смешиваются мелкие и сухие материалы, однако из-за выделения пыли на аглофабриках все материалы обычно увлажняются. Хорошее смешивание обеспечивается при таком числе оборотов барабана, при котором создается так называемый водопадный режим.

Окомкование шихты является основным процессом ее подготовки, так как определяет газопроницаемость шихты. Перепад давления при движении газа через слой сыпучего материала равен

$$\Delta P = f \frac{\omega^2}{2} \frac{\rho}{g} \frac{4}{d_{\text{ЭКВ}}} H, \quad (4.12)$$

где f – коэффициент газопроницаемости слоя материала;

ω и ρ – соответственно скорость и плотность газа;
 H – высота слоя шихты;
 $d_{\text{экв}}$ – эквивалентный диаметр каналов между частицами слоя.

Величины ρ и H постоянны, то размер частиц слоя в значительной мере определяет его газопроницаемость. Газопроницаемость измеряется по расходу газа, который при $\Delta P = \text{const}$ составляет

$$q = \frac{Q}{F \cdot t}, \quad (4.13)$$

где q – удельный расход газа (газопроницаемость), $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$;
 Q – количество газа, прошедшего через слой, м^3 ;
 F – площадь слоя, м^2 ; t – время прохождения газа, с.

При $\Delta P = \text{const}$ мерой газопроницаемости материала может быть скорость фильтрации, численно равная удельному расходу газа.

Схема процесса агломерации.

Процесс спекания агломерационной шихты (рисунок 4.5).

Шихта состоит из железорудного концентрата, частиц железной руды, крупностью не более 8–10 мм, колошниковой пыли, возврата, т.е. некондиционного продукта предыдущих процессов спекания с крупностью частиц 0–10 мм, и известняка, раздробленного до частиц размером 0–3 мм. В шихту также вводят в качестве топлива 4–6 % коксика, измельченного до частиц размером 0–3 мм и 7–9% влаги, необходимой для окомкования.

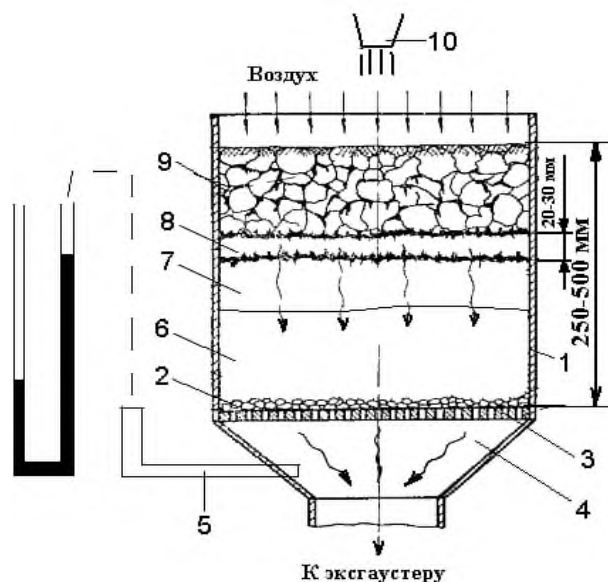
Руда, концентрат, колошниковая пыль и другие железосодержащие компоненты (кроме возврата) образуют железорудную часть шихты. В шихту иногда добавляют марганцевую руду, доломитизированный известняк (для введения в доменный шлак MgO), известь (для интенсификации процесса спекания), железосодержащие материалы (пиритные огарки, окалина, металлическая стружка и др.). Крупность частиц рудных материалов не должна превышать 10 мм, а коксика и известняка – 2–3 мм.

Перед спеканием шихту смешивают, увлажняют и окомковывают во вращающемся барабане, в результате чего из пылеобразного материала получают влажные комки размером 0,5–5 мм. Это придает слою шихты газопроницаемость, что имеет большое значение для агломерационного процесса.

На колосниковую решетку загружают слой постели - агломерата, с крупностью частиц 10-20 мм, который предотвращает просыпание шихты вниз. Затем в чашу загружают агло шихту слоем толщиной 200-350 мм. После этого включают эксгаустер, который создает под колосниковой решеткой разрежение в 10-12 кПа и тем самым просасывает через слой шихты непрерывный поток воздуха. Газовой горелкой поджигают частицы топлива, находящиеся в шихте, воспламеняются и начнут гореть в сравнительно тонком слое толщиной 20-30 мм. Этот слой будет непрерывно опускаться вниз, нагревая и спекая шихту в агломерат. Процесс заканчивается, когда зона горения достигает постели.

Спекаемый слой можно разделить на несколько зон, характеризующихся протеканием определенных процессов. В верхней зоне 9, представляющей собой уже спеченный горячий агломерат, происходит подогрев непрерывно просасываемого сверху вниз воздуха, который, подогреваясь, охлаждает агломерат. Под этой зоной расположена зона горения и спекания 8. В ней температура достигает 1300-1600 °С, частично

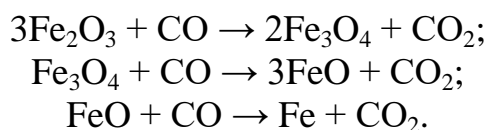
расплавляются руда и флюс, что приводит к спеканию и образованию агломерата. Выходящие из зоны спекания газы попадают в шихту и нагревают ее – происходит теплообмен между газом и шихтой. Зону 7 называют зоной подогрева шихты. В ней испаряется влага, и водяной пар вместе с газами перемещается в нижние слои. Так как температура в этих слоях ниже, то тут пар конденсируется, и шихта переувлажняется. Зону 6 называют зоной переувлажнения. При конденсации пара шихта подогревается до точки росы (60-70 °С), после чего водяной пар уже не конденсируется, а удаляется с газами.



- 1 – спекательная чаша; 2 – постель; 3 – косниковая решетка; 4 – вакуум-камера;
 5 – вакуумметр; 6 – зона переувлажнения; 7 – зона сушки; 8 – зона горения;
 9 – слой готового агломерата; 10 – газовая горелка
 Рисунок 4.5 – Схема процесса агломерации в аглочаше

Процесс осуществляется весьма рационально: в зону горения поступает воздух, подогретый за счет охлаждения агломерата, а выходящие продукты горения подогревают шихту, полностью отдавая теплоту, и, охлажденные до 60-70 °С, удаляются через колосниковую решетку. Только после сближения зоны горения и постели температура отходящих газов повышается до 350-400 °С. Таким образом, весь объем спекаемой шихты последовательно нагревается до 1300-1600 °С при малом расходе топлива (4–6% от массы шихты).

Происходящие в спекаемом слое процессы можно разделить на химические и физико-химические. Основными химическими процессами являются процессы восстановления оксидов. Условия для восстановления в зоне спекания – высокая температура и наличие СО – имеются. Процессы восстановления протекают по схеме



Концентрация восстановителя недостаточна, поэтому восстановление протекает, до Fe_3O_4 и в гораздо меньшей степени до FeO . Восстановление же до металлического железа почти не проходит.

В зоне спекания при нагреве шихты до достаточно высокой температуры образуются жидкие фазы, которые, растекаясь по твердым частицам, обволакивают и склеивают их. При охлаждении этого слоя жидкость кристаллизуется, образуя твердый прочный скелет, скрепляющий спекаемые частицы в агломерат. Важнейшими факторами, определяющими этот процесс, являются физические и физико-химические свойства жидких фаз – температура их плавления, смачивание твердых частиц, поверхностное натяжение и др. Прочность образовавшихся в результате спекания минералов оказывает большое влияние на прочность агломерата.

Основными технико-экономическими показателями процесса агломерации являются производительность агрегата и качество получаемого агломерата.

Производительность агрегата в значительной мере зависит от скорости горения углерода в слое шихты. Она определяется количеством подаваемого в зону горения кислорода. Это придает газопроницаемости спекаемого слоя решающее значение в повышении производительности агломерационных машин, которая, в свою очередь, определяется степенью окомкования шихты перед спеканием. Вот почему процессы окомкования шихты, конструкции окомковательных устройств, и их работа в значительной мере влияют на производительность агломерационных фабрик.

При агломерации протекают следующие физико-химические процессы:

1. Горение углерода в спекаемом слое протекает по реакциям



Соотношение между содержанием CO и CO₂ в продуктах горения зависит от температуры. При низких температурах выделяется преимущественно CO₂, а при высоких – CO. Образующиеся продукты реакции могут взаимодействовать в зависимости от условий с кислородом и углеродом по уравнениям.

Горение топлива в агломерируемом слое происходит в узкой зоне с высотой – 20 мм. Температура воспламенения коксика составляет 700 °С.

По высоте слоя имеются две четко выраженные ступени теплообмена: в верхней ступени осуществляется передача теплоты от агломерата к воздуху, в нижней – от газа к материалу. Обе эти ступени связаны зоной горения, где развивается наивысшая температура, которая при спекании неофлюсованного агломерата достигает 1600, а при спекании офлюсованного – 1300-1350 °С. В зоне подогрева шихты температура газа резко снижается, так как в этой зоне обеспечивается интенсивный теплообмен благодаря высокой теплоемкости влажной шихты, большой разности температур газа и материалов.

Выше зоны горения, в зоне готового агломерата, происходит его охлаждение просасываемым воздухом. Снижение температуры агломерата идет значительно медленнее, чем нагрев шихты, что объясняется меньшей площадью поверхности кусков агломерата, чем частиц шихты.

Таким образом, теплообмен между газом и шихтой полностью завершается, а теплообмен между агломератом и воздухом не завершается, и в результате после окончания процесса температура готового агломерата составляет 500–550 °С.

Температура воздуха, поступающего в зону горения, по мере ее перемещения вниз повышается, вследствие чего повышается и температура в самой зоне горения. Это приводит к избытку теплоты в нижней части слоя. Для устранения этого недостатка слоевого спекания по современной технологии шихту загружают двумя слоями: в верхнем содержание топлива нормальное, а в нижнем – на 20–30 % меньше. Этим

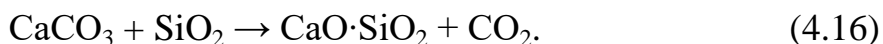
достигается существенная экономия топлива.

2. Разложение карбонатов CaCO_3 , MgCO_3 , FeCO_3 , MnCO_3 .

Диссоциация карбонатов протекает по схеме



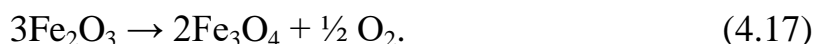
Интенсивное разложение начинается при превышении упругости диссоциации давления окружающего газа. Перемешивание CaCO_3 с SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 и т.д. ускоряет диссоциацию. В этом случае разложение карбонатов осуществляется по реакции



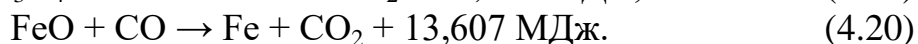
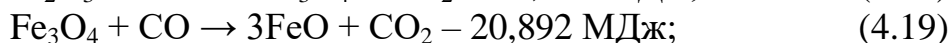
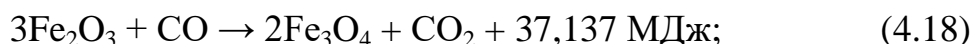
Если известняк находится в кусках крупнее 1–2 мм, то прогрев его замедляется, известь с другими минералами взаимодействует не полностью, поэтому в агломерате остается непрореагировавшая свободная известь. Она подвергается гашению влагой атмосферы, объем ее увеличивается, что приводит к разрушению агломерата. Поэтому важнейшим технологическим требованием является дробление известняка до кусков размером меньше 2 мм.

3. Диссоциация и восстановление оксидов железа. В процессе агломерации создаются условия, как для восстановления оксидов железа, так и для окисления металлического железа. Эти процессы происходят в невысоком слое, включающем верхнюю часть зоны подогрева шихты, зону горения и в некоторой степени зону готового агломерата.

В зоне горения, т.е. в области наиболее высоких температур, протекает термическая диссоциация Fe_2O_3 , которая возможна только по реакции



В условиях агломерационного процесса практически все восстановительные процессы протекают за счет оксида углерода (II) и только весьма незначительная часть их – за счет твердого углерода и водорода. Наиболее благоприятные условия для таких процессов создаются в зоне горения и, особенно, возле горящих частиц топлива, поскольку тут наиболее высокая температура и максимальная концентрация оксида углерода (II). Эти процессы протекают по реакциям



Первая реакция необратима и может протекать путем диссоциации, поэтому весь содержащийся в шихте гематит в процессе спекания переходит в магнетит. Вторая реакция протекает в меньшей степени. Образующийся оксид железа (II) соединяется с другими оксидами, например SiO_2 , образуя соединение $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ – фаялит. Третья реакция развита мало – содержание металлического железа в агломерате составляет доли процента.

Содержание в агломерате основного продукта восстановительных процессов – оксида железа (II) – является показателем теплового уровня процесса.

Восстановленные в зоне спекания оксиды железа охлаждаются воздухом в зоне

охлаждения агломерата. Это создает условия для обратного окисления магнетита по уравнению реакции



В агломерате появляется гематит, называемый гематитом вторичного происхождения. При спекании магнетитовых руд эта реакция получает значительное развитие. Она интенсивно протекает при температурах свыше 1350°C. Этот процесс начинается сначала в зоне подогрева шихты, а затем продолжается в зоне горения в тех объемах шихты, которые не содержат топлива, и в зоне охлаждения агломерата.

Таким образом, при спекании гематитовых шихт выделяющийся кислород поступает в газовую фазу, а при спекании магнетитов – расходуется из подаваемого воздуха на окисление шихты. Важным является и то, что процесс окисления магнетитовой шихты сопровождается значительным выделением теплоты. Кроме того, теплота не используется на диссоциацию гематита. Это приводит к снижению расхода топлива при спекании магнетитовых руд.

5. Процесс образования готового агломерата. Формирование структуры агломерата, определяет важнейшее его качество – прочность. Этот процесс можно разделить на следующие этапы: а) взаимодействие в твердых фазах, образование новых минералов, перекристаллизация; б) образование жидких фаз; в) пропитка жидкими фазами твердых частиц и химическое взаимодействие с ними; г) кристаллизация жидких фаз, образование структуры окускованного материала.

При нагреве шихты в процессе спекания создаются благоприятные условия для взаимодействия между оксидами, входящими в состав шихты. Расположение частиц в любом микрообъеме шихты остается после загрузки в спекательный аппарат неизменным вплоть до момента плавления. Следовательно, каждая частица может реагировать только с окружающими и контактирующими с ней частицами.

Взаимодействие твердых фаз, содержащих CaO, SiO₂, Fe₂O₃ и другие соединения, определяется крупностью взаимодействующих частиц, тщательностью смешивания, температурой и продолжительностью взаимодействия. При этом, кроме химического воздействия, идет перекристаллизация, т.е. процесс спекания в твердом состоянии. Важным результатом этого процесса является то, что он обеспечивает образование жидкой фазы. Прежде всего, расплавляются легкоплавкие соединения, образовавшиеся при взаимодействии материалов в твердом состоянии.

Минералогический состав агломерата.

Минералогический состав агломерата в значительной степени влияет на его металлургические свойства. Определяется он не только составом шихты, но и процессом спекания: при одинаковом ее химическом составе изменение параметров процесса приводит к образованию совершенно разного по минералогическому составу агломерата. Важнейшей характеристикой шихты является ее основность, а главным технологическим параметром процесса – расход топлива.

Изменение основности агломерата приводит к резкому изменению его минералогического состава – повышается массовая доля ферритов и силикатов кальция, снижается доля гематита, магнетита и вюстита.

С повышением основности агломерата количество магнетита и гематита снижается из-за обеднения шихты и связывания гематита известью в ферриты кальция. Силикаты кальция начинают образовываться при основности агломерата около 0,5, затем их содержание непрерывно возрастает до 20-30 % в зависимости от состава пус-

той породы. Естественно, что большие количества кремнезема в пустой породе увеличивают массовую долю силикатов кальция в структуре агломерата.

Образование фаялита и других железокальциевых оливинов по мере повышения основности агломерата замедляется и при основности около 2,5 они исчезают, так как кремнезем связывается в силикаты кальция.

Ферриты кальция, содержащиеся в жидких фазах, при спекании низкоосновных агломератов реагируют с частицами руды, содержащийся в них гематит восстанавливается и они превращаются в железокальциевые оливины. Повышение основности агломерата до 1,0-1,5 приводит к увеличению количества стекловидных фаз в структуре агломерата. С дальнейшим ростом основности их количество уменьшается и при основности 3,0 стекловидные фазы в структуре агломерата полностью исчезают. Объясняется это тем, что возрастающее содержание извести вызывает указанные изменения кристаллизационной способности расплава. Это имеет важное практическое значение, так как наличие стекловидных фаз снижает прочность агломерата. Поэтому при основностях агломератов, необходимых для доменного производства, прочность агломерата наиболее низкая. Важным является и то, что наиболее прочным минералом, кроме гематита и магнетита, является феррит кальция, но он в доменных агломератах, почти отсутствует, а в агломератах для сталеплавильного производства его содержание высоко.

Другим важным фактором, определяющим минералогический состав агломерата, является температурный уровень процесса, зависящий от расхода топлива. При спекании неофлюсованных шихт из гематитовых руд по мере повышения содержания углерода в шихте создаются условия для развития процессов восстановления, в результате протекания которых резко снижается количество гематита и увеличивается количество магнетита, являющегося продуктом восстановления Fe_2O_3 . При дальнейшем повышении расхода топлива количество магнетита снижается, поскольку вследствие его восстановления образуются железокальциевые оливины и вюстит. Постепенно снижается и количество кварца, так как он, реагируя с оксидами железа, превращается в оливины, главным образом в фаялит.

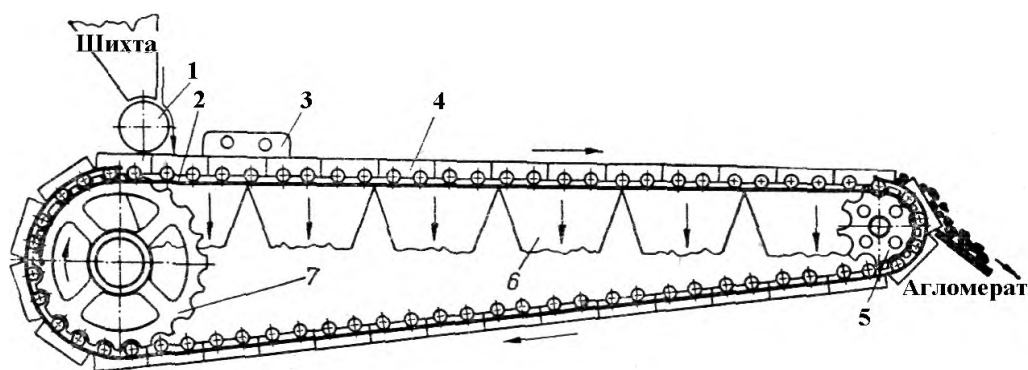
При спекании офлюсованного агломерата из криворожской руды и концентрата с повышением расхода топлива вначале наблюдаются аналогичные изменения содержания магнетита и гематита, а затем резко возрастает содержание оливинов. Содержание стекловидных фаз, близких по составу к силикату кальция, постепенно уменьшается, так как повышается количество жидких фаз и развивается их кристаллизация.

Регулирование температурного уровня процесса спекания путем изменения содержания топлива в шихте технологически очень важно: оно определяет прочность агломерата, производительность агломерационных машин.

Схема конвейерной (ленточной) агломерационной машины (рисунок 4.6). представляет собой непрерывно движущийся желоб, образуемый спекательными тележками (паллетами) 4, перемещающимися по направляющим рельсам 2.

Барабанным питателем 1 на паллеты загружается шихта, через которую непрерывно просасывается воздух. Отходящие из слоя шихты газы попадают в вакуум-камеры 6, очищаются от пыли в пылеуловителях, поступают в эксгаустер и выходят через дымовую трубу.

Агломерационная машина состоит из следующих основных узлов: каркаса, спекательных тележек, привода, головной, средней и разгрузочной частей машины, питателя постели и двух питателей шихты с приводом, зажигательного горна, газоотсосных вакуум-камер, бункера просыпи и механизма очистки колосников. Ширина палет агломерационных машин достигает 6 м.



1 – барабанный питатель для загрузки шихты; 2 – направляющие рельсы; 3 – зажигательный горн; 4 – спекательные тележки (паллеты); 5 – звездочка на разгрузочной части машины; 6 – вакуум-камеры; 7 – приводное колесо (звездочка)

Рисунок 4.6 – Схема агломерационной машины

4.3 Производство металлургических окатышей

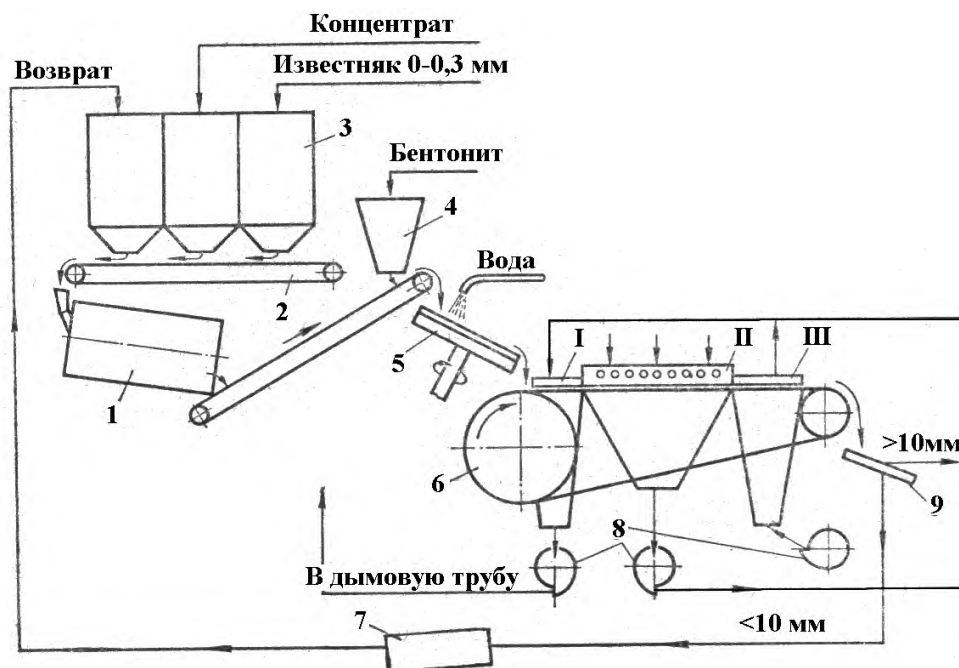
Развитие эксплуатации месторождений бедных руд и их обогащения привели к быстрому росту производства тонкоизмельченных концентратов и увеличению содержания последних в агломерационной шихте. Однако оказалось, что это приводит к существенному снижению производительности агломерационных машин – на 20–40 %.

В то же время транспортировка концентрата на большие расстояния создала значительные неудобства и трудности (смерзание, залипание, сложность перегрузки и т.д.). Перевозка же агломерата на большие расстояния нерациональна из-за значительного его разрушения. Заметное разрушение агломерата происходит и при перегрузках, загрузке в печь, в самой печи.

На рисунке 4.7 приведена схема производства окатышей. Из шихтовых бункеров 3 на конвейере 2 дозируются концентрат и измельченный до частиц крупностью 0–0,3 мм известняк. Затем шихту смешивают в барабане 1 и подают на гранулятор 5. Он представляет собой круглый диск (тарель) с бортами, расположенный наклонно. При вращении диска на его поверхности происходит накатывание окатышей. Перед гранулятором для лучшего окомкования к добавляют 0,3–1,5 % бентоните глины (чаще 0,5–1 % от массы шихты), а на гранулятор через распылю форсунку подается вода. Образовавшиеся на грануляторе окатыши направляются в устройство для обжига. На схеме в качестве такого устройства показана наиболее распространенная конвейерная машина, аналогичная агломерационной.

Главными этапами процесса: подготовка шихтовых материалов, дозирование и смешивание шихты; производство сырых окатышей; сушка, обжиг и охлаждение окатышей.

Подготовка шихтовых материалов ничем не отличается от такого процесса на аглофабрике. Особенностью является необходимость тонкого измельчения всех шихтовых материалов. Наличие крупных фракций в шихте нарушает процесс окатывания на грануляторе и резко снижает прочность окатышей. Другая особенность состоит в необходимости подавать на гранулятор концентрат строго определенной влажности – 9–10 %. Как более влажный, так и более сухой концентраты не окатываются. Обезвоживание концентрата до заданной влажности необходимо выполнять на обогатительной фабрике.



1 – смесительный барабан; 2 – шихтовый конвейер; 3 – шихтовые бункера;
 4 – бункер для бентонита; 5 – дисковый гранулятор; 6 – обжиговая машина;
 7 – мельница для измельчения возврата; 8 – вентиляторы; 9 – грохот
 Рисунок 4.7 – Схема производства окатышей

Процесс окатывания не отличается от окомкования агломерационной шихты. Главными факторами, определяющими процесс, являются степень измельчения концентрата, содержание влаги, свойства и количество добавляемых связующих веществ и свойства увлажняющей жидкости.

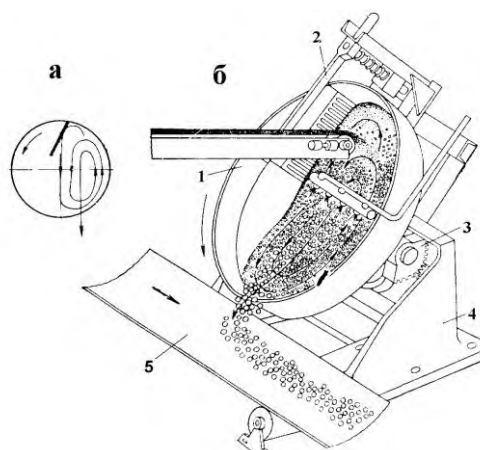
Удовлетворительное окатывание осуществляется только при содержании в концентрате 85–90 % фракции 0,074 мм известняк и возврат должны иметь крупность частиц 0,3 мм.

Механизм процесса окомкования при производстве окатышей мало отличается от механизма окомкования агломерационной шихты.

Прочность сцепления частиц во влажном состоянии в значительной мере определяется величиной удельной поверхности материалов, которая, в свою очередь, зависит от величины частиц. Кроме того, прочность сцепления частиц зависит от их влажности. Сырые окатыши должны обладать достаточной прочностью, чтобы не разрушаться при транспортировке к обжиговому агрегату, а также хорошей термостойкостью, чтобы не разрушаться при нагреве. Для получения прочных и термостойких сырых окатышей в шихту обычно вводят бентонитовую глину (бентонит).

Для окомкования используют барабанные или дисковые грануляторы. Барабанный гранулятор аналогичен окомкователю агломерационной шихты. Тарельчатый гранулятор (рисунок 4.8) - плоская чаша 2 диаметром 5,5 м с бортами, расположенную под углом 40–0° к горизонтали.

Угол наклона чаши с помощью механизма 3 можно изменять. Мотор через механизм привода позволяет регулировать скорость вращения чаши от 6 до 9 об/мин. Производительность такого гранулятора составляет, 30–40 т/ч. Тарельчатые грануляторы производят окатыши определенного размера, что зависит от высоты борта чаши, угла наклона тарели, влажности материала, содержания бентонита в шихте и т.д.



1 – чаша; 2 – установка скребков; 3– механизм изменения угла наклона чаши;
4 – рама гранулятора

Рисунок 4.8 – Схемы перемещения материалов в грануляторе (а) и общий вид тарельчатого гранулятора (б)

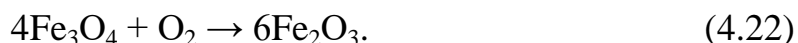
Сушка окатышей – подготовительная операция перед обжигом, необходимая для повышения прочности окатышей и предохранения их от разрушения при обжиге. Производительность процесса зависит от скорости нагрева, имеющей определенный предел, превышение которого приводит к разрушению окатышей. Сушка может производиться как в отдельных агрегатах, так и в одном агрегате с обжигом.

Цель обжига окатышей – их упрочнение. Для этого высушенные окатыши подвергаются дальнейшему нагреву, при котором происходит их упрочнение. Оно является результатом спекания и слипания мелких частиц железорудных материалов, нагретых до температуры размягчения и плавления. Процесс спекания протекает при нагреве до температуры порядка 0,7– 0,8 температуры плавления основного компонента окатыша. Спекание объясняется проявлением одного из принципов термодинамики – стремлением любой системы к снижению ее термодинамического потенциала. Окатыш состоит из дисперсных материалов, которые представляют собой системы с высокоразвитой удельной поверхностью, обладающие высокой свободной поверхностной энергией. При спекании происходит одновременное уменьшение поверхности частиц и свободной поверхностной энергий системы. Поэтому спекание является необратимым процессом, при котором уменьшение свободной энергии вызвано уменьшением поверхности частиц.

При наличии в окатыше оксидов или соединений, реагирующих с оксидами железа в твердых фазах с образованием химических соединений (ферритов, силикатов) или твердых растворов, скорость спекания изменяется. Так, добавление оксидов кальция, магния или ферритов кальция к гематиту ускоряет процесс. Максимальная скорость спекания соответствует смеси 92–95 % оксидов железа и 5–8 % оксидов кальция или магния. Добавка оксида кремния (кварца) к гематиту снижает, скорость спекания.

Сущность физико-химических превращений по мере повышения температуры представляется следующей последовательностью:

1. Окисление магнетита до гематита по реакции



Скорость процесса зависит от температуры и содержания кислорода в газах. Процесс протекает при температуре до 1000–1050 °С.

2. Рекристаллизация гематита. При температуре свыше 1000–1050 °С возможна рекристаллизация гематита – мелкие зерна его объединяются в крупные за счет диффузии в твердом состоянии. Однако развитие этих процессов по ряду причин затруднено и поэтому влияние на прочность окатышей незначительно.

3. Термическая диссоциация гематита. При нагреве до 1300–1380 °С начинается процесс термической диссоциации гематита по реакции



Это приводит к снижению прочности окатышей, но одновременно с этим появляются жидкие фазы и начинается процесс жидкофазного спекания.

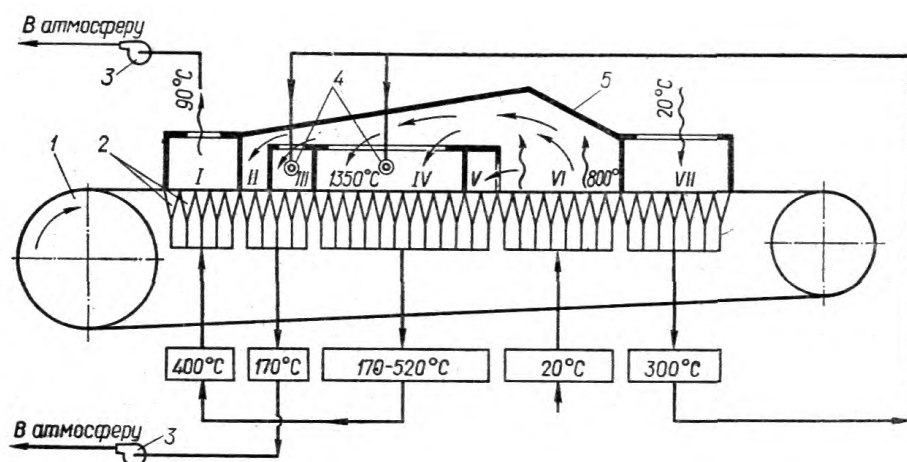
4. Упрочнение за счет образования жидкой фазы (шлакового связующего). Этот процесс ничем не отличается от формирования структуры агломерата и подчиняется тем же закономерностям. В нефлюсованных окатышах основой жидкой фазы являются SiO_2 , Fe_2O_3 и Fe_3O_4 . Фаялитовое связующее развито минимально, так как почти отсутствует FeO , но значительно большую роль играет силикатное связующее, образующееся при взаимодействии Fe_3O_4 и SiO_2 . В офлюсованных окатышах основой жидкой фазы являются ферриты кальция ($\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ и $2\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$) с температурой плавления 1210–1230 °С, так как силикаты плавятся при более высокой температуре, а оливины почти отсутствуют. Жидкофазное спекание имеет решающее значение для упрочнения окатышей.

На прочность окатышей оказывает влияние не только количество жидкой фазы, но ее физические свойства (вязкость, смачиваемость). Жидкая фаза с низкой вязкостью и хорошей смачивающей способностью способствует лучшему обтеканию зерен концентрата и обеспечивает получение прочных окатышей. Поэтому добавление компонентов, снижающих вязкость расплава (MnO), и получение расплава, хорошо смачивающего зерна концентрата (расплав на основе ферритов кальция), увеличивают прочность окатышей.

Охлаждение окатышей необходимо для обеспечения нормальных условий транспортировки и использования их физической теплоты.

Обжиг окатышей осуществляется в агрегатах трех типов: шахтных печах, конвейерных машинах и комбинированных установках. Шахтные печи не получили значительного распространения, несмотря на низкие эксплуатационные затраты. Это объясняется относительно низкой производительностью печей и возможностью разрушения и оплавления окатышей, что приводит к образованию настелей на стенах шахты и нарушению движения газового потока в столбе материалов.

Наиболее распространен обжиг окатышей на конвейерных машинах, которые по устройству аналогичны агломерационным (рисунок 4.9). Отличие конвейерных машин для обжига окатышей состоит в том, что они имеют повышенную стойкость колосников, позволяют достичь более высоких температур; создают меньшее разрежение под колосниковой решеткой ввиду высокой газопроницаемости слоя окатышей, что позволяет заменить эксгаустеры высокотемпературными вентиляторами; лента машины разделена на зоны разного назначения. Для более полного использования теплоты машина разделена на технологические зоны, перекрытые сверху специальными секциями горна и состоит из следующих секций: сушки (одна или две секций), подогрева, обжига (от одной до, трех секций), рекуперации и охлаждения (одна или две секции).



1 – привод машины; 2 – вакуум-камеры; 3 – высокотемпературные вентиляторы;
4 – горелки; 5 – горн машины

Рисунок 4.9 – Схема конвейерной машины для обжига окатышей

Сушка окатышей осуществляется горячими газами, подаваемыми из зоны обжига снизу вверх (I зона сушки) и из зоны охлаждения сверху вниз (II зона сушки). В зонах подогрева III и обжига IV установлены газовые горелки. Продукты сжигания газа просасываются сверху вниз и нагревают окатыши до нужной температуры. Выходящие из зон I, II и III газы нагреты до температуры 150–170 °С, поэтому они направляются в дымовую трубу. В зоне IV окатыши нагреваются до температуры около 1350 °С, тут проходят их жидкофазное спекание и упрочнение. Отходящие газы используются в зоне сушки I. В зоне V начинается охлаждение окатышей, которое осуществляется воздухом, подогретым при охлаждении окатышей в зоне VI.

Выходящий из зоны V воздух присоединяется к продуктам горения, поступающим из зоны IV. Таким образом, используется теплота нагретых при обжиге окатышей, поэтому зона V называется зоной рекуперации. В зоне VI проходит основное охлаждение окатышей воздухом, просасываемым снизу вверх. Завершается охлаждение в зоне VII. Нагретый при этом воздух из зон VI и VII направляется для сжигания газа в зонах III и IV.

Представленная схема является типичной, но в зависимости от состава и свойств концентрата, основности окатышей, наличия вредных примесей, особенностей конструкции и по другим соображениям она может изменяться.

Обжиговые машины отличаются от агломерационных, прежде всего, повышенной жаростойкостью тележек и колосников, более сложным уплотнением между тележками и рамой машины, системой газопроводов, обеспечивающей переток газов и воздуха по зонам, наличием высокотемпературных вентиляторов – дымососов.

На обжиг 1 т окатышей на таких машинах расходуется 850–1200 МДж теплоты.

Качество окускованных материалов.

Требования к качеству окускованных материалов для доменного производства сводятся к следующему:

- а) по физическим свойствам: высокая механическая прочность, низкая дробимость и истираемость в обычном состоянии и минимальное ухудшение этих качеств в процессе восстановления, высокая пористость;
- б) по физико-химическим свойствам: высокая восстановимость, высокая температура начала размягчения и малый температурный интервал его;
- в) по химическому составу: максимальное содержание железа, высокая основность, обеспечивающая вывод сырьевого известняка из шихты, стабильность химиче-

ского состава.

Для определения соответствия качества железорудных материалов требованиям технологии доменной плавки применяются различные методы оценки их металлургических свойств. Механической прочностью материала называют сопротивление его дроблению и истиранию.

Агломерат, окатыши и кокс, испытывая многочисленные перегрузки по пути в доменную печь и в самой печи, разрушаются, их газопроницаемость ухудшается.

На этих же закономерностях основаны все методы определения механической прочности кокса, агломерата, окатышей. Разрушение этих материалов производят в барабанах или сбрасывают их с определенной высоты. Работа разрушения оценивается по числу оборотов барабана или по высоте сбрасывания, а степень разрушения выражается изменением гранулометрического состава.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Что такое агломерация?
2. Перечислите компоненты агломерационной шихты.
3. Как происходит окомкование сырых гранул перед спеканием агломерата?
4. Какие процессы протекают при аглоспекании?
5. В чем отличие неофлюсованный и офлюсованных агломерата и окатышей?
6. Чем отличается шихта окатышей от агломерационной?
7. Опишите технологию производства окатышей.
8. В каких агрегатах производят обжиг окатышей и из каких стадий он состоит?
9. Какими показателями оценивают качество агломерата и окатышей?
10. Чем можно интенсифицировать производительность работы агломерационных машин?

5 Технология доменной плавки

5.1 Общая схема доменного процесса

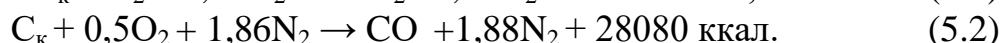
Доменный процесс представляет собой совокупность механических, физических, тепловых, гидравлических, физико-химических явлений, протекающих в работающей доменной печи.

Шихтовые материалы – кокс, железосодержащие компоненты и флюс – в результате протекания доменного процесса превращаются в чугун и шлак и доменный газ (рисунок 5.1).

В химическом отношении доменный процесс является восстановительно-окислительным: из оксидов восстанавливается железо, а окисляются восстановители. ДП – агрегат шахтного типа, ее рабочее пространство в горизонтальных сечениях имеет круглую форму, а в вертикальном разрезе – своеобразное очертание, называемое профилем. Профиль печи (рис. 1) состоит из элементов: горна 2, заплечиков 3, распара 4, шихты 5 и колошника 6. Форма профиля и размеры его элементов определены сущностью процессов, протекающих в доменной печи.

Важнейшим условием осуществления доменного процесса в рабочем пространстве печи является непрерывное встречное движение и взаимодействие опускающихся шихтовых материалов, загружаемых в печь через колошник, и восходящего потока газов, образующегося в горне при горении углерода кокса в нагретом до 1000–1200 °С воздухе (дутьё), который нагнетается в верхнюю часть горна через расположенные по его окружности фурмы. К дутью может добавляться технический кислород, природный газ, водяной пар.

Кокс поступает в горн нагретым до 1400 – 1500°С. В зонах горения 10 углерод кокса взаимодействует с кислородом дутья по реакциям



Образующийся в зонах горения диоксид углерода при высокой температуре и избытке углерода неустойчив и превращается в оксид углерода по реакции



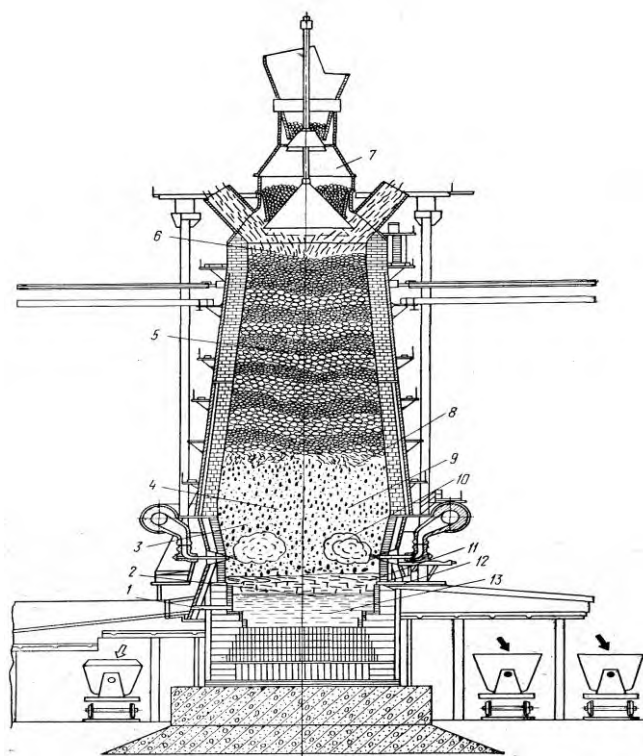
За пределами зон горения горновой газ состоит только из оксида углерода, азота и небольшого количества водорода, образовавшегося при разложении водяных паров или природного газа. Смесь этих газов содержит, %: 32–36 CO; 57–64 N₂ и 1–1 H₂ и нагретая до 1800 – 2000 °С, поднимается вверх и передает тепло материалам, опускающимся в горн вследствие выгорания кокса, образования чугуна и шлака и периодического выпуска их из доменной печи. При этом газы охлаждаются до 200 – 450 °С, а оксид углерода, отнимая кислород из оксидов железа, превращается частично в диоксид углерода, количество которого в доменном газе на выходе из печи достигает 14 – 20 %. Кроме оксида углерода, восстановителями являются водород и твердый углерод.

ШМ загружают в доменную печь при помощи засыпного аппарата 7 отдельными порциями – подачами. Они располагаются на колошнике чередующимися слоями кокса, руды или агломерата и флюса при работе на не полностью офлюсованном аг-

ломерате. Загрузку подачу производят через 5–8 мин по мере освобождения пространства на колошнике в результате опускания материалов.

В процессе нагревания опускающихся материалов происходит удаление из них влаги и летучих веществ кокса и разложение карбонатов. Оксиды железа под действием восстановительных газов CO и H_2 , а при температуре выше 1000°C и твердого углерода кокса постепенно переходят от высших степеней окисления к низшим, а затем – в металлическое железо по схеме: $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$.

Свежевосстановленное железо науглероживается еще в твердом состоянии. По мере науглероживания температура плавления его понижается. При температуре $1000 - 1100^\circ\text{C}$ восстановление железа почти заканчивается и начинают восстанавливаться более трудновосстановимые элементы – кремний, марганец и фосфор. Науглероживаемое железо, содержащее около 4 % углерода и некоторое количество кремния, марганца и фосфора, плавится при температуре $1130 - 1150^\circ\text{C}$ и стекает в виде капель чугуна в горн. В нижней половине шахты начинается образование жидкого шлака из составных частей пустой породы руды и флюса (SiO_2 , Al_2O_3 , CaO , MgO). Понижению температуры плавления шлака способствуют невосстановленные оксиды железа и марганца (FeO и MnO). В стекающем вниз шлаке под действием возрастающей температуры постепенно расплавляется вся пустая порода и флюс, а после сгорания кокса – и зола.



- 1 – чугунная летка; 2 – горн; 3 – заплечики; 4 – распар; 5 – шахта; 6 – колошник;
 7 – засыпной аппарат; 8 – горизонт образования чугуна; 9 – горизонт образования
 шлака; 10 – зоны горения кокса; 11 – слой шлака; 12 – шлаковая летка;
 13 – слой чугуна

Рисунок 5.1 – Разрез доменной печи

При взаимодействии жидких продуктов плавки с раскаленным коксом в заплечиках и горне происходит восстановление кремния, марганца и фосфора из их оксидов, растворенных в шлаке. Здесь же поглощенная металлом в ходе плавки сера пере-

ходит в шлак. Железо и фосфор практически полностью восстанавливаются и переходят в чугун, а степень восстановления кремния и марганца и полнота удаления из чугуна серы зависят от температурных условий, химического состава шлака и его количества.

Жидкие чугун и шлак разделяются в горне благодаря различным удельным массам. По мере скопления их в горне чугун выпускают через чугунную летку 1, а шлак – через шлаковые летки (верхний шлак) и чугунную летку во время выпуска чугуна (нижний шлак).

Все перечисленные процессы протекают в доменной печи одновременно, оказывая взаимное влияние друг на друга.

5.2 Газовый поток в доменной печи

Высокопроизводительная и экономичная работа ДП зависит от того, как организовано движение и распределение газов и шихты в ее рабочем пространстве. Движение и распределение газов определяется множеством факторов, но основными являются гранулометрический состав шихты, ее распределение на колошнике во время загрузки и перераспределение при опускании в печи. Газовый поток также оказывает влияние на распределение шихты.

Под распределением шихты понимают количественное соотношение в слое крупных и мелких фракций и соотношение толщин слоев материалов различной кусковатости.

О распределении шихты судят косвенно, контролируя параметры газового потока: химический состав, температуру и потерю напора. При отклонении этих параметров газового потока от оптимальных значений изменяют распределение материалов так, чтобы восстановить желаемое распределение газов. Таким образом, газовый поток в доменной печи выполняет не только роль рабочего тела, но и служит своеобразным индикатором, позволяющим контролировать работу печи и управлять ее ходом.

Газы в ДП движутся через столб шихты снизу вверх под действием, разности давлений, зависящей от величины сопротивления загруженной в печь шихты и количества воздуха, нагнетаемого в горн воздуходувной машиной. Проходя путь в 24–26 м в течение нескольких секунд, газовый поток должен выполнить тепловую и восстановительную работу и обеспечить ровный сход шихтовых материалов от колошника к горну. Исходя из этих функций газового потока к распределению газов предъявляются противоречивые требования:

– для наиболее полного использования тепла и восстановительной способности газового потока газы по сечению печи должны распределяться равномерно, т.е., температура и состав газов по сечению доменной печи должны быть одинаковыми, а шихта – в равной мере нагретой и восстановленной;

– для обеспечения ровного схода шихты газовый поток по сечению печи должен распределяться неравномерно, проходя в большем количестве у стен и в осевой зоне печи, где чаще всего бывает меньше агломерата.

В доменной печи невозможно достичь равномерного распределения газов по сечению по следующим причинам.

1. Газы в доменной печи движутся по ряду параллельных каналов, имеющих неправильную форму, непостоянное сечение и различную шероховатость стенок. Распределяясь обратно пропорционально сопротивлению каналов, газы движутся преимущественно по каналам большего сечения и меньшей протяженности.

2. Более интенсивному движению газа у стен печи способствует то, что каналы здесь более гладкие и имеют меньшую протяженность. Кроме того, увеличение горизонтального сечения шахты за счет наклона стен по мере опускания материалов способствует оттеснению в периферийное кольцо хорошо газопроницаемого кокса более тяжелыми кусками агломерата.

3. Загрузка шихты в ДП осуществляется при помощи конуса и воронки так, что гребень мелких шихтовых материалов всегда располагается на некотором расстоянии от стен печи. Крупные куски шихты скатываются к стенкам и к оси печи, вызывая здесь усиленное движение газов.

4. Горение углерода кокса в горне происходит в узком (шириной 1,4–1,8 м) периферийном кольце. Поэтому образовавшиеся в зонах горения газы стремятся двигаться по периферии печи. С увеличением количества дутья увеличиваются и зоны горения. Газы в большем количестве проникают в центр печи, и их распределение становится более равномерным.

5. На распределение газов по сечению влияет перераспределение шихты при движении ее от колошника к горну из-за различных скоростей опускания шихты в разных сечениях и по диаметру печи.

Однако, несмотря на наличие факторов, обуславливающих неравномерное распределение газового потока, эта неравномерность должна быть не какой угодно, а вполне определенной.

Показателем, характеризующим распределение газового потока по сечению столба шихты, является сопоставление количеств газов, проходящих через равновеликие площади заполненного шихтой сечения печи в единицу времени..

О распределении газов и о степени использования их энтальпии и восстановительной способности судят по содержанию CO_2 в точках по радиусу или диаметру сечения, расположенного на 1,5–2,6 м ниже верхнего уровня шихты в доменной печи или по значениям температуры газов в тех же точках. Если в слое шихты определенного сечения печи относительное количество железосодержащих компонентов невелико, а преобладают куски кокса, обеспечивая высокую газопроницаемость, то здесь будет проходить много газа с высокой температурой и низким содержанием двуокси углерода, т. е. Использование энтальпии и восстановительной способности газа будет низким.

Наоборот, в слое шихты с преобладанием мелких железосодержащих компонентов газ будет проходить в меньшем количестве с более полным использованием тепла и восстановительной способности. Температура газа, выходящего из печи, будет низкой, а содержание CO_2 высоким.

Рациональное распределение - при котором в максимальной степени используется энтальпия газового потока и его химическая энергия без нарушения ровного схода шихтовых материалов (рисунок 5.2).

Распределение газов, удовлетворяющее поставленным выше требованиям, зависит в каждом случае от конкретных условий работы печи: качества шихты, объема печи, состояния профиля, марки выплавляемого чугуна и др. Поэтому рациональное распределение газов в каждом конкретном случае определяется опытным путем.

На рисунке 5.2 приведено рациональное распределение газового потока по радиусу доменной печи. Содержание CO_2 в периферийном газе составляет 14, в точке максимума 19 и в центре 11 %, а соответствующие значения температуры равны: 820, 520 и 910 °С.

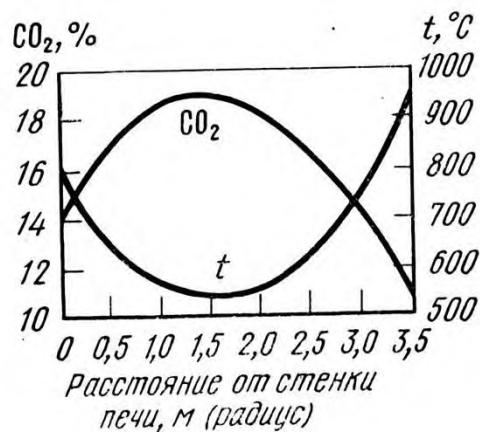


Рисунок 5.2 – Изменение содержания CO и температуры газа по радиусу в верхней части доменной печи при ровном ходе и низком расходе кокса

С повышением основности агломерата и снижением содержания мелочи в шихте разность между максимальными и минимальными значениями температуры и содержания двуокси углерода в газе по радиусу должна уменьшаться. При равномерном распределении материалов и газов по окружности печи кривые распределения температур и содержания CO₂ в газе должны быть одинаковыми по всем радиусам.

В зависимости от степени неравномерности распределения газовые потоки могут быть периферийными, осевыми и канальными.

При периферийном газовом потоке значительное количество газов проходит вблизи стен. Газы периферийного кольца уходят из печи с высокой температурой и низким содержанием CO₂. Чрезмерное развитие периферийного потока газов, приводит к увеличению расхода кокса.

При осевом, или центральном, газовом потоке значительная часть газов движется в центральном круге. Осевой поток газа на расход кокса влияет менее значительно, чем периферийный, вследствие различной относительной доли площади сечения печи, занимаемой периферийным и центральным потоком газа, а следовательно, и различным количеством газов, проходящих в этих сечениях. Некоторое развитие центрального потока газов считается рациональным для обеспечения ровного хода и интенсификации процессов в центральной части печи.

Канальный ход газов во всех случаях является вредным и служит признаком нарушения ровного хода. Термин «канальный» ход газов условный. Под канальным ходом газа следует понимать чрезмерно интенсивный поток газа в одном или нескольких участках сечения печи.

5.3 Влияние различных факторов на потери напора и распределение газов по сечению печи

Величина потери напора газов в столбе шихтовых материалов, возникающая вследствие трения газов о стенки каналов в шихте, является важнейшим параметром, определяющим производительность и экономичность работы печи.

Потеря напора, или перепад давления газов, Δp в работающей доменной печи определяется разностью давлений дутья $p_{\text{ф}}$, поступающего в горн, и газа $p_{\text{к}}$ на колошнике

$$\Delta p = p_{\text{ф}} - p_{\text{к}} \quad (5.4)$$

Потеря напора газов при движении их через слой сыпучего материала зависит от скорости движения и плотности газов, высоты слоя и его газопроницаемости и может быть определена по формуле

$$\Delta p = f \frac{\omega^2}{2} \frac{\gamma}{g} \frac{4}{d_{\text{экв}}} H, \quad (5.5)$$

где Δp – потеря напора газа, кГ/м^2 ;

f – коэффициент сопротивления слоя, зависящий от режима движения газа (турбулентный или ламинарный);

γ – действительная (при данных температуре и давлении) плотность газа, кг/м^3 ;

g – ускорение силы тяжести, м/сек^2 ;

H – высота слоя, м;

ω – действительная скорость газа в слое, м/сек;

$d_{\text{экв}}$ – эквивалентный диаметр каналов в слое между частицами сыпучего материала, определяемый из выражения

$$d_{\text{экв}} = \frac{4\Sigma}{S}, \quad (5.6)$$

где Σ – объем пустот в единице объема слоя (порозность), $\text{м}^3/\text{м}^3$;

S – поверхность частиц в единице объема, $\text{м}^2/\text{м}^3$.

Наибольшая газопроницаемость у крупнокусковых материалов – кокса и агломерата, наименьшая – у мелких руды и агломерата. Чем равномернее куски сыпучего материала, тем выше его газопроницаемость, так как межкусковые пустоты не заполняются мелкими частицами. Эффективным средством снижения потерь напора являются отсев мелких фракций железосодержащих компонентов, а также, сортировка по крупности агломерата и кокса.

На распределение газов влияет режим их движения (ламинарный или турбулентный). Различные режимы движения возникают из-за перераспределения газового потока при изменении количества дутья. С увеличением количества дутья газовый поток становится более равномерным вследствие выравнивания скоростей движения газа по сечению печи. Уменьшение количества дутья приводит к резкому возрастанию периферийного потока газов.

Формула не учитывает процессов плавления материалов в доменной печи.

Изменение потери напора газов по высоте печи в идеальном случае должно быть равномерным, т.е. потеря напора на единицу высоты столба шихты должна быть постоянной. Однако изменение потери напора по высоте печи бывает различным. Оно зависит от гидравлического сопротивления соответствующего участка столба шихтовых материалов. В связи с этим при оценке газопроницаемости шихты в печи введено понятие определяющей зоны, т.е. участка столба шихты с наиболее высоким сопротивлением, определяющим возможность форсирования хода печи увеличением количества дутья.

5.4 Распределение материалов на колошнике при загрузке доменной печи

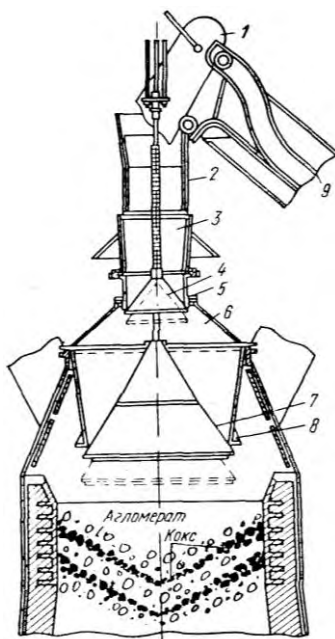
Материалы при загрузке должны распределяться неравномерно по сечению печи, как по крупности, так и по компонентам шихты. У стен должно быть больше крупного агломерата с целью лучшего использования периферийных газов, а у оси –

больше кокса. Основную часть мелких фракций необходимо располагать в промежуточном кольце между периферией и центром.

По окружности печи материалы должны распределяться строго равномерно, так, чтобы любая окружность, горизонтального сечения была кривой равного содержания CO_2 в газе и кривой одинаковой температуры.

Этим условиям распределения шихты удовлетворяет принятый способ загрузки материалов при помощи, конуса и воронки.

На рисунке 5.3 приведена схема двухконусного засыпного устройства доменной печи. Шихтовые материалы – кокс, железосодержащие компоненты и флюс – загружают в доменную печь отдельными порциями, называемыми подачами. Количественное соотношение компонентов шихты в каждой подаче строго постоянное.



- 1 – скип; 2 – приемная воронка; 3 – вращающаяся воронка; 4 – малый конус;
5 – вращающийся распределитель; 6 – межконусное пространство; 7 – большой конус;
8 – воронка большого конуса; 9 – наклонный мост

Рисунок 5.3 – Схема двухконусного засыпного устройства доменной печи

Материалы на колошник подают специальными тележками – скипами 1, перемещающимися по рельсам наклонного моста 9. Объем материалов одной, подачи соответствует объему нескольких скипов, поэтому подача на колошник подается по частям несколькими скипами. При этом одну часть скипов подачи загружают коксом, а другую – жрс и при необходимости – флюсом. Применяют следующие схемы подач ААКК↓ или ККАА↓. Это значит, что подача четырехскиповая, состоящая из двух скипов агломерата и двух скипов кокса. Знаком ↓ обозначается опускание большого конуса, при котором подача загружается в печь.

Для того чтобы не допустить прорыва газов из печи в атмосферу при загрузке шихты и чтобы равномерно распределить материалы по окружности печи, засыпное устройство выполняют из малого конуса 4 и малой воронки 3, большого конуса 7 и большой воронки 8. Межконусное пространство 6 выполняет роль шлюза: при загрузке материалов с малого конуса в межконусное пространство большой конус закрыт при загрузке материалов с межконусного пространства в печь малый конус закрыт. Вращением малого конуса и малой воронки с тем или иным компонентом шихта равномерно распределяется. Малый конус опускают после каждого скипа материа-

лов, загруженных в малую воронку, большой конус опускают после набора всей массы подачи.

Загруженный кусок шихты тем ближе расположится у стен колошника, чем меньше угол наклона образующей конуса, чем больше скорость, с которой кусок оставляет наклонную поверхность и чем больше высота падения куска.

При нормальных условиях работы печи первые порции сыпучих материалов (если они встречаются с поверхностью засыпи) остаются на месте падения. По накоплении сыпучего материала на месте падения образуется гребень с двумя откосами, направленными к стенке и к оси печи. При этом мелкие фракции шихты располагаются в центре гребня, в большей или меньшей степени сосредоточиваясь в его вершине. Крупные куски обычно располагаются по откосам гребня. Это явление называется сегрегацией сыпучего материала.

Влияние порядка загрузки материалов.

В ДП шихта загружается подачами, представляющими собой навески А, К и И взятые по расчету шихты (рисунок 5.4).

Подача может быть совместной - все ее составляющие загружаются в печь за одно опускание большого конуса. Раздельной - А и И опускаются в один прием, а К - в другой, и расщепленной, когда подача опускается в два приема, но в каждой полуподаче имеются и К и А.

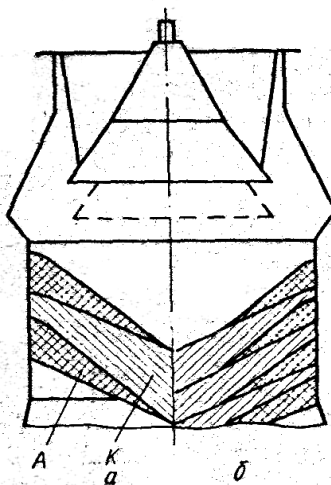
Подачи имеют систему изображения, например: ААКК↓ (совместная), АА↓КК↓ (раздельная), АКК↓ААК↓ (расщепленная).

Подача может быть четырех-, пяти - или шестискиповой.

Очередность следования материалов в скипах подачи, количество скипов в подаче и ритм работы большого конуса называют порядком загрузки.

Прямой порядок загрузки - когда на конус первыми загружаются скипы с агломератом (ААКК). Если скипы с К следуют первыми (ККАА), то порядок загрузки называют обратным.

Циклические системы загрузки. Цикл загрузки состоит из нескольких подач, например из двух подач типа ААКК↓ и трех подач КААК↓, для обеспечения оптимального распределения шихты и газов, как по сечению, так и по окружности печи, когда железосодержащая часть шихты состоит из нескольких видов руды или агломерата.



А – агломерат; К – кокс

Рисунок 5.4 – Распределение материалов при большой (а) и малой (б) подачах

5.5 Движение шихты в доменной печи

В ДП шихта опускается под действием своей массы в пространство, освобождающееся в результате уменьшения ее объема при протекании различных процессов, основными из которых являются горение углерода кокса в фурменных очагах, расход углерода кокса на прямое восстановление, образование и плавление чугуна и шлака, а также уминка шихты при движении: 44-52 % общего уменьшения объема шихты приходится на горение углерода, 11-16% – на прямое восстановление, 25-35 % – на плавление чугуна и шлака и 5-15 % – на уминку материалов. Уменьшение объема шихты происходит главным образом в очагах горения перед фурмами, а фурменные очаги можно представить как своеобразные воронки, через которые движется основная масса шихты. В связи с этим размеры очагов горения придается исключительное значение.

Периферийное расположение зон горения приводит к преимущественному движению шихты на периферии печи. Скорость движения шихты в периферийном кольце колошника составляет 90-140, а в центре 70-120 мм/мин. Время пребывания шихты в печи составляет 6-8 ч. Активизация работы центра печи приводит к существенному увеличению скоростей опускания шихты в осевой зоне и к уменьшению разности скоростей движения шихты на периферии и в центре.

Повышение скорости схода шихты на периферии колошника объясняется и другими причинами, главной из которых являются расширение шахты книзу и более интенсивное по сравнению с коксом движение железорудных компонентов, располагающихся в большом количестве на периферии.

В центре горна также имеется вертикальное движение материалов, а кокс к очагам горения может попадать не только сверху и с боков, но и снизу из центрального столба, погруженного в ванну металла. Это подтверждает высокопроизводительная работа сверхмощных ДП с диаметром горна 10 м и более. Т.е. неподвижной массы материалов в центре горна может не быть.

При движении материалов в печи происходит их перераспределение, причиной которого является изменение скоростей опускания шихты по причинам:

- а) на разных горизонтах печи вследствие изменения размеров сечения;
- б) в одном сечении ввиду неравномерного образования жидких продуктов плавки и горения кокса в горне;
- в) в зависимости от удельной массы и крупности материалов: более тяжелые и мелкие движутся быстрее, мелкие и легкие частицы движутся медленнее и под действием восходящего потока могут даже переноситься из нижних слоев в верхние;
- г) в зависимости от агрегатного состояния материалов: жидкие чугун и шлак быстро стекают в горн, опережая твердые куски кокса.

В результате неодинаковой скорости движения шихты в рабочем пространстве печи, материалы, одновременно загруженные в печь, приходят в горн неодновременно. Это явление называется опережением.

Среднее время пребывания материалов в ДП определяется по формуле

$$\tau = \frac{24V_{\text{пол}}}{Tv_{\text{нач}}}, \quad (5.7)$$

где τ – среднее время пребывания материалов печи, ч;

$V_{\text{пол}}$ – объем печи от уровня засыпи до оси чугунной летки, м³;

T – суточная выплавка чугуна, кг;

$v_{\text{нач}}$ – объем материалов при загрузке на единицу чугуна, м³/кг.

Движению шм от колошника к горну противодействуют подъемная сила газового потока, реакция опоры заплечиков, силы трения между кусками шихты и силы трения шихты о стенки печи. Эти силы противодействия значительно уменьшают давление столба шихты. Следовательно, движение шихты в доменной печи находится в зависимости от соотношения сил, действующих на столб шихтовых материалов. Пока равнодействующая сил, направленная сверху вниз, больше равнодействующей сил, направленных снизу вверх, шихта опускается нормально. Соотношение сил, действующих в ДП на горизонте фурм

$$P = H \gamma_{\text{ш}} S (\Delta P + S + A + P_{\text{тр.к}} + P_{\text{тр.с}}), \quad (5.8)$$

где P – неуравновешенная часть столба шихты, обеспечивающая ее движение, кг;

H – высота столба шм, м;

$\gamma_{\text{ш}}$ – насыпная масса шихты, кг/м³;

ΔP – противодействие, или перепад давления газов, кг/м²;

S – площадь сечения горна на горизонте фурм, м²;

A – реакция опоры заплечиков, кг;

$P_{\text{тр.к}}$ – силы внутреннего или межкускового трения, кг;

$P_{\text{тр.с}}$ – силы трения шихты о стенки печи, кг.

Реакция опоры заплечиков и силы внутреннего и внешнего трения остаются постоянными. Поэтому уравновешенная часть массы шихты зависит в основном от противодействия газов, образующихся в горне доменной печи.

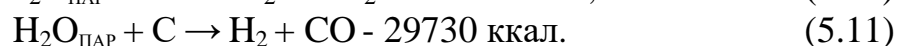
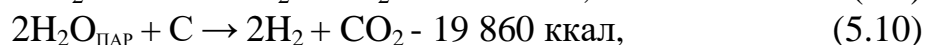
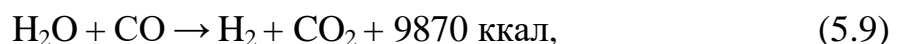
Масса шихты $P_{\text{ш}}$, приходящаяся на единицу сечения печи прямо пропорциональна расстоянию от уровня засыпи. F_1 и F – неуравновешенная подъемной силой газового потока часть массы шихты, передаваемая соответственно на стены печи и вниз, на горизонте фурм давление шихты составляет 6–10 % от массы столба шихты, приходящейся на единицу площади. Движение шихты в ДП может прекратиться, если где-либо по высоте столба шихтовых материалов сила F станет равной нулю.

5.6 Испарение влаги, разложение гидратов и возгонка летучих кокса

Загружаемые в доменную печь шм уже на колошнике подвергаются интенсивному нагреву восходящим потоком газа. Под влиянием нагрева из шихтовых материалов начинает выделяться содержащаяся в них влага. Влага в шихтовых материалах может быть в свободном состоянии (гигроскопическая) и в химически связанном состоянии (гидратная). Гигроскопическая влага безвредна в доменной печи. Испарение ее происходит за счет тепла отходящих газов, температура которых несколько понижается.

Разложение гидратов и удаление влаги из руд начинается при 200–230 °С и может заканчиваться при 500–550 °С и выше 800 и даже 1000 °С.

Водяные пары, выделившиеся при температуре, превышающей 500 °С, вступают во взаимодействие с СО и углеродом кокса с образованием водорода



Реакция (5.1) с положительным тепловым эффектом, протекает при температуре около 500 °С. Реакция (5,2) начинается при температуре выше 500°С. Реакция (5.3) может протекать лишь при температуре выше 1000°С и развитие ее при ровном ходе печи маловероятно, так как даже самые прочные гидраты успевают разложиться при более низкой температуре. Разложение гидратов руд протекает в процессе окускования руд, вне доменной печи.

Возгонка летучих веществ кокса, содержащихся в количестве 0,8 – 1,2 %, происходит в верхних горизонтах печи при 300 – 900 °С. Выделяющиеся из кокса летучие вещества состоят в основном из СО (40 – 47 %) и Н₂ (35 – 45 %). Другие составляющие (диоксид углерода, азот и метан) находятся в незначительных количествах. Переход летучих веществ в доменный газ несколько изменяет его количество и состав, но существенного влияния на работу газов в печи не оказывает.

5.7 Разложение углекислых соединений

В доменную печь углекислые соединения могут поступать в виде флюсов (известняка СаСО₃ и доломита СаСО₃·MgСО₃) и в виде карбонатных руд FeСО₃ и MnСО₃. В общем виде реакцию разложения углекислой соли металла



где Me – обозначение металла Са, Mg, Fe, Mn.

Реакция является обратимой, т.е. продукты реакции при определенных условиях могут снова соединиться, образовав исходную соль



Обратимый распад сложного химического соединения на составные части под действием температуры называется термической диссоциацией. При определенных температуре и давлении среды система, состоящая из углекислой соли и продуктов диссоциации, с течением времени придет в такое состояние, когда скорости реакций распада соли и обратного соединения продуктов распада станут равны. Это состояние системы называется подвижным равновесием. Оно устанавливается при некотором давлении двуокиси углерода, определенном для каждой температуры. Давление двуокиси углерода в равновесной системе называется упругостью диссоциации.

Разложение углекислых соединений протекает с поглощением тепла, ккал:

СаСО ₃	42520;
СаСО ₃ ·MgСО ₃	72480
MnСО ₃	28210
MgСО ₃	26150
FeСО ₃	24810.

Упругость диссоциации каждой углекислой соли возрастает с увеличением температуры. Чем больше тепла требуется на разложение углекислой соли, тем ниже ее упругость диссоциации при данной температуре и тем прочнее соединение. Из углекислых соединений наиболее прочный карбонат кальция СаСО₃, наименее прочный – карбонат железа FeСО₃.

Если СаСО₃ поместить в среду, где давление двуокиси углерода (или ее парциальное давление) больше упругости Диссоциации СаСО₃, то разложения его происходить не будет. При повышении температуры упругость диссоциации будет возрастать

тать, и, как только она превысит парциальное давление CO_2 , начнется разложение CaCO_3 .

В связи с агломерацией руд и производством офлюсованного агломерата карбонаты в ДП загружают в малых количествах для поддержания заданной основности шлака. Основная же масса карбонатов подвергается разложению в процессе окускования сырья. Увеличение расхода кокса при добавке 0,35 – 0,4 кг/кг известняка происходит по следующим причинами.

1. Затратами тепла на разложение флюса по реакции (5.9).
2. Затратами тепла на реакцию взаимодействия двуокиси углерода флюса с углеродом кокса: $\text{CO}_2 + \text{C} \rightarrow 2\text{CO} - Q$.
3. Расходом углерода кокса на реакцию (5.10).
4. Понижением восстановительной способности доменного газа вследствие разбавления его неразложившимся диоксидом углерода флюса.

Повышение же расхода кокса на единицу чугуна приводит к уменьшению производительности доменной печи.

Попадающие в доменную печь с золой кокса и рудами соли щелочных металлов (калия и натрия) переходят в шлак (70%) и газ (30%) в виде циановой кислоты KCN, содержание которой в доменном газе может достигать 0,02 – 0,04%.

Фтор попадает в доменную печь в виде фтористого кальция CaF_2 , взаимодействующего с водяными парами. Свыше 95% фтора переходит в шлак, остальное количество – в газ в виде HF. Фтор не оказывает заметного разрушающего действия на огнеупорные материалы.

Содержащийся в рудах цинк в ДП восстанавливается и испаряется. В верхних горизонтах печи пары цинка окисляются и частично удаляются с газами, а частично конденсируются, образуя скопления или настывы из окиси цинка вверху шахты печи.

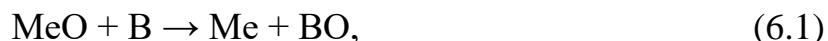
Контрольные вопросы для самопроверки

1. Какие процессы протекают в горне доменной печи?
2. Чем является газовый поток в доменной печи и какие показатели по нему определяют?
3. Что такое перепад давления в доменной печи и на что он влияет?
4. Какими показателями определяется интенсивность работы доменной печи?
5. Что такое порядок загрузки доменной печи?
6. Как происходит в доменной печи движение шихтовых материалов и газов?
7. Что такое активный вес шихты?
8. Опишите устройство двухконусного засыпного аппарата.
9. Как происходит разложение карбонатов и почему в доменную печь не загружают сырой известняк?

6 Восстановление оксидов металлов

6.1 Физико-химические основы восстановительных процессов

Одним из условий получения чугуна в ДП является удаление кислорода из оксидов, металлы которых входят в состав чугуна. Процесс отнятия кислорода от окисла и получения из его элемента или окисла с меньшим содержанием кислорода называется восстановлением. С восстановлением протекает окисление вещества, к которому переходит кислород окисла. Это вещество называется восстановителем. Процесс восстановления оксидов восстановителем описывается уравнением



где MeO – восстанавливаемый оксид;

B – восстановитель;

Me – восстановленный металл;

BO – оксид восстановителя.

Восстановительные процессы сопровождаются выделением или поглощением тепла, т.е. относятся к числу термохимических процессов.

Химическая прочность окисла определяется силами, химической связи данного элемента с кислородом, называемыми химическим сродством элемента к кислороду. Чем больше химическое сродство элемента к кислороду, тем прочнее оксид и тем труднее его восстановить. Химическое сродство элемента к кислороду характеризуется упругостью диссоциации окисла $p^1_{\text{O}_2}$ или стандартным изменением термодинамического потенциала при образовании оксидов из элементов ΔZ° . Упругость диссоциации оксидов определяется парциальным давлением кислорода p_{O_2} в системе, состоящей из окисла металла, кислорода и элемента металла, при котором система находится в равновесии (подобно рассмотренной ранее упругости диссоциации карбоната).

Стандартное изменение изобарного термодинамического потенциала определяется из уравнения

$$\Delta G^0 = \Delta H_{298} - T \Delta S_{298}, \quad (6.2)$$

где ΔH_{298} – изменение энтальпии, численно равно тепловому эффекту реакции с обратным знаком, кДж/(ккал);

T – абсолютная температура, °K;

ΔS_{298} – изменение энтропии при образовании окисла из элементов, кДж/°K(ккал/°K).

С увеличением сродства элемента к кислороду уменьшается упругость диссоциации окисла и возрастает отрицательное значение величины ΔG° .

Восстановителем может быть элемент или химическое соединение, имеющее большее химическое сродство к кислороду, чем восстанавливаемый из окисла элемент, а условиями протекания восстановительного процесса являются неравенства:

$$(p^1_{\text{O}_2})_{\text{MeO}} > (p^1_{\text{O}_2})_{\text{BO}}, \quad \Delta G^0_{\text{MeO}} > \Delta G^0_{\text{BO}}.$$

Чем больше разность величин приведенных значений, т. е. чем больше $(p_{O_2}^1)_{MeO}$ и ΔZ_{MeO}^0 и меньше $(p_{O_2}^1)_{BO}$ и ΔZ_{BO}^0 , тем интенсивнее протекает процесс восстановления.

Химическая прочность оксидов металлов неодинакова, т. е. химическое сродство элементов к кислороду различное. Однако общей закономерностью для всех металлов является уменьшение их сродства к кислороду при повышении температуры. Зависимость величины ΔZ° , характеризующей сродство некоторых элементов и их низших оксидов к кислороду, от температуры (рисунок 6.1)

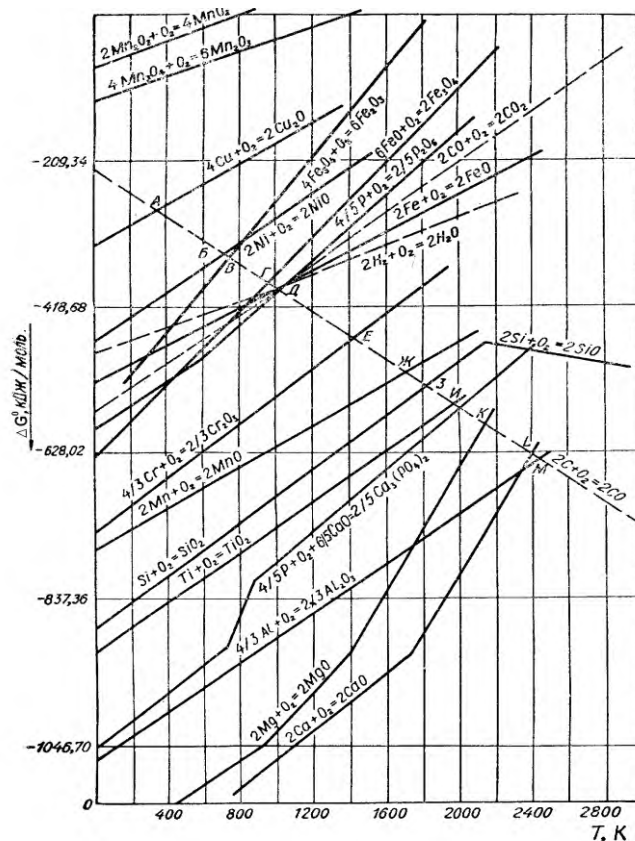


Рисунок 6.1 – Изменение химического сродства элементов и низших оксидов элементов к кислороду

Все линии графика построены подстановкой в уравнение (6.2) постоянных табличных значений ΔH_{298} и ΔS_{298} для каждой реакции, т. е. величина ΔZ° вычислялась в зависимости только от изменения температуры. Все линии, характеризующие сродство металлов и их низших оксидов к кислороду - восходящие и только линия, характеризующая сродство углерода к кислороду - нисходящая. Это значит, что с увеличением температуры сродство металлов к кислороду уменьшается, а углерода – возрастает; т. е. увеличением температуры восстановительная способность углерода по отношению к оксидам металлов возрастает. Эту закономерность используют в металлургических процессах, применяя в качестве восстановителя широко распространенный в природе углерод.

В ДП углерод может восстанавливать почти все металлы, показанные на графике, за исключением кальция, магния и алюминия. Для восстановления этих металлов углеродом требуется более высокая температура, чем достигаемая в доменной печи. При температурах правее точек пересечения нисходящей прямой окисления углерода он восстанавливает соответствующие элементы из их оксидов. Кроме углерода, восстановителями в доменной печи являются оксид углерода и водород. По взаимному

положению линий на рисунке можно судить о химической прочности различных оксидов. Чем ниже расположена прямая, характеризующая величину ΔG° для реакции образования оксида, тем более прочен оксид.

При $T = 1200^\circ \text{K}$ все оксиды в порядке уменьшения прочности располагаются в следующем порядке: CaO , MgO , Al_2O_3 , TiO_2 , SiO_2 , MnO , Cr_2O_3 , P_2O_5 , Fe_3O_4 , NiO , Fe_2O_3 , Cu_2O , Mn_2O_3 , MnO_2 . Переломы на некоторых кривых объясняются изменением агрегатного состояния, вещества.

Восстановление элементов из их оксидов изучают при помощи термодинамического анализа и кинетических исследований процесса. Термодинамический анализ предполагает изучение условий равновесия системы, состоящей из окисла, продукта его восстановления, восстановителя и его окисла, на основании экспериментальных данных определяют численные значения температур, давлений и концентраций реагирующих веществ, при которых не происходит ни окисления, ни восстановления. Количественно равновесие системы выражают константой равновесия реакции K_p , представляющей собой дробь: числитель – произведение равновесных парциальных давлений газообразных продуктов реакции в степени числа участвующих молей, а знаменателем – то же, но для исходных веществ. Например, для реакции



Чем больше значение K_p , тем полнее прошла реакция до наступления равновесия, т. е. в системе образовалось много продуктов реакции и осталось мало исходных веществ.

Зная условия равновесия (температуру, давление, концентрацию реагирующих веществ), можно их изменением нарушать равновесие системы и вызывать протекание реакций в желаемом направлении. В этом достоинство термодинамического анализа. Но термодинамический анализ системы, указывая на принципиальную возможность или невозможность протекания реакций в заданном направлении, не дает представления о механизме и скорости протекания реакций. Эту задачу решает кинетика – позволяющая определить скорость термодинамически возможного процесса, выявить влияние различных факторов на скорость превращений и описать механизмы превращений.

Различают восстановление косвенное, или не прямое (газообразными CO и H_2) и прямое (твердым восстановителем C).

6.2 Восстановление оксидов железа CO

По степени убывания кислорода оксиды железа располагаются в ряд: Fe_2O_3 , Fe_3O_4 и FeO , содержащие соответственно 30,06; 27,64 и 22,28 % кислорода. В этом же направлении возрастает и химическое сродство к кислороду, т. е. из трех оксидов железа, взятых в свободном состоянии, наиболее прочным в условиях рабочего пространства доменной печи, а точнее при температуре выше 570°C , является FeO . Восстановление железа из его оксидов протекает ступенчато путем последовательного удаления кислорода и в зависимости от температуры может быть изображено двумя схемами:

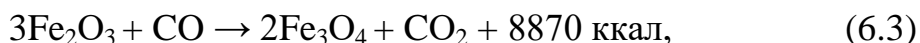


при температуре $< 570^{\circ}\text{C}$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}$.

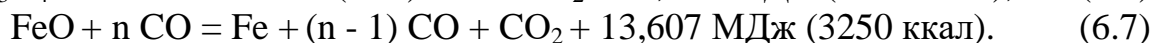
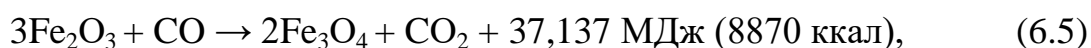
Ниже температуры 570°C (843°K) прочность FeO становится меньше прочности Fe_3O_4 и она превращается в Fe_3O_4 и Fe ($4\text{FeO} \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}$).

В доменной печи восстановление железа из его оксидов протекает в основном по первой схеме, так как уже через, несколько минут после загрузки материалов на ковшник они нагреваются до температуры выше 570°C . Большая половина кислорода, связанного в окислах железа, отбирается оксидом углерода, поэтому основным восстановителем в доменной печи является оксид углерода.

Восстановление оксидов железа оксидом углерода при температуре ниже 570°C идет по реакциям



При температуре выше 570°C восстановление идет по реакциям



Суммарный тепловой эффект реакций непрямого восстановления оксидом углерода положительный. Наиболее легковосстановимым окислом является Fe_2O_3 . Упругость диссоциации ее настолько велика, что реакция (6.4) идет необратимо в сторону образования Fe_3O_4 при любом соотношении окиси и двуокиси углерода в газовой фазе почти до полного превращения CO в CO_2 или Fe_2O_3 в Fe_3O_4 . Остальные реакции могут протекать в обоих направлениях в зависимости от температуры и соотношения CO и CO_2 в газовой фазе, так как оксиды Fe_3O_4 и FeO намного прочнее, чем оксид Fe_2O_3 . Для их восстановления необходимо, чтобы отношение CO к CO_2 в газовой фазе всегда было больше определенного значения, при котором возможно протекание реакций слева направо. В уравнениях реакций (6.4, 6.6 и 6.7) это условие отражается коэффициентами k , m и n при CO .

Для каждой температуры при определенном соотношении CO и CO_2 в газовой смеси в реакциях 6.5 - 6.7 устанавливается равновесие. Газовые смеси, находящиеся в равновесии с восстанавливаемыми оксидами, называются равновесными или нейтральными смесями.

На рисунке 6.2 приведена диаграмма равновесий газовых смесей CO и CO_2 с оксидами железа и железом. На горизонтальной оси абсцисс: температура, на вертикальной отношение CO/CO_2 т. е. газовая фаза состоит только из CO и CO_2 , причем сумма их всегда равна 100.

Равновесная линия 1 реакции (6.5) сливается с осью абсцисс, т.к. равновесие реакции достигается при очень низкой концентрации CO в газовой смеси.

Равновесие реакций (6.6) и (6.7) с повышением температуры характеризуется восходящими кривыми 2 и 3, а равновесие реакции (6.7) – нисходящей кривой 4. Следовательно, при восстановлении Fe_3O_4 до Fe и FeO до Fe содержание CO в равновесной смеси с увеличением температуры возрастает – возрастают значения k и n в реакциях (6.5) и (6.7), а при восстановлении Fe_3O_4 до FeO с повышением температуры содержание CO убывает - уменьшается значение m в реакции (6.3).

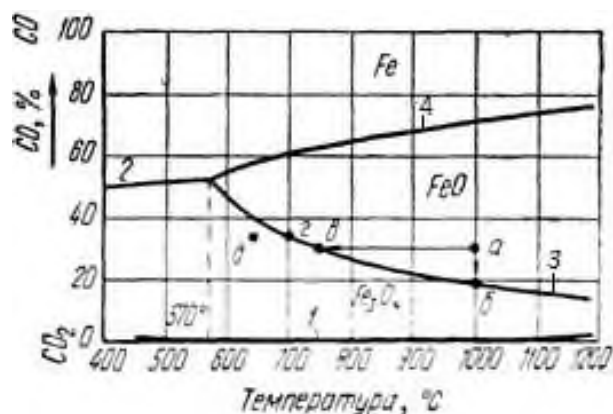


Рисунок 6.2 – Кривые равновесия газовых смесей CO и CO₂ с оксидами железа и железом

Равновесное изменение состава газовой смеси при изменении температуры, а, следовательно, конфигурация кривых равновесия на диаграмме зависят от знака теплового эффекта реакций.

Принцип Ле-Шателье: всякое внешнее воздействие на равновесную систему смещает равновесие в направлении, противодействующем внешнему воздействию. При повышении температуры равновесие реакции смещается в направлении образования веществ сопровождающемся поглощением тепла, и, наоборот, при понижении температуры – в направлении образования веществ, сопровождающемся выделением тепла.

Равновесные линии делят диаграмму на три поля: Fe, FeO и Fe₃O₄. Четвертое поле Fe₂O₃ на диаграмме отсутствует, так как равновесная линия 1 сливается с осью абсцисс.

Любая точка на кривых характеризует положение равновесия той или иной реакции, а каждая точка вне кривых – нейтральный состав газовой смеси только для того вещества, в поле которого находится точка. Например, если в поле устойчивого существования FeO поместить Fe, FeO и Fe₃O₄ то железо окислится до FeO, Fe₃O₄ восстановится до FeO, а FeO останется без изменения. Реакции будут протекать до тех пор, пока не израсходуется тот или иной реагент или пока газовая смесь не станет равновесной.

Пример 1. В газ, содержащий 30 % CO и 70 % CO₂, при 1000 °C (точка а на рисунке) поместили Fe₃O₄. Так как в этих условиях устойчива только FeO, то Fe₃O₄ будет восстанавливаться, обогащая газовую смесь диоксидом углерода до тех пор, пока газ не достигнет равновесного состава, отвечающего точке б на кривой 4 (83 % CO₂ и 17 % CO). Если же Fe₃O₄ израсходуется раньше, чем будет достигнуто равновесие, то реакция прекратится, и газовая смесь будет иметь состав, соответствующий некоторой точке между точками а и б.

Пример 2. При тех же исходных условиях (точка а), но при неизменном составе газа будем изменять температуру. До тех пор, пока изменение температуры происходит в поле FeO, никаких других изменений не произойдет. При понижении температуры до 750° C (точка в) газовая смесь окажется в равновесии с FeO и Fe₃O₄. Дальнейшее понижение температуры вызовет в соответствии с принципом Ле-Шателье протекание экзотермической реакции



и изменение состава газовой смеси в сторону возрастания CO и убывания CO₂. На диаграмме это изменение выразится перемещением состава по кривой 4 вверх. Если FeO будет израсходовано, например, в точке z, то установится постоянный состав газовой смеси. При дальнейшем понижении температуры процесс переходит в поле Fe₃O₄ по горизонтали в направлении гд.

Пользуясь условиями равновесия и принципом Ле-Шателье, можно анализировать возможность протекания реакций в любой области диаграммы, а также определять численные значения коэффициентов k, m и n в реакциях (6.6) – (6.7).

Определим, например, значение n в реакции (6.7) при температуре 1000 °С. Равновесная газовая смесь для этой реакции при 1000 °С состоит из 72 % CO и 28 % CO₂. Определим отношение компонентов равновесной газовой смеси

$$\frac{CO}{CO_2} = \frac{72}{28} = 2,57 . \quad (6.9)$$

Подставим в выражение (11) вместо CO и CO₂ коэффициенты (n – 1) и 1, стоящие при CO и CO₂ в правой части реакции (6.7). Тогда n – 1/1=2,57, а n = 3,57.

Это значит, что при 1000 °С и n, равном 3,57, реакция (6.7) будет находиться в равновесии. При n >3,57 FeO будет восстанавливаться до Fe, а при n < 3,57 железо будет окисляться до FeO. Аналогично для каждой температуры можно определить значения k и m.

В присутствии углерода между CO и CO₂ устанавливается равновесие в соответствии с обратимой реакцией



Так как реакции (6.10) протекает с изменением объема газообразных веществ, то положение равновесия определяется не только температурой, но и давлением. В соответствии с принципом Ле-Шателье при повышении давления равновесие реакции (6.10) смещается в направлении образования веществ, сопровождающемся уменьшением объема, т. е. в направлении образования CO₂ и C, и, наоборот, с уменьшением давления – в направлении образования CO.

В доменной печи восстановление железа из его оксидов и превращение окиси и двуокиси углерода в присутствии избытка углерода совершается совместно. Поэтому, анализ диаграммы равновесия реакций (6.5-6.7) необходимо вести с учетом кривой равновесия реакции (6.10).

Положение равновесной кривой 5 на рисунке определяется давлением газовой системы, равным 98 кН/м² (1 атм.). Видно, что состав газовой смеси из CO и CO₂, равновесной с углеродом, сильно изменяется с изменением температуры, особенно в интервале 550 – 800 °С.

Равновесная кривая 5 реакции (6.10) делит диаграмму на две области – левую и правую, в которых система в большей или меньшей мере удалена от положения равновесия. В левой области реакция идет в направлении образования CO₂ и сажистого углерода за счет разложения CO и, естественно, затрудняет течение восстановительного процесса. В правой области реакция идет в направлении обогащения смеси оксидом углерода за счет расходования диоксида углерода и углерода. Здесь процесс восстановления облегчается, так как образующийся газообразный продукт восстановления – диоксид углерода – непрерывно расходуется в реакции



обогащая газовую смесь восстановителем CO. Эта реакция идет очень быстро при температуре около 1000 °С и выше. Учитывая влияние реакции (6.10) на состав газовой смеси, равновесие реакций (6.5) – (6.7) слева и справа от кривой 5 является неустойчивым при условии, что реакция (4.10) идет с большей скоростью, чем реакции (6.5) – (6.7). Слева от кривой 5 реакции будут идти в сторону превращения Fe и FeO в Fe₃O₄, а справа – в сторону превращения Fe₃O₄ в FeO и FeO в Fe. Равновесие веществ, входящих в обе системы, возможно лишь в точках А и Б, образуемых пересечением кривой 5 с кривыми 3 и 4.

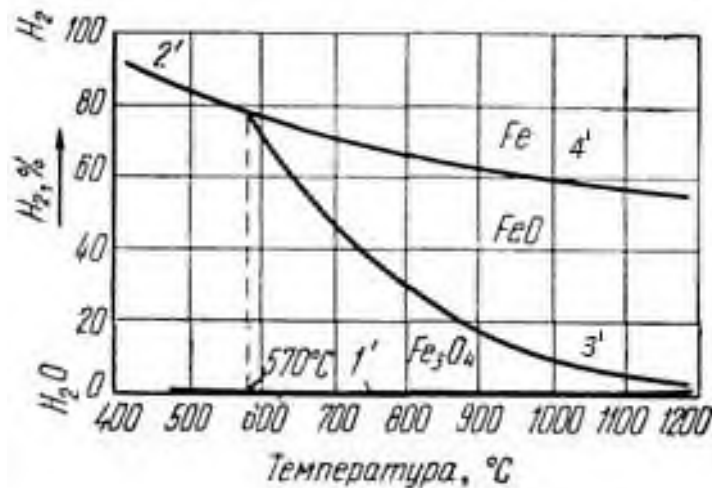


Рисунок 6.3 – Кривые равновесия газовых смесей CO и CO₂ с оксидами железа, железом и углеродом

В доменной печи состав газов, описываемый равновесием реакции (6.10), достигается лишь при температуре около 1000°C. При понижении температуры состав реального доменного газа значительно отличается от равновесного как вследствие кратковременности пребывания газа в зоне температур 400 – 600 °С, где идет превращение CO в CO₂ и сажистый углерод, так и вследствие малой скорости этого превращения. Поэтому действительный состав, газа в доменной печи в пересчете только на CO и CO₂ описывается линией б на рисунке 6.3. При низких температурах, т. е. в верхней части доменной печи, действительное содержание CO в газе значительно выше равновесного, что создает благоприятные условия для восстановления железа из его оксидов в этой зоне печи.

Рассмотрим влияние разложения окиси углерода на процесс восстановления. Реакция $2\text{CO} \rightarrow \text{CO}_2 + \text{C}$ наиболее интенсивно идет при 400 – 600 °С в присутствии свежевосстановленного железа. Она позволяет улучшить использование углерода в печи. Если бы реакция не шла, то оба атома углерода в виде продукта неполного сгорания CO были бы унесены из печи колошниковым газом. При разложении же CO один из атомов углерода превращается в продукт полного сгорания CO₂, а другой участвует в процессе восстановления. Выделившийся сажистый углерод – очень активный восстановитель. При 600 – 700 °С он уже энергично взаимодействует с оксидом железа по реакции



Суммируя эту реакцию с реакцией распада окиси углерода, получаем реакцию непрямого восстановления



Образовавшийся на более высоких горизонтах сажистый углерод при опускании материалов в ДП полностью используется. Происходит кругооборот вещества, связанный с переносом тепла, выделяющегося при распаде CO в верхних горизонтах и поглощающегося при использовании сажистого углерода в роли восстановителя на более низких горизонтах. Реакция разложения окиси углерода также играет важную роль в процессе науглероживания металла, о чем будет сказано ниже.

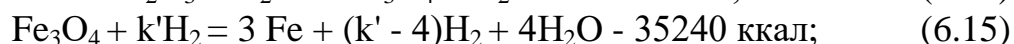
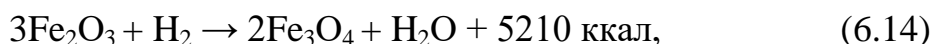
Отрицательные последствия этой реакции состоят в снижении восстановительной способности доменного газа в верхней части лечи вследствие уменьшения концентрации CO и увеличения концентрации CO₂ в общем газе.

С увеличением давления газов в рабочем пространстве доменной печи скорость разложения окиси углерода возрастает и тем интенсивнее, чем больше отношение CO/CO₂ в газе.

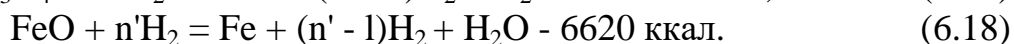
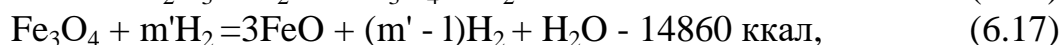
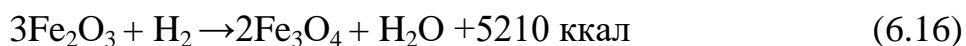
6.3 Восстановление оксидов железа водородом

Вторым восстановителем НВ в доменной печи, является водород. Он образуется в горне при разложении влаги дутья и природного газа, если последний вдувают в доменную печь, а также летучих кокса. Количество водорода в газе составляет 1 – 2 % если печь работает на увлажненном дутье. При вдувании природного газа содержание водорода в газе повышается до 6 – 12 % и роль его в восстановительных процессах значительно возрастает.

Восстановление оксидов железа водородом протекают по уравнениям: при температуре ниже 570 °С



при температуре выше 570 °С



Реакция восстановления Fe₂O₃ до Fe₃O₄ идет необратимо, т. е. до полного использования H₂ или Fe₂O₃. Реакции восстановления Fe₃O₄ и FeO обратимы. Направление протекания реакции зависит от отношения H₂/H₂O_{газ} в газе и от температуры. Равновесный состав газовой смеси для реакций (6.15 - 6.17) зависит только от температуры, так как они идут без изменения объема газообразных веществ.

На рисунке 6.4 показано равновесие газовых смесей H₂ и H₂O_{газ} с оксидами железа и железом в зависимости от температуры. Равновесные кривые делят диаграмму на три поля: Fe, FeO и Fe₃O₄.

При температуре ниже 570 °С поле FeO исчезает вследствие разложения FeO по реакции:

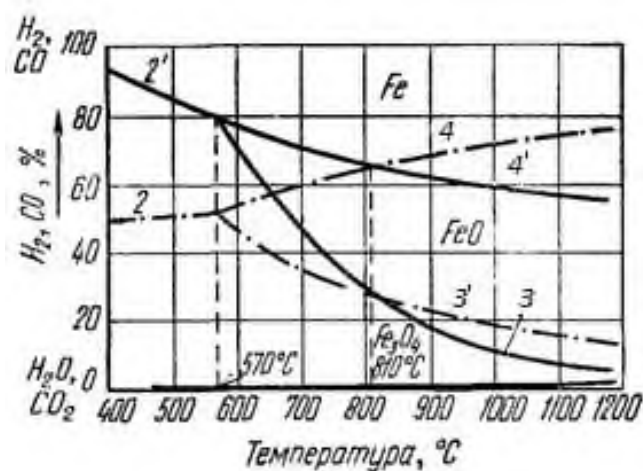


Рисунок 6.4 – Кривые равновесия газовых смесей H_2 и $\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ с оксидами железа и железом

Отличие диаграммы на рисунке 6.4 от диаграммы на рисунке 6.2 состоит в том, что равновесные кривые 2' и 3' с повышением температуры изображены нисходящими линиями, т. к. восстановление водородом Fe_3O_4 до Fe по реакции (6.15) и FeO до Fe по реакции (6.17) идет с поглощением тепла в отличие от аналогичных реакций восстановления оксидом углерода, где реакция восстановления FeO до Fe идет с выделением тепла. Для сопоставления восстановительной способности CO и H_2 совместим диаграммы равновесных газовых смесей $\text{H}_2 - \text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ и CO – CO_2 с оксидами железа и железом (рисунок 6.5).

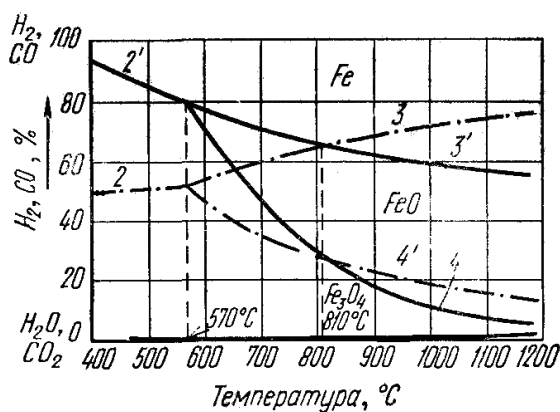


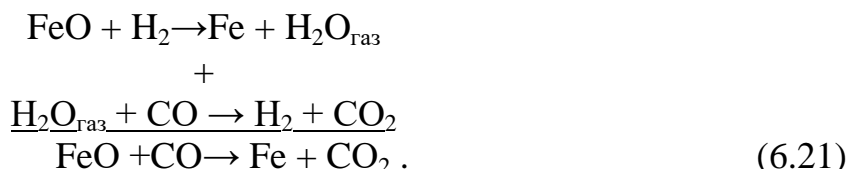
Рисунок 6.5 - Кривые равновесия газовых смесей $\text{H}_2 - \text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ и CO – CO_2 с оксидами железа и железом

При температуре 810 °С равновесные кривые 3 и 4 диаграммы (рисунок 6.2) пересекаются с соответствующими равновесными кривыми 3' и 4' на рисунке 6.4. В точках пересечения равновесных кривых отношение $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ равно отношению CO/CO_2 , т. е. восстановительная способность H_2 и CO, или их химическое сродство к кислороду, одинакова. При температуре ниже 810 °С отношение $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}_{\text{газ}}$ в равновесной смеси выше отношения CO/CO_2 , следовательно, для восстановления оксидов железа и железа водородом, его концентрация в газовой смеси должна быть выше,

чем концентрация окиси углерода при восстановлении оксидом углерода. Это значит, что при температурах ниже 810 °С химическое сродство водорода к кислороду выражено слабее, чем у оксида углерода, и он обладает меньшей восстановительной способностью.

При температуре выше 810 °С, наоборот, отношение $H_2/H_{2O_{газ}}$ в равновесной смеси ниже отношения CO/CO_2 , т. е. восстановительная способность водорода выше, чем восстановительная способность окиси углерода.

В связи с тем что ниже 810 °С сродство к кислороду у окиси углерода больше, чем у водорода, CO может взаимодействовать с водяным паром, образующимся при восстановлении, например



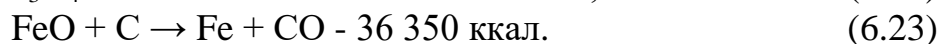
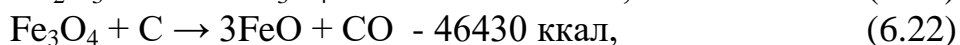
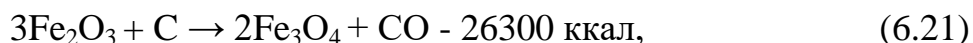
Аналогичные реакции можно написать для Fe_2O_3 и Fe_3O_4 .

Выше 810 °С сродство к кислороду у окиси углерода меньше, чем у водорода, однако взаимодействие водорода с CO не получает развития по той причине, что при 900–1000 °С и водяной пар, и диоксид углерода активно взаимодействуют с углеродом, превращаясь в водород и оксид углерода.

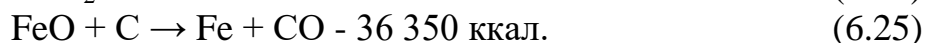
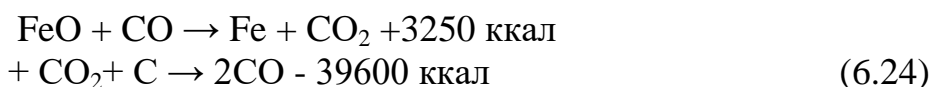
Таким образом, водород в доменной печи как при умеренных, так и при высоких температурах является промежуточным реагентом или переносчиком кислорода от оксидов железа к оксиду углерода или углероду.

6.4 Восстановление оксидов железа углеродом. Сравнение прямого и непрямого восстановления

В доменной печи при температурах выше 950 – 1000 °С восстановление железа из его оксидов протекает за счет углерода кокса и называется прямым восстановлением в отличие от НВ газообразными восстановителями – водородом и оксидом углерода. Реакции прямого восстановления описываются уравнениями



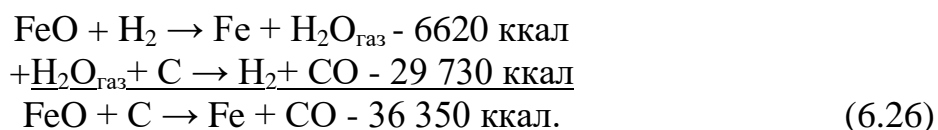
Наибольшее развитие имеет реакция (6.23) в связи с тем, что к моменту достижения железорудными материалами в доменной печи зоны с температурами 950 – 1000 °С, где начинается прямое восстановление, оксиды Fe_2O_3 , Fe_3O_4 и частично FeO успевают восстановиться непрямым путем в зоне умеренных температур. В действительности ПВ идет в основном через газовую фазу, так же как и НВ, а именно: оксид FeO восстанавливается оксидом углерода с образованием диоксида углерода, который при высоких температурах (950 – 1000 °С) взаимодействует с углеродом кокса. Процесс ПВ описывается последовательно протекающими реакциями



В реакциях прямого восстановления оксид углерода выполняет роль переносчика кислорода от оксидов железа к углероду, возвращаясь в газовую фазу. В результате прямого восстановления расходуется только углерод.

При температурах ниже 950 °С восстановление оксидов железа за счет углерода кокса развито незначительно вследствие недостатка тепла на процесс, устойчивости CO₂ по отношению к углероду и малой поверхности соприкосновения твердых оксидов железа и углерода.

Аналогично двуокиси углерода при высоких температурах взаимодействует с углеродом и водяной пар, образующийся в реакциях восстановления водородом. Поэтому восстановление оксидов железа водородом выше 1000 °С следует рассматривать как прямое восстановление



Водород, подобно CO является переносчиком кислорода от FeO железа к углероду. Сравнение НВ ПВ оксидов железа можно сделать следующие выводы:

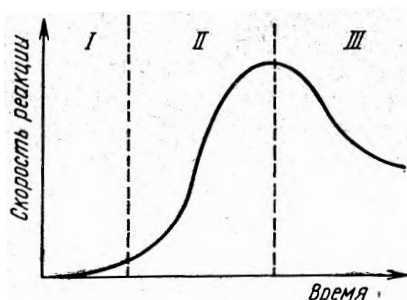
1. ПВ происходит в нижней части доменной печи при высоких температурах углеродом кокса, НВ протекает в верхней части печи при умеренных температурах за счет газообразных восстановителей – окиси углерода и водорода.

2. Газообразным продуктом прямого восстановления является CO, который в дальнейшем может принимать участие в НВ. Газообразными продуктами непрямого восстановления являются CO₂ и водяной пар.

3. Прямое восстановление сопровождается большим расходом тепла, непрямо восстановление идет с небольшим расходом тепла (при восстановлении водородом) или даже с его выделением (при восстановлении оксидом углерода).

6.5 Механизм и кинетика восстановления оксидов железа газами. Влияние различных факторов на скорость восстановления

Восстановление протекает в три стадии и сопровождается явлениями адсорбции (поглощения восстановителя окислом), автокатализа (самоускорения процесса) и десорбции (удаления в газовую фазу из металла или его низшего окисла окисленного восстановителя). Поэтому теория называется адсорбционно – автокаталитической (рисунок 6.6).

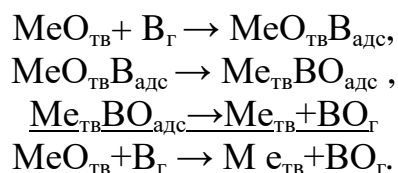


I – индукционный период; II – автокаталитический период;

III – период замедления восстановления

Рисунок 6.6 - Влияние автокатализа на скорость химической реакции во времени в кинетической области при постоянной температуре

В первой стадии восстановления на поверхности окисла происходит адсорбция газа-восстановителя. Во второй стадии идет борьба за кислород между восстановителем и металлом, завершающаяся переходом кислорода к восстановителю и перестройкой кристаллической решетки оксид металла в решетку металла. В третьей стадии происходит десорбция окисла восстановителя в газовую фазу с реакционной поверхности по схеме



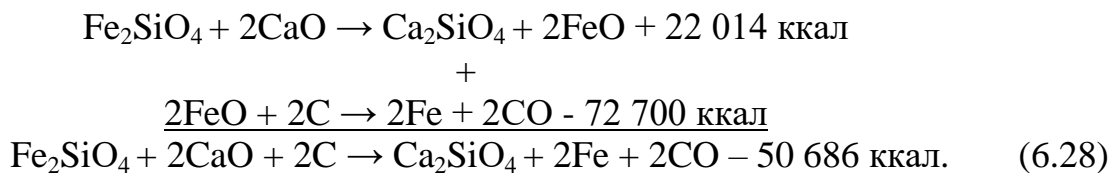
Сущность автокатализа состоит в ускорении протекания химической реакции по мере образования свежевосстановленного железа, которое является катализатором. В периоде I, называемом индукционным, молекулы газа-восстановителя адсорбируются на поверхности окисла и взаимодействуют с активными участками окисла, где кислород вследствие микроскопических неровностей или нарушений кристаллической решетки наименее прочно связан с атомами железа. В связи с тем что активных участков в начальном периоде мало, реакция протекает очень медленно. С увеличением числа активных центров – кристаллов свежевосстановленного железа, являющегося катализатором, процесс значительно ускоряется (период II) до тех пор, пока отдельные активные центры новой фазы, вокруг которых идет восстановление, не начнут сливаться в единую поверхность. По мере сливания активных центров поверхность контакта окисла и газа-восстановителя уменьшается и скорость процесса замедляется (период III).

На скорость восстановления оксидов железа влияют следующие факторы.

1. Температура.
2. Скорость химической реакции.
3. Скорость газового потока.
4. Давление газа.
5. Состав газов в доменной печи, определяемый содержанием восстановителей CO и H₂, продуктов восстановления CO₂ и H₂O и азота дутья;
6. Размер кусков и пористость на скорость восстановления определяется в основном условиями теплопередачи и внутренней диффузии. Чем крупнее куски материала и чем выше их плотность, тем хуже идут процессы теплообмена и газообмена по толще куска. С увеличением крупности кусков уменьшается реакционная поверхность, а по мере продвижения фронта реакции внутрь куска значительно затрудняется внутренняя диффузия.
7. Минералогический состав. При плавке на нефлюсованном агломерате с большим расходом топлива образуется большое количество силиката железа – фаялита, который образуется сплавлением закиси железа и кремнезема пустой породы. Восстановление железа из силиката требует больше энергии, чем при восстановлении его из свободной закиси железа, и протекает за счет твердого углерода в области высоких температур преимущественно из расплава



В присутствии извести восстановление железа из силиката облегчается вследствие образования силиката кальция и освобождения закиси железа от химических связей с кремнеземом по реакциям



Поэтому восстановимость офлюсованного агломерата выше, чем неофлюсованного.

Восстановление железорудных материалов начинается уже в самых верхних горизонтах. По сечению печи восстановление интенсивнее протекает там, где проходит больше газа и где выше температура. Восстановление железа выше 1000 °С протекает за счет углерода горючего с затратой большого количества тепла. Как правило, при этих температурах FeO в присутствии других оксидов переходит в жидкое состояние и железо восстанавливается из жидкой фазы.

Улучшение подготовки железорудного сырья к доменной плавке, совершенствование приемов загрузки материалов и способов регулирования распределения газового потока позволяет улучшить условия протекания восстановительного процесса в доменной печи, а следовательно, повысить ее производительность и уменьшить расход горючего.

6.6 Восстановление марганца, кремния, фосфора и других элементов

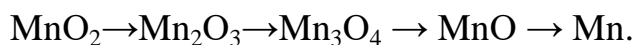
В доменную печь с шихтовыми материалами, кроме оксидов железа, поступают оксиды элементов Mn, Cr, Al, Mg, Ca, Si, P и др. Они так же, как и оксиды железа, подвергаются воздействию высоких температур и восстановительной атмосферы. Результаты этого воздействия зависят от химической прочности оксидов. Чем прочнее оксид, тем в меньшей мере он подвержен восстановлению.

Сравнительная характеристика прочности оксидов некоторых элементов показана на рисунке 4.1. Оксиды, прочность которых характеризуется линиями, расположенными выше линии 7 (реакция $2\text{Fe} + \text{O}_2 = 2\text{FeO}$), в доменной печи восстанавливаются сравнительно легко в зоне умеренных температур за счет CO и H₂. К ним относятся (Fe₂O₃ и Fe₃O₄) MnO₂, Mn₂O₃, Mn₃O₄, CuO₂ и NiO. Медь и никель в доменной печи восстанавливаются полностью, переходя в чугун.

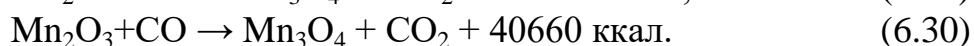
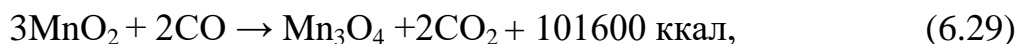
Оксиды, прочность которых характеризуется линиями, расположенными ниже линии 7, восстанавливаются труднее, чем железо из закиси железа, или вовсе не восстанавливаются и полностью переходят в шлак. Например, хром из оксида Cr₂O₃ восстанавливается и переходит в чугун почти полностью. Марганец из MnO восстанавливается на 40–70%, а кремний из SiO₂ – лишь в незначительных количествах. Восстановление этих элементов протекает при высоких температурах за счет углерода горючего. Оксиды Al₂O₃, CaO, MgO вследствие большого химического сродства элементов к кислороду в доменной печи практически не восстанавливаются, а переходят в шлак.)

Mn, Si и P являются постоянными примесями чугуна и определяющими его качество и назначение.

1. Восстановление марганца. В доменную печь марганец поступает с марганцевыми и иногда с железными рудами в виде оксидов MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 и MnO , входящих в состав минералов пиролюзита, псиломелана, гаусманита, родохрозита и др. его восстановление протекает ступенчато по схеме



Первые два окисла легко отдают кислород, восстанавливаясь до Mn_3O_4 . Реакции восстановления MnO_2 и Mn_2O_3 протекают в верхней части печи необратимо с выделением значительного количества тепла



Выделяемое тепло не может быть использовано в доменной печи, оно уносится отходящими газами. При проплавке большого количества сырой марганцевой руды (например, при выплавке ферромарганца) температура отходящих газов нередко достигает $600 - 700^\circ C$, что отрицательно сказывается на стойкости металлоконструкций колошника. Поэтому желательно марганцевую руду подвергать агломерации не только из соображений ее окускования, но и с целью вынесения экзотермических реакций восстановления высших оксидов марганца за пределы доменной печи.

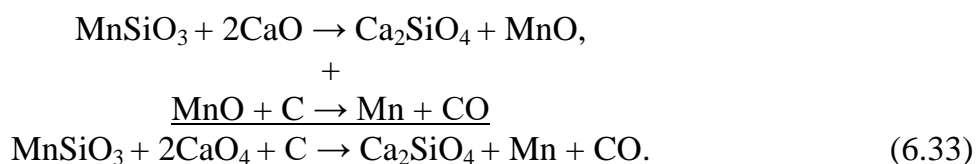
Оксид Mn_3O_4 также сравнительно легко восстанавливается в доменной печи за счет CO



Равновесие реакции (4.31) устанавливается при меньшей концентрации CO в газовой смеси, чем соответствующей реакции восстановления Fe_3O_4 , т. е. оксид Mn_3O_4 менее прочный, чем оксид Fe_3O_4 . Восстановление марганца из закиси марганца в доменной печи протекает практически полностью за счет углерода горючего при температуре выше $1000^\circ C$



Температура начала восстановления марганца из монооксида совпадает с температурой начала образования шлака в присутствии монооксида марганца. Поэтому наряду с получением металлического марганца образуется его силикат $MnO + SiO_2 \rightarrow MnSiO_3$, затрудняющий восстановление марганца. С повышением содержания извести в шлаке, условия восстановления марганца из силикатов улучшаются благодаря вытеснению закиси марганца из силиката известью



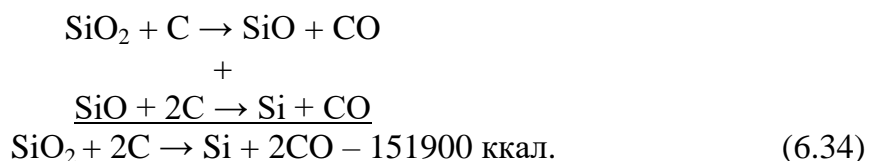
Марганец распределяется между чугуном, шлаком и газом. При выплавке переплавленного, чугуна примерно $40 - 55\%$ Mn переходит в чугун, $5 - 10\%$ марганца испа-

ряются, окисляясь в верхней части печи до Mn_3O_4 , и уносятся газами, а остальной марганец в виде MnO переходит в шлак. С увеличением концентрации марганца в доменной печи, например при выплавке ферромарганца, степень извлечения его в сплав достигает 70–80 %.

Для максимального перевода марганца в сплав необходимо: высокая температура в горне, достигаемая увеличением относительного расхода кокса, повышением нагрева дутья, при обогащении кислородом; повышенная основность шлака, способствующая разрушению силикатов марганца, и уменьшение относительного выхода шлака.

2. Восстановление кремния. В доменную печь кремний поступает в виде кремнезема или силикатов, содержащихся в шихтовых материалах. Оксид SiO_2 намного прочнее оксидов марганца и железа, поэтому восстановление кремния может протекать только в нижней части печи за счет углерода с поглощением большого количества тепла. Переход кремния в чугун зависит от температуры в горне, химического состава шлака и его свойств. При выплавке передельного чугуна содержание кремния в нем обычно не превышает 1 %, при выплавке литейных чугунов оно возрастает до 3,75 %, а при выплавке ферросилиция – до, 15 %. Получить в доменной печи сплав содержащий, более 15 % Si, невозможно по температурным условиям. Ферросилиций, содержащий 45 и 75 % Si, получают в электрических, ферросплавных печах при более высоких температурах, чем в горне доменной печи.

Восстановление кремния также протекает ступенчато с образованием промежуточного окисла (монооксида кремния)



Восстановление кремния углеродом начинается при 1500 °С. В присутствии железа кремний восстанавливается при более низких температурах (но не ниже 1050 °С). Кремний восстанавливается из кремнезема, находящегося в расплаве и в значительной мере связанного с CaO , MgO и другими оксидами. Чем меньше свободного кремнезема в шлаке, тем труднее восстановление кремния. Для максимального восстановления кремния необходимы: высокая температура в нижней части печи и по возможности более кислый и тугоплавкий шлак, что при выплавке высококремнистого чугуна можно обеспечить увеличением содержания в нем глинозема.

Содержание кремния в чугуне используют как показатель теплового состояния горна и температуры жидких продуктов плавки. Уменьшение содержания кремния в чугуне свидетельствует о снижении его температуры и, наоборот, увеличение содержания кремния в чугуне свидетельствует о повышении температуры.

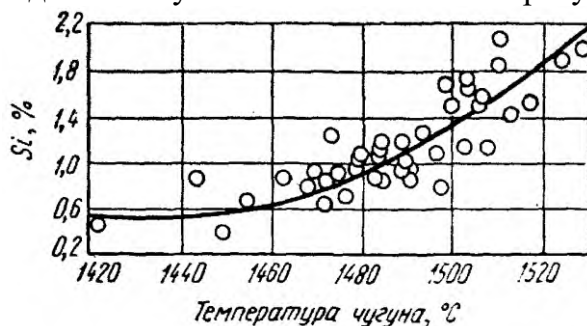


Рисунок 6.7 - Взаимосвязь температуры и содержания кремния в чугуне

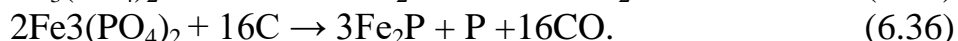
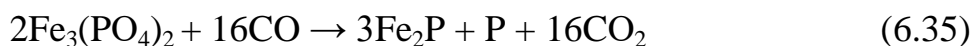
Повышение нагрева горна для выплавки высококремнистого чугуна требует увеличения расхода кокса. При выплавке литейного чугуна расход кокса увеличивают на 5–15 %, а при выплавке доменного ферросилиция расход кокса достигает 1300 – 1500 кг на тонну сплава, т. е. в 2,5 – 3 раза больше, чем на выплавку одной тонны перелдльного чугуна.

3. Восстановление фосфора. Фосфор содержится во всех материалах доменной шихты, но наибольшее количество его, достигающее иногда 1,2 и даже 1,5 %, содержится в железорудных материалах. В шихтовых материалах фосфор находится преимущественно в виде фосфата кальция $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$, входящего в состав минерала апатита. В железных рудах фосфор иногда встречается в виде гидрофосфата железа вианита $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$.

В условиях доменной плавки фосфор на 100% восстанавливается и практически полностью переходит в чугун. Единственным способом снижения его содержания в чугуне является загрузка в печь материалов с низким содержанием фосфора.

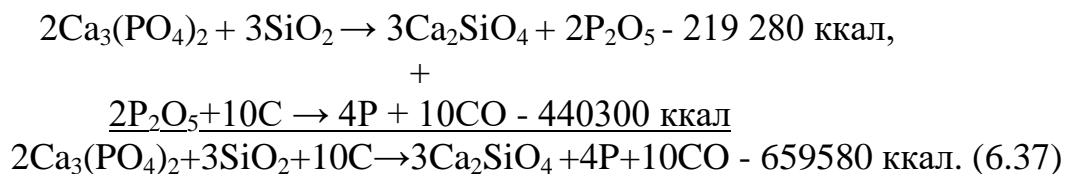
Восстановление фосфора из свободного окисла P_2O_5 возможно оксидом углерода и водородом при температуре около 800 °С. Из фосфата железа $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2$ восстановление фосфора водородом начинается уже при температуре 400 °С, а оксидом углерода – при температуре 500–700 °С, но наиболее интенсивно не прямое восстановление фосфора протекает соответственно при температурах 900–1000 и 1000–1200 °С с образованием фосфида железа и фосфора, которые растворяются в чугуне.

Восстановление фосфата железа описывается уравнениями



Реакция (6.35) идет при температурах ниже 1000 °С, а реакция (6.36) – при температурах выше 1000 °С.

Восстановление фосфора из фосфата кальция $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$ идет только при 1200 °С и выше в основном из шлака за счет углерода. Это объясняется более высокой химической прочностью фосфата кальция по сравнению с прочностью фосфата железа, так как из последнего одновременно с восстановлением фосфора идет и восстановление железа. Восстановление фосфора из фосфата кальция облегчается в присутствии свободного кремнезема, который взаимодействует с оксидом кальция фосфата, освобождая фосфорный ангидрид P_2O_5 от химических связей. Процесс восстановления фосфора из фосфата кальция в присутствии кремнезема описывается реакциями



Хром встречается в виде примеси в некоторых железных рудах в соединении $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$. Восстановление его протекает при высоких температурах за счет углерода по схеме $\text{Cr}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{CrO} \rightarrow \text{Cr}$. Хром полностью восстанавливается и переходит в чугун. Полнота восстановления хрома по сравнению с марганцем объясняется тем, что хром не образует силикатов. В доменной печи можно выплавлять 40%-ный феррохром, используемый для легирования стали. Однако в связи с высоким расходом кокса на

его выплавку, плохой текучестью сплава и высоким содержанием углерода выплавлять феррохром в доменных печах невыгодно.

Титан является аналогом кремния, но обладает более высоким сродством к кислороду. Он содержится в рудах либо в виде свободной окиси титана, либо в виде титанида железа, образующего минерал ильменит $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$. Ильменит является составной частью титаномагнетитовых руд. При плавке этих руд в доменной печи титан в основном в виде оксидов переходит в шлак.

В настоящее время из титаномагнетитовых руд выделяют минерал ильменит, переводят оксиды титана в шлак, затем в специальных агрегатах получают четыреххлористый титан TiCl_4 , из которого титан восстанавливают магнием.

Ванадий в, виде оксидов в небольших количествах (до 1 %) входит в состав железных руд, чаще всего фосфористых или титаномагнетитов. Восстановление ванадия из оксидов протекает ступенчато: $\text{V}_2\text{O}_5 \rightarrow \text{V}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{VO} \rightarrow \text{V}$. Высший оксид V_2O_5 легко отдает кислород и может восстанавливаться оксидом углерода и водородом. Низшие оксиды V_2O_3 и VO восстанавливаются углеродом в зоне высоких температур. При основных шлаках и высоком нагреве горна степень восстановления ванадия в чугунах достигает 75 – 88 %.

Никель – легирующий элемент. Он содержится в некоторых железных рудах в незначительных количествах (сотые доли процента) и виде оксидов. В доменной печи никель из оксидов восстанавливается ступенчато в верхней части шахты непрямым путем. Восстановление его заканчивается при температуре около 900 °С. В доменной печи никель полностью переходит в чугун, а из чугуна в сталь.

Медь иногда содержится в рудах в виде оксидов CuO и Cu_2O . В доменной печи эти оксиды уже при температуре около 100 °С полностью восстанавливаются, переходят в чугун, а затем и в сталь, резко снижая ударную вязкость металла. Поэтому в большинстве случаев медь считается вредной примесью в рудах. Только при производстве антикоррозионной стали, когда не требуется высокой прочности металла, медь является полезной примесью.

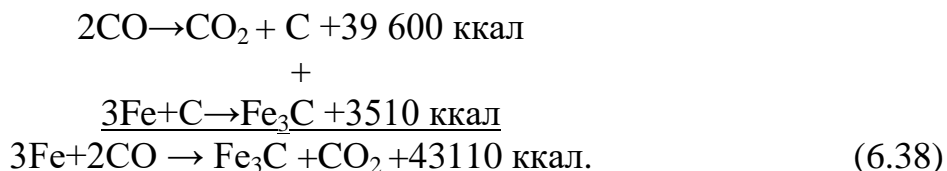
Мышьяк – аналог фосфора. Он встречается в фосфористых рудах в виде оксидов. В доменной печи полностью восстанавливается оксидом углерода, водородом и углеродом и переходит в чугун. В отличие от фосфора мышьяк в виде As_2O_3 частично улетучивается с газами.

Цинк содержится в некоторых рудах в виде оксидов и сернистых соединений. В доменной печи он легко восстанавливается, но в чугун не переходит, а испаряется и, поднимаясь с газами, в зоне умеренных температур окисляется диоксидом углерода и водяными парами до ZnO . Последняя частично уносится газами, частично отлагается в порах и швах кладки, разрушая ее, а частично с шихтовыми материалами опускается в нижние горизонты печи, где восстанавливается до цинка, который снова возгоняется, образуя своеобразный круговорот, способствуя накоплению окиси цинка и разрушению кладки печи, а иногда и стального кожуха печи.

В некоторых, рудах содержится свинец; Он восстанавливается из соединений PbS и PbSO_4 и лишь незначительно уносится газами. Основное его количество скапливается в горне под слоем чугуна. Обладая высокой жидкоподвижностью в перегретом состоянии, свинец проникает в мельчайшие поры и зазоры в кладке лещади и горна и разрушает ее.

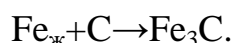
6.7 Науглероживание железа и образование чугуна

Восстановленное в доменной печи из руды железо поглощает углерод и другие элементы, образуя чугун. Процесс науглероживания железа начинается с момента его появления в виде твердой губки в зоне умеренных температур. Свежевосстановленное железо служит катализатором реакции распада окиси углерода на сажистый углерод и диоксид углерода. Эта реакция протекает на поверхности губки. Обладая повышенной химической активностью, сажистый углерод взаимодействует с атомами железа и образует карбиды железа по схеме



Науглероживание губчатого железа по реакции протекает при 400 – 500 °С. По мере науглероживания железа температура плавления его понижается. Если чистое железо плавится при 1539 °С, то сплав железа с углеродом, содержащий 4,3% С, плавится при 1135 °С.

Более интенсивно науглероживание протекает после перехода металла в жидкое состояние. Капли металла, стекая в горн печи, контактируют на поверхности кусков раскаленного кокса с углеродом, в результате чего содержание углерода в сплаве резко возрастает. Так, в пробах металла, извлеченных из распара доменной печи, при выплавке передельного чугуна содержится 3 – 3,5 % С. На горизонте фурм за пределами зон горения содержание углерода в чугуне достигает 3,8 – 4,0 %. Окончательное науглероживание металла происходит в горне печи. Взаимодействие расплавленного железа с углеродом протекает по реакции



Переход других элементов в чугун (марганца; кремния, фосфора и серы) осуществляется по мере их восстановления на различных горизонтах рабочего пространства печи. Марганец при выплавке передельного чугуна заметно переходит в металл уже в распаре, однако наиболее интенсивное насыщение чугуна марганцем происходит в заплечиках и горне при восстановлении марганца из его закиси.

Основная масса кремния переходит в чугун в нижней части заплечиков и в горне.

Марганец и хром, являясь карбидообразующими элементами, способствуют увеличению содержания углерода в чугуне. Кремний и фосфор, образуя более прочные с железом соединения (силициды и фосфиды), разрушают карбиды железа и понижают содержание углерода в чугуне. Если в передельном низкомарганцевом чугуне содержится 4 – 4,6 % С, то в зеркальном чугуне, содержащем 10–25 % Mn, углерода содержится 5 – 5,5 %, а в 75 %-ном ферромарганце содержание углерода достигает 7 – 7,5 %. Наоборот, в литейном чугуне, содержащем 2,5 % Si, содержание углерода не превышает 3,5 %, а в ферросилиция (10 – 15 % Si) содержание углерода понижается до 2 % и ниже. Влияние различных элементов на содержание углерода в чугуне выражается формулой

$$C = 4,6 - 0,27 Si - 0,32 P + 0,03 Mn, \quad (6.39)$$

где Si, P, Mn – процентные содержания соответствующих элементов в чугунае.

6.8 Десульфурация чугуна

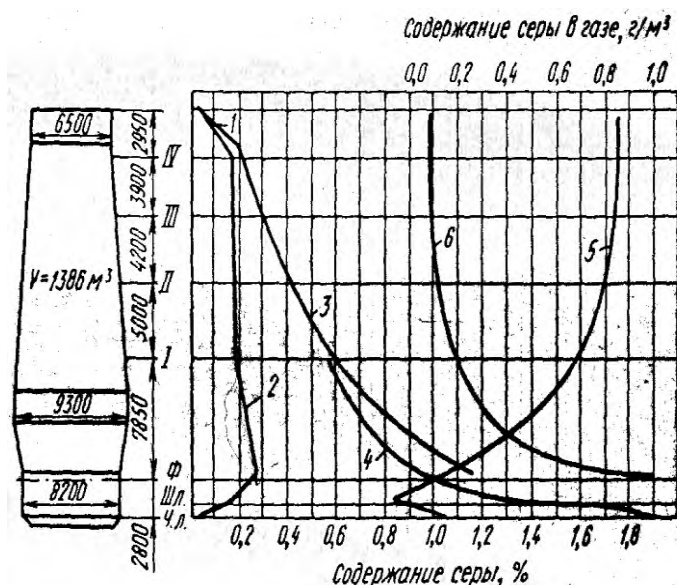
Сера в доменную печь вносится шихтовыми материалами. В руде и флюсе она находится в виде пирита FeS_2 и сульфатов $BaSO_4$ и $CaSO_4$, в офлюсованном агломерате – в виде CaS , в коксе – в виде органических и минеральных соединений. Поступающая в печь сера распределяется между чугуном, газом и шлаком. В жидком чугунае может раствориться до 0,9 % S, в то время как содержание ее в чугунае на выпуске не должно превышать 0,03 – 0,07 %. В доменной печи удачно сочетаются условия, способствующие получению чугуна с низким содержанием серы, однако соблюдение их несколько ограничивает возможности форсирования хода доменных печей и достижения наилучших показателей плавки.

Основное количество серы как на южных заводах (90 – 94 %), так и на восточных (68 – 72 %) вносится в доменную печь коксом. 6 – 32 % серы вносится агломератом, окатышами и другими компонентами шихты.

Сера, содержащаяся в агломерате и коксе, по-разному ведет себя в процессе движения шихты от колошника к горну в офлюсованном агломерате сера прочно связана в сульфиды кальция и может переходить только в шлак при плавлении офлюсованной пустой породы. Сера агломерата не может перейти в газовую фазу даже в самых незначительных количествах

Сера кокса полностью газифицируется в доменной печи анализ кокса из фурменной зоны показал, что среднее содержание серы в коксе из донецких углей понизилось с 1,79 до 0,9 % на уровне фурм, т. е. кокс, приходя на фурмы, теряет около 50 % серы. Остальная часть серы кокса газифицируется в процессе горения (43 – 45 %) и переходит затем с золой кокса в шлак (5 – 7 %).

На рисунке 6.8 приведена диаграмма распределения серы между шихтой и продуктами плавки в доменной печи.



1 – агломерат; 2 – металл; 3 – известняк, 4 – шлак; 5 – кокс; 6 – газ;

Ч.л., Шл и Ф – оси соответственно чугунной и шлаковых леток и воздушных фурм

Рисунок 6.8 - Распределение серы между шихтой, и продуктами плавки в доменной печи

Газификации серы наиболее интенсивно идет в нижней части печи. Количество серы в газе на горизонте фурм достигает 1 г/м³, а затем очень быстро убывает до значения 0,2 г/м³ в нижней части шахты печи. Это говорит о том, что сера кокса переходящая в газ, интенсивно поглощается из газовой фазы жидким шлаком и чугуном в зоне их образования. Поглощение серы офлюсованным агломератом из газовой фазы происходит и в зоне умеренных температур, причем интенсивность поглощения серы возрастает по мере увеличения содержания в агломерате свежавосстановленного железа и повышения температуры.

Количество серы, переходящей в газ, зависит от условий плавки и вида выплавляемого чугуна и может изменяться от 2 до 50 %. С переводом доменных печей на офлюсованный агломерат при выплавке передельного чугуна количество серы, переходящей в газ, уменьшилось и не превышает 4 – 5,5 %.

При выплавке ферросплавов переход серы в газ достигает 30–50 %. Образовавшийся в печи металл, плавясь и стекая в горн, наиболее интенсивно поглощает серу из газа в нижней части печи. На горизонте фурм содержание серы в металле достигает 0,3 %, а затем резко снижается при прохождении капель чугуна через слой образовавшегося шлака. Содержание серы в шлаке интенсивно возрастает от 1 % на горизонте фурм до 1,8 % в конечной шлаке.

Серопоглотительную способность шлака - коэффициент распределения серы между шлаком и чугуном, выражающим отношение содержания серы в шлаке и чугуне:

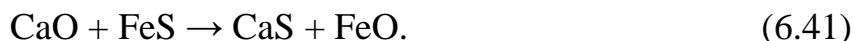
$$L_s = \frac{(S)}{[S]}, \quad (6.40)$$

где L_s – коэффициент распределения серы;

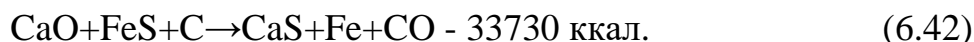
(S) – содержание серы в шлаке, %;

$[S]$ – содержание серы в чугуне, %.

Сера в шлаке находится в соединениях CaS, MgS, MnS и FeS. В чугуне сера устойчиво может находиться только в виде FeS. Сульфиды кальция и магния в чугуне нерастворимы, а сульфид марганца растворяется незначительно. Так как оставшаяся в печи сера распределяется между чугуном и шлаком, то для понижения содержания ее в чугуне необходимо создать условия, при которых возможно большее количество серы было бы связано с кальцием и магнием, сульфиды которых растворяются только в шлаке. Реакции десульфурации протекают за счет извести и магнезии



Реакция наиболее интенсивно протекает при прохождении капель чугуна через слой шлака. Для успешного хода реакции необходимо увеличение основности шлака, понижение в шлаке содержания закиси железа путем восстановления ее углеродом и высокий нагрев горна, обеспечивающий высокую, подвижность шлака и расход тепла на восстановление закиси железа – продукта реакции десульфурации. Суммарная реакция десульфурации с учетом восстановления закиси железа имеет вид



Аналогичная реакция может протекать и при взаимодействии с магнием, но значение ее в обессеривании чугуна во много раз меньше по сравнению с реакцией 6.42. С повышением основности и температуры шлака его обессеривающая способность к чугуну увеличивается.

Оксид марганца MnO разжижает шлак, а марганец в чугуне облегчает восстановление железа из шлака, способствуя обессериванию чугуна известью. На содержание серы в чугуне, кроме рассмотренных факторов, влияет относительное количество шлака и количество серы, остающейся в печи

$$[S] = \frac{S_{\text{ост}}}{L_s \cdot n + 1}, \quad (6.43)$$

где $[S]$ – содержание серы в чугуне, %;

$S_{\text{ост}}$ – количество серы, остающейся в печи, кг на единицу чугуна;

n – относительное количество шлака.

Из формулы (6.43) следует, что содержание серы в чугуне возрастает при увеличении количества серы, остающейся в печи, и уменьшении относительного количества шлака (количество шлака на единицу чугуна).

В связи с тем что в печи при выплавке перелитого чугуна остается 95 – 98% серы, уменьшить ее количество можно только снижением расхода кокса – основного поставщика серы. При неизменном коэффициенте распределения серы уменьшение количества шлака ухудшает условия десульфурации. Однако с увеличением n , как правило, уменьшается L_s , вследствие чего произведение L_s в знаменателе формулы (6.43) изменяется незначительно. В то же время увеличение количества шлака вызывает повышенный расход кокса, что увеличивает $S_{\text{ост}}$. Важнейшим условием получения малосернистого металла является длительность контакта чугуна и шлака. Установлено, что основная часть серы удаляется из чугуна, когда он в виде капель стекает в горн через слой шлака. Чем толще слой шлака над слоем чугуна, тем длиннее путь капелек чугуна в слое шлака и тем лучше обессеривание чугуна. После того как чугун и шлак разделяются в горне, обессеривание чугуна шлаком возможно лишь на границе раздела. Так как значения коэффициентов диффузии серы в шлаке и чугуне очень малые, обессеривание чугуна под слоем шлака незначительно.

Содержание серы в чугуне можно понизить внедоменной десульфурацией.

В качестве обессеривающих присадок применяют кальцинированную соду Na_2CO_3 , известь CaO и металлический магний.

Сода является активным обессеривающим веществом. Присадка ее к металлу осуществляется чаще всего подачей на желоб или в ковш во время выпуска чугуна из доменной печи. При соприкосновении с жидким чугуном сода плавится, образуя на поверхности металла слой активного по отношению к сере шлака. Обессеривание идет по реакции



После обессеривания содовый шлак необходимо удалить с поверхности чугуна, так как при остывании металла сера может снова перейти из шлака в чугун. Кроме того, содовый шлак взаимодействует с футеровкой ковша и разрушает ее.

При обессеривании известью протекают реакции



Процесс обессеривания идет, тем активнее, чем выше концентрация извести, чем выше температура чугуна и чем больше активная поверхность соприкосновения чугуна с известью.

Магний является наиболее сильным десульфуратором. При расходе магния 0,2 % от массы чугуна можно добиться снижения содержания серы в чугуне от 0,15 до 0,003 %. Обессеривание чугуна осуществляется парами магния по реакции



Контрольные вопросы для самопроверки

1. Что такое химическое сродство элементов к кислороду и чем оно определяется?
2. Дайте характеристику прямого и косвенного восстановления оксидов железа.
3. Опишите процессы восстановления оксидов марганца, кремния, фосфора, хрома, никеля, ванадия, титана, меди, мышьяка.
4. Как происходит науглероживание металла в доменной печи и на какие показатели плавки оно влияет?
5. Какие вопросы изучает термодинамика и что влияет на скорость восстановления оксидов железа?
6. Опишите поведение серы в доменной плавке и как проводится внедоменная десульфурация чугуна?

7 Процессы, протекающие в горне доменной печи

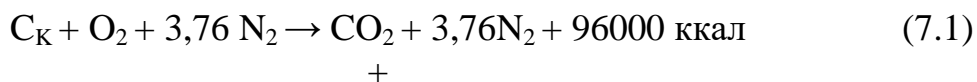
7.1 Горение углерода и состав газов в горне

В горне доменной печи встречаются и взаимодействуют два потока: через фурмы в верхнюю часть горна поступает содержащее кислород дутье, а сверху в горн опускаются твердые, нагретые до высокой температуры куски горючего и жидкие чугуны и шлак. Вблизи фурм происходит взаимодействие дутья, и газов с углеродом горючего и составляющими чугуна, т. е. совершаются процессы окисления (горения) углерода и составных частей чугуна. Эти процессы протекают в очагах горения, представляющих собой ограниченные пространства и называемых окислительными зонами. В горне совершаются и другие процессы—восстановления элементов, шлакообразования, науглероживания и десульфурации чугуна. Следствием этих процессов является формирование окончательного состава чугуна и шлака.

Важнейшим процессом в горне является горение углерода горючего у фурм, так как при этом выделяется необходимое для процесса тепло, образуются восстановительные газы и освобождается объем, который заполняется вышележащими материалами, способствуя движению шихты в печи сверху вниз.

Нагретое до 1000–1200 °С дутье поступает через равномерно расположенные по окружности горна фурмы с выходными отверстиями диаметром 160–220 мм. Избыточное давление дутья при работе печи на повышенном давлении газов составляет 2,5–3,5 ат., количество дутья на одну фурму 170–220 м³/мин, скорость дутья на выходе из фурмы 80–140 м/с. При таких параметрах струя дутья обладает огромной кинетической энергией, вызывая циркуляцию кусков кокса перед фурмами (рисунок 7.1).

В процессе вихревого движения раскаленных кусков кокса в струе дутья происходит химическое взаимодействие кислорода дутья и углерода кокса (горение углерода) с выделением тепла и образованием восстановительных газов. Вначале кислород дутья с углеродом кокса образует диоксид углерода, который по мере удаления от фурм в условиях высокой температуры и избытка углерода взаимодействует с последним и превращается в оксид углерода. Горение углерода при воздушном осушенном дутье может быть представлено схемой



где 3,76 – количество объемных единиц азота дутья, приходящихся на одну объемную единицу кислорода дутья, так как в дутье содержится 79 % N₂ и 21 % O₂.

Азот дутья в реакциях горения участия не принимает и полностью переходит в горновой газ, сильно уменьшая концентрацию окиси углерода в нем.

Источником СО являются не только реакции горения углерода кокса, но и протекающие в горне ПВ оксидов железа, марганца, кремния, фосфора и др. Кроме того, в дутье всегда содержится естественная влага, взаимодействующая в горне при высоких температурах с углеродом кокса, образуя оксид углерода и водород

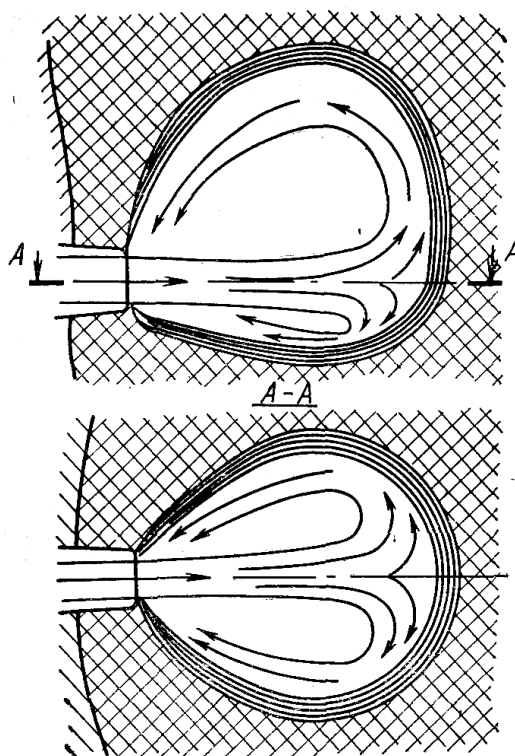
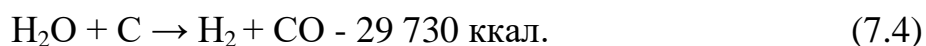


Рисунок 7.1 – Схема циркуляции кокса у фурмы доменной печи

При увлажнении дутья с целью интенсификации процесса содержание влаги в нем может достигать 3 – 4 % по объему, что составляет 24 – 32 г/м³ дутья. Соответственно этому в горновом газе возрастет и содержание водорода.

При вдувании в горн природного газа содержание водорода в продуктах горения достигает 8 – 15 %, а содержание СО и азота уменьшается. При обогащении дутья кислородом количество продуктов горения на единицу вдуваемого кислорода уменьшается вследствие уменьшения относительного количества азота, вносимого в печь обогащенным дутьем.

Таким образом, продукты горения в горне доменной печи за пределами очагов горения состоят из окиси углерода, водорода и азота независимо от степени увлажнения дутья, количества вдуваемого природного газа и содержания кислорода в дутье. Изменяется лишь количественный состав горнового газа и его объем на единицу вдуваемого кислорода.

Изменение состава газов перед фурмами доменной печи при воздушном дутье показана на рисунке 7.2. По мере удаления от устья фурмы содержание кислорода в газовой фазе непрерывно уменьшается и на расстоянии 800 – 1250 мм полностью исчезает, расходуясь в реакции горения углерода (7.1). У самого устья фурмы в газовой фазе появляется диоксид углерода. Содержание его увеличивается, достигая максимума на расстоянии 500 – 800 мм от фурмы, а затем быстро уменьшается и на расстоянии 1200 – 1800 мм полностью исчезает вследствие протекания реакции (6.2). Оксид углерода в газовой фазе появляется на некотором (150 – 300 мм) расстоянии от фурмы и содержание его быстро возрастает по мере расходования кислорода и двуокиси углерода. Поскольку из одного объема, а взаимодействующего с углеродом кислорода дутья образуется, два объема окиси углерода, то объемное количество горновых газов больше исходного количества дутья на величину, равную содержанию кислорода в дутье.

За пределами окислительной зоны по направлению к оси горна содержание CO в газовой фазе продолжает возрастать в результате прибавления к газу CO, образующейся в реакциях прямого восстановления элементов. По количеству CO в горновом газе у оси горна можно судить о газопроницаемости осевой зоны печи и об активности работы центрального участка горна, а именно: чем выше содержание CO, тем менее газопроницаемая осевая зона, вследствие чего в горн приходят менее восстановленные и менее нагретые материалы. Если теоретическое содержание CO в горновом газе, получающемся в результате горения углерода кокса, равно 34,7 %, то при плохой газопроницаемости осевой зоны содержание CO в газе из центра горна может достигать 55 – 60 %. Нормальным считается содержание CO у оси горна 40 – 46 %.

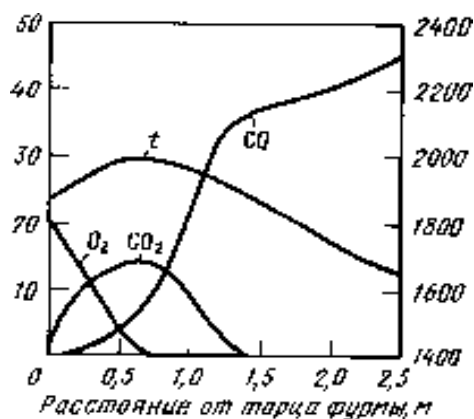


Рисунок 7.2 – Изменение состава и температуры газа в зоне горения у фурмы доменной печи при воздушном дутье

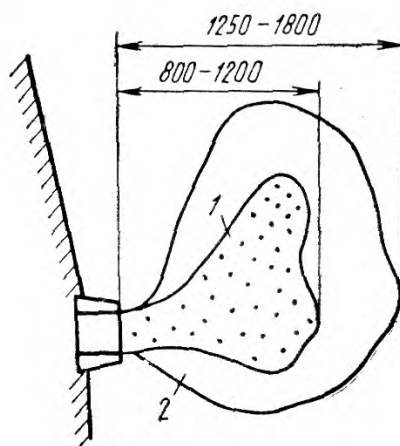
В соответствии с изменением состава газовой фазы в очагах горения изменяется и температура. Максимальная температура в зоне горения (самая высокая температура в доменной печи) соответствует максимальному содержанию двуокиси углерода, т.е. наиболее полному протеканию экзотермической реакции (7.1). Точки максимумов на кривых CO₂ и температуры в очаге горения совпадают. Это так называемый фокус горения с температурой 1800 – 2000 °С, а иногда и выше. По мере удаления от фокуса горения в глубь горна температура понижается, вследствие протекания эндотермической реакции взаимодействия двуокиси углерода с углеродом кокса (реакция 7.2), а за пределами окислительной зоны – вследствие прямого восстановления элементов, идущего с поглощением тепла.

На основании анализа диаграммы (рисунок 7.2) можно дать определение окислительной зоны. Это сфероподобное пространство перед фурмой в горне, характеризующееся наличием в газовой фазе двуокиси углерода. В объеме окислительной зоны выделяют меньшую, по размерам кислородную зону, в которой имеется свободный кислород. Схема окислительной зоны перед фурмой доменной печи показана на рисунке 7.3.

Окислительные зоны характеризуются окислительной атмосферой и этим они отличаются от других зон печи, имеющих восстановительную атмосферу.

Окислительные зоны характеризуются окислительной атмосферой и этим они отличаются от других зон печи, имеющих восстановительную атмосферу.

Количество углерода, сгорающего в горне, и образующихся продуктов горения в единицу времени строго пропорционально количеству вдуваемого кислорода. В каких бы пределах ни изменялось количество дутья, весь кислород будет израсходован с образованием окиси углерода.



1 – кислородная зона; 2 – углекислотная зона

Рисунок 7.3 – Схема окислительной зоны перед фурмой доменной печи

Размеры и форма зоны горения определяются размерами окислительной зоны – ее глубины, высоты и ширины. Распространение окислительной зоны, в направлении оси печи характеризует ее глубину, вверх и вниз от оси фурмы – высоту и в горизонтальной плоскости, проходящей, через ось фурмы – ширину. От размеров зоны горения существенно зависит работа доменной печи. При ее уменьшении нарушается равномерность распределения газов и скоростей движения материалов по сечению печи. Сокращение глубины зоны горения, как правило, приводит к загромождению осевой зоны горна. С другой стороны, чрезмерное увеличение зоны горения также нежелательно, поскольку вызывает интенсивное окисление составных частей чугуна.

Основными факторами, определяющими размеры на форму зон горения, являются: 1) качество и свойства горючего; 2) количество дутья; 3) скорость истечения дутья из фурм; 4) нагрев дутья; 5) давление дутья; 6) влажность дутья; 7) количество вдуваемых водородсодержащих добавок; 8) содержание кислорода в дутье.

Рассмотрим влияние этих факторов на размеры окислительной зоны, так как циркуляционная зона практически сливается с кислородной зоной, расположенной внутри окислительной.

7.2 Окисление составных частей чугуна и их повторное восстановление в горне

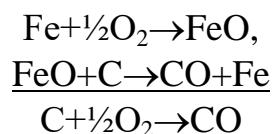
Чугун, стекающий в горн доменной печи, в зонах горения подвергается окислительному воздействию газов. Окислению подвергаются в большей или меньшей мере содержащиеся в чугуне железо, марганец, кремний, углерод, а в некоторых случаях и фосфор. Это подтверждается анализом газа из зоны горения и за ее пределами. Если бы в зонах горения кислород расходовался только на окисление углерода горючего, переходя полностью в газовую фазу, то отношение

$$\frac{\sum O_2}{N_2} = \frac{O_2 + CO_2 + 0,5CO}{N_2} \quad (7.5)$$

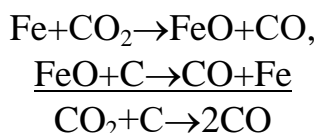
в газе должно быть равным отношению O_2/N_2

воздуха, т. е. $21/79=0,266$ (при сухом дутье). В действительности отношение $\sum O_2/N_2$ в зоне горения всегда меньше, чем 0,266, а за пределами зоны горения всегда больше этого значения. Следовательно, в окислительной зоне не весь кислород дутья переходит в газовую фазу: часть его, окисляя составные части чугуна, переходит в шлак. За

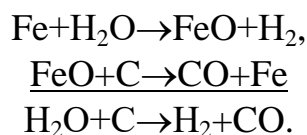
пределами окислительной зоны (ниже зоны горения) окисленные элементы повторно восстанавливаются прямым путем, увеличивая отношение $\Sigma O_2/N_2$ в газе за счет газообразного продукта восстановления – окиси углерода. Происходит своеобразный кругооборот: оксиды образуются у фурм, а ниже, в горне, снова восстанавливаются. При этом часть кислорода дутья из очага горения переносится оксидами в глубь горна и там окисляет углерод горючего. В верхней его части сплошной линией нанесено изменение отношения $\Sigma O_2/N_2$ в зоне горения и за ее пределами, пунктирной линией показано отношение O_2/N_2 в дутье. Видно, что в окислительной зоне (по CO_2) отношение $\Sigma O_2/N_2$ в газе ниже, а за пределами окислительной зоны выше отношения O_2/N_2 в дутье. Реакции окисления железа в очаге горения и восстановления за его пределами можно написать в таком виде



или



или



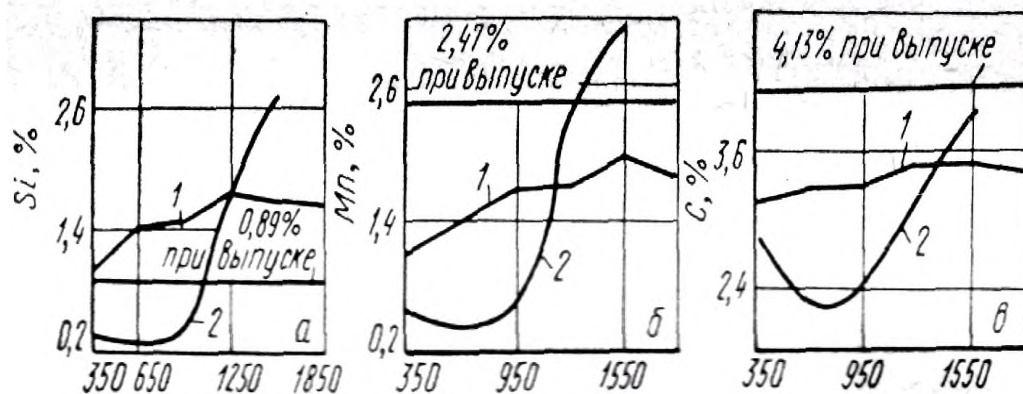
Таким образом, результирующие реакции окисления железа с участием всех газообразных окислителей и повторного восстановления сводятся к окислению углерода, которое протекает в горне вне окислительных зон.

Аналогичные реакции можно написать и для других элементов подвергающихся окислению и повторному восстановлению элементов чугуна.

Прямыми линиями нанесены содержания элементов в чугуне при выпуске его из печи. Окисление кремния, марганца и углерода чугуна в зонах горения и перехода оксидов в шлак значительно ниже, чем за ее пределами. Количество закиси железа в шлаке из кислородной зоны составляет почти половину всего количества шлака, тогда как за пределами окислительной зоны ее содержание не превышает 2–8 %, а в конечном шлаке составляет всего 0,35 %.

Степень окисления различных элементов в зоне горения определяется химическим сродством элемента к кислороду и содержанием его в чугуне. Значительное окисление железа в зоне горения, имеющего меньшее сродство к кислороду, чем кремний и марганец, объясняется высокой концентрацией железа в расплаве.

То, что в конечном шлаке содержатся ничтожные количества закиси железа, говорит об исключительной скорости восстановления железа из образовавшихся у фурм оксидов после того, как они попадают в восстановительную зону горна.



Расстояние от торца фурмы, мм

1 – содержание элементов в чугуна до окисления;

2 – то же, из окислительной зоны

Рисунок 7.4 – Окисление Si (а), Mn (б) и углерода (в) в зоне горения

Высказывалось мнение о вредности процесса окисления в связи с тем, что на прямое восстановление окисленных элементов в горне ниже зон горения потребуется много тепла, а это приведет к похолоданию горна и получению некачественного чугуна. ПВ элементов не вызывает дополнительного расхода тепла, а происходит лишь некоторое его перераспределение. Выделившееся при окислении тепло в зоне горения переносится газами и более нагретым металлом и шлаком в восстановительную область, горна, обеспечивая покрытие тепловых затрат на прямое восстановление окислившихся элементов.

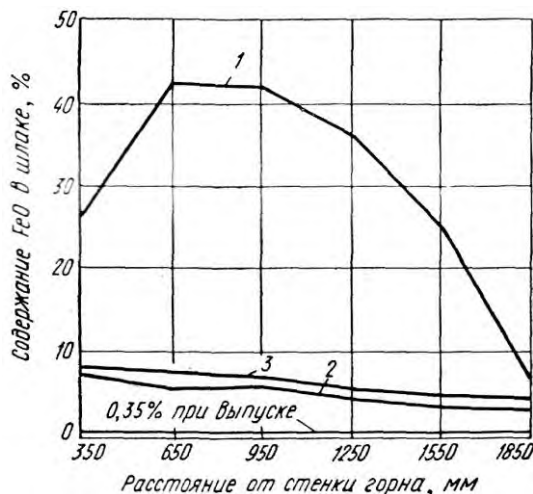


Рисунок 7.5 – Изменение содержания закиси железа в шлаке по оси воздушной фурмы (1), выше зоны горения (2) и ниже зоны горения (3)

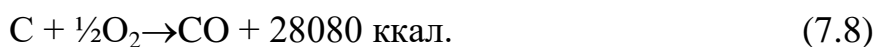
Также в восстановительной области протекает не диссоциация окисла, а восстановление, результатом которого в конечном счете, является взаимодействие углерода с кислородом с образованием CO и соответствующим выделением тепла. У фурм при окислении железа выделяется тепло



При восстановлении железа вне окислительных зон тепло поглощается в количестве



Суммарный тепловой эффект равен тепловому эффекту неполного сгорания углерода



Т. е. в горне происходит перемещение тепла и кислорода – кислород переходит из окислительной зоны в восстановительную, а тепло наоборот. Поскольку при нормальной работе печи перемещение тепла не приводит к снижению нагрева горна и продуктов плавки в восстановительной области горна, то процесс окисления составных частей чугуна нельзя считать вредным. Перемещение же кислорода в виде оксидов в восстановительную область горна считается полезным, так как этим усиливается окисление углерода горючего за пределами окислительной зоны, а значит и его расход в восстановительной области горна, что способствует ускорению движения материалов в осевой зоне печи. Однако чрезмерное развитие окислительной зоны, являющееся следствием ухудшения газопроницаемости или похолодания печи, может привести к нарушению оптимального соотношения в горне окислительных и восстановительных процессов, а следовательно, и к нарушению равномерности и плавности опускания материалов и получению некачественного чугуна. Поэтому в каждом конкретном случае доменной плавки должно быть обеспечено оптимальное соотношение окислительных и восстановительных областей в доменной печи.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Какие процессы протекают в горне доменной печи?
2. По каким реакциям происходит горение углерода у фурм?
3. Опишите строение зоны горения.
4. Как изменяются состав газов и температура по мере удаления от торца фурм?
5. Что такое фокус горения?
6. Как и где происходит окисление элементов чугуна и их повторное восстановление?
7. Почему окисление элементов чугуна положительно влияет на доменную плавку?

8 Методы интенсификации доменного процесса

8.1 Основные понятия и показатели интенсификации

Под интенсификацией доменного процесса понимают увеличение скорости его протекания. Мерой интенсивности хода доменной печи является количество чугуна, получаемое в единицу времени в расчете на единицу полезного объема доменной печи. Коэффициент использования полезного объема доменной печи к. и. п. о. и определяется как частное от деления полезного объема печи $V_{\text{пол}}$ (м^3) на суточную производительность печи T (т) чугуна/сутки

$$\text{К.И.П.О.} = \frac{V_{\text{пол}} \cdot \text{сутки}}{T \cdot T_{\text{чугуна}}}. \quad (8.1)$$

Чем меньше этот показатель, тем интенсивнее протекает процесс, интенсивнее ход доменной печи.

Увеличить интенсивность хода доменной печи можно двумя путями. 1 Созданием условий, при которых в горн доменной печи в единицу времени можно подать большее количество дутья (кислорода), расходуемое на горение углерода горючего. 2 Созданием условий, обеспечивающих снижение расхода кокса на единицу выплавляемого чугуна, если количество дутья, поступающее в горн в единицу времени не снижается или снижается в меньшей мере, чем расход кокса.

При увеличении количества дутья (кислорода), подаваемого в горн в единицу времени, соответственно увеличивается сгорающее в единицу времени количество углерода, а следовательно, увеличивается и производительность печи. При уменьшении относительного расхода горючего и неизменном количестве дутья производительность печи также возрастает вследствие увеличения рудной нагрузки на кокс.

Наиболее высокая степень интенсификации процесса достигается, когда одновременно с увеличением количества дутья имеется возможность уменьшить и относительный расход горючего.

Увеличение интенсивности хода доменной печи путем увеличения расхода дутья (кислорода) в единицу времени предполагает улучшение газодинамики процесса. Это может быть достигнуто повышением прочности агломерата, отсевом мелких фракций и улучшением однородности гранулометрического состава шихтовых материалов, повышением давления газов в рабочем пространстве печи, снижением относительного выхода шлака и улучшением его физических свойств.

Увеличение интенсивности хода доменной печи путем снижения относительного расхода кокса предполагает уменьшение тепловых затрат на процесс и применение заменителей кокса в роли теплоносителя и восстановителя. Уменьшение тепловых затрат на процесс достигается улучшением подготовки сырья. Глубокое обогащение, производство легковосстановимого офлюсованного и прочного агломерата позволяют вести процесс с низким выходом шлака, исключением затрат тепла на разложение сырого флюса, наиболее выгодным сочетанием прямого и непрямого восстановления и обеспечением равномерного нагрева. Применение высоко нагретого дутья уменьшает расход углерода-теплоносителя, а сдувание в горн углеводородсодержащих добавок уменьшает расход углерода-восстановителя.

Основными методами интенсификации доменного процесса являются:

1) совершенствование способов подготовки и улучшение качества сырых материалов; 2) высокотемпературный нагрев дутья; 3) увлажнение дутья; 4) обогащение дутья кислородом; 5) вдувание в горн углеводородсодержащих добавок; 6) комбинирование дутья; 7) повышение давления газов в рабочем пространстве доменной печи.

Наиболее важной является подготовка сырья к плавке. Ни один из методов интенсификации доменного процесса не может дать максимального эффекта при плохом качестве сырья.

8.2 Нагрев дутья

При нагреве дутья было замечено, что получаемая при этом экономия тепла в виде горючего больше количества тепла, вносимого в печь нагретым дутьем. В дальнейшем обнаружили и другое обстоятельство: по мере увеличения нагрева дутья уменьшение расхода горючего на каждые 100 град понижалось. Снижение расхода горючего при переходе от холодного дутья к нагретому или от менее нагретого дутья к более нагретому происходит в результате действия двух причин: 1) замены части тепла, выделяемого при сгорании углерода у фурм, теплом нагретого дутья и 2) изменений в доменном процессе, которые вызывают изменения в тепловом балансе плавки в сторону уменьшения расхода тепла. Количество тепла, вносимое нагретым дутьем на единицу выплавляемого чугуна, определяется уравнением

$$Q_d = V_d \cdot c_d \cdot t_d, \quad (8.2)$$

где V_d – объем дутья на единицу чугуна, м³;

c_d – теплоемкость дутья, кдж/(м³·град);

t_d – изменение температуры дутья при переходе от холодного дутья к нагретому или от менее нагретого дутья к более нагретому, °С.

Получаемая от нагрева дутья экономия тепла в виде горючего больше количества тепла, вносимого в печь нагретым дутьем, или, другими словами, тепло нагретого дутья заменяет такое количество горючего, которое при сгорании выделило бы большее количество тепла, чем вносится дутьем. Объясняется это тем, что тепло нагретого дутья не сопровождается образованием дополнительного количества газов, которые, уходя из доменной печи, уносили бы часть тепла. Следовательно, тепло нагретого дутья практически полностью используется в нижней части доменной печи и расходуется на прямое восстановление элементов, перевод серы в шлак и нагрев чугуна и шлака. Получаемое при сгорании у фурм углерода тепло в отличие от тепла нагретого дутья в доменной печи используется не полностью, так как часть его уносится из печи газами, образовавшимися при сгорании кокса, а часть теряется с охлаждающей водой и в атмосферу.

Изменения в тепловом балансе нагревом дутья и влияющие на расход кокса сводятся к следующему:

1. При повышении нагрева дутья уменьшается относительный расход кокса, а следовательно, уменьшается и количество газа на единицу чугуна. Меньшее количество газа, встречая то же количество железорудных материалов, передает им то же, что и ранее, количество тепла. В результате газ охладится больше и уйдет из печи с более низкой температурой. Кроме того, температура колошниковога газа снижается еще и потому, что в нижней части печи вследствие более высокой температуры газа увеличивается теплопередача жидким продуктам плавки и коксу, отчего газ приходит в вышележащие зоны и к колошнику с более низкой температурой. Таким образом,

меньшее количество менее нагретого колошникового газа унесет меньше тепла из печи. Эта статья теплового баланса экономит тепло, увеличивая тепловой к. п. д. печи.

2. Уменьшение расхода кокса с повышением нагрева дутья при неизменном его количестве увеличивает производительность печи, а это значит, что в расчете на единицу чугуна уменьшаются тепловые потери с охлаждающей водой и в атмосферу через кладку печи. Эта статья также экономит тепло, увеличивая к.п.д. печи.

3. С уменьшением относительного расхода горючего уменьшается количество шлака вследствие уменьшения количества золы кокса и расхода флюса на ее ошлакование. Чем меньше количество шлака, тем меньше расход тепла на его нагрев. Кроме того, уменьшается расход тепла на испарение влаги и шлакование серы, так как их меньше вносится коксом. Эта статья также экономит тепло.

4. При повышении нагрева дутья возрастает температура в горне, поэтому более нагретые чугун и шлак уносят из печи больше тепла. Расход тепла увеличивается еще и потому, что при уменьшении расхода кокса и повышении температуры в горне возрастают степень прямого восстановления железа и переход кремния в чугун.

Общий приход тепла при повышении нагрева дутья должен быть скорректирован на величину q , представляющую собой алгебраическую сумму изменений в расходных статьях теплового баланса, вызываемых увеличением нагрева дутья. Эта величина q может быть как положительной, так и отрицательной в зависимости от того, какие из перечисленных факторов преобладают.

Относительная экономия тепла в доменной печи получаемая нагретом

$$E = \frac{V_d \cdot c_d \cdot t_d \pm q}{k_m \cdot W}, \quad (8.3)$$

где E – экономия тепла в доменной печи, отнесенная к общему расходу тепла на единицу чугуна;

q – алгебраическая сумма разностей всех статей расхода тепла на единицу чугуна при обычном (или менее нагретом) и нагретом дутье, кДж;

W – общий расход тепла в печи на единицу чугуна, кДж.

Изменение величины E зависит не только от изменения температуры дутья, но и от других величин, входящих в уравнение и в свою очередь изменяющихся при изменении температуры дутья.

Экономия тепла и экономия кокса, не пропорциональна повышению температуры дутья, т.е. не одинакова при повышении температуры дутья на одно и то же число градусов. Следовательно:

1. С увеличением нагрева дутья уменьшается относительный расход кокса, на сжигание которого требуется меньшее количество дутья, следовательно, выражение $V_d c_d t_d$, входящее в числитель уравнения, уменьшается, уменьшая значение величины E .

2. С увеличением нагрева дутья уменьшается и величина q , которая при определенной температуре дутья (разной для разных условий плавки) может стать даже отрицательной и в такой мере, что числитель уравнения превратится в ноль. В этом случае экономии тепла при увеличении нагрева дутья не будет.

3. Чем выше нагрев дутья, тем полнее используется тепло в доменной печи, т. е. выше тепловой к. п. д. печи k_T за счет уменьшения потерь тепла с колошниковым газом, так как при уменьшении относительного расхода кокса уменьшаются количество колошникового газа и его температура. Кроме того, k_T увеличивается и за счет

уменьшения тепловых потерь с охлаждающей водой и в атмосферу в расчете на единицу чугуна вследствие увеличения производительности печи. Поскольку тепловой к. п. д. печи k_T входит в знаменатель уравнения, то увеличение его уменьшает значение E .

4. Общий расход тепла W с увеличением нагрева дутья уменьшается, а так как величина W входит в знаменатель уравнения, то с ее уменьшением экономия тепла возрастает. Это единственная величина, способствующая возрастанию экономии тепла при увеличении нагрева дутья, однако ее влияние на общее изменение значения невелико по сравнению с влиянием трех предыдущих факторов.

8.3 Увлажнение дутья

Естественная влага, содержащаяся в дутье, при высокой температуре в зоне горения диссоциирует на водород и кислород с поглощением большого количества тепла



Кислород влаги, так же как и кислород дутья, взаимодействует с углеродом кокса с образованием окиси углерода



Суммируя реакции получим



Переходящие в газовую фазу продукты реакции водород и оксид углерода принимают затем участие в восстановлении окислом.

Естественная влажность воздуха колеблется в значительных пределах как и течение суток, так и по временам года на 8–12 г в 1 м³ воздуха, или на 1–1,5 % по объему.

Колебания влажности дутья вызывают изменения в тепловом и температурном режиме горна и в ходе восстановления, что приводит к расстройкам хода печи, ухудшая технико-экономические показатели.

Устранить колебания естественной влажности можно двумя путями: осушением дутья и увлажнением дутья в таких пределах, чтобы влажность его была несколько выше естественной, но постоянной во времени.

Осушенное дутье впервые применили в Америке в 1904 г. Путем замораживания воздуха содержание влаги в нем понизили с 10–12 до 3–3,5 г/м³. При этом ход печи стал более ровным, вследствие чего расход кокса уменьшился, а производительность возросла.

Для обеспечения стабильной влажности дутья вместо дорогостоящего осушения воздуха применили его увлажнение путем добавления в дутье водяного пара. При этом получили значительное увеличение производительности (до 15 %) и снижение расхода кокса (1,5–2 %). Кроме того, появилась возможность более полно использовать тепловую мощность воздухонагревателей повышением температуры дутья, дополнительное тепло которого расходовалось на компенсацию тепловых затрат, вызываемых разложением водяного пара в горне.

На увлажненном (до 26–35 % г/м³) дутье получили увеличение производительности на 10–16 % и снижение расхода кокса на 3,5–5,8 % при одновременном повышении температуры дутья на 200–250 град и количества дутья на 5–7 %.

При увлажнении дутья повышение производительности печи достигается за счет более ровного хода печи, обогащения дутья кислородом влаги, снижения расхода кокса и некоторого увеличения количества дутья. Более ровный ход печи обусловлен улучшением газодинамики. Понижение температуры в зоне горения и увеличение ее размеров при увлажнении дутья уменьшают объем, скорость и подъемную силу газов.

Снижение расхода кокса достигается вследствие повышения восстановительной способности газа. Образующиеся при разложении влаги восстановительные газы Н₂ и СО увеличивают НВ в зоне умеренных температур, уменьшая ПВ, которое протекает с поглощением тепла. Однако снижение расхода кокса может быть получено только при условии компенсации затрат тепла на разложение влаги и нагрев образовавшихся продуктов разложения влаги до температуры в зоне горения. Эти затраты компенсируют увеличением нагрева дутья из расчета 72 град на 1% влаги в дутье, или 9 град на 1 г Н₂О в 1 м³ дутья.

Но достоинства увлажненного дутья не исчерпываются его интенсифицирующим действием. Оказалось, что увлажненное дутье позволяет быстро и эффективно влиять на тепловое состояние печи, являясь мощным фактором регулирования доменного процесса «снизу». При возникновении горячего хода его быстро устраняют увеличением содержания влаги в дутье. При похолодании нормальный нагрев восстанавливают уменьшением содержания влаги в дутье.

8.4 Обогащение дутья кислородом

При обогащении дутья кислородом изменяются следующие параметры (рисунок 8.1)

1. Уменьшается расход дутья на единицу сжигаемого у фурм углерода, так как при повышении содержания кислорода в дутье соответственно уменьшается содержание азота, т. е. отношение N₂/O₂ в дутье уменьшается.
2. Уменьшается количество горнового газа на единицу сжигаемого у фурм углерода вследствие уменьшения содержания азота в дутье.
3. Повышается концентрация СО в горновом газе вследствие уменьшения разбавления его азотом.
4. Значительно возрастает температура в зоне горения, так как уменьшается объем образующихся газов.

Перечисленные изменения параметров горения углерода у фурм при обогащении дутья кислородом вызывают как положительные, так и отрицательные изменения в ходе доменного процесса и его тепловом балансе.

При обогащении дутья кислородом снижается перепад давления газов между горном и колошником вследствие уменьшения выхода горнового газа на единицу сжигаемого углерода и скорости движения газов в столбе шихтовых материалов. Это позволяет увеличить расход дутья в единицу времени, т. е. увеличить количество сжигаемого в единицу времени кокса и соответственно повысить производительность печи.

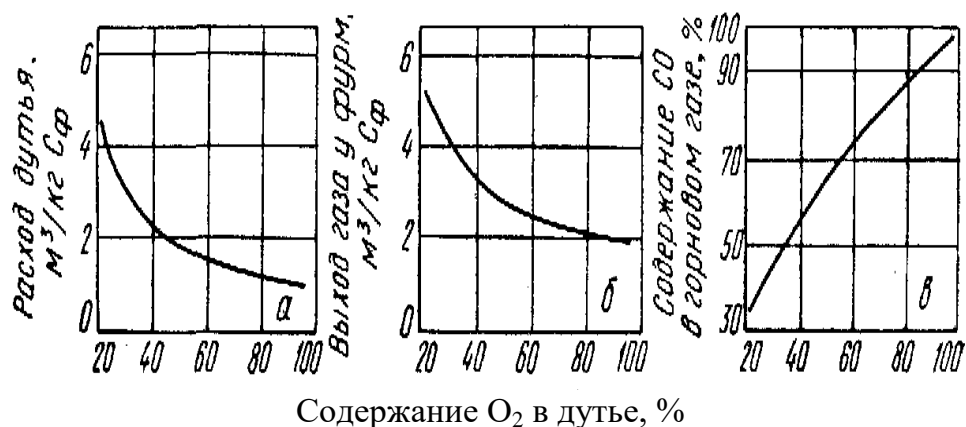


Рисунок 8.1 - Изменение некоторых параметров процесса при обогащении дутья кислородом

Однако при обогащении дутья кислородом, особенно при выплавке передельного чугуна, уменьшение перепада давления газа не пропорционально уменьшению выхода горнового газа. По мере увеличения содержания кислорода в дутье перепад снижается на меньшую величину, чем выход горнового газа, а значит и степень форсирования хода печи дутьем с увеличением содержания кислорода уменьшается.

Причиной ухудшения газодинамики является резкое повышение температуры в зоне горения, вызывающее увеличение объема газов в сократившемся объеме окислительной зоны. Кроме того, при температуре около 2000 °С интенсивно идет процесс возгонки монооксида кремния SiO, которая конденсируется в зонах с температурой ниже 1900 °С в виде тонкодисперсных частиц, уменьшающих газопроницаемость шихты. Перечисленные причины вызывают тугой ход печи при выплавке передельного чугуна уже при повышении содержания кислорода в дутье на 2–3 %, если оно не сопровождается мерами, понижающими температуру в зоне горения.

Повышение концентрации окиси углерода в газе увеличивает не прямое восстановление, соответственно уменьшая расход тепла на ПВ при условии, если будет обеспечено достаточное количество газов и их рациональное распределение.

Уменьшение количества горнового газа и повышение его температуры изменяют условия теплообмена так, что тепло от газов к шихте очень интенсивно передается в нижней части печи. В верхние зоны печи газ приходит с более низкой температурой, чем при обычном дутье.

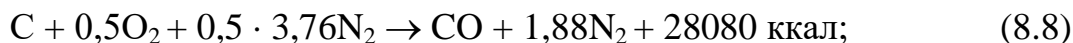
Меньшее количество колошникового газа и более низкая его температура уменьшают количество уносимого с газом из печи тепла, способствуя экономии кокса. Наконец, увеличение производительности печи при обогащении дутья кислородом уменьшает потери тепла в расчете на единицу чугуна.

Наибольший эффект от кислородного дутья там, где выше развита степень прямого восстановления, ниже температура дутья и выше температура колошника, т.е. при выплавке доменных ферросплавов.

Уменьшение количества и понижение температуры колошникового газа, а также уменьшение потерь тепла с охлаждающей водой и в атмосферу в расчете на единицу сплава вследствие повышения производительности дают значительную экономию кокса.

8.5 Вдувание в горн природного газа и других добавок

При расходе природного газа 70–90 м³/т чугуна расход кокса уменьшился на 10–14 % (рисунок 8.2). Природный газ подают в печь через фурмы в зоны горения вместе с нагретым дутьем. Природный газ состоит в основном из метана СН₄ (свыше 90 %), остальное – более тяжелые углеводороды состава С_мН_п и незначительные количества (< 1 %) СО₂, N₂ и др. Смешиваясь с дутьем в фурме и в кислородной зоне, природный газ более или менее полно сгорает по реакциям



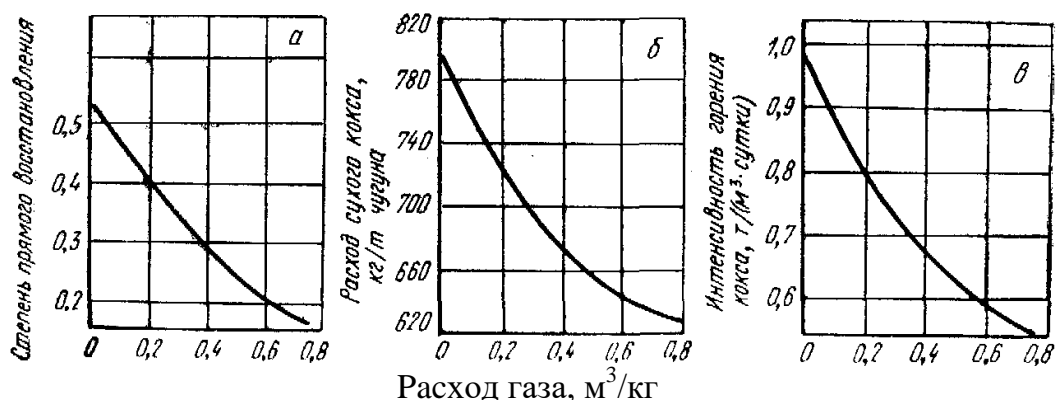
При вдувании природного газа в горн печи в ходе доменного процесса возникают изменения, вызывающие в свою очередь изменения в результатах работы печи.

Экономия кокса при вдувании природного газа достигается за счет: 1) увеличения НВ и уменьшения ПВ; 2) замены части углерода кокса углеродом природного газа и 3) уменьшения: прихода серы в печь, основности и выхода шлака вследствие уменьшения расхода кокса, вызываемого первыми двумя факторами.

Наибольшая доля в экономии кокса получается от увеличения НВ за счет восстановительной работы водорода, образующегося из природного газа в горне.

Увеличение расхода природного газа до 0,4 м³ на 1 кг сгорающего у фурм углерода (100–120 м³/т чугуна) уменьшает степень ПВ с 0,55 до 0,27–0,29. В соответствии с изменением степени прямого восстановления изменяется и относительный расход кокса.

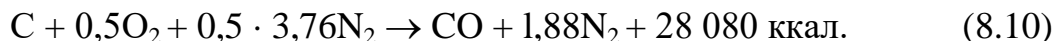
Расход природного газа при выплавке передельного чугуна в зависимости от условий работы печей составляет от 60 до 130 м³ на 1 т чугуна. Относительный расход кокса сокращается на 10–14 %. Эквивалент замены кокса природным газом составляет от 0,8 до 1,5 кг на 1 м³ газа, составляя обычно 0,9–1,1 кг/м³ газа. При выплавке литейного чугуна расход природного газа и экономия кокса несколько ниже.



а – степень ПВ; б – относительный расход кокса;
в – интенсивность горения кокса

Рисунок 8.2 – Зависимость показателей доменного процесса от расхода природного газа

Замена углерода кокса углеродом природного газа не равноценна в тепловом отношении. Сравним результирующую реакцию горения углерода метана с реакцией горения углерода кокса



Количество тепла, выделяющееся при горении единицы углерода метана в горне доменной печи, в три раза меньше, чем при горении единицы углерода кокса. Разница в тепловых эффектах реакций (8.2 и 8.3) объясняется затратой тепла на разложение метана и численно равна тепловому эффекту этой реакции.

Сравним количества газов, образующиеся при горении одинаковых количеств углерода кокса и метана. При сгорании единицы углерода кокса получается 2,88 объема газа, а при сгорании единицы углерода метана 4,88 объема, т. е. в 1,7 раза, или на 70%, больше. На нагрев большего количества газа до температуры в зоне горения требуется соответственно и больше тепла. Если учесть, что приход тепла в горн от горения единицы метана в три раза меньше, а количество образующегося газа на 70% больше, чем при горении единицы углерода кокса, то станет ясно, что с применением природного газа температура горна значительно понижается. Понижению температуры в горне способствует также и то, что кокс приходит в зону горения нагретым до 1400–1500 °С, а природный газ вдувается холодным. Кроме того, при вдувании природного газа для сохранения оптимального газодинамического режима приходится уменьшать количество дутья, подаваемое в единицу времени в горн печи, а следовательно, уменьшать вносимое им количество тепла.

Компенсировать понижение температуры в горне можно увеличением нагрева дутья, уменьшением содержания влаги в нем или обогащением дутья кислородом. Для поддержания нормального нагрева горна температура дутья должна быть увеличена из расчета 4 град на каждый 1 м³ вдуваемого природного газа на 1 т чугуна. Если не компенсировать понижение температуры горна, то возможная при вдувании природного газа экономия кокса будет меньшей или ее может не быть вовсе. Поэтому лучший эффект от применения природного газа получили на тех печах, где оказалось возможным наиболее увеличить температуру дутья. По этой же причине содержание влаги в дутье понизили до уровня естественной.

Отрицательной стороной применения природного газа является ухудшение газодинамических условий процесса вследствие увеличения объема горновых газов и снижения газопроницаемости, вызванного уменьшением расхода кокса. Для сохранения условий нормального опускания шихты при вдувании природного газа уменьшают расход дутья, вследствие чего интенсивность хода печи по сжигаемому коксу уменьшается, а понижение расхода кокса не сопровождается соответствующим повышением производительности.

В качестве добавок к дутью с целью экономии дорогостоящего кокса вдувают в печь коксовый газ, мазут, угольную пыль и угольную суспензию, состоящую из мазута и измельченного малосернистого угля.

Вдувание в печь газообразных и жидких углеводородов вызывает изменения в ходе доменного процесса и показателях работы, аналогичные изменениям при вдувании природного газа, с той лишь разницей, что эти изменения могут быть больше или меньше – в зависимости от состава углеводородов.

Более успешно применяется жидкое топливо, особенно мазут. Действие его такое же, как и природного газа, с той лишь разницей, что из-за более высокого отношения углерода к водороду в мазуте эффект замены углерода кокса при вдувании ма-

зута больше, а снижение прямого восстановления меньше, чем при вдувании природного газа. Вдувание мазута в количестве 30–35 кг на 1 т чугуна сокращает расход кокса на 8–16 % и повышает производительность печи на 2–9 %. Эквивалент замены кокса мазутом составляет 1,4–1,6 кг на 1 кг мазута.

Вдувание измельченного угля в зону горения позволяет частично использовать некоксующиеся угли и сократить расход кокса. При вдувании угольной пыли требуется повышение нагрева дутья для компенсации затрат тепла на подогрев пыли. Эффект применения пылеугольного топлива зависит от его состава и условий работы печи. При вдувании угольной пыли в количестве 80 кг на 1 т чугуна эквивалент замены составил 1 кг углерода кокса на 1 кг углерода пылеугольного топлива. Производительность увеличилась на 1,5–2 %.

Вдувание угольной пыли требует больших капитальных и эксплуатационных затрат на измельчение угля и транспортировку пыли. Большие затруднения при использовании этого вида топлива возникают вследствие абразивного действия пыли на систему пылепроводов. В некоторых странах для уменьшения абразивного износа узлов системы пылепроводов применяют вдувание угольной пасты, содержащей 30–50 % угля и 50–70 % мазута. Расход пасты составляет 40–50 кг на 1 т чугуна.

8.6 Комбинированное дутье

Комбинированным называется дутье с добавками окислителей (кислород, водяной пар) и восстановителей (природный газ, коксовый газ, мазут, пылеугольное топливо и др.). Наибольшее распространение получило сочетание обогащения дутья кислородом с природным газом.

Положительный эффект при вдувании природного газа состоит в значительном сокращении расхода кокса, а при обогащении дутья кислородом – в увеличении производительности печи. Но достижение возможного эффекта при вдувании природного газа ограничивается его отрицательными сторонами – увеличением количества горнового газа с понижением температуры в горне, а достижение возможного эффекта обогащенного кислородом дутья ограничивается, наоборот, чрезмерным увеличением температуры в горне. При этом объем горнового газа уменьшается. Совместное же применение этих двух интенсификаторов позволяет усилить положительный эффект каждого из них и взаимно компенсировать свойственные им недостатки.

Таким образом, наибольший эффект дает совместное использование таких добавок к дутью, которые оказывают на доменный процесс противоположное действие.

Можно для каждого количества вдуваемого природного газа так подобрать степень обогащения дутья кислородом, что газодинамические и температурные условия работы печи останутся такими же, как и при нормальной работе печи на обычном дутье. Для сохранения нормальных условий работы печи при комбинированном дутье на каждый 1 м³ вдуваемого природного газа содержание кислорода в дутье должно быть повышено на 1,3–1,7 м³, а расход дутья уменьшен на 3,8 м³.

Увеличение содержания кислорода в дутье с 21,54 до 27,63 % и расхода природного газа с 85,7 до 116,7 м³ на 1 т чугуна позволило увеличить производительность печи на 18,2 %, или на 3 % на каждый 1% дополнительного содержания кислорода в дутье. Расход кокса при этом сократился с 454 до 428 кг, температура колошникового газа понизилась с 336 до 26 °С, а содержание двуокиси углерода в нем возросло с 17,1 до 20,4 %. Увеличение содержания кислорода в дутье до 30–32 % и расхода природного газа до 130–180 м³ на 1 т чугуна позволит еще больше увеличить производительность доменной печи и снизить относительный расход кокса.

8.7 Повышенное давление газа

Положительное действие повышенного давления газа заключается в том, что с увеличением давления уменьшаются объем газа и его скорость, вследствие чего уменьшаются подъемная сила газа и перепад давления газа между горном и колошником. Это позволяет увеличивать массовое количество дутья, не превышая его критического объема, т. е. интенсифицировать ход печи.

При повышении давления газа изменение перепада давления газа в слое шихты обратно пропорционально изменению давления газа. Перепад давления газа в слое материалов выражается уравнением

$$\Delta p = f \frac{w^2 \cdot \gamma}{2 \cdot g} \cdot \frac{4 \cdot H}{d_{\text{экв}}}. \quad (8.11)$$

Изменение перепада давления газа при движении его через слой материалов обратно пропорционально изменению абсолютного давления газа.

Преимущества повышенного давления можно использовать и для уменьшения расхода кокса, если допустимое значение перепада давления газа между горном и колошником достигать не только увеличением количества дутья, но и некоторым повышением температуры дутья. Кроме того, снижению расхода кокса способствует улучшение распределения газового потока. Наконец, при повышении давления газов уменьшается (на 20–30 %) вынос колошниковой пыли вследствие уменьшения скорости колошникового газа.

Степень повышения давления газов в рабочем пространстве доменной печи определяется величиной избыточного давления газов на колошнике. В основном печи работают с избыточным давлением газа на колошнике 1–1,3 ат. Это позволяет увеличить производительность на 8–12 % и уменьшить расход кокса на 3–6 %.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Какими показателями оценивают интенсивность работы доменных печей?
2. Перечислите методы интенсификации доменной плавки.
3. Как влияет на работу доменной печи увеличение температуры дутья?
4. Почему температуры дутья наиболее эффективный метод интенсификации и чем он лимитируется?
5. Что такое комбинированное дутье?
6. Почему при вдувании водяного пара и природного газа температура в горне резко понижается, но эти методы постоянно используются?
7. Почему качественная подготовка шихтовых материалов считается наиболее эффективным методом интенсификации доменной плавки?

9 Продукты доменной плавки

9.1 Виды, состав и назначение чугуна

Конечными продуктами доменной плавки являются чугун, шлак, колошниковый газ и колошниковая пыль.

Чугун - многокомпонентный сплав железа с углеродом, марганцем, кремнием, фосфором и серой, незначительным количеством водорода, азота и кислорода. В легированном чугуне могут быть хром, никель, ванадий, вольфрам и титан, количество которых зависит от состава проплавленных руд.

В зависимости от назначения выплавляемые в доменных печах чугуны разделяют на три основных вида: передельный, идущий на передел в сталь; литейный, предназначенный для получения отливок из чугуна в машиностроении; доменные ферросплавы, используемые для раскисления стали в сталеплавильном производстве.

Передельный чугун подразделяют на мартеновский, бессемеровский, томасовский и высококачественный. В соответствии с существующим стандартом чугуны подразделяют на классы, марки, группы и категории.

Таблица 9.1 – Химический состав передельного коксового чугуна

Марка чугуна	Содержание элемента, %										
	Si	Mn, группа		P, классы					S, категория		
		I	II	A	Б	В	Г	Д	I	II	III
				не более					не более		
Мартеновский											
М1	0,76—1,25	До 1,0	1,01—1,75	0,15	0,20	0,30	—	—	0,03	0,05	0,07
М2	До 0,75	>>1,0	1,01—1,75	0,15	0,20	0,30	—	—	0,03	0,05	0,07
Высококачественный											
ПВК1	1,26—1,75	До 1,0	1,01—1,75	0,02	0,025	0,030	0,045	0,060	0,015	0,020	0,025
ПВК2	0,76—1,25	>>1,0	1,01—1,75	0,02	0,025	0,030	0,045	0,060	0,015	0,020	0,025
ПВК3	До 0,75	>>1,0	1,01—1,75	0,02	0,025	0,030	0,045	0,060	0,015	0,020	0,025

Передельный чугун потребители используют в жидком виде.

Мартеновский чугун предназначен для передела в сталь в мартеновских печах. По содержанию кремния он делится на марки М1 и М2, по содержанию марганца — на группы I и II, по содержанию фосфора — на классы А—В и по содержанию серы — на категории I—III.

Литейный чугун после выпуска из доменной печи разливают в чушки массой 45 кг и направляют на машиностроительные заводы, где для отливки деталей машин его вторично подвергают расплавлению в специальных печах — вагранках.

Литейный чугун в зависимости от содержания кремния подразделяют на шесть марок ЛКО, (литейный коксовый) ЛК1— ЛК5. Каждую марку по содержанию марганца и серы делят соответственно на три группы и три категории, а по содержанию фосфора — на четыре класса: А — малофосфористый, Б — обычный, В и Г — фосфористый.

Таблица 9.2 – Химический состав литейного коксового чугуна

Марка чугуна	Содержание элемента, %											
	C	Si	Mn, группа			P, класс				S, категория		
			I	II	III	A	Б	В	Г	I	II	III
ЛК0	3,5-4,0	3,26-3,75	До0,5	0,51-0,90	0,91-1,30	0,1	0,11-0,30	0,31-0,70	0,71-1,20	0,02	0,03	0,04
ЛК1	3,6-4,1	2,76-3,25	» 0,5	0,51-0,90	0,91-1,30	0,1	0,11-0,30	0,31-0,70	0,71-1,20	0,02	0,03	0,04
ЛК2	3,7-4,2	2,26-2,75	» 0,5	0,51-0,90	0,91-1,30	0,1	0,11-0,30	0,31-0,70	0,71-1,20	0,03	0,04	0,05
ЛК3	3,8-4,3	1,76-2,25	» 0,5	0,51-0,90	0,91-1,30	0,1	0,11-0,30	0,31-0,70	0,71-1,20	0,03	0,04	0,05
ЛК4	3,9-4,4	1,26-1,75	» 0,5	0,51-0,90	0,91-1,30	0,1	0,11-0,30	0,31-0,70	0,71-1,20	0,04	0,05	0,06
ЛК5	4,0-4,5	0,75-1,25	» 0,5	0,51-0,90	0,91-1,30	0,1	0,11-0,30	0,31-0,70	0,71-1,20	0,05	0,06	0,07

Структура отливок из литейного чугуна зависит от содержания кремния, марганца и скорости охлаждения отливки. Чем выше содержание кремния, ниже содержание марганца и меньше скорость охлаждения, тем больше выделится углерода в виде графита. Излом такой пробы чугуна будет крупнозернистым, темно-серого цвета.

Фосфор сообщает металлу хрупкость, поэтому ответственные детали отливаются из малофосфористого чугуна. В тех случаях, когда от изделий не требуется высокой прочности, для литья используют фосфористый чугун, характеризующийся высокой жидкотекучестью и хорошей заполняемостью литейной формы.

К доменным ферросплавам относятся ферромарганец, зеркальный чугун и ферросилиций.

Доменный ферромарганец по содержанию марганца в сплаве подразделяют на две марки Мн5 и Мн6, а по содержанию фосфора — на два класса. Зеркальный чугун по содержанию марганца долят на марки 341, 342 и 343. Ферросилиций по содержанию кремния классифицируют на две марки.

Таблица 9.3 – Химический состав доменных ферросплавов

Марка ферросплава и класс по фосфору	Содержание элемента, %			
	Si	Mn	P	S
			не более	
Ферромарганец доменный				
Класс А:				
Мн5	Не более 2,0	75,1 и более	0,35	0,03
Мн6	“ “ 2,0	70—75	0,35	0,03
Класс Б:				
Мн5	“ “ 2,0	75,1 и более	0,45	0,03
Мн6	“ “ 2,0	70—75	0,45	0,03
Чугун зеркальный				
ЗЧ1	Не более 2,0	20,1—25,0	0,22	0,03
ЗЧ2	“ “ 2,0	15,1—20,0	0,20	0,03
ЗЧ3	“ “ 2,0	10,0—15,0	0,18	0,03

В последние годы выплавка ферросплавов в доменных печах сокращается вследствие неэкономичности передела. Более выгодно производить ферросплавы в электрометаллургических агрегатах — ферросплавных электропечах.

9.2 Доменный шлак и его использование

При производстве различных видов чугунов получается большое количество шлака, для перепельных и литейных чугунов выход шлака составляет 0,4—0,8 т/т чугуна.

До недавнего времени доменный шлак почти не находил применения. Значительные количества его скопились на шлаковых отвалах. Сейчас доменные шлаки нашли очень широкое применение в промышленности строительных материалов. Путем различных способов переработки используют не только жидкий шлак из доменных печей, но и отвальный шлак. Основная масса жидкого шлака подвергается грануляции — мокрой, полусухой и сухой. Гранулированный шлак в зависимости от химического состава используется для производства различных марок цемента, шлакового кирпича и блоков. В последние годы доменный гранулированный шлак полусухой грануляции широко применяется в производстве проката панелей, используемых в крупнопанельном строительстве жилых и промышленных зданий.

Жидкий шлак находит все большее применение для каменного литья — плотных литых изделий, получающихся при заполнении форм расплавленным шлаком и последующим медленным охлаждением. Кроме того, путем специальной обработки жидкого шлака получают теплоизоляционные и звукоизоляционные материалы — шлаковую вату и различные пеноматериалы, характеризующиеся низкой удельной массой и высокой пористостью.

Шлак из шлаковых отвалов поступает на шлакоперерабатывающие заводы и после соответствующей обработки используется для производства строительных материалов. Из отвальных шлаков получают высококачественную щебенку для твердого покрытия шоссе дорог.

Рациональная переработка доменных шлаков значительно улучшила экономику производства чугуна. Так, себестоимость 1 т чугуна при реализации шлака мокрой грануляции на некоторых южных заводах снижается на 12 коп., а при реализации шлака полусухой грануляции — на 18 коп.

9.3 Колошниковый газ и колошниковая пыль и их использование

Образующийся в доменной печи газ используется как ценное металлургическое топливо. При работе печи на атмосферном дутье выход колошникового газа составляет 3800—4000 ж³ на 1 т кокса. Примерный состав колошникового газа при выплавке различных видов чугуна.

Таблица 9.4 – Химический состав колошникового газа при работе печи на атмосферном дутье

Вид чугуна	Содержание, %				
	CO ₂	CO	CH ₄	H ₂	N ₂
Перепельный	12—18	24—30	0,2—0,5	1,0—2,5	55—59
Литейный	8—16	26—32	0,2—0,5	1,5—3,0	56—59
Ферросплавы	4—8	31—35	0,2—0,5	2,0—3,5	56—59

Полезными составляющими газа являются CO, CH₄ и H₂. От их содержания в газе зависит теплота сгорания газа, изменяющаяся от 3560 до 4000 кДж/м³ (850—950 ккал/м³).

При работе доменной печи на комбинированном дутье с применением природного газа в колошниковом газе содержание водорода возрастает до 6—8, а иногда и до 12 %, а содержание азота сокращается до 46—52 %. Теплота сгорания колошникового газа при этом увеличивается до 4200—4410 кДж/м³ (1000—1050 ккал/м³).

Около 30—35% колошникового газа используется в доменном цехе для обогрева насадок воздухонагревателей, остальной газ отпускается другим потребителям.

На металлургическом заводе колошниковый (доменный) газ используется как топливо:

- 1) для нагрева стальных слитков в нагревательных печах и колодцах прокатных цехов;
- 2) для нагрева стальных слитков в нагревательных печах и колодцах прокатных цехов;
- 3) для отопления зажигательных горнов агломерационных фабрик;
- 4) для обогрева коксовых батарей в коксохимическом цехе (на коксохимическом заводе);
- 5) для отопления котлов заводской теплоэлектростанции. Для бытовых целей доменный газ непригоден вследствие высокой токсичности из-за высокого содержания в нем СО.

Расход газа потребителям распределяют в строгом соответствии с его поступлением из доменных печей. Чтобы не нарушить баланса газа по заводу, обычно к остановке доменной печи на длительный ремонт приурочивают остановку на ремонт и других металлургических агрегатов, потребляющих доменный газ.

В качестве топлива доменный газ можно использовать только после предварительной очистки его от пыли, выносимой газом из доменной печи. Количество пыли в газе в зависимости от условий работы доменной печи может изменяться от 10—20 до 80—100 г/м³. При помощи имеющихся устройств для очистки газа содержание пыли в нем уменьшают до 0,01—0,02 г/м³. В тех случаях, когда газ используют в газовых турбинах-расширителях, содержание пыли в нем не должно превышать 3 мг/м³.

Отделяемая от газа колошниковая пыль содержит 40-55 % Fe в виде оксидов и 5-10 % С. Ее направляют на агломерационную фабрику, где используют в качестве компонента агломерационной шихты при производстве агломерата.

Колошниковую пыль также используют в качестве наполнителя для асфальтных покрытий дорог и в качестве тяжелого наполнителя при бурении нефтяных скважин.

10 Внедоменные методы получения железа

10.1 Классификация процессов прямого получения железа

Известно, что при всех преимуществах доменная плавка имеет два существенных недостатка: может работать только на окискованных шихтовых материалах и значительное потребление дорогого дефицитного кокса.

Поэтому во всем мире активно разрабатывают и внедряют различные процессы прямого получения железа из руд.

Внедоменные процессы получения жидкого металла непосредственно из железорудных материалов очень многообразны по типу агрегатов, используемых восстановителей и получаемых продуктов, поэтому можно с различных позиций их и классифицировать.

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

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

Разделение во времени и пространстве стадий восстановления и плавления железорудных материалов, осуществляемых при различных температурах, является основным преимуществом многоступенчатых процессов, так как позволяет повысить стойкость огнеупорной футеровки агрегатов, избежать нежелательного явления — настылеобразования и слипания материалов.

Классификация процессов прямого получения железа из руд следующая: по применяемым агрегатам, типу восстановителя, по состоянию получаемого продукта и по назначению получаемого продукта.

Способы прямого восстановления железных руд можно разделить на три основные группы по температурному режиму, определяющему вид конечного продукта.

1 Процессы восстановления при низких температурах (не выше 1100 °С) с получением твердого губчатого железа.

2 Восстановление в тестообразном шлаке во вращающихся печах при 1250-1350 °С с получением сваренных зерен металла, образующих крицу.

3 Процессы восстановления при температурах выше 1500 °С, конечным продуктом которых является жидкий металл.

Производства металлизированных материалов могут быть двух типов:

а) средневосстановленные (на 30–40 %) рудные, концентратные и концентратно-топливные офлюсованные и неофлюсованные окатыши, брикеты и агломераты, предназначенные для использования в доменных печах;

б) высоковосстановленные (до 90-98 %) окатыши, брикеты и другие аналогичные материалы, предназначенные для использования в установках прямого получения железа и сталеплавильных агрегатах; такие материалы могут использоваться и как заменитель лома при производстве стали;

в) продукция со степенью металлизации более 98% используется для производства железного порошка используемого в порошковой металлургии.

Введение металлизированных материалов в шихту доменных печей существенно улучшает показатели их работы: можно существенно снизить расход кокса и повысить производительность печи.

Металлизация проводится по двум направлениям.

1. Металлизации может быть как самостоятельной, когда восстанавливаются готовые окатыши и брикеты в отдельных агрегатах, так и совмещенным со спеканием агломерата или обжигом окатышей.

2. Совмещение спекания с металлизацией выгодно с точки зрения энергетических затрат, но технологически более сложно:

а) восстановление материалов газами CO и H_2 , которые получают конверсией природного газа в смеси с воздухом, водяным паром или кислородом в специальных агрегатах – реформерах или конвертерах; по другому методу эти газы получают сжиганием твердого топлива с недостатком воздуха, т.е. при переработке этого топлива в газогенераторах;

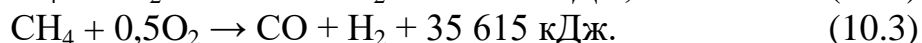
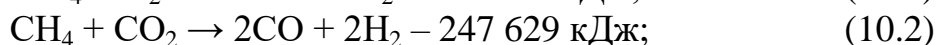
б) производство концентратно - топливных окатышей и брикетов и последующее частичное восстановление их газами за счет выделяющегося при неполном сгорании топлива оксида углерода.

10.2 Мидрекс процесс

При совмещении спекания и металлизации в одном процессе восстановление осуществляют либо за счет твердого топлива, подаваемого в шихту, либо за счет этого топлива и просасываемых через слой восстановительных газов.

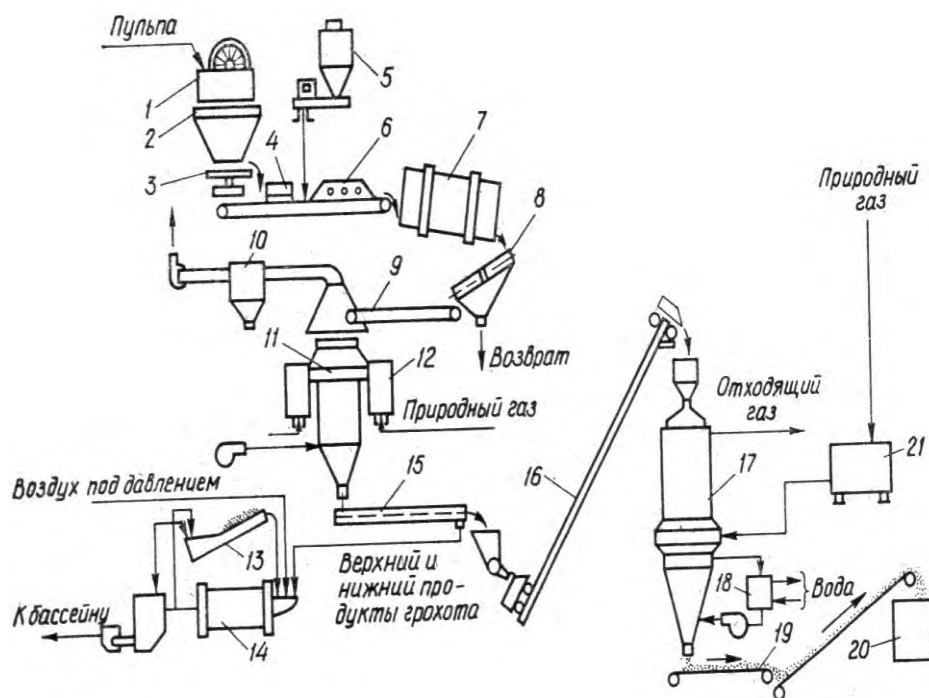
Осуществляются такие процессы в шахтных печах, реакторах кипящего слоя, вращающихся трубчатых печах, и при спекании и обжиге – на ленте агломерационной или обжиговой машины.

Сущность конверсии заключается во взаимодействии природного газа с водяным паром, оксидом углерода (IV) или кислородом при температуре 900 – 1450 °С по реакциям



Эти реакции протекают при наличии специальных катализаторов. Условием успешного их протекания является предварительная очистка природного газа от серы.

Более 70 % промышленных мощностей по производству металлизированных материалов работают по процессу Мидрекс, впервые осуществленному в 1969 г. в США. Его принципиальная схема приведена на рисунке 10.1. Сырые окатыши получают из магнетитового концентрата с добавкой бентонита по обычной технологии в барабанном окомкователе 7. Затем они обжигаются в шахтной печи 11 (в последующих конструкциях установки эту печь заменили обычной обжиговой ленточной машиной).



1 – дисковые 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 металлизации; 18 – газовый холодильник; 19 – конвейер металлизированных окатышей; 20 – бункер металлизированных окатышей; 21 – установка для конверсии природного газа

Рисунок 10.1 – Схема процесса Мидрекс

Охлажденные до 425 °С окатыши сортируют по крупности на грохоте 15. Отсортированные окатыши направляют на металлизацию в шахтную печь 17.

Окатыши восстанавливают конвертированным газом, полученным при конверсии природного газа оксидом углерода, отходящим из шахтной печи, в конвертерах 21. Перед подачей в конвертеры отходящий из шахтной печи газ очищают от пыли и влаги. Металлизированные продукты со степенью металлизации 95 % и содержанием углерода 0,7–1,0 % охлаждаются в нижней части печи циркулирующим инертным газом до температуры 50–65 °С, после чего выгружаются в бункер 21, где хранятся в инертной атмосфере до отправки потребителю. Циркулирующий газ охлаждается водой в холодильнике 18.

Одна установка Мидрекс производит в год около 400 тыс. т металлизированных на 90–95% окатышей, потребляя около 1500–1800 м³ восстановительных газов на тонну продукта. Этот расход можно уменьшить, используя одну часть колошникового газа как топливо, а другую, направляя на конверсию.

10.3 Ромелт процесс (Плавка в ПЖВ)

Одностадийный процесс жидкофазного восстановления предназначен для неподготовленных железосодержащих материалов с использованием в качестве восстановителя энергетических углей осуществляется в плавильно-восстановительной печи

прямоугольного сечения, работающей с небольшим разрежением в рабочем пространстве, исключая выбросы газов в атмосферу.

Печь ПЖВ имеет рабочее пространство 1 и примыкающий к нему с двух сторон отстойники для металла и шлака. Отстойники имеют общую подину с рабочим пространством и соединяются с ним через отверстие 5 выполненные в нижней части торцевых стен. Рабочее пространство и отстойник заключены в металлический кожух. Воронка 6 для загрузки ШМ и патрубков 7 для отвода продуктов горения. Нижний ряд фурм-горелок 8 на высоте 1,5 м от от подины. Верхний ряд фурм – 4,5 м для дожигания с возможностью изменения угла наклона от 0° до 60°.

Установка состоит из плавильно-восстановительной печи и следующих систем, обеспечивающих ее работу: система подачи шихтовых материалов; газоотводящий тракт; система охлаждения; система подачи энергоносителей; система электроснабжения; КИП и средств автоматизации.

В плавильно-восстановительной печи Ромелт четыре зоны, характерные для одностадийных процессов жидкофазного восстановления: металлическая ванна, шлаковая барботируемая ванна, зона дожигания и зона свободного пространства в верхней части плавильно-восстановительной печи. Шлаковая ванна разделена на три зоны в соответствии с протекающими в ней процессами, В самой плавильно-восстановительной печи 5 зон, не считая зоны свободного подкупольного пространства печи.

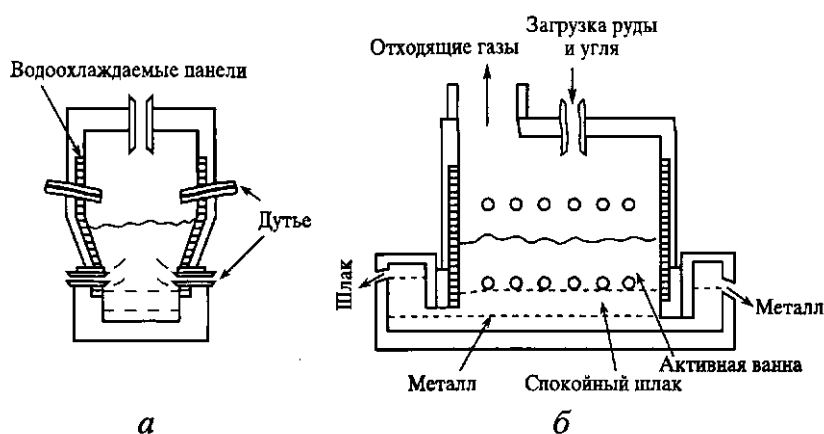
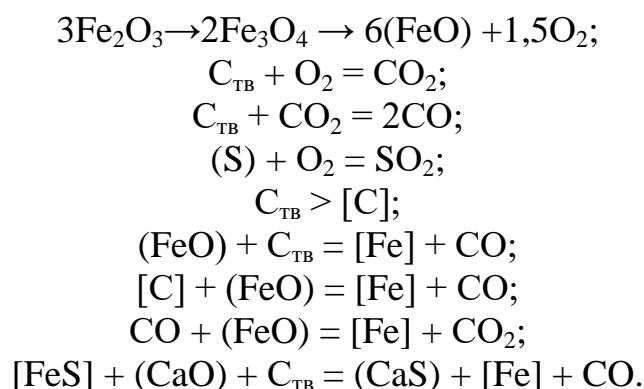


Рисунок 10.2 – Схема агрегата РОМЕЛТ

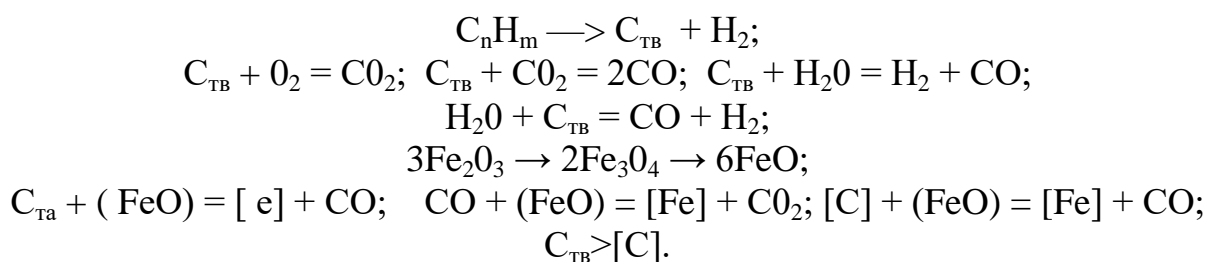
1. Зона спокойного металла (температура 1350-1400 °С) в горне печи, где происходит накопление металла и окончательно формируется его состав в реакциях между чугуном и расположенным на нем слоем относительно спокойного шлака.

2. Зона спокойного шлака (температура 1400-1450 °С) под уровнем барботажных фурм. В этой зоне происходит коагуляция капель металла, их протекание через слой шлака в металлическую ванну и реакции между шлаком и металлом, формирующие окончательный состав чугуна.

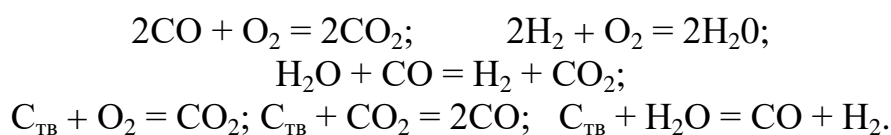
3. Нижняя часть зоны барботируемого слоя шлака с температурой 1450-1500 °С, расположенная непосредственно над барботажными фурмами. В этой зоне идут многочисленные теплообменные и физико-химические процессы: горение частиц твердого топлива, диссоциация гематита, плавление частиц руды, растворение углерода в металле, восстановление оксидов железа из жидкого шлака углеродом, окисление серы из шлака кислородом и десульфурация металла шлаком



4. Верхняя часть барботируемого слоя шлака с температурой 1500-1550 °С (поверхностный слой). В этом слое происходят: пиролиз, деструкция угольных частиц, выделение и разложение летучих веществ угля, испарение и разложение влаги, газификация углерода и частичное его окисление, образование частичек полукокса, диссоциация гематита, расплавление железорудных материалов и флюса и переход их в шлаковую фазу. Также восстанавливаются оксиды железа и идет реакция науглероживания чугуна. Из этой зоны происходят интенсивные выплески шлака вверх, в зону дожигания. Основные химические реакции в этой зоне следующие



5. Зона дожигания (1750-1850 °С). В этой зоне выделяется основное количество тепла в результате окисления CO до CO₂ и H₂ до H₂O и идет интенсивная теплопередача от газовой фазы шлаку за счет конвективного теплообмена и излучения. В этой зоне происходит также частичное окисление мелких частиц угля, выносимых потоком газа



Над зоной дожигания существует относительно высокое свободное подкупольное пространство, в котором происходит погашение энергии взлетающих капель шлака, снижение скорости выделяющегося дыма, за счет которого уменьшается вынос мелочи загружаемых материалов с отходящим газом.

ШМ - природные и техногенные железорудные материалы, а в качестве топлива - различные энергетические угли с широким диапазоном содержания летучих веществ и золы. Получаемый чугун по содержанию углерода и серы мало отличался от доменного, но практически не содержал кремния и других трудно восстанавливаемых элементов. Содержание фосфора в чугуне зависит от содержания закиси железа в шлаке, которое составляет 1,5-3,0 %.

Поэтому в зоне барботируемого шлака отсутствует огнеупорная футеровка, вместо нее медные водоохлаждаемые кессоны. По этой причине большие тепловые потери, что является основным недостатком этого процесса. Фосфор в процессе Ромелт частично (на 20-30 %) переходит в шлак.

Преимущества процесса Ромелт:

- отсутствие кокса;
- возможна переработка пылеватых руд без их окускования;
- утилизации металлургических и техногенных отходов, например, пластмасс, РТИ, отработанных покрышек без их специальной подготовки к переработке (сортировка, дробление, измельчение), как это требуется, например, для вдувания пластмасс в доменные печи;
- перерабатывать отходы, содержащие до 7,6 % Zn и 0,86 % Pb, щелочные элементы - хлориды и оксиды. Температурно-восстановительные условия в рабочем пространстве плавильно-восстановительной печи обеспечивают удаление этих металлов и части щелочей из ванны и возможность их улавливания в системе газоочистки, цветных металлов с низкой температурой плавления цинк, свинец, мышьяк и др., например, возгонка сурьмы на БНЗ (г. Светлый);
- возможность переработки ТБО с получением шлака, жидкого металла и улавливанием вредных газов, что невозможно при их переработки другими методами, в частности сжиганием.

Основными характеристиками процесса Ромелт, обеспечивающими оптимальные условия для выплавки металла в печи и максимальное использование избыточного тепла отходящих газов, являются:

- барботирование жидкой шлаковой ванны струями кислородо-воздушной смеси;
- дожигание выходящих из жидкой ванны плавильно-восстановительной печи газов кислородом; -водяное охлаждение стен шлакового пояса;
- непрерывная загрузка материалов в плавильно-восстановительную печь.

Побочным продуктом процесса является гранулированный шлак и энергетический пар.

Контрольные вопросы для самопроверки

1. Как классифицируются внедоменные процессы выплавки чугуна?
2. Какие основные недостатки доменной плавки?
3. Дайте характеристику одностадийным процессам.
4. Дайте характеристику Корекс и Мидрекс процессов.
5. Дайте характеристику Ромелт процесса.

Список рекомендуемой литературы

1. Metallurgy of cast iron: textbook / Under the editorship of Yu.S. Yushina – M.: Akademykniga, 2004. – 774 p.
2. Keliina I.M. Enrichment of ores. M.: Nedra, 1979. – 222 p.
3. Batanov A.I. Enrichment of ores of black metals. - M.: Gosudarstvennoe nauchno-tekhnicheskoe izdatel'stvo literatury po gornomu delu. 1961. – 424 p.
4. Vегman E.F., Churgel' V.O. Theoretical problems of metallurgy of cast iron. - M. Mashinostroenie, 2000. – 348 p.
5. Efimenko G.G., Gimмельфарб A.A., Levchenko V.K. Metallurgy of cast iron. - Kiev, Vysha shkola, 1988. – 351 p.
6. Vегman E.F. Brief reference book of a blast furnace operator. -M.: Metallurgy, 1981. – 238 p.
7. Shparber L.Ya. Metallurgy of iron and cast iron. - Reference edition in 2 books. – Тула: АССОД, 1996. – 368 p.
8. Poltavets V.V. Blast furnace production. – M.: Metallurgy, 1981. -414 p.
9. Nejasov A.G. Introduction to laboratory work in the discipline «Theory and technology of preparation of raw materials for blast furnace». – Magnitogorsk: Izd. MGMI, 1980.
10. Сырьевая и топливная база черной металлургии. Методическое пособие для практических занятий. / Братковский Е.В., Заводяный А.В., Пареньков А.Е. – Ново-троицк: НФ МИСиС, 2006. – 72 p.

БРАТКОВСКИЙ ЕВГЕНИЙ ВЛАДИМИРОВИЧ

ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ОКУСКОВАНИЯ СЫРЬЯ И ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА

Учебно-методическое пособие

по дисциплинам «Теория и технология окускования сырья и доменного производства», «Экстракция черных металлов из природного сырья»
для студентов, обучающихся по направлению подготовки 22.03.02 Metallurgy,
всех форм обучения

Подписано в печать 21.12.2022 г.		
Формат 60x90 $\frac{1}{16}$ Рег. № 243	Печать цифровая Тираж 10 экз.	Уч.-изд.л. 7,0

ФГАОУ ВО

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

Новотроицкий филиал

462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.

E-mail: nf@misis.ru

Контактный тел. 8 (3537) 679729.