

Министерство образования Российской Федерации
Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова

Кафедра химической технологии неметаллических материалов и
физической химии

Отчет по ознакомительной практике

Выполнил
Проверил:

| | |
|--|----|
| 1. Введение | 3 |
| 2. Структура металлургического предприятия с полным циклом производства. | 5 |
| 3. Угледобготовительный цех..... | 8 |
| 4. Агломерационное производство..... | 14 |
| 5. Огнеупорное производство..... | 23 |
| 6. Горно-обогащительное производство..... | 29 |
| 7. Доменное производство..... | 34 |
| 8. Сталеплавильное производство..... | 39 |
| 9. Кислородно-конверторное производство..... | 47 |
| 10.Коксохимическое производство..... | 57 |
| 11.Производство ферросплавов..... | 66 |
| 12.Прокатное производство..... | 74 |
| 13.Список литературы..... | 80 |
| 14.Приложения | 81 |

Введение

Целью учебной практики является изучение структуры металлургического предприятия с полным циклом производства. Металлургические предприятия принадлежат к отрасли называемой черной металлургией. Черная металлургия-отрасль промышленности, производящая металлические сплавы на основе железа, а именно чугун, сталь и ферросплавы.

Чугун - это сплав железа с углеродом, содержание которого более 2,14%, но, как правило, от 3,5 до 5%. Кроме указанных элементов чугун содержит примеси. В основном кремний, фосфор, марганец и сера. Реже в так называемых природно-легированных чугунах содержится ванадий, хром, титан и медь. Примеси подразделяются на полезные и вредные. К вредным примесям относятся фосфор и сера. Остальные примеси являются полезными. Фосфор вызывает хладноломкость металлов, т.е. хрупкость при низких температурах. Сера вызывает красноломкость металлов, т.е. уменьшает прочность металлов при температурах его механической обработки (1000 С). Содержание железа в чугуне находится в пределах от 92 до 95%. Порядка 80% и более чугуна в жидком горячем виде перерабатывается в сталь. Лишь 20% чугуна используется в основном в машиностроении и других отраслях промышленности для изготовления деталей методом литья. Чугун имеет существенный недостаток, как конструкционный материал: он обладает хрупкостью, т. е. не поддается механической обработке. Существенным достоинством чугуна является его высокая коррозионная стойкость благодаря высокому содержанию в нем углерода. Чугун обладает высокой теплопроводностью и другими свойствами, которые находят применение в машиностроении.

Основным конструкционным материалом в нашей цивилизации является сталь. Сталь- сплав железа, содержание углерода, в котором менее 2,14%, как правило, менее 1,7%. Вследствие низкого содержания углерода сталь приобретает пластичность и может подвергаться различного рода механическим обработкам, а также не является коррозионным материалом. Содержание железа в стали, как правило, 99% и выше.

Ферросплавы - сплавы железа с другими элементами, которые указываются в их названии:

- ферромарганец (содержание марганца от 70 до 80%);
- ферросилиций (содержание кремния от 43 до 95%);
- феррохром (содержание хрома от 35 до 80%);
- феррованадий (содержание ванадия от 65 до 80%);
- ферротитан (содержание титан от 27 до 40%).

Ферромарганец и ферросилиций имеют два назначения:

1. для раскисления стали;
2. для легирования стали.

Легирование - ввод в сталь элементов, улучшающих потребительские качества стали (износостойкость, коррозионную стойкость, повышает электропроводность и т.д.).

Все остальные ферросплавы применяются для легирования стали. Раскисление стали - процесс удаления из стали растворенного кислорода. Развитие человеческого общества во многом определялось развитием техники и технологии получения железа и сплавов на его основе. Согласно археологическим данным человек начал получать железо за 1500-2000 лет до н. э.. К концу 20 в. во всем мире в разной форме и виде накоплено порядка 7,5 миллиардов тонн железа. Железо - это основа всей современной техники и материальной культуры. Широкое распространение в 20 в. стекла, бетона, пластмассы, синтетических смол и других неметаллических материалов не изменило главенствующего положения железа и его сплавов, на долю которых приходится 90% и более. Успехи в производстве железа и его сплавов явились основой для развития судоходного и водного транспорта, связи, микро- и радиоэлектроники, микробиологии, атомной энергетики, космической техники и т.д..

Структура металлургического предприятия с полным циклом производства.

Современная черная металлургия базируется на двух стадийном способе получения стали:

1) Восстановление железа из железных руд, а в настоящее время из продуктов их подготовки, т.е. из агломерата и окатышей с получением высокоуглеродного сплава-чугуна.

2) Рафинирование чугуна в сталеплавильном агрегате с получением низкоуглеродного сплава-стали.

Несмотря на кажущуюся нелогичность, заключающейся в том, что первая стадия является восстановительным процессом, а вторая окислительным - это схема оказалась наиболее экономичной и производительной. К началу 20 в. она стала доминирующей, в массовом производстве стали.

В основе специализации и кооперации современного предприятия с полным циклом производства, базирующегося на двух стадийной схеме, лежит объединение следующих цехов, заводов, производства.

КР - шахты и угольные разрезы для добычи каменного угля.

УОФ - углеобогащательные фабрики для первичного дробления и обогащения каменного угля.

КХП - коксохимическое производство или заводы с угольными складами, цехами по подготовки угольной шахты, коксовыми цехами и цехами улавливания и переработки химических продуктов коксования.

ЖР - карьеры (раскрытая разработка) и шахты (подземная разработка) по добыче железных руд.

ГОП - горно-обогащательное производство, которое может быть в виде отдельного предприятия ГОК - горно-обогащательного комбината. Используется для дробления, обогащения и окучкования железных руд (производство агломерата и окатышей).

КФ - карьеры по добычи и первичному дроблению флюсов - добавки в металлический агрегат для:

1. получения жидкого шлака - сплав густой породы зоны кокса и флюсов.
2. коррекции состава металла, а именно, для удаления из него с помощью шлака вредных примесей - фосфора, серы.

ОП - огнеупорное производство для изготовления огнеупорных изделий, используемых при футеровке металлургических агрегатов. ОП обслуживает практически все цехи, что придает ему особое место и значение в производстве.

ЭЦ - энергоцехи для получения электрической энергии, пара, сжатого воздуха, технологического и технического кислорода доменного дутья; для подготовки и подачи воды в системы охлаждения, очистка и распределение горючих материалов (доменного и коксового газа).

КЦ - копровые цехи. Цехи по подготовке и сортировке металлического лона.

ФЗ — ферросплавный завод.

Основная технологическая цепочка.

1. ДЦ - доменный цех - первая стадия получения металла, т.е. восстановление плавки железных руд с получением чугуна.

2. СПЦ - окисление рафинеров чугуна в сталеплавильных цехах с получением жидкой стали.

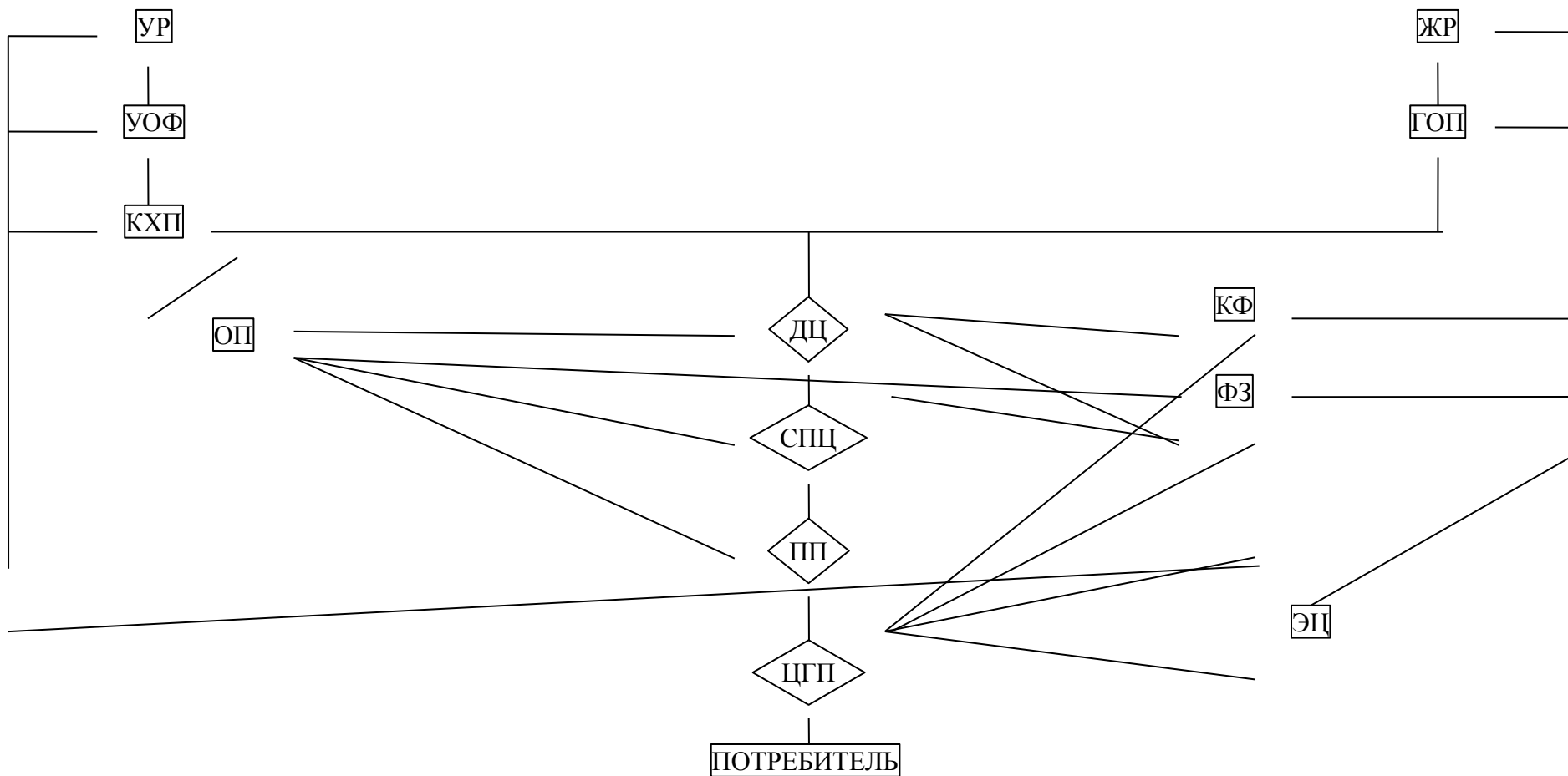
3. ПС - прокатные цеха, где из стали получают два вида проката:

-листовой;

-сортовой - производство рельс, балок, уголков, двутавра и т.д.

ЦГП - цеха глубокой переработки металла: цех гнутых профилей, цех оцинкования листа, цех получения жести, цеха товаронародного производства.

Структура металлургического производства с полным циклом производства



Углеподготовительный цех

1. Отделение для приема угля.

Углеподготовительный цех предназначен для приготовления угольной шихты заданного качества из обогащенных или рядовых углей, поступающих непосредственно из угольных шахт.

При переработке обогащенных углей в состав углеподготовительного цеха входят отделения для приема, хранения угля, предварительного дробления, дозирочное, окончательного дробления, смесительное. Если на коксохимический завод поступают рядовые угли, то в состав завода входит также углеобогатительная фабрика.

Исходными данными для выбора основного оборудования углеподготовительного цеха являются производительность цеха и нормативное время работы оборудования.

2. Склад для хранения угля.

Для бесперебойной работы коксохимического завода в углеподготовительном цехе предусмотрен склад, на котором создаются запасы углей всех используемых марок. Современный коксохимический завод ежедневно перерабатывает 15-35 тыс. т углей. При бесперебойной работе предприятия каждые сутки завод принимает на склад норму суточного расхода сырья. Уголь на завод прибывает в железнодорожных составах.

Уголь поступивший на завод, частично выгружается на складе для усреднения ранее поступивших углей, а остальная часть направляется в переработку. На коксохимических заводах чаще всего применяются склады трех типов: открытого типа; зарытого и смешанные угольные склады (открытого и закрытого типов).

Одногалерейный склад с механизированным участком приема угля и перегружателем состоит из грейферного перегружателя и одной линии реверсивных конвейеров, расположенных вдоль угольного склада в галерее на высоте 5—6 м от уровня площадки. Между галереей и угольным перегружателем вдоль склада уложен рельсовый путь, по которому передвигаются штабелер и конвейерный погрузчик. Прием угля на складе осуществляется следующим образом. От бункеров вагоноопрокидывателя уголь ленточным конвейером

подается на один из реверсивных конвейеров, расположенных в надземной галерее. С реверсивных конвейеров с помощью барабанной разгрузочной тележки через поворотно-передвижной штабелер уголь разгружается в первичные штабеля, расположенные по всей длине склада. Уголь из первичных штабелей грейфером перегружателя, подается в основные штабеля. При выдаче со склада грейфером мостового перегружателя уголь подается из основного штабеля в бункер конвейерного погрузчика, конвейером которого перегружается на реверсивный конвейер, расположенный в галерее. Последние загружают конвейер, транспортирующий уголь в дозирочное отделение. Двухгалерейный склад исключает эти недостатки. Он оборудован двумя галереями — подземной и надземной, в которых смонтированы по два конвейера, установленные в одну линию по всей длине склада. Одна линия, расположена в надземной галерее на высоте 12—14 м от площадки склада и предназначена для приема угля на склад, другая линия — в подземной галерее для подъема угля со склада в углеподготовительное отделение.

3. Отделение предварительного дробления угля.

Дробление углей является необходимой операцией в процессе подготовки шихты для коксования. Эта операция осуществляется в углеподготовительном цехе и разделяется на две стадии - предварительное дробление углей (50—80 или 100 мм крупностью) и окончательное измельчение.

В процессе предварительного дробления получают равномерные по крупности угли, которые хорошо обогащаются, дозируются при составлении шихты и измельчаются.

Окончательное измельчение шихты осуществляют до крупности частиц 0—3 мм и содержанием этих частиц 88—93% в общей массе шихты, с целью создания лучших условий взаимодействия частиц при коксовании. Дробление — процесс разрушения крупных частиц на более мелкие под действием механических сил.

Стадия дробления - часть общего процесса, осуществляемая в одной дробильной машине. В зависимости от размеров частиц дробленного материала различают стадии дробления: крупное 100—200 мм; среднее 25—100 мм; мелкое

3—10 мм; стадии измельчение грубое 0,5—3 мм; тонкое 0—0,5 мм. Известно несколько способов дробления и измельчения материала. Раздавливание применяется для крупного и среднего дробления угля. Материал деформируется во всем объеме и когда величина внутренних напряжений превысит величину предела прочности сжатию, происходит разрушение на частицы различных размеров и форм. Раскалывание применяется для крупного дробления крупных углей с целью получения частиц более однородных по крупности и меньшего выхода мелочи. Разрушение тела происходит в местах концентрации наибольших нагрузок. Удар - применяется для мелкого дробления угля с большим выходом мелочи. Под действием динамической нагрузки тело дробится на части. Истирание - применяется для измельчения материала с целью получения мелкого порошкообразного продукта. Измельчение происходит под действием сжимающих, растягивающих и срезающих сил. Резание и распиливание - применяются для получения размеров и формы частиц заранее заданных. Процесс дробления материалов этими способами полностью управляемый.

При выборе способа дробления (измельчения) угля учитывают физико-механические свойства материала: твердость, прочность, хрупкость, начальную крупность и степень дробления продукта, которые существенно влияют на производительность установки, удельный расход электроэнергии и эксплуатационные расходы на единицу продукции.

Все разнообразие типов и конструкций дробильных машин можно классифицировать:

1) по технологическому назначению - машины предварительного дробления материалов и машины окончательного дробления, перерабатывающие предварительно дробленный продукт;

2) по величине частиц конечного дробленого продукта - машины для получения частиц крупностью более 0,5 мм и машины для получения частиц крупностью менее 0,5 мм;

3) по способу дробления и конструктивным особенностям - щековые дробилки, конусные, валковые, бегунковые, молотковые, дезинтеграторы, барабанные.

4. Отделение дозирования угля.

В дозирочном отделении производится подготовка угольной шихты, путем смешивания в определенной пропорции различных марок углей как предварительно дробленых, крупностью 50— 80 мм при схеме ДШ (дробление шихты), так и окончательно измельченных при схеме ДК или ДДК (дробление компонентов или дифференцированное дробление компонентов). От точности дозирования компонентов шихты в соответствии с заданием и постоянства работы дозирочных устройств зависят качество и свойства кокса. К основному оборудованию, установленному в дозирочном отделении углеподготовительного цеха, относятся бункера круглого сечения, расположенные в два ряда; два ленточных транспортера для подачи угля в бункера; передвижные барабанные сбрасывающие тележки для распределения материала по бункерам; дозирочные столы и автодозаторы, установленные под бункерами и предназначенные для дозирования измельченных углей и шихт; два сборных ленточных транспортера, расположенные под выпускными отверстиями бункеров.

5. Отделение разделения угля по крупности.

В промышленности применяют способы разделения сыпучих материалов под действием гравитационно-инерционных сил; гравитационно-центробежных сил; просеиванием или грохочением через сита. Одним из наиболее распространенных способов классификации материалов является грохочение.

Грохочением называют процесс разделения сыпучих материалов на классы по крупности, просеиванием их через сита или решета. Машины или устройства, предназначенные для разделения материала, называют грохотами. Сорта угля по крупности, выделенные в процессе грохочения, называют классами.

Сущность процесса грохочения заключается в следующем. Если на сито или решето поместить сыпучий материал (уголь) различной крупности и задать сити определенное движение (колебательное), то частицы угля крупностью меньше размера ячеек сит под действием силы тяжести и колебаний сита будут проваливаться вниз, а более крупные - оставаться на рабочей поверхности сита. Таким образом, на одном сите происходит разделение продукта на два класса. Уголь оставшийся на поверхности сита называется надрешетным продуктом, а

прошедший через отверстие - подрешетным продуктом. Различают следующие виды грохочения:

- 1) предварительное - отделение крупных кусков угля для последующей обработки, например дробления;
- 2) окончательное - разделение угля на классы, которые регламентируются соответствующими стандартами для отправки потребителю;
- 3) подготовительное - разделение угля на машинные классы для последующей технологической обработки;
- 4) вспомогательное - для контроля крупности дробленого угля, отсева мелочи из сортового угля и других углей;
- 5) обезвоживающее - для удаления основной массы воды, содержащейся в обрабатываемом угле, а также отделения суспензии или шлама в продуктах грохочения.

В соответствии с ГОСТ 5526—67 грохоты в зависимости от принципа действия, характера просеивающей поверхности, рода приводного механизма и назначения разделяют на следующие группы:

- 1) валковые с вращающимися валками;
- 2) быстходные качающиеся (наклонные и горизонтальные) с продольными качаниями короба под углом к плоскости сита;
- 3) гарационные (полувибрационные) с круговыми качаниями короба в вертикальной плоскости;
- 4) вибрационные с круговыми качаниями короба;
- 5) резонансные с продольными качаниями короба под углом к плоскости сит.

6. Отделение обогащения угля.

Коксохимические заводы, получающие рядовые угли для переработки оборудованы углефабриками (углемойками), расположенными в углеподготовительных цехах. Они предназначены для обогащения коксующихся углей с целью получения определенного качества с равномерным содержанием влаги золы, хорошими коксующимися свойствами и высокими технико-экономическими показателями. Для обогащения углей наибольшее применение получили методы

избирательного, гравитационного обогащения и флотации. Гравитационное обогащение - процессы разделения сыпучей смеси рядового угля на компоненты на основе гравитационных законов.

Гравитационные процессы обогащения в зависимости от применения разделения сред классифицируют на:

1) отсадку - разделение частиц угля, сростков и породы ильному весу в вертикальных потоках воды;

2) обогащение в тяжелых средах - разделение по плотности материала в суспензиях плотностью $1,5-2 \text{ г/см}^3$;

3) обогащение в криволинейном потоке воды - разделение плотности с использованием центробежной силы в криволинейном движении потока воды;

4) обогащение на концентрационных столах - разделение плотности частиц в потоке воды, текущей по наклонной плоскости;

5) обогащение пневматическое - разделение по плотности в постели, разрыхляемой восходящим пульсирующим потоком воздуха.

Агломерационное производство.

Окускование - это процесс превращения мелких железорудных материалов (руд, концентратов, колошниковой пыли) в кусковые необходимых размеров, применение которых значительно улучшает показатели работы металлургических агрегатов. Для подготовки сырья к доменной плавке широко применяются два способа окускования: агломерация и окомкование.

Агломерация - это процесс окускования мелких руд, концентратов и колошниковой пыли спеканием в результате сжигания топлива в слое спекаемого материала. Наиболее распространены ленточные агломерационные машины со спеканием слоя шихты на движущейся колосниковой решетке при просасывании воздуха через шихту. Продукт спекания (агломерации) - агломерат представляет собой кусковой, пористый продукт черного цвета; упрощенно можно характеризовать его как спеченную руду или спеченный рудный концентрат.

Агломерацию следует рассматривать шире, чем окускование, так как при этом удаляются некоторые вредные примеси (сера и частично мышьяк), разлагаются карбонаты и получается кусковой пористый, к тому же офлюсованный материал. По существу - это металлургическая подготовка.

1. Шихта агломерации и ее подготовка.

Основные составляющие агломерационной шихты - железосодержащие материалы (рудный концентрат, руда, колошниковая пыль); возврат (отсеянная мелочь ранее произведенного агломерата); топливо (коксовая мелочь); влага, вводимая для окомкования шихты; известняк, вводимый для получения офлюсованного агломерата.

Кроме того, в шихту зачастую вводят известь (до 25—80 кг/т агломерата), что улучшает комкуемость шихты, повышая ее газопроницаемость, прочность агломерата; марганцевую руду (до 45 кг/т агломерата) для повышения содержания марганца в чугуне и отходы (прокатную окалину, шламы и другие материалы, вносящие оксиды железа).

Подготовку шихты, как и спекание, ведут на агломерационных фабриках. Подготовка шихты должна обеспечить усреднение, необходимую крупность, дозирование компонентов шихты, смешивание и окомкование ее. Составляющие

шихты из бункеров, где они хранятся, выдают с помощью весовых и объемных дозаторов. Дозирование должно обеспечить требуемый состав агломерата.

Для обеспечения равномерного распределения компонентов по всему объему шихты необходимо осуществлять хорошее смешивание шихты, что обычно проводят во вращающихся барабанах, сначала в смесительном, а затем в окомковательном. На некоторых аглофабриках эти операции совмещают в одном барабане.

При подаче в барабан воды, разбрызгиваемой над поверхностью шихты, происходит окомкование ее вследствие действия возникающих между частичками материала капиллярных сил. Окомкованная шихта характеризуется более высокой газопроницаемостью. Большое влияние на комкуемость, а следовательно, и газопроницаемость оказывает содержание влаги в шихте. Газопроницаемость шихты возрастает по мере увеличения влажности до 6-9 %, а при превышении этой величины шихта превращается в полужидкую массу, газопроницаемость которой низка. После окомкования шихту транспортируют к спекательной машине.

2. Процесс спекания.

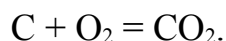
На колосниковую решетку конвейерной ленты загружают так называемую «постель» высотой 30-35 мм, состоящую из возврата крупностью 10-25 мм. Затем загружают шихту (250-350 мм). Под колосниковой решеткой создают разрежение около 7-10 кПа, в результате чего с поверхности в слой засасывается наружный воздух.

Чтобы процесс начался, специальным зажигательным устройством нагревают верхний слой шихты до 1200-1300 °С, и топливо воспламеняется. Горение поддерживается в результате просасывания атмосферного воздуха. Зона горения высокой около 20 мм постепенно продвигается сверху вниз (до колосников) со скоростью 20-30 мм/мин.

В зоне горения температура достигает 1400-1500 °С. При таких температурах известняк CaCO_3 разлагается на CaO и CO_2 , а часть оксидов железа шихты восстанавливается до FeO . Образующиеся CaO и FeO , а также оксиды шихты SiO_2 , Fe_3O_4 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 и др. вступают в химическое взаимодействие с

образованием легкоплавких соединений, которые расплавляются. Образующаяся жидкая фаза пропитывает твердые частицы и химически взаимодействует с ними. Когда зона горения опустится ниже мест образования жидкой фазы, просасываемый сверху воздух охлаждает массу, пропитанную жидкой фазой, и последняя затвердевает, в результате чего образуется твердый пористый продукт - агломерат. Поры возникают в результате испарения влаги и просасывания воздуха. Продвижение через слой шихты сверху вниз зоны, в которой происходит горение топлива и формирование агломерата (т.е. спекаемого слоя) длится 8-12 мин и заканчивается при достижении постели.

Рассмотрим основные химические реакции, протекающие при агломерации. Горение топлива происходит по реакциям:



В отводимых продуктах горения отношение CO_2/CO равно 4-6, но вблизи горящих кусочков кокса атмосфера восстановительная (преобладает CO), что вызывает восстановление оксидов железа.

Большая часть непрочных оксидов Fe_2O_3 превращается в Fe_3O_4 в результате восстановления: $Fe_2O_3 + CO = Fe_3O_4 + CO_2$, либо в результате диссоциации: $6Fe_2O_3 = 4Fe_3O_4$.

Часть оксидов Fe_3O_4 восстанавливается до FeO : $Fe_3O_4 + CO = 3FeO + CO_2$.

Содержание FeO в агломерате обычно находится в пределах 8—17 %, оно возрастает при увеличении расхода кокса на агломерацию; одновременно уменьшается остаточное содержание Fe_2O_3 .

Известняк разлагается по реакции $CaCO_3 = CaO + CO_2$, идущей с поглощением тепла.

При агломерации удаляется сера и частично (около 20 %) мышьяк. Сера в шихте обычно находится в виде сульфида железа FeS_2 (пирит), а иногда в виде сульфатов $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ (гипс) и $BaSO_4$ (барит). Пирит в условиях агломерации окисляется по нескольким реакциям, одна из них: $3FeS_2 + 2O_2 = Fe_3O_4 + 6SO_2$.

Гипс и барит разлагаются при 1200-1400°C по реакциям $CaSO_4 = CaO + SO_3$; $BaSO_4 = BaO + SO_3$.

В процессе агломерации выгорает 90-98 % сульфидной серы, а сульфатной 60-70 %. Нижний предел относится к офлюсованному агломерату, а верхний к неофлюсованному.

Протекает много реакций взаимодействия между оксидами шихты, в результате чего образуются десятки различных химических соединений.

3. Офлюсованный агломерат и его свойства.

В настоящее время производят офлюсованный агломерат, т.е. в шихту агломерации вводят известняк, чтобы агломерат содержал CaO и его основность CaO/SiO_2 составляла 1-1,4 и более. Это позволяет работать без загрузки известняка в доменную печь.

Основные преимущества офлюсованного агломерата:

1. Исключение из доменной плавки эндотермической реакции разложения карбонатов, т.е. $\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2 - Q$ или $\text{MgCO}_3 = \text{MgO} + \text{CO}_2 - Q$, требующих тепла, а следовательно, расхода кокса. Этот процесс перенесен на аглоленту, где расходуется менее дефицитное и более дешевое топливо, чем кокс.

2. Улучшение восстановительной способности газов в самой доменной печи вследствие уменьшения разбавления их двуокисью углерода, получаемой от разложения карбонатов.

3. Улучшение восстановимости агломерата, так как известь вытесняет оксиды железа из трудновосстановимых силикатов железа.

4. Улучшение процесса шлакообразования, так как в офлюсованном агломерате оксиды плотно контактируют друг с другом.

5. Уменьшение числа материалов, загружаемых в доменную печь.

В конечном итоге, применение офлюсованного агломерата приводит к сокращению расхода кокса на 6-15 %.

Качество агломерата оценивают рядом параметров: он должен быть в кусках определенной крупности, должен иметь высокую прочность в холодном и в горячем состоянии, высокую восстановимость, высокую температуру размягчаемости. Агломерат не должен содержать фракций < 5 мм, поскольку мелочь сильно снижает газопроницаемость шихты в доменной печи; крупность агломерата для малых и средних печей должна составлять 5-40мм, а для крупных

и сверхмощных - 15-40 мм.

Высокая холодная и горячая прочность необходимы, чтобы агломерат не разрушался с образованием мелочи, препятствующей движению газов через слой шихты в печи. Под холодной прочностью подразумевают прочность, препятствующую разрушению агломерата при его транспортировке и загрузке в печь, под горячей - препятствующую разрушению под воздействием давления столба шихты в печи при высоких температурах. Для получения стабильно высокой холодной прочности прежде всего важно соблюдение технологии подготовки шихты с поддержанием оптимального гранулометрического состава и ее высокой газопроницаемости, в том числе путем ее тщательного окомкования и добавки в шихту извести. Холодная прочность сильно снижается при очень быстром охлаждении и при наличии остатков шихты в агломерате. Для предотвращения резкого охлаждения горячий агломерат со спекательной ленты направляют в специальные охладители, где его охлаждают в течение 40-60 мин просасываемым вентиляторным воздухом. С тем, чтобы в агломерате после спекания не оставалось кусков шихты, она не должна содержать рудных частиц крупностью > 8 мм и известняка > 3 мм; необходимо также увеличивать расход топлива.

4. Производство агломерата.

Его ведут на агломерационных фабриках, в состав которых входят комплекс оборудования для подготовки шихты, ленточные (конвейерные) агломерационные машины и комплекс оборудования для дробления и охлаждения полученного агломерата и отсева его мелочи.

Агломерационная машина имеет в качестве основного элемента замкнутую ленту (конвейер) из отдельных спекательных тележек-паллет 2. Тележка - это опирающаяся на четыре ролика колосниковая решетка с продольными бортами; тележки движутся по направляющим рельсам под воздействием пары приводных звездочек. На горизонтальном участке ленты тележки плотно примыкая друг к другу, образуют движущийся желоб с дном в виде колосниковой решетки.

Под тележками рабочей ветви ленты расположено 13-26 вакуум-камер, в которых с помощью эксгаустера, создают разрежение 10-13 кПа. Ширина ленты

составляет 2-4 м, число тележек в ленте от 70 до 130, скорость ее движения 1,4-7 м/мин; площадь спекания действующих машин равна 50-312 м².

На движущуюся ленту питателем укладывают постель высотой ~ 30 мм из возврата агломерата крупностью 10-25 мм; она предотвращает просыпание шихты через щели решетки и предохраняет решетку от перегрева. Затем питателем загружают слой шихты высотой 250—350 мм. Далее шихта на движущейся ленте попадает под зажигательный горн, который нагревает поверхность шихты по всей ширине до 1200-1300°С, в результате чего загорается топливо. При дальнейшем движении ленты за счет просасываемого эксгаустером сверху воздуха слой горения кокса и спекания агломерата перемещается вниз, а продукты сгорания через вакуумные камеры поступают в пылеуловитель и далее выбрасываются в атмосферу через трубу. Формирование агломерата заканчивается на горизонтальном участке движения ленты; этот момент легко определяют по резкому падению температуры отходящих газов, свидетельствующему об окончании горения кокса. Готовый агломерат при огибании лентой холостой звездочки сыпается вниз. Он попадает в валковую дробилку горячего дробления и затем на грохоты, где от дробленого продукта отсеивают горячий возврат. Далее агломерат поступает на охладитель (пластинчатый конвейер либо круглый вращающийся охладитель), где он в течение 40-60 мин охлаждается до 100°С просасываемым воздухом. Затем агломерат направляется на грохоты холодного агломерата, где отделяется постель. После этого годный агломерат конвейером транспортируют в доменный цех, а мелочь - в бункер возврата. Этот возврат, также как и горячий, вновь направляются на агломерацию. Выход годного агломерата (фракции крупностью > 5 мм) из шихты не превышает 70—80 %.

5. Производство окатышей.

Расширение использования бедных руд и особенно стремление к более глубокому обогащению их привели к получению тонкоизмельченных железорудных концентратов (менее 0,07 мм), для которых появилась необходимость найти новые пути окускования. В связи с этим начал развиваться так называемый процесс скатывания или окомкования.

Процесс производства окатышей состоит из двух стадий; а) получения

сырых (мокрых) окатышей; б) упрочнения окатышей (подсушка при 300—600 и обжиг при 1200-1350 °С).

Исходную шихту: возврат (некондиционные окатыши), концентрат и в случае производства офлюсованных окатышей известняк загружают в бункеры, откуда она при помощи дозаторов выдается на сборный транспортер и поступает в смесительный барабан. После смешивания шихта поступает по другому транспортеру в окомкователь или так называемый гранулятор. Для лучшего окомкования и обеспечения необходимой прочности к шихте добавляют связующее вещество, обычно бентонит (мелкодисперсная глина) в количестве 0,5-1,5% и воду в количестве 8—10 %. В грануляторе при круговом движении шихта при помощи связующего вещества и воды постепенно превращается в гранулы-комки. При этом из гранулятора разгружаются только комки, достигшие определенного размера (шарики диаметром 10—20 мм).

В зоне сушки окатыши подогревают до 250-400°С газами, поступающими из зон обжига и охлаждения. Циркуляция газов и удаление их в дымовую трубу осуществляются вентиляторами. В зонах обжига окатыши нагреваются до 1200—1350°С продуктами горения газообразного или жидкого (мазута) топлива, просасываемыми через слой окатышей на колосниковой решетке машины. В зоне охлаждения окатыши охлаждаются принудительно подаваемым через колосниковую решетку воздухом. Охлажденные окатыши разгружаются на грохот. Фракцию > 5 мм отправляют для доменной плавки, а фракция 0—5 мм является возвратом. Время пребывания окатышей в зоне обжига равно 7—12 мин. Основная цель обжига окатышей сводится к упрочнению их до такой степени, чтобы они в дальнейшем выдерживали транспортировку, перегрузки и доменную плавку без значительных разрушений. При этом в отличие от агломерации нельзя доводить процесс до перехода значительной части шихты в жидкое состояние. Если не ограничить верхний предел температуры (1320-1350 °С), то произойдет оплавление окатышей и сваривание их в крупные глыбы. В то же время понижение температуры обжига ниже 1200-1250°С приводит к понижению прочности окатышей.

Упрочнение окатышей (спекание частиц в прочную гранулу) происходит

преимущественно путем твердофазного (без участия жидкой фазы) спекания. Твердофазное спекание начинается при 800—900°C. Жидкофазное спекание начинается при температурах 1200-1350 °С.

6. Свойства окатышей.

В нашей стране производят неофлюсованные окатыши и офлюсованные с основностью 0,4—1,25. Окатыши разных заводов содержат, %: Fe 58—67; SiO₂ 3,3-12; CaO 0,1-4,8; Al₂O₃ 0,2-1,1; MgO 0,2-1,1; S 0,001-0,08; P 0,007-0,01. Крупность окатышей должна составлять 5-18 мм, допускается содержание не более 3 % фракций крупностью менее 5мм.

Холодную прочность окатышей определяют по величине усилия, необходимого для раздавливания окатыша, и результатам испытаний во вращающемся барабане, проводимых как и при испытании прочности агломерата. Горячую прочность (прочность при восстановлении) определяют по величине раздавливающего усилия восстановленного до определенной степени горячего или охлажденного окатыша, и по газопроницаемости и усадке восстанавливаемого слоя окатышей, находящихся под нагрузкой. Установлено, что горячая прочность сильно снижается по мере восстановления окатыша. Горячая прочность возрастает при увеличении плотности структуры окатыша, в частности, при обжиге с получением определенного количества жидкой фазы. Восстановимость определяется удельной поверхностью доступных для газа-восстановителя пор и размером окатыша. Наилучшая восстановимость у окатышей, обожженных при 1000—1150°C с упрочнением по твердофазному механизму и с пористой неоплавленной структурой. Но из-за малой прочности таких окатышей обжиг ведут при 1200—1350 °С. Появление при этих температурах жидкой фазы и оплавленных участков в окатыше несколько снижает восстановимость. Восстановимость падает по мере роста диаметра окатышей и особенно резко при диаметре более 16—18 мм. По сравнению с агломератом производство окатышей характеризуется меньшим отсевом мелочи, дополнительным расходом топлива; у окатышей выше содержание железа и ниже основность, а себестоимость их производства примерно одинакова. Основным преимуществом окатышей является более высокая холодная прочность, что позволяет транспортировать их на

большие расстояния; однако их горячая прочность ниже, и содержание мелочи в шахте печи при проплавке агломерата и окатышей выравнивается.

Огнеупорное производство.

Главный потребитель огнеупоров - черная металлургия. Поэтому промышленность огнеупорных материалов как подотрасль входит в состав отрасли - черной металлургии, а количество выпускаемых огнеупоров в стране условно относят к выплавке стали в слитках (кг/т стали).

Огнеупорами называют неметаллические материалы, предназначенные для использования в условиях высоких температур в различных тепловых агрегатах и имеющие огнеупорность не ниже 1580 °С.

Без огнеупоров нет другого практически приемлемого способа ограничить распространение тепла в окружающую среду и поддерживать длительное время высокие температуры в больших объемах различных печей.

Поскольку огнеупоры играют служебную, вспомогательную роль при производстве стали, цемента и т.д., то чем меньше их расход на единицу продукции, тем производство основной продукции более эффективно. Поэтому не ставится задача выпускать огнеупоров как можно больше, а ставится задача выпускать в необходимом количестве и ассортименте такие огнеупоры, расход которых на единицу продукции был бы наименьшим, и чтобы стоимость огнеупоров была экономически приемлемой.

Сырьем для производства огнеупоров служат горные породы, содержащие тугоплавкие оксиды. В большинстве случаев минералы, содержащие тугоплавкие оксиды, получают при обжиге горных пород. Кроме естественных горных пород в производстве огнеупоров используются искусственные продукты, например технических глинозем, карбид кремния и др. Производство огнеупорных изделий состоит из следующих технологических переделов:

- 1) подготовки исходных компонентов;
- 2) измельчения, классификации и хранения порошков;
- 3) дозирования смешения компонентов шихты, получения масс;
- 4) формирование изделий;
- 5) термообработки (сушки и обжига);
- 6) классификации, упаковки, хранения, транспортирования.

Подготовка исходных компонентов в случае использования природного сырья включает процессы усреднения, в некоторых случаях - обогащения,

электроплавки, термообработки, обжига т.п. В перспективе считается целесообразным, чтобы заводы, выпускающие огнеупоры, получали сырье в полностью подготовленном виде - обогащенным, обожженным, усредненным, заданного химического, минералогического и зернового составов, а также заданной плотности.

Изделиям придают форму различными способами формования. Часто технологию производства называют по способу формования.

Технология огнеупоров располагает большим разнообразием методов, в том числе получением так называемого «ложного зернового состава» порошков, соосаждением исходных компонентов на молекулярном и коллоидном уровнях, электроплавкой и литьем из расплавов, осаждением из газовой фазы, получением композиционных материалов спеканием, способами регулирования распределения конденсационных фаз и т.д.

Для получения огнеупоров выбирают исходные вещества (сырье) с огнеупорностью выше 1580°C или такие, которые в результате переработки дают новые с огнеупорностью не ниже указанной. Выбранный материал обрабатывают различными приемами и по режимам, наиболее благоприятным для такого течения физико-химических процессов, при котором получают изделия с требуемыми свойствами.

Основная задача технологии огнеупорных материалов заключается в том, чтобы свойства огнеупоров соответствовали условиям службы. Прежде всего, огнеупорность материала должна быть не ниже температуры применения. Отсутствие достаточно полной теории плавления не позволяет в настоящее время находить огнеупорные материалы и определять их температуру плавления расчетным путем. Поэтому в технологии огнеупоров широко используют эмпирические данные и физико-химические закономерности.

Сырье для производства огнеупоров поступает на заводы в виде кусков разной формы и размеров. Измельчение крупных и средних кусков называют дроблением, а мелких - помолом. Машины для измельчения называют дробилками и мельницами. Дробление и помол производят путем раздавливания, удара и изгиба, истирания, раскалывания, разрезания или же сочетания этих способов.

Для прочных и хрупких материалов при крупном и среднем дроблении более эффективны раздавливание, изгиб, удар и раскалывание; для вязких, влажных материалов типа глины - разрезание. Для прочных и хрупких материалов при тонком помоле эффективен удар в сочетании с истиранием и истирание; для мягких и вязких материалов (глины) - удар.

Дозирование материалов осуществляют по объему и по массе непрерывно или периодически. В поточном производстве наиболее точно непрерывное массовое дозирование. Но во многих случаях точность объемного дозирования также бывает достаточной.

Весовые (порционные) дозаторы в большинстве случаев конструктивно более сложны, чем объемные; высокая точность последних сохраняется лишь при дозировании материалов с постоянной влажностью. При непостоянстве влажности массовое дозирование может быть так же неточным, как и объемное, поэтому влажность перед дозированием следует поддерживать строго постоянной. Для непрерывного объемного дозирования сыпучих тел и питания машин в производстве огнеупоров обычно применяют тарельчатые, вибрационные, барабанные, качающиеся, винтовые и ленточные питатели и течи с регулируемым затвором.

Тарельчатые дозаторы имеют точность дозирования в пределах $\pm 5\%$. При работе тарельчатых дозаторов происходит известное расфракционирование материала и образование пыли. Тарельчатые дозаторы применяют как дозаторы порошков крупностью до 5 мм и в качестве питателей для кусков размером до 100мм. Тарельчатые питатели диаметром стола от 0,5 до 1,0 м имеют производительность при 4-5 об/мин 1,5-14,0 м³/ч.

Барабанные дозаторы при твердых материалах крупностью до 3 мм работают безотказно и дозируют достаточно точно (с отклонением $\pm 2\%$). Расфракционирования материалов в этих дозах не происходит. Производительность их зависит от диаметра и длины барабана, количества и объема ячеек и от числа оборотов (до 1 т/ч при $n=10$ об/мин).

Винтовые дозаторы имеют небольшую производительность и высокую точность дозирования. Количество материала, подаваемого дозатором, регулируют изменением числа оборотов винта. Винтовой питатель или дозатор при работе

совершенно не дает пыли.

Наиболее распространены полуавтоматические дозаторы для порошков типа ДПО-100, ДПО-250 и т.п. Масса одной порции на этих весах составляет 20-250 кг, время взвешивания 40 с. Жидкие добавки (вода, шликер) при подаче в смесители периодического действия дозируются по объему. Объем глинистого шликера, поступающего в смеситель, с течением времени уменьшается из-за зарастания внутренних и стенок и дна дозатора глиной. Для смесителей непрерывного действия разработаны устройства, автоматически подающие жидкости в количестве, определяемом установленной для процесса влажностью. Применение микро-ЭВМ позволяет обслуживать одновременно несколько технологических потоков и корректировать изменение влажности масс по ходу технологического процесса.

Во всех случаях необходима регулярная проверка правильности работы дозаторов, так как при дозировании по объему и по массе количество материала несколько меняется в зависимости от влажности материала и других условий.

Задачей смешения ставится равномерное распределение в заданном соотношении компонентов смеси и придание смеси некоторой устойчивости, чтобы при дальнейшем транспортировании шихт или масс не нарушалась достигнутая равномерность. От качества смешения зависят способность огнеупорных масс к уплотнению при формовке и в конечном счете многие свойства готовых изделий. Однако на практике контролю качества смешения не уделяется должного внимания. Это обусловлено, скорее всего, тем, что используемые смесители и режимы работы их длительное время совершенствовались эмпирически и в настоящее время они вполне пригодны для получения массовых изделий при сравнительно невысоких требованиях к качеству последних. Кроме того, незначительная доля стоимости процесса смешения в общих затратах на изготовление огнеупоров создает кажущуюся нецелесообразность рассматривать этот процесс как существующий источник экономии. Между тем, как только повышаются требования к огнеупорам, возрастает и значение процесса смешения.

Сушка представляет собой процесс удаления влаги из твердых веществ

пористых веществ путем испарения при температуре обычно ниже точки кипения. Необходимость сушки очевидна для изделий пластического формирования вследствие незначительной механической прочности сырца, не превышающей 0,05 Н/мм².

В процессе сушки влажность снижается, а механическая прочность повышается до 200-500 кПа, что обеспечивает сохранность сырца при дальнейшем его транспортировании в печи для обжига.

Шамотные, многошамотные и магнезиальные сырцы, приготовленные способом полусухого прессования, обладают достаточной механической прочностью, равной 1,5-5 Н/мм², и их можно сразу после прессования сажать на печные вагонетки.

Сырец из тощих масс, например динасовых, при условии применения мощных прессов получается достаточно прочным и также может быть посажен на печные вагонетки и направлен в туннельные печи.

В технологии производства огнеупоров применяют сушку сырца как в специальных сушилах, где изделия сушат на полочных вагонетках, туннельных сушилах, так и непосредственно в туннельных печах на печных вагонетках. В последнем случае первая зона печи выполняет роль сушила.

В туннельных сушилах высушиваемый материал продвигается по туннелю, а сушильный агент перемещается навстречу движению материалам. По мере продвижения сушильного агента вдоль туннеля с изделиями происходит понижение его температуры и повышение влагосодержания.

Под режимом сушки понимают совокупность условий процесса: времени сушки, температуры и влажности входящего и выходящего сушильного агента, начальной и конечной влажности изделий.

Обжиг - завершающая стадия производства обожженных огнеупорных изделий. При обжиге происходят глубокие физико-химические превращения в огнеупорном материале, сопровождающиеся изменением размеров и пористости. Обжиг огнеупорных изделий происходит при сравнительно высоких температурах (1300-1850 °С). Получение таких высоких температур с зоной равномерного распределения их в больших объемах печи является сложной технологической

задачей. Для обжига применяют периодические печи (горны), непрерывно действующие туннельные печи и др.

В технологии огнеупоров особое место занимает плавленные материалы. В промышленности плавленные огнеупоры применяют в форме изделий, получаемых литьем из расплава, и в виде зернистого продукта, приготовленного дроблением и помолом расплавленных материалов. Отличительной особенностью плавнелированных огнеупоров является их высокая плотность, закрытая пористость (4-6%) и коррозионная стойкость. Зернистый плавленный материал служит исходным сырьем для изготовления огнеупоров. Несмотря на большие затраты энергии на плавку, применение плавленных материалов оказывается в ряде случаев экономически выгодным.

Условием получения качественных электроплавленных огнеупоров является высокая однородность исходной шихты с минимальным отклонением по химическому составу. Выбор состава шихты определяется условиями службы огнеупоров и технологическим процессом его производства.

Горно-обоганительное производство.

Эффективность использования того или иного полезного ископаемого зависит, прежде всего, от содержания в нем полезного компонента и наличия вредных примесей. Добываемые полезные ископаемые только в тех случаях подвергаются непосредственной переработке металлургическими, химическими и другими методами, когда качество их соответствует требованиям, предъявляемым к данному сырью. Такие полезные ископаемые в природе встречаются редко. Содержание полезных компонентов в добываемом сырье может составлять от долей процента (Cu, Ni, Co и др.) до нескольких процентов (Fe, Mn, ископаемый уголь и некоторые другие неметаллические полезные ископаемые). Непосредственная переработка таких полезных ископаемых технически и экономически невыгодна. Поэтому в большинстве случаев полезные ископаемые подвергаются специальной подготовке с целью их обогащения. Обогащение полезных ископаемых представляет совокупность процессов механической переработки минерального сырья с целью извлечения ценных компонентов и удаления пустой породы и вредных примесей, которые не представляют практической ценности в данных технико-экономических условиях. Предварительное обогащение полезных ископаемых позволяет:

- увеличить промышленные запасы сырья за счет использования месторождений бедных полезных ископаемых с низким содержанием ценных компонентов;
- повысить производительность труда на горных предприятиях и снизить стоимость добываемой руды за счет механизации горных работ и сплошной выемки полезного ископаемого вместо выборочной;
- повысить технико-экономические показатели металлургических и химических предприятий при переработке обогащенного сырья за счет снижения расхода топлива, электроэнергии, флюсов, химических реактивов, улучшения качества готовых продуктов и снижения потерь полезных компонентов с отходами;
- осуществить комплексное использование полезных ископаемых, так как предварительное обогащение позволяет извлечь из него не только основные полезные компоненты, но и содержащиеся в малых

количествах;

- снизить расходы на транспортирование к потребителям более богатых продуктов, а не всего объема добываемого полезного ископаемого;
- выделить из минерального сырья те вредные примеси, которые при дальнейшей его переработке могут загрязнять окружающую среду и тем угрожать здоровью людей и ухудшать качество конечной продукции.

В нашей стране обогащение полезных ископаемых получило большое развитие особенно за последние 15-20 лет. Современные обогатительные фабрики представляют мощные высокомеханизированные предприятия со сложными технологическими процессами. Полезные ископаемые на обогатительных фабриках проходят целый ряд последовательных операций, в результате которых достигается отделение полезных компонентов от примесей. Процессы обогащения полезных ископаемых по своему назначению делятся на подготовительные, вспомогательные и основные. К подготовительным относятся процессы дробления, измельчения, грохочения и классификации. Дробление и измельчение - процессы уменьшения размеров кусков полезных ископаемых под действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления между отдельными минеральными частицами. Дробление и измельчение не имеют между собой принципиальных различий. Условно принято считать, что при дроблении получают продукты крупнее 5мм, а при измельчении - мельче 5мм. Размер максимальных зерен, до которого необходимо раздробить или измельчить полезное ископаемое при его подготовке к обогащению, зависит от размера включений основных компонентов, входящих в состав полезного ископаемого, и от технических возможностей оборудования, на котором производится последующая переработка дробления продукта. Так, при последующем обогащении методом сухой магнитной сепарации максимальная крупность дробленной руды допускается не более 50мм.

Грохочение и классификация применяются с целью разделения полезного ископаемого на продукты различной крупности, называемые классами. Грохочение осуществляется рассевом полезного ископаемого на решетках и ситах с калиброванными отверстиями, поэтому отделяемый мелкий (подрешетный) продукт

содержит зерна определенного максимального размера, соответствующего размеру отверстий просеивающей поверхности. В получаемом крупном (надрешетном) продукте частично остаются мелкие зерна, количество которых зависит от многих факторов. Грохочение применяется для разделения полезных ископаемых по крупности на ситах с отверстиями размером от нескольких сотен миллиметров до долей миллиметра.

Классификация осуществляется в водной или воздушной среде и основана на выносе движущимся водным или воздушным потоком мелких зерен. Получаемые при классификации крупные продукты называются песками, а мелкие - сливом (при классификации в воде) или тонкими продуктами (при классификации в воздухе). Классификация применяется для тонкодисперсных продуктов при разделении по зерну размером не более 1мм. В производственных условиях идеально точное разделение по крупности обычно не достигается. Так, при грохочении часть зерен размером менее отверстий сита остается в надрешетном продукте, а при классификации происходит не только засорение крупных продуктов более мелкими зернами, но и тонкие продукты содержат зерна, крупность которых превышает размер, по которому осуществляется разделение. К основным процессам относятся процессы собственно обогащения, в результате которых полезные компоненты выделяются в виде концентратов, а породные примеси удаляются с хвостами. В процессах обогащения используются различия в крупности, форме, плотности, магнитной проницаемости, смачиваемости, в электропроводности и др.

Обогащению по крупности используется в тех случаях, когда полезные компоненты представлены более крупными, или, наоборот, например, в россыпях полезные компоненты находятся в виде более мелких частиц. Отделив мелко зернистую часть руды от крупнозернистой (валунов и гали), можно удалить значительную часть породных примесей.

Различия в форме зерен и в коэффициенте трения позволяют отделить плоские чешуйчатые частицы слюды или волокнистых агрегатов (асбеста) от частиц породы, имеющих округлую форму. При движении по наклонной плоскости плоские и волокнистые частицы скользят, а округлые зерна породы скатываются.

ся вниз. Коэффициент трения качения всегда меньше коэффициента трения скольжения, поэтому плоские частицы и округлые зерна сходят с наклонной плоскости с различной скоростью по различным траекториям, что создает условия для их разделения.

Различия в оптических свойствах компонентов в прошлом широко использовались при обогащении методом ручной рудоразборки. В последние годы все более широкое распространение приобретают фотометрические сепараторы, на которых осуществляется механическая рудоразборка зерен, обладающих различным цветом и блеском.

Различия в плотности минеральных зерен используются при обогащении полезных ископаемых гравитационными методами, которые широко применяются при обогащении ископаемых углей, для обогащения различных рудных полезных ископаемых и нерудного сырья.

На различиях магнитной восприимчивости и магнитной проницаемости компонентов основаны магнитные методы обогащения, широко применяемые для обогащения руд черных металлов, титановых, вольфрамовых, вермикулитовых руд, для выделения железистых примесей из тальковых, графитовых, каолиновых и других неметаллорудных полезных ископаемых.

Полезные ископаемые, компоненты которых отличаются по электропроводности или обладают способностью под действием тех или иных физических факторов приобретать различные по величине и знаку электрические заряды, могут обогащаться электросепарацией. К таким полезным ископаемым относятся вольфрамовые, титановые, оловянные, слюдосодержащие, апатитовые и другие руды.

Различия в смачиваемости компонентов водой используется при обогащении полезных ископаемых флотационными методами. Особенностью флотационных процессов является возможность искусственно регулировать смачиваемость и разделять весьма тонкие минеральные зерна, крупность которых составляет сотые доли миллиметра. Благодаря этим особенностям флотационное обогащение является одним из наиболее универсальных методов обогащения разнообразных тонковкрапленных полезных ископаемых.

Применение того или иного способа обогащения зависит от минерального состава полезных ископаемых. При обогащении сложных поликомпонентных руд все большее развитие получают комбинированные способы обогащения, которые позволяют комплексно использовать, достигнув разделения минералов с весьма разнообразными физическими свойствами.

К вспомогательным относятся процессы, способствующие повышению эффективности основных процессов обогащения (предварительное обеспыливание, обесшламливание и др.) и процессы, повышающие эффективность дальнейшей переработки полученных продуктов обогащения (обезвоживание и сушка).

Подготовительные, основные и вспомогательные процессы называются технологическими.

Доменное производство.

1. Описание доменной печи

Доменная печь - печь шахтного типа. Сверху в печь порциями непрерывно загружают шихтовые материалы - агломерат (окатыши) и кокс, которые медленно опускаются вниз; длительность их пребывания в печи составляет 4-6 ч. В нижнюю часть печи (верх горна) через фурмы подают дутье - нагретый воздух; у фурм за счет кислорода дутья сгорает кокс с выделением тепла, а горячие продукты сгорания движутся через столб шихты вверх, нагревая ее; время пребывания газов в печи составляет 3-12с. При опускании нагревающейся шихты в ней из оксидов восстанавливается железо, которое науглероживается, расплавляется и каплями стекает в горн, формируя чугун, а невосстановившиеся оксиды в нижней части печи (низ шахты, распар) расплавляются, образуя шлак, который также стекает в горн. Накапливающиеся в горне чугун и шлак, имеющие температуру 1450-1500°С, периодически выпускают через чугунные и шлаковые летки.

2. Доменное производство.

Цель доменного производства состоит в получении чугуна из железных руд путем их переработки в доменных печах. Сырыми материалами доменной печи являются топливо, железные и марганцевые руды и флюс.

Топливом для доменной плавки служит кокс, получаемый из каменного угля. Его роль состоит в обеспечении процесса теплом и восстановительной энергией. Железные руды вносят в доменную печь химически связанное с другими элементами железо. Восстанавливаясь и науглероживаясь в печи, железо переходит в чугун. С марганцевой в доменную печь вносится марганец для получения требуемого состава.

Флюсом называются добавки, загружаемые в доменную печь для понижения температуры плавления пустой породы руды, офлюсования золы кокса и придания шлаку требуемых технологией выплавки чугуна физико-химических свойств. Для руд с кремнезернистой (кислой) пустой породой в качестве флюса используют материалы, содержащие оксиды кальция и магния: известняк и доломитизированный известняк.

Для получения высоких технико-экономических показателей доменной плавки сырые материалы предварительно подвергают специальной подготовке.

Исходные материалы для получения кокса - специальные марки каменных углей - измельчают, по возможности удаляют, пустую породу, усредняют угольную шихту и подвергают ее коксованию - спеканию без доступа воздуха в коксовых печах на коксохимических заводах. Готовый кокс дважды подвергают сортировке для отсева мелких фракций: на коксохимическом заводе и перед загрузкой в доменную печь.

Добываемые на рудниках железные руды дробят, сортируют, при необходимости обжигают и обогащают, удаляя частично пустую породу и вредные примеси.

После усреднения мелкие железные руды и рудный концентрат окусковывается при помощи агломерации или скатывания. В процессе окускования производят частичное или полное офлюсование пустой породы руды добавлением в спекаемую шихту флюса. В большинстве случаев в агломерационную шихту добавляют в необходимом количестве и марганцевую руду. Готовый агломерат или окатыши подвергают сортировке для отсева мелких фракций. Флюс в сыром виде сейчас в доменные печи загружают лишь в незначительном количестве для получения заданного химического состава шлака. Подготовленные шихтовые материалы в строгом соотношении загружают в доменную печь сверху при помощи засыпного аппарата.

В нижнюю часть доменной печи - горн через фурмы подают воздух, сжатый воздуходувной машиной. Для уменьшения расхода кокса и повышения производительности доменной печи воздух нагревают до 1000-1200 °С, обогащают кислородом, а в горн вдувают природный газ, мазут или пылеугольное топливо. В результате протекания в доменной печи сложных физико-химических процессов между исходными шихтовыми материалами дутьем образуется чугун, шлак и газ. Основной продукт доменного производства - передельный чугун выпускают из горна доменной печи через чугунную летку 8-14 раз в сутки и направляют в сталеплавильные цехи для передела в сталь или на разливочные машины для разлива в чушки и отправки потребителям.

Кроме передельного чугуна, в доменных печах выплавляют литейный чугун, доменный ферросилиций, ферромарганец и зеркальный чугун. Из литейно-

го чугуна отливают изделия главным образом в машиностроении. Доменные ферросплавы используют в сталеплавильном производстве для раскисления стали и присадки соответствующих элементов.

Шлак в печи образуется в результате плавления пустой породы руды, флюса и золы кокса. Шлак из доменной печи выпускают периодически через шлаковые летки (верхний шлак) и при выпуске чугуна через чугунные летки (нижний шлак). Основную массу жидкого шлака подвергают грануляции, а часть шлака сливают на шлаковых отвалах. Доменный шлак используют для производства цемента, строительных панелей, блоков, шлаковой ваты и для сооружения шоссейных дорог.

Доменный газ, образующийся в печи при взаимодействии кислорода дутья и шихты с углеродом кокса, после очистки используют как металлургическое топливо в доменном и смежных цехах. Колошниковую пыль направляют на аглофабрику для производства агломерата.

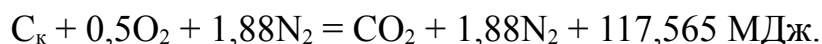
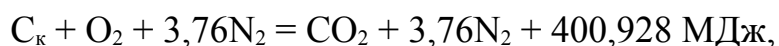
Важнейшим процессом, протекающим в рабочем пространстве печи, является восстановление железа и его оксидов. Поэтому доменный процесс принято называть восстановительным. Успешность протекания восстановительного процесса зависит от ряда других взаимосвязанных процессов: движения и распределения шихты газов, образования чугуна и шлака, сгорания топлива в горне и др.

Современная доменная печь представляет собой печь шахтного типа, состоящую из колошника, шахты, распара, заплечиков и горна. Это высокоавтоматизированный и механизированный агрегат.

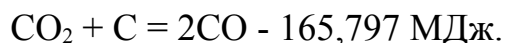
Агрегатом для осуществления доменного процесса служит печь шахтного типа. Рабочее пространство доменной печи в горизонтальных сечениях имеет округлую форму, а в вертикальном разрезе - своеобразное очертание, называемое профилем. Профиль печи состоит из элементов: горна, заплечиков, распара, шихты и колошника. Форма профиля и размеры его элементов определены сущностью процессов, протекающих в печи.

Важнейшим условием осуществления доменного процесса в рабочем пространстве печи является непрерывное встречное движение и взаимодействие

опускающих шихтовых материалов, загружаемых в печь через колошник, и восходящего потока газов, образующегося в горне при горении углерода кокса в нагретом до 1000-1200°C воздухе (дутье), 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 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:



Таким образом, за пределами зон горения горновой газ состоит из оксида углерода, азота и небольшого количества водорода, образовавшегося при разложении водяных паров или природного газа. Смесь этих паров, содержащая 32-36% CO; 57-64% N₂ и 1-10% H₂ и нагретая до 1800-2000°C, поднимается вверх и передает тепло материалам, постепенно опускающимся в горн вследствие выгорания кокса, образования чугуна и шлака и периодического выпуска их из доменной печи. При этом газы охлаждаются до 200-450°C, а оксид углерода, отнимая кислород из оксидов железа, превращается частично в диоксид углерода, содержание которого в доменном газе на выходе из печи достигает 14-20%. Кроме оксида углерода, восстановителями являются водород и твердый углерод. Шихтовые материалы загружают в доменную печь при помощи засыпного аппарата отдельными порциями - подачами. Они располагаются на колошнике чередующимися слоями кокса, руды или агломерата и флюса при работе на неполностью офлюсованном агломерате. Загрузку подач производят через 5-8 мин по мере освобождения пространства на колошнике в результате опускания материалов.

В процессе нагревания опускающихся происходит удаление из них влаги и летучих веществ кокса и разложение карбонатов. Оксиды железа под действием восстановительных газов CO и H₂, 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 $\text{Fe}_2\text{O}_3 - \text{Fe}_3\text{O}_4 - \text{FeO} - \text{Fe}$. Свежевосстановленное железо заметно науглероживается еще в твердом состоянии. По мере науглероживания температура плавления его понижается.

При температуре 1000-1100°C восстановление железа почти заканчивается и начинает восстанавливаться более труднорастворимые элементы - кремний, марганец и фосфор. Науглероженое железо, содержащее около 4% углерода и некоторое количество кремния, марганца и фосфора, плавится при температуре 1130-1150°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 способствует 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. При взаимодействии жидких продуктов плавки с раскаленным коксом в заплечиках и горне происходит усиленное восстановление кремния, марганца и фосфора из их оксидов, растворенных в шлаке. Здесь же поглощенная металлом в ходе плавки сера переходит в шлак. Железо и фосфор печи полностью восстанавливаются и переходят в чугун, а степень восстановления кремния и марганца и полнота удаления из чугуна серы в большей мере 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, 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.

Сталеплавильное производство.

1. Сталеплавильные шлаки.

Выплавка стали обычно сопровождается процессами окисления железа и его примесей, а также процессами разъедания футеровки сталеплавильных агрегатов.

В шихте, загружаемой в сталеплавильные агрегаты, всегда имеется большее или меньшее количество загрязнений. Кроме того, при ведении плавки в ванну обычно добавляют различные флюсы и добавочные материалы. В результате образуется неметаллическая фаза, называемая шлаком.

Основные источники образования шлака следующие:

- Продукты окисления примесей чугуна и лома - кремния, марганца, фосфора, серы, хрома и других элементов (SiO_2 , MnO , P_2O_3 , FeS , MnS , CrO_3 и др.).
- Продукты разрушения футеровки агрегата - при разъедании основной футеровки (доломита, магнезита) в шлак переходят CaO , MgO , при разъедании кислой (динас) - SiO_2 .
- Загрязнения, внесенные шихтой (песок, глина, мик-серный шлак и т.п.), - SiO_2 , Al_2O_3 , MnS и т.п.
- Ржавчина, покрывающая заваливаемый в сталеплавильные агрегаты лом, - оксиды железа.
- Добавочные материалы и окислители (известняк, известь, боксит, плавленый шпат, железная и марганцевая руды и т.п.) - CaO , Al_2O_3 , SiO_2 , FeO , Fe_2O_3 , MnO , CaF_2

В каждом конкретном случае степень влияния перечисленных загрязнений на состав шлаков различна. Вводя после соответствующего расчета то или иное количество определенных добавок, добиваются получения шлака нужного состава. При необходимости проводят операции обновления (скачивания) шлака, когда определенное количество шлака (иногда почти 100 %) удаляют из агрегата, а затем вводя нужное количество тех или иных добавок, "наводят" новый шлак необходимого состава.

После отбора пробы шлака и проведения соответствующего анализа (состав шлаков устанавливают методами аналитической химии и спектрального анализа)

сталевар получает данные (в %) о том, сколько в этой пробе шлака содержится CaO, SiO₂, Al₂O₃, FeO, MnO и других соединений. Приходится, однако, учитывать, что в лаборатории подвергают анализу шлак, уже застывший после отбора пробы из печи. В печи же (в агрегате) шлак находится в расплавленном состоянии. Жидкие расплавленные шлаки в металлургическом агрегате характеризуются наличием между составляющими шлака и ковалентной, и ионной связи.

Шлаки, в которых преобладают основные окислы (CaO, MgO, MnO, FeO), называют основными шлаками, а шлаки, в которых преобладают кислотные окислы (SiO₂, Al₂O₃) - кислыми шлаками. В зависимости от характера шлаков и процессы называют основными или кислыми. Обычно и характер огнеупорных материалов, из которых сделана сталеплавильная ванна, соответствует характеру процесса (характеру шлака). Например, ванну печей, в которых осуществляют кислый мартеновский процесс, изготавливают из кислых огнеупорных материалов. Иначе шлак будет энергично взаимодействовать с огнеупорной футеровкой и разрушать ее (кислотные окислы активно взаимодействуют с основными). В тех случаях, когда в агрегате вообще нет футеровки (например, при электрошлаковом переплаве), состав шлака может быть любым.

Кислые шлаки состоят главным образом из кислотного оксида SiO₂ и некоторого количества таких основных оксидов, как FeO и MnO. Составы кислых шлаков характеризуются степенью их кислотности (или просто "кислотностью"), выражаемой обычно отношением SiO₂/(FeO + MnO).

Роль шлака в сталеплавильном производстве чрезвычайно велика. Удаление, например, из металла таких вредных примесей, как сера и фосфор, заключается в переводе этих элементов в шлак и создании условий, препятствующих их обратному переходу из шлака в металл. Изменяя состав шлака, его количество и температуру, можно добиться увеличения или уменьшения содержания в металле марганца, кремния, хрома и других элементов. Поэтому во многих случаях задача сталеплавильщика заключается в получении шлака необходимой консистенции и химического состава.

2. Основные реакции сталеплавильных процессов.

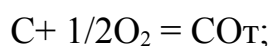
Поскольку сталь получают обычно из чугуна и лома в результате окисления

и удаления содержащихся в них примесей (кремния, марганца, фосфора и др.), особое значение в сталеплавильной практике имеют реакции окисления. Кислород для протекания этих реакций поступает или из атмосферы, или из железной руды, или из других окислителей, или при продувке ванны газообразным кислородом.

При контакте с металлом и шлаком окислительной атмосферы, содержащей кислород в виде O_2 , CO_2 или H_2O , образуются высшие оксиды железа, обогащающие шлак кислородом (например, $CO_2 + 2FeO = Fe_2O_3 + CO$). Температура плавления стали в зависимости от состава колеблется обычно в пределах $1400-1530^\circ C$, а перед выпуском фактически составляет обычно $1550-1650^\circ C$. Таким образом, рассматриваются расплавы, относительно слабо перегретые по сравнению с линией ликвидуса. У таких расплавов влияние типа структуры, свойственной твердому состоянию, сохраняется и при температурах, превышающих линию ликвидуса. При этом сохраняется так называемый "ближний" порядок расположения атомов в расплаве. Эта "структура" жидкого металла меняется в зависимости от состава сплава и его температуры.

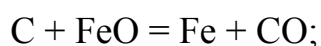
Углерод, растворенный в металле, при температуре, свойственной сталеплавильным процессам, окисляется в основном до CO . При очень низких концентрациях углерода кроме реакции $C + O = CO$ следует учитывать также реакцию $C + O_2 = CO_2$. Скорость протекания реакции окисления углерода (реакции обезуглероживания) определяется интенсивностью подвода окислителя и условиями образования и выделения продукта реакции - оксидов углерода. Чтобы пузырек CO мог образоваться в металле, он должен преодолеть давление расположенного над ним столба металла, шлака и атмосферы, а также силы сцепления жидкости (преодоление сил поверхностного натяжения): Углерод, растворенный в металле, может окислять кислород:

а) содержащийся в газовой фазе



при протекании этой реакции выделяется значительное количество тепла;

б) содержащийся в оксидах железа



эта реакция идет с поглощением заметного количества тепла;

в) растворенный в металле $C + [O] = CO$;

при протекании этой реакции выделяется очень небольшое количество тепла. Эту реакцию называют часто основной реакцией сталеплавильного производства.

Сера обладает неограниченной растворимостью в жидком железе и ограниченной в твердом. При кристаллизации стали по границам зерен выделяются застывающие в последнюю очередь сульфиды железа. Железо и сульфид железа образуют низкоплавкую эвтектику (температура плавления 988 °С), которая при наличии кислорода (образование оксисульфидов) плавится при еще более низких температурах. Межзеренные прослойки (обычно на микрошлифе они выглядят в виде нитей) фазы, богатой серой, при нагревании металла перед прокаткой или ковкой размягчаются, и сталь теряет свои свойства — происходит разрушение металла (красноломкость). Красноломкость особенно сильно проявляется в литой стали, так как сульфиды и оксисульфиды в этом случае скапливаются по границам первичных зерен. Если сталь хотя бы однократно подвергалась горячей деформации, то вследствие измельчения зерна и образования при деформации новых зерен красноломкость проявляется в гораздо меньшей степени. Однако и в этом случае стремятся получить в стали минимальное содержание серы из-за заметного вредного влияния ее на механические свойства стали (в частности, на величину ударной вязкости), что особенно проявляется в направлении, перпендикулярном оси прокатки иликовки. Повышенное содержание серы приводит часто к появлению так называемых "горячих трещин", особенно при непрерывной разливке стали.

Активность серы в жидком железе зависит от состава расплава. Такие примеси, как углерод, кремний, повышают активность серы в жидком расплаве, так как вытесняют ее из "микрочаевок" структуры жидкого металла и занимают ее место.

Поэтому, например, при прочих равных условиях обессеривать чугуны, содержащий много углерода и кремния, легче, чем обычную сталь. Высокая поверхностная активность серы приводит к тому, что на поверхности раздела фаз кон-

центрация серы выше, чем в объеме раствора. Поэтому наибольший эффект дает применение таких методов ведения плавки, которые обеспечивают увеличение поверхности контакта металла с десульфурующей фазой (искусственное перемешивание металла со шлаком, вдувание в металл тонкоизмельченных порошкообразных реагентов и т.п.).

Элементы, у которых значения изменения свободной энергии при образовании соединений с серой меньше значения изменения свободной энергии при соединении серы с железом, могут быть элементами - десульфураторами. Такими элементами являются Mn, Mg, Na, Ca и др., а также церий (Ce) и другие редкоземельные элементы. Все эти элементы используют на практике: натрий в виде соды при внедоменной десульфурации чугуна; магний — в виде чистого Mg или сплавов (лигатур) с другими металлами; кальций - иногда в виде сплавов с другими металлами, а чаще в виде извести (CaO) или известняка (CaCO₃); марганец в виде сплавов марганца с железом (ферромарганца), а также в виде марганцевой руды. Очень большим сродством к сере обладают редкоземельные металлы. Самым дешевым и распространенным из перечисленных материалов является известь.

Основным источником серы в шихте является чугун. Кроме того, определенное количество серы может попасть в металл с ломом (особенно со стружкой, не очищенной от смазочных масел), с добавочными материалами, а также из атмосферы печи, если печь отапливают топливом (мазутом, газом), содержащим серу.

В сталеплавильном агрегате удаление серы из расплавленного металла в шлак происходит в большинстве случаев в результате образования CaS: $Fe + [S] + CaO = CaS + FeO$, при этом сера, растворенная в металле реагирует с CaO в шлаке. Реакция протекает на поверхности раздела фаз, и увеличение этой поверхности (перемешивание металла со шлаком, вдувание в металл CaO в виде порошкообразной извести и другие способы) ускоряет эту реакцию и способствует более глубокой десульфурации. Диффузия серы из глубины ванны к месту реакции со шлаком - процесс довольно медленный. Перемешивание металла (при кипении ванны, при ее продувке инертными газами или при электромагнитном переме-

шивании) ускоряет этот процесс. Если шлак, кроме CaO, содержит много MnO, возможно протекание реакции $Fe + [S] + MnO = MnS + FeO$.

Образующийся при реакциях десульфурации сульфид кальция CaS нерастворим в металле; сульфид марганца MnS также почти нерастворим в металле. В результате протекания реакций удаления серы из металла общая концентрация серы в шлаке (S) растет, а концентрация серы в металле [S] уменьшается. Отношение концентраций (S)/ [S] называют коэффициентом распределения серы. Чем выше значение этого коэффициента, тем лучше происходит процесс удаления серы из металла. При повышении температуры ванны значение коэффициента распределения серы возрастает, так как повышается скорость диффузии серы, шлак становится более жидкоподвижным и активным, ускоряется ход самой реакции. Скачивание шлака и наведение нового (чистого по сере) шлака также способствуют переходу новых порций серы из металла в шлак.

Таким образом, удалению серы из металла (десульфурации металла) способствуют:

- наличие основных шлаков с высокой активностью CaO;
- низкая окисленность металла, низкая окисленность шлака (минимум FeO);
- низкая концентрация серы в шлаке (скачивание и наведение нового шлака);
- перемешивание металла со шлаком и увеличение поверхности контакта;
- повышение температуры ванны.

Неметаллическими включениями называют содержащиеся в стали соединения металлов (железа, кремния, марганца, алюминия, церия и др.) с неметаллами (серой, кислородом, азотом, фосфором, углеродом). Количество неметаллических включений, их состав, размеры и характер расположения в готовом изделии оказывают существенное, а иногда решающее влияние на свойства стали. Неметаллические включения ухудшают не только механические (прочность, пластичность), но и другие свойства стали (магнитную проницаемость, электропроводность и др.), так как нарушают сплошность металла и образуют полости, в

которых концентрируются напряжения в металле. Неметаллические включения принято разделять на две группы: 1) включения, образующиеся в процессе реакций металлургического передела; 2) включения, механически попадающие в сталь. Эти включения представляют собой частицы загрязнений, бывших в шихте и не удалившихся из металла в процессе плавки, частицы оставшегося в металле шлака, частицы попавшей в металл футеровки желоба, ковша. Эндогенные включения непрерывно образуются в металле в процессе плавки, разливки и кристаллизации слитка или отливки. Большая часть образовавшихся включений успевает всплыть и удалиться в шлак, однако какая-то часть остается. В литой стали включения присутствуют в виде кристаллов и глобулей. После обработки давлением (прокатки,ковки,штамповки) они меняют форму и расположение и видны под микроскопом в виде нитей, строчек, цепочек, ориентированных преимущественно в направлении деформации. Включения в зависимости от химического состава принято делить на сульфиды (FeS , MnS и т.п.), оксиды (FeO , MnO , SiO_2 , Al_2O_3 и т.п.) и нитриды (TiN , ZrN и т.п.). Кроме того, иногда выделяют также фосфиды и карбиды.

Эндогенные неметаллические включения образуются в результате взаимодействия растворенных в металле компонентов или уменьшения их растворимости при застывании стали. Образующиеся включения легче металла, они стремятся всплыть. Скорость их всплывания зависит от размеров включений, вязкости металла, смачиваемости включений металлом и шлаком, движения (перемешивания) металла и шлака.

На скорость укрупнения и всплывания включений большое влияние оказывают процессы их коагуляции (слипания) и коалесценции (сливания с исчезновением поверхностей раздела), так как в соответствии с приведенной формулой скорость всплывания пропорциональна квадрату радиуса частицы. Температура плавления включений сложного состава может быть ниже температуры жидкой стали. Такие включения легко укрупняются.

Во многих случаях образовавшиеся включения очень мелки, силы смачивания на границе включение-металл заставляют их двигаться вместе с перемешиваемым металлом ("витание"); иногда включение, достигшее шлака, если оно

им не смачивается, не покидает металла и не переходит в шлак ("отталкивается" шлаком). Задача, таким образом, заключается в такой организации технологии плавки, при которой образовавшиеся включения плохо смачивались бы металлом (и быстро от металла отделялись), а шлаком - хорошо (быстро "поглощались" шлаком). Наименее благоприятные условия для удаления включений из металла создаются тогда, когда эти включения образуются в процессе кристаллизации стали: по мере снижения температуры повышается вязкость металла, рост кристаллов застывающей стали препятствует подъему включений. В результате часть таких включений неизбежно остается в металле. Задача металлурга заключается в том, чтобы обеспечить такую форму и расположение включений в готовом изделии, которые бы не ухудшали качества металла.

Кислородно-конвертерное производство.

1. Технология плавки.

Шихтовка плавки и организация загрузки. Шихтовку, т.е. определение расхода на плавку чугуна и лома, шлакообразующих, ферросплавов и других материалов, в современных цехах проводят с помощью ЭВМ на основании вводимых в нее данных о составе чугуна и других шихтовых материалов, температуре чугуна, параметрах выплавляемой стали и некоторых других. При этом расход лома, являющегося охладителем плавки, определяют на основании расчета теплового баланса плавки, увеличивая или уменьшая расход так, чтобы обеспечивалась заданная температура металла в конце продувки, а расход извести — так, чтобы обеспечивалась требуемая основность шлака (2,7—3,6). Лом загружают в конвертер совками объемом 20-110м³; их заполняют ломом в шихтовом отделении цеха и доставляют к конвертерам рельсовыми тележками. Загрузку ведут через отверстие горловины конвертера, опрокидывая совок с помощью полупортальной машины, либо мостового крана, либо напольной (перемещающейся по рабочей площадке цеха) машины. Жидкий чугун заливают в наклоненный конвертер через отверстие горловины с помощью мостового крана из заливочного ковша, который обычно вмещает всю порцию заливаемого чугуна (до 300т и более). Заливочные ковши с чугуном доставляют к конвертерам из миксерного или переливного отделений. Для загрузки сыпучих шлакообразующих материалов конвертер оборудован индивидуальной автоматизированной системой. Из расположенных над конвертером расходных бункеров, где хранится запас материалов, их с помощью электро-вибрационных питателей и весовых дозаторов выдают в промежуточный бункер, а из него материалы по наклонной течке (трубе) ссыпаются в конвертер через горловину. При этом система обеспечивает загрузку сыпучих без остановки продувки по программе, которая разработана заранее или задается оператором из пульта управления конвертером. Периоды плавки Плавка в кислородном конвертере включает следующие периоды:

1. Загрузка лома. Стальной лом в количестве до 25—27 % от массы металлической шихты (при использовании специальных технологических приемов и в большем количестве) загружают в наклоненный конвертер совками. Объем совков достигает 110м³, его рассчитывают так, чтобы загрузка обеспечивалась одним -

двумя совками, поскольку при большем числе возрастает длительность загрузки и плавки и целом. Загрузка длится 2-4 мин. Иногда с целью ускорения шлакообразования после загрузки лома или перед ней в конвертер вводят часть расходуемой на плавку извести.

2. Заливка чугуна. Жидкий чугун при температуре 1300 до 1450°C заливают в наклоненный конвертер одним ковшом в течение 2—3 мин.

3. Продувка. После заливки чугуна конвертер поворачивают в вертикальное рабочее положение, вводят сверху фурму и включают подачу кислорода, начиная продувку. Фурму в начале продувки для ускорения шлакообразования устанавливают в повышенном положении, а через 2-4 мин ее опускают до оптимального уровня. В течение первой трети длительности продувки в конвертер двумя - тремя порциями загружают известь; В течение продувки протекают следующие основные металлургические процессы:

- Окисление составляющих жидкого металла вдуваемым кислородом; окисляется избыточный углерод, а также весь кремний, около 70% марганца и немного (1-2%) железа. Газообразные продукты окисления углерода (СО и немного СО₂) удаляются из конвертера через горловину (отходящие конвертерные газы), другие оксиды переходят в шлак;
- Шлакообразование. С первых секунд продувки начинает формироваться основной шлак из продуктов окисления составляющих металла (SiO₂, MnO, FeO, Fe₂O₃) и растворяющейся в них извести (CaO), а также из оксидов, вносимых миксерным шлаком, ржавчиной стального лома и растворяющейся футеровкой. Основность шлака по ходу продувки возрастает по мере растворения извести, достигая 2,7-3,6;
- Дефосфорация и десульфурация. В образующийся основной шлак удаляется часть содержащихся в шихте вредных примесей - большая часть (до 90%) фосфора и немного (до 30%) серы;
- нагрев металла до требуемой перед выпуском температуры (1600-1660 °С) за счет тепла, выделяющегося при протекании экзотермических реакций окисления составляющих жидкого металла;

- расплавление стального лома за счет тепла экзотермических реакций окисления; обычно оно заканчивается в течение первых 2/3 длительности продувки;
- д) побочный и нежелательный процесс испарения железа в надфурменной зоне из-за высоких здесь температур (2000-2600°C) и унос окисляющихся паров отходящими из конвертера газами, что вызывает потери железа и требует очистки конвертерных газов от пыли.

4. Отбор проб, замер температуры, ожидание анализа, корректировка. Продувку необходимо закончить в тот момент, когда углерод будет окислен до нужного в выплавляемой марке стали содержания; к этому времени металл должен быть нагрет до требуемой температуры, а фосфор и сера удалены до допустимых для данной марки стали пределов.

Момент окончания продувки, примерно соответствующий требуемому содержанию углерода в металле, определяют по количеству израсходованного кислорода, по длительности продувки, по показаниям ЭВМ. Окончив продувку, из конвертера выводят фурму, а конвертер поворачивают в горизонтальное положение. Через горловину конвертера отбирают пробу металла, посылая ее на анализ, и замеряют температуру термопарой погружения (рис. 5, г). Если по результатам анализа и замера температуры параметры металла соответствуют заданным, плавку выпускают. В случае несоответствия проводят корректирующие операции: при избыточном содержании углерода проводят кратковременную додувку для его окисления; при недостаточной температуре делают додувку при повышенном положении фурмы, что вызывает окисление железа с выделением тепла, нагревающего ванну; при излишне высокой температуре в конвертер вводят охладители - легковесный лом, руду, известняк, известь и т.п., делая выдержку после их ввода в течение 3-4 мин. По окончании корректировочных операций плавку выпускают.

На отбор и анализ проб затрачивается 2-3 мин; корректировочные операции вызывают дополнительные простои конвертера и поэтому нежелательны.

5. Выпуск. Металл выпускают в сталеразливочный ковш через летку без шлака; это достигается благодаря тому, что в наклоненном конвертере, у летки

располагается более тяжелый металл, препятствующий попаданию в нее находящегося сверху шлака. Такой выпуск исключает перемешивание металла со шлаком в ковше и переход из шлака в металл фосфора и FeO. Выпуск длится 3-7 мин.

В процессе выпуска в ковш из бункеров вводят ферросплавы для раскисления и легирования. При этом в старых цехах загружают все ферросплавы так, чтобы обеспечивалось раскисление и получение в стали требуемого содержания вводимых элементов (Mn и Si, а в легированных сталях и других элементов). В конце выпуска в ковш попадает немного (1-2 %) шлака, который предохраняет металл от быстрого охлаждения. В новых цехах, где проводят внепечную обработку, в ковш вводят сплавы, содержащие слабоокисляющиеся элементы (Mn, Cr и иногда Si), после чего ковш транспортируют на установку внепечной обработки, где в процессе усредняющей продувки аргоном вводят элементы, обладающие высоким сродством к кислороду (Si, Al, Ti, Ca и др.), что уменьшает их угар. В этом случае в момент слива из конвертера последних порций металла делают "отсечку" шлака, препятствуя попаданию в ковш конвертерного шлака, содержащего фосфор, который может переходить в металл, и оксиды железа, которые будут окислять вводимые в металл в процессе внепечной обработки элементы. В ковше для защиты металла от охлаждения и окисления создают шлаковый покров, загружая, например, гранулированный доменный шлак, вермикулит, известь с плавиковым шпатом.

6. Слив шлака в шлаковый ковш (чашу) ведут через горловину, наклоняя конвертер в противоположную от летки сторону (слив через летку недопустим, так как шлак будет растворять футеровку летки). Слив шлака длится 2-3 мин. Общая продолжительность плавки в 100-350т конвертерах составляет 40-50 мин.

2. Режим дутья.

Взаимодействие кислородных струй с ванной. Перемешивание ванны, возникающее при продувке в результате воздействия кислородных струй и потока выделяющихся из ванны пузырьков окиси углерода, интенсифицирует массо- и теплообмен, ускоряя процессы окисления, рафинирования и нагрева металла и расплавления стального лома.

Под соплами фурмы расположены направленные вниз высокоскоростные потоки кислорода с увлекаемыми в них каплями металла - это первичные реакционные зоны, где весь кислород расходуется на окисление железа. По границам первичной зоны вследствие высокой концентрации кислорода окисляется много углерода с образованием СО и формируется мощный поток всплывающих пузырей СО, увлекающих за собой металл, поэтому циркуляционные потоки направлены здесь вверх. Выше зоны циркуляции металл и шлак перемешиваются всплывающими пузырями СО. Под первичными реакционными зонами, где всплывание пузырей СО затруднено, периодически формируются крупные газовые полости. Их объем при движении вверх возрастает в результате поглощения встречных пузырей СО, и при выходе крупных газовых объемов из ванны образуются всплески металла и шлака.

Уровень ванны изменяется по ходу продувки. В начале и конце продувки, когда скорость окисления углерода невелика, т.е. образуется мало пузырей СО, металл вспенивается незначительно, и фурма находится над ванной. В середине продувки, когда скорость обезуглероживания сильно возрастает, большое количество выделяющихся пузырей СО вспенивают верхнюю часть ванны, и фурма оказывается погруженной в газошлакометаллическую эмульсию, а уровень ванны может достигать верха горловины конвертера. В этот период могут возникать выбросы.

3. Раскисление и легирование

Раскисление кислородно-конвертерной стали производят осаждающим методом в ковше во время выпуска. В конвертер раскислители не вводят во избежание их большого угара.

Спокойные стали обычно раскисляют марганцем, кремнием и алюминием, на отдельных марках стали дополнительно применяют титан, кальций и другие сильные раскислители. Кипящую сталь раскисляют одним марганцем. В старых цехах, не имеющих установок внепечной обработки, в ковш при выпуске вводят все раскислители, обычно начиная с более слабых (обладающих меньшим химическим сродством к кислороду), а затем вводят более сильные, что уменьшает их угар. Последовательность ввода в ковш широко применяемых сплавов - раскисли-

телей следующая: вначале вводят ферромарганец или силикомарганец, затем ферросилиций и в последнюю очередь алюминий. Кипящую сталь раскисляют одним ферромарганцем. Подачу раскислителей начинают после наполнения ковша жидким металлом примерно на $1/4-1/3$, а заканчивают, когда заполнен металлом на $2/3$, что позволяет избежать попадания раскислителей в шлак и их повышенного угара. Количество марганца и кремния, вводимых в металл, рассчитывают так, чтобы обеспечивалось не только раскисление, но и получение требуемого в данной марке стали содержания этих элементов. Определяя расход раскислителей, учитывают, что при раскислении спокойной стали и введении раскислителей в ковш их угар составляет: марганца 10-25%, кремния 15-25%. При раскислении кипящей стали угар марганца равен 20-35 %. Расход алюминия на раскисление в зависимости от содержания углерода в выплавляемой стали составляет 0,15-1,20 кг на 1т стали, увеличиваясь при снижении содержания углерода; большая часть вводимого алюминия (60-90%) угорает. Попадающий в ковш в конце выпуска металла конвертерный шлак на многих заводах загущают присадками извести или доломита, чтобы уменьшить окисление вводимых в ковш добавок оксидами железа шлака и восстановление из шлака фосфора.

В современных конвертерных цехах, оборудованных установками доводки жидкой стали в ковше, при выпуске металла в ковш вводят лишь часть раскислителей - преимущественно слабоокисляющиеся, т.е. имеющие не очень высокое сродство к кислороду (ферромарганец, силикомарганец и реже ферросилиций). Чтобы исключить попадание в ковш содержащего фосфор и оксиды железа конвертерного шлака, в конце выпуска делают его отсечку, а в ковш загружают материалы (гранулированный доменный шлак, вермикулит, смесь извести и плавикового шпата и др.) для создания шлакового покрова, предохраняющего поверхность металла от окисления и охлаждения. Затем ковш транспортируют на установку доводки стали, где в процессе перемешивающей продувки аргоном в металл вводят ферросилиций, алюминий и при необходимости другие сильные раскислители; по результатам анализа отбираемых при внепечной обработке проб проводят корректировку содержания кремния и марганца в металле, что обеспечивает гарантированное получение заданного состава стали. Для лучшего усвое-

ния алюминия желателен его ввод в объем металла с помощью погружаемой штанги или в виде проволоки, подаваемой в ковш сверху с большой скоростью с помощью трайб-аппарата. Отсечку шлака с целью предотвращения его попадания в сталеразливочный ковш при выпуске металла делают несколькими способами. Простейший из них - быстрый подъем конвертера в момент окончания слива металла - не является достаточно эффективным. Еще один способ - отсечка с помощью стальных шаров в огнеупорной оболочке: в конце выпуска шар вводят в конвертер, где он плавает на границе шлак - металл и вместе с последними порциями металла попадает в канал летки, перекрывая его. Более эффективны способы с принудительным закрытием летки: скользящим шиберным затвором, закрепленным на кожухе летки и перемещаемым гидроприводом; пневматическим устройством, представляющим собой чугунное сопло, закрепленное с помощью кронштейна на корпусе конвертера. В нужный момент сопло, через которое идет воздух под давлением, поворотом кронштейна вводят в канал летки снизу, при этом запорный эффект создается сжатым воздухом.

Выплавка легированных сталей в кислородных конвертерах сопряжена со значительными трудностями, поскольку большинство легирующих элементов нельзя вводить в конвертер из-за возможности их полного или частичного окисления, а в случае ввода в ковш количество добавок ограничено, так как возможно чрезмерное охлаждение жидкой стали и неравномерное распределение вводимых элементов в объеме жидкого металла. Не представляет сложности легирование лишь теми элементами, у которых химическое сродство к кислороду меньше, чем у железа, и которые при введении в конвертер не окисляются (никель, медь, молибден, кобальт); их чаще всего вводят в конвертер в составе шихты. Легирование другими элементами осуществляют в ковше следующими методами.

Легирование твердыми ферросплавами. Это наиболее широко применяемый и простой метод. В цехах, где нет установок внепечной обработки стали, все легирующие вводят в ковш во время выпуска металла. При этом ферросплавы с элементами, обладающими высоким химическим сродством к кислороду (Ti, Zr, Ca, Ce и т.д.), а также с ванадием и ниобием вводят в ковш после дачи всех раскислителей. Часто применяемый для легирования хром вводят иногда в виде

феррохрома, но лучше использовать экзотермический феррохром, растворение которого в жидком металле идет без затраты тепла, или силикохром, более легкоплавкий, чем феррохром, и требующий меньших затрат тепла на растворение.

Определяя расход ферросплавов, учитывают, что часть легирующих элементов угорает (окисляется и испаряется). Величину угара каждого элемента, которая тем выше, чем выше сродство элемента к кислороду, определяют опытным путем, обобщая результаты ранее проведенных плавов.

Из-за возможного охлаждения жидкой стали и неравномерного при этом распределения элементов количество вводимых добавок ограничено и этим методом получают низколегированные стали с общим содержанием легирующих элементов не выше 2-3 %.

В цехах с установками внепечной обработки (доводки стали в ковше, вакуумирования) легирующие вводят так же, как и раскислители, в последовательности, определяемой их химическим сродством к кислороду. В ковш при выпуске вводят ферросплавы, содержащие элементы со сравнительно невысоким сродством к кислороду (Cr, Mn и реже V, Nb, Si). При выпуске производят отсечку конвертерного шлака и в ковше наводят шлаковый покров, защищающий металл от окисления и охлаждения, после чего ковш передают на установку внепечной обработки. Здесь в объем перемешиваемого металла вводят алюминий и сплавы с другими элементами, обладающими высоким сродством к кислороду. Степень их усвоения сталью значительно повышается по сравнению с усвоением при введении в ковш в процессе выпуска.

Для повышения степени усвоения широкое применение нашел способ введения алюминия в объем металла в виде проволоки с помощью трайб-аппарата; ряд других элементов рекомендуется вдвухать в металл в струе аргона (например, кальций), вводить в виде проволоки, имеющей стальную оболочку и наполнитель из легирующего элемента.

В процессе внепечной обработки отбирают пробы металла и на основании результатов анализа проводят корректировку содержания вводимых легирующих элементов. Благодаря перемешиванию металла в процессе внепечной обработки, равномерное распределение элементов в объеме ковша достигается при введении

добавок в количестве до 3-4 %.

Легирование жидкими ферросплавами. Способ заключается в том, что при выпуске стали из конвертера в ковш заливают легирующие добавки, предварительно расплавленные в индукционной или дуговой электропечи. Метод позволяет вводить в сталь большое количество легирующих, но обладает существенным недостатком - необходимо иметь в цехе дополнительный плавильный агрегат, что усложняет организацию работ в цехе.

Легирование экзотермическими ферросплавами. Ферросплавы в виде брикетов вводят в ковш перед выпуском в него стали. В состав брикетов, помимо измельченных легирующих (феррохрома, ферромарганца и др.), входят окислитель (например, натриевая селитра), восстановитель (например, алюминиевый порошок) и связующие (каменноугольный пек и т.д.). При растворении брикетов в стали алюминий окисляется за счет кислорода, содержащегося в натриевой селитре; выделяющееся тепло расходуется на расплавление легирующих. Подобным методом с успехом вводят в сталь до 4 % легирующих элементов. Способ не нашел широкого применения из-за трудностей в организации производства брикетов.

Основным сырьём для коксохимической промышленности служат угли. Структура и строение углей могут быть изучены при помощи микроскопа. Грубая структура угля, обнаруживаемая невооруженным глазом, называется макроструктурой. Обычный микроскоп позволяет видеть тонкую структуру угля, называемую микроструктурой.

В углях можно различить более или менее однородную блестящую массу (витрен), сероватую массу (дюрен), содержащую различные включения, волокнистую часть (фюзен), похожую на древесный уголь, и минеральные включения. Витрен, дюрен и фюзен — основные компоненты угля, представляющие его петрографический состав.

При использовании каменных углей для коксования необходимо знать также их технический состав, спекаемость, коксуемость, распределение минеральных примесей в классах углей по их крупности и насыпной вес угольной шихты.

Под техническим составом топлива обычно подразумевают данные, характеризующие техническую применимость топлива. Технический состав угля определяется содержанием влаги и минеральных примесей, выходом летучих веществ, содержанием серы и фосфора, углерода, водорода и азота, а также теплотой сгорания топлива.

Влажность углей. При нагревании угля до 100-105°С из него испаряется вода. Количество испаренной воды при этих условиях обычно выражают в процентах к весу топлива и называют содержанием влаги в углях, или короче - влажностью углей.

Содержание минеральных примесей в угле характеризуется его зольностью. Зольность топлива определяется по выходу остатка после сжигания угля при температуре 800° С. Зольность угля, как и влажность, выражается в процентах к его весу. Чем меньше зольность исходной шихты, тем меньше зольность получаемого металлургического кокса.

Выход летучих веществ представляет собой количество образовавшихся газообразных продуктов в результате различных химических реакций в процессе термического разложения топлива. Выход летучих веществ характеризует

химический возраст (зрелость) углей. Чем меньше выход летучих веществ из углей, тем выше их возраст.

Спекаемостью углей называется способность смеси угольных зерен образовывать при нагревании без доступа воздуха спекшийся или сплавленный нелетучий остаток. Спекание углей - результат процессов термической деструкции, вызывающий переход их в пластическое состояние с последующим образованием полукокса - протекает главным образом в зоне температур 400-450° С.

Коксуемость углей обуславливается совокупностью всех процессов, которые протекают при нагреве их до более высоких температур (1000-1100° С) и включают кроме процессов спекания упрочнение и усадку материала полукокса и кокса, образование трещин и другие явления. Поэтому коксуемостью называют способность угля самостоятельно или в смеси с другими углями при определенных условиях подготовки и нагревания до высоких температур образовывать кусковой пористый материал - кокс, обладающий определенной крупностью и механической прочностью.

Таким образом, понятия «спекаемость» и «коксуемость» различны. В первом случае мы имеем дело со способностью углей спекаться, а во втором - со способностью углей давать металлургический кокс.

Группы углей обычно обозначаются начальными буквами их названий. Буквами **Д, Г, Ж, К, О, С** и **Т** обозначены: длиннопламенные, газовые, жирные, коксовые, отощенные, спекающиеся и тощие угли. Вышеприведенный ряд углей характеризуется увеличением степени их химической зрелости (возраста). Часто для обозначения групп углей применяют их сочетание или дополнительные индексы, подразделяющие группы углей на подгруппы. Систематизация углей по группам и маркам представляет собой их классификацию.

1. Подготовка углей к коксованию

Качество полученного кокса зависит в значительной мере от подготовки углей и правильности составления угольной шихты. На коксохимические заводы уголь поступает обычно со многих шахт и углеобогачительных фабрик, и специалист должен не только знать свойства и состав углей, но и уметь составлять из них смесь, которая дает наилучший кокс. Составление угольных шихт для

коксования (шихтование) производится эмпирически. Одно из основных требований к качеству кокса - высокая прочность при достаточной крупности. Поэтому спекаемость угольной шихты как фактор, обеспечивающий высокую прочность коксового вещества, должна быть всегда достаточной.

Однако при чрезмерно большой спекаемости, как, например, углей марок ПЖ и некоторых Г, получается кокс с высокой прочностью вещества, но мелкий, пористый и непригодный для доменных плавов. Чрезмерно отощенные угли или шихты при коксовании дают кокс крупный, но непрочный, легко истирающийся, также непригодный для доменных плавов. Отсюда следует, что спекаемость угольной шихты должна иметь оптимальное значение.

Для получения качественного кокса необходимо провести предварительную подготовку угольного материала к процессу коксования. Подготовка углей к коксованию включает ряд технологических процессов: обогащение, усреднение состава углей, дробление, грохочение, дозирование, уплотнение, сушку и др.

Угли при обогащении проходят обычно следующие технологические операции:

1. Разгрузка в углеприемные ямы, передача в дозирочные бункеры или же прямо на обогатительную фабрику.
2. Дозирование углей и передача их в заданной пропорции транспортером на грохоты.
3. Отделение крупных кусков углей размером более 80мм (на грохотах), дробление крупных кусков углей и присоединение дробленого продукта к рядовому углю.
4. Разделение рядового угля на классы с размером кусков 10-80мм и 0-10мм.
5. Обогащение класса 10-80мм на отсадочных машинах, режелобах, в сепараторах с тяжелой жидкостью или какими-либо другими способами.
6. Подача класса 0-10мм на обеспыливающие устройства или грохот для удаления пыли (шлама).
7. Обогащение обеспыленного мелкого класса углей.

8. Передача пыли (шлама) на обогащение методом флотации. При отсутствии флотационной установки мелочь в необогащенном виде может быть присажена к концентрату или промежуточному продукту.

При выборе схемы подготовки углей к коксованию необходимо стремиться, прежде всего, к получению кокса наивысшего качества. Качество кокса будет тем выше, чем однороднее шихта по составу частиц угля. Частицы отошающего угля, имеющие меньший выход летучих веществ и пониженную спекаемость, должны более тонко дробиться по сравнению с углями других марок. Особенно тонко должны быть раздроблены минерализованные частицы шихты. Они не спекаются и около них в процессе коксования возникают трещины, понижающие качество кокса. С другой стороны, передраблывание угольных частиц ведет к образованию большого количества пыли, приводит к уменьшению насыпной плотности шихты и к понижению ее спекаемости. Все это указывает на то, что схема дробления углей должна выбираться, прежде всего, с учетом распределения минеральных примесей в угольных частицах.

Одним из факторов влияющим на качество кокса является спекаемость углей. Одним из весьма эффективных способов повышения спекаемости угольных шихт является их механическое уплотнение. Для этого шихту загружают слоями в специальный металлический ящик, имеющий форму камеры печи для коксования. Этот ящик устанавливают на машине, выталкивающей кокс из печи (коксовыталкивателе). Стены ящика могут сниматься или раздвигаться. Слои угля в ящике уплотняют специальными механическими трамбовками. Если уголь содержит 8-12% влаги, то из него получается не рассыпающийся достаточно крепкий блок, который можно на металлической подине, как на лопате, ввести в камеру коксования. В результате коксования такого блока получается спекшийся пирог кокса, который далее обычным образом выдают из камер коксования. Трамбование позволяет получить кокс лучшего качества из слабоспекающихся угольных шихт.

Кокс хорошего качества можно получить из слабоспекающихся углей также и в том случае, если их массу уплотнить путем брикетирования. Брикеты камен-

ных углей можно добавлять в обычную шихту и загружать вместе с ней в камеры для коксования. Этот способ в настоящее время нашел широкое применение.

2. Устройство коксовых печей.

Коксохимические заводы сооружаются, как правило, вблизи металлургических заводов и входят в их состав, либо как отдельные предприятия. Коксохимическая промышленность отличается высокой концентрацией производства, т. е. заводы являются весьма мощными и имеют высокую производительность.

Современные печи для коксования углей представляют собой горизонтальные прямоугольные камеры, выложенные из огнеупорного материала. Камеры печей обогреваются через боковые стены. Печи располагаются в ряд и объединяются в батареи для уменьшения потери тепла и достижения компактности. В типовую батарею печей с шириной камер 410мм входят обычно 65 печей, а в батарею большой емкости с камерами шириною 450мм входят 77 печей. Обычные камеры имеют полезный объем 20-21,6м³, а печи большой емкости—30м³. Ширина печей более 450 мм нецелесообразна из-за ухудшения качества кокса (повышения истираемости). Для облегчения выталкивания кокса из камеры коксования ширину камеры со стороны выдачи кокса делают на 40—50 мм шире, чем с машинной стороны. Таким образом, камера имеет вид конуса. За основные элементы батареи надо принять следующие: фундамент, регенераторы, корнюрную зону, зону обогревательных простенков, перекрытия простенков и перекрытия камер.

Фундамент представляет собой бетонное основание, имеющее с боков железобетонные укрепления - контрфорсы, которые сдерживают перемещение кладки батареи при ее разогреве. Фундамент состоит из двух плит. На нижней плите установлены верхние сооружения батареи. В верхней плите обычно располагают борова печей. Батарея имеет четыре борова для отвода продуктов горения. Над фундаментом расположен подовый канал для подвода воздуха и бедного газа или же отвода продуктов горения из регенераторов.

Регенераторы предназначены для подогрева воздуха и бедного газа своей насадкой, предварительно нагретой теплом отходящих продуктов горения из обогревательного простенка печей.

Над регенераторами находится корнюрная зона, которая является основанием камер печей и обогревательных простенков. В ней расположены каналы для подвода коксового газа к вертикальным каналам обогревательного простенка. Эти каналы иначе называются корнюрами.

Над корнюрной зоной расположена зона обогревательных простенков, в которой находятся камеры печей для коксования углей. Наружные стены обогревательных простенков одновременно являются стенами камер печи.

Для отопления печей применяются коксовый, доменный, генераторный, обезводороженный коксовый газы и их смеси.

При обогреве коксовым газом применяется так называемый «обратный коксовый газ», т. е. газ, прошедший через аппаратуру, улавливающую ряд химических продуктов. В составе обратного коксового газа содержится до 60% водорода, который целесообразно извлечь и использовать на азотнотуковых заводах для синтеза аммиака. Обезводороженный коксовый газ (не содержащий водорода) также можно применить для отопления печей. Генераторный газ применяется лишь в тех случаях, когда приходится экономить коксовый газ, который целесообразнее использовать как бытовое топливо.

3. Загрузка печей угольной шихтой.

Загрузка коксовых печей включает следующие этапы: набор шихты из угольной башни в загрузочный вагон, засыпка шихты в камеру коксования и выравнивание (планирование) верхнего ее слоя штангой коксовыталкивателя.

Режим загрузки оказывает существенное влияние на производительность батарей, сохранность кладки коксовых печей, качество получаемого кокса и химических продуктов, а также на степень загрязнения атмосферы газами и угольной пылью. Угольная башня обычно содержит запас угольной шихты, обеспечивающий 14-16-часовую потребность коксового блока. Башня делится на самостоятельные секции, которые закрепляются за отдельными батареями. Бункеры загрузочного вагона наполняют шихтой из угольной башни через затворы. Количество шихты, набираемое в загрузочный вагон, определяется разовой загрузкой коксовой камеры и контролируется по весу шихты или ее

объему. Весы для взвешивания устанавливают под угольной башней или на самих вагонах.

Шихту загружают в печь при опущенных телескопах загрузочного вагона. Телескопы должны плотно прилегать к гнездам загрузочных люков коксовой камеры или входить в них. Поэтому перед загрузкой люки очищают от нагара. В процессе загрузки в камере образуется значительное количество газов и пыли, которые выделяются вместе с пламенем в атмосферу через открытые стояки, а часто выбиваются и из загрузочных люков. После загрузки в печь шихты ее планируют, т. е. выравнивают верхнюю часть шихты в камере планировочной штангой. Планирование продолжается 1-2 мин до обеспечения свободного прохода газа к отверстиям для выхода в стояки. Управление штангой с коксовыталкивателя должно быть автоматизировано. Излишек шихты, выгребаемый из камеры при планировании, собирается в бункер коксовыталкивателя. Бункер периодически опорожняется, и шихта скиповым подъемником угольной башни подается на загрузку коксовых печей.

Температурный режим батареи печей должен обеспечивать получение кокса высокого качества и равномерного по своим свойствам. Для осуществления контроля за температурным режимом измеряют температуры в контрольных вертикалах и вертикалах по всей длине обогревательных простенков, в крайних вертикалах с коксовой и машинной сторон, по оси коксового пирога к концу периода коксования, в подсводовом пространстве камер коксования, в верхней части регенераторов, в газоздушных клапанах и боровах батарей. Температура батарей измеряется оптическим пирометром.

4. Выдача кокса.

Кокс из печей выдается в определенной последовательности и только при полной его готовности. Перед выдачей кокса печь отключается через стояк от газосборников вначале с машинной, а затем с коксовой стороны. Одновременно с машинной и коксовой сторон с печи снимаются двери, после этого в камеру печи подают штангу коксовыталкивателя. Согласованность работы всех машин, участвующих в выдаче кокса, осуществляется надежной блокировкой или сигнализацией между ними. Двери печей с коксовой стороны снимают и закрывают при

помощи двересъемной машины. Помимо этого ее назначением является очистка рамы и двери от смоляных и графитовых отложений, направление в тушильный вагон коксового пирога, выдаваемого из печи. Коксовыталкиватель является машиной, предназначенной помимо выталкивания пирога кокса из печи для съема и установки дверей с машинной стороны печей, очистки рам и дверей, обезграфичивания сводов камеры. Каждая типовая батарея печи (61-77 печей) обслуживается отдельным коксовыталкивателем. На блок печей из 4 батарей дается резервный коксовыталкиватель.

Кокс из печи выдают в равномерно движущийся вагон, предназначенный для приема, перемещения кокса под башню для его тушения, для передачи к рампе и выгрузки кокса на последнюю. Выданный из печи раскаленный кокс по возможности быстро отвозят под тушильную башню для охлаждения. Кокс тушат (охлаждают) многочисленные струи воды, вытекающие из отверстий оросительного устройства башни.

5. Сортировка кокса

Как правило, кокс сортируется на классы: 0-10, 10-25, 25-40 и крупнее 40мм. Появление доменных печей большой мощности потребовало дополнительного деления доменного кокса на два класса: крупнее 60 и 40-60 мм.

Коксортировка обслуживает четыре коксовых батареи и оборудуется валовыми и ситовыми виброинерционными грохотами, бункерами для кокса, конвейерами и желобами для перемещения кокса. Metallургический кокс отделяется от мелких классов кокса на валковых грохотах и поступает затем в бункера крупного кокса или направляется транспортером непосредственно в доменный цех. Разделяется мелкий кокс на ситовых виброинерционных грохотах. Наиболее распространенным является тип сортировки кокса с передачей доменного кокса транспортером на металлургический завод

Заслуживают внимания схемы сортировки кокса с предварительным дроблением крупного класса кокса, например выше 80 или 100мм. Обычно крупные куски кокса менее прочны поэтому превращение их в более прочные куски целесообразно при наличии достаточного количества кокса для доменных печей.

Сортировка кокса представляет собой один из существенных методов улучшения качества кокса.

6. Использование продуктов коксования углей

Большое народнохозяйственное значение имеют химические продукты, получающиеся при коксовании угля. Несмотря на быстрые темпы развития нефтехимической промышленности, коксохимия остается одним из основных поставщиков сырья для производства пластических масс, химических волокон, красителей и других синтетических материалов.

Это обуславливается крупными масштабами коксохимического производства и широким ассортиментом выпускаемой продукции. Доля коксохимических продуктов в сырьевой базе промышленности основного органического синтеза составляет около 50%, а таких важных продуктов, как бензол, достигает 80%, нафталин и крезолы-100%. Цветная металлургия является потребителем малозольного пекового кокса и связующего, получаемых из каменноугольной смолы. Коксы используются для приготовления анодной массы, применяемой при выплавке алюминия. На 1т получаемого алюминия расходуется примерно 450кг малозольного кокса и около 150кг связующего. Другими словами, для получения 1т алюминия надо израсходовать 1т пека или скоковать около 70т угля.

Коксохимическая промышленность поставляет сельскому хозяйству ценное удобрение — сульфат аммония. Кроме того, на базе водорода коксового газа и азота кислородных станций металлургических комбинатов производятся самые дешевые азотистые удобрения. Водород является составной частью коксового газа, получаемого в значительном количестве при коксовании углей. Азот и кислород, составные части воздуха. Кислород нужен для интенсификации металлургических процессов. Азот кислородных станций может рационально использоваться в упомянутом комплексе, сочетающем черную металлургию и химическую промышленность.

Химические продукты коксования используются также для производства химических средств защиты растений и животных. Более 20 наименований продуктов и препаратов для нужд сельского хозяйства поставляет коксохимия. Ассортимент химических продуктов, выделяемых из каменноугольной смолы,

сырого бензола и коксового газа насчитывает 134 наименования и более 240 сортов.

Общая схема переработки летучих продуктов коксования приведена на рис.1

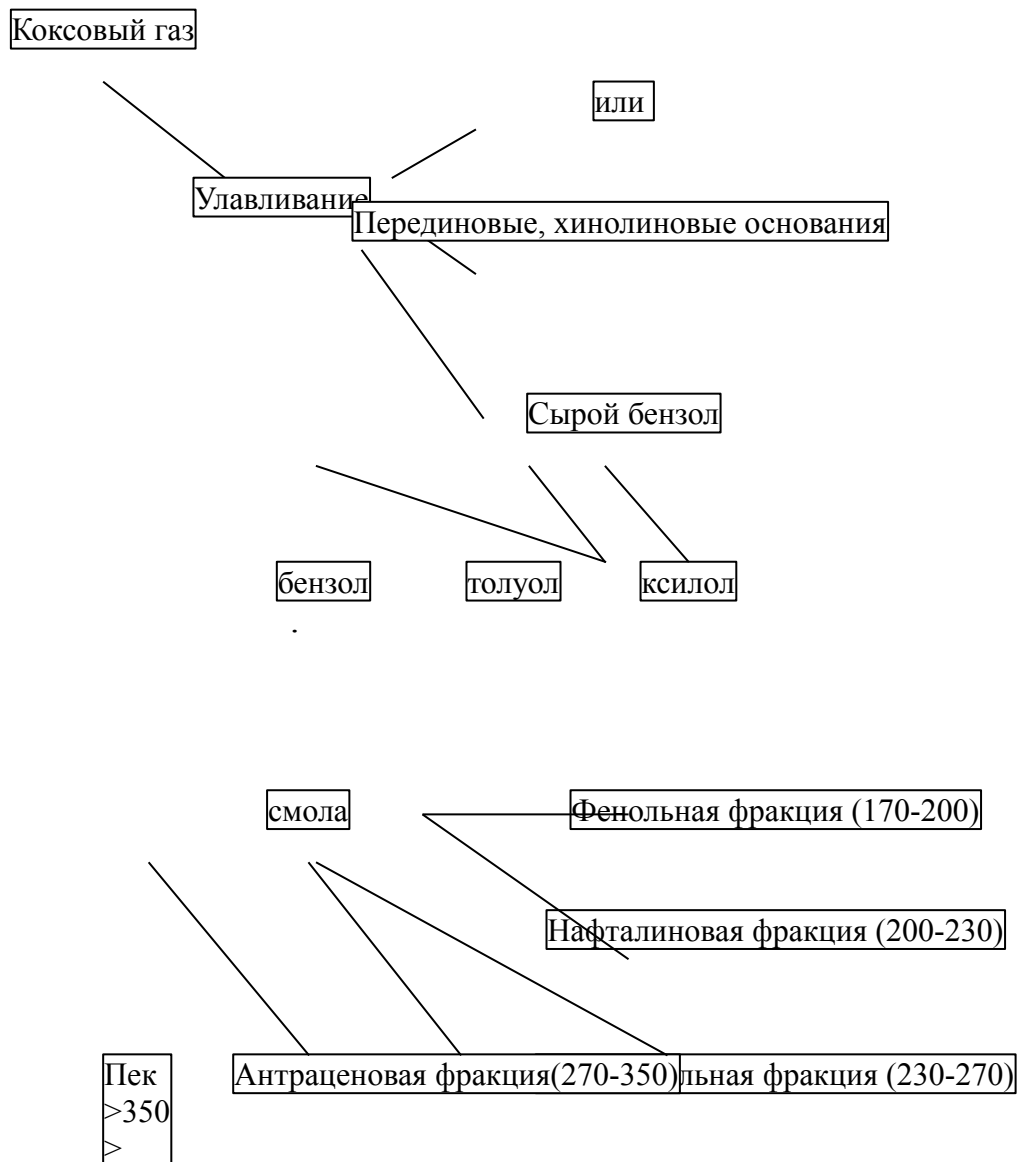


Рис. 1 Переработка продуктов коксования

Производство ферросплавов.

1. Способы производства ферросплавов.

Ферросплавы - это сплавы железа с кремнием, марганцем, хромом, вольфрамом и другими элементами, применяемые в производстве стали для улучшения ее свойств и легирования. Вводить в сталь нужный элемент не в виде чистого металла, а в виде его сплава с железом удобнее вследствие более низкой температуры его плавления и выгоднее, так как стоимость ведущего элемента в сплаве с железом ниже по сравнению со стоимостью технически чистого металла. Исходным сырьем для получения ферросплавов служат руды или концентраты. Для производства основных сплавов - ферросилиция, ферромарганца; силикомарганца и феррохрома - пользуются рудами, так как в них высоко содержание оксидов элемента, подлежащего восстановлению. При производстве ферровольфрама, ферромolibдена, феррованадия, ферротитана и других сплавов руду вследствие малой концентрации в ней полезного элемента обогащают, получая концентрат с достаточно высоким содержанием оксидов основного элемента.

Ферросплавы получают восстановлением оксидов соответствующих металлов. Для получения любого сплава необходимо выбрать подходящий восстановитель и создать условия, обеспечивающие высокое извлечение ценного (ведущего) элемента из перерабатываемого сырья.

Восстановителем может служить элемент, обладающий более высоким химическим сродством к кислороду, чем элемент, который необходимо восстановить из оксида. Иначе говоря, восстановителем может быть элемент, образующий более химически прочный оксид, чем восстанавливаемый элемент. Восстановительные процессы облегчаются, если они проходят в присутствии железа или его оксидов. Растворяя восстановленный элемент или образуя с ним химическое соединение, железо уменьшает его активность, выводит его из зоны реакции, препятствует обратной реакции - окислению. В ряде случаев температура плавления сплава с железом ниже температуры плавления восстанавливаемого элемента, следовательно, реакция может протекать при более низкой температуре.

В зависимости от вида применяемого восстановителя различают три основных способа получения ферросплавов: углевосстановительный, силикотермический и алюминотермический. Наиболее дешевым является углерод, поэтому его используют при производстве углеродистых ферромарганца и феррохрома, а

также всех сплавов с кремнием (кремний препятствует переходу углерода в сплав). Реакции восстановления металлов из их оксидов углеродом эндотермичны, поэтому углевосстановительный процесс требует подвода тепла - обычно это тепло, выделяемое электрическими дугами ферросплавной печи. Выплавку ферросплавов углевосстановительным процессом осуществляют в так называемых восстановительных (рудовосстановительных) ферросплавных печах, работающих непрерывным процессом, т.е. с непрерывной загрузкой шихты в печь и периодическим выпуском продуктов плавки.

Силикотермическим и алюминотермическим способами получают ферросплавы с пониженным или очень низким содержанием углерода: среднеуглеродистые и малоуглеродистые ферромарганец и феррохром, безуглеродистый феррохром, металлические хром и марганец, ферросплавы и лигатуры с титаном, ванадием, вольфрамом, молибденом, цирконием, бором и другими металлами. Эти сплавы выплавляют в рафинировочных ферросплавных печах, работающих периодическим процессом с выпуском из печи металла и шлака по окончании плавки. Когда выделяющегося при экзотермических реакциях тепла достаточно для получения металла и шлака в жидком виде, плавку проводят в футерованных шахтах (горнах).

2. Рафинировочные ферросплавные печи.

Рафинировочные ферросплавные печи служат для выплавки ферросплавов с низким содержанием углерода; они работают с выпуском сплава и шлака после окончания плавки. Они имеют круглую открытую ванну, а в остальном по своему устройству они ближе к дуговым сталеплавильным печам, на базе которых их конструируют.

Печи делают наклоняющимися, в связи с чем ванну крепят на люльке с механизмом ее наклона; ванна оборудована механизмом вращения, обеспечивающим ее круговое или возвратно-поступательное вращение в процессе плавки. Механизмы перемещения электродов и электрододержатели такие же, как в дуговых сталеплавильных печах; эти механизмы опираются не на люльку, а на пол цеха и при наклоне ванны электроды не наклоняются. Электроды применяют как самоспекающиеся, так и графитированные. Загрузка шихты такая же, как в

восстановительных ферросплавных печах.

3. Загрузка шихты в ферросплавные печи.

Шихту в ферросплавные печи загружают сверху из специальных печных карманов (бункеров), расположенных на некоторой высоте над печью и оборудованных затворами. После открывания затвора материал по труботечке ссыпается в печь.

В закрытые печи материалы подают двумя способами. Один из них предусматривает поступление материала из тетки в воронку, расположенную концентрически вокруг электрода и далее в печь через кольцевой зазор между отверстием в своде и электродом. Во втором случае материал из труботечки попадает в печь через отверстие в своде.

В первом случае шихта располагается в печи конусом вокруг электродов, во втором - в стороне от электродов под загрузочными течками. В открытые печи шихта из печных карманов также подается по труботечкам (лоткам), но их можно направить в определенное место ванны. Применяют также бросковые машины, передвигающиеся по рельсам вокруг печи; рабочий орган машины - лоток (лопата), вмещающий ~ 25 кг шихты, совершает бросковые движения. Доставку материалов в печные карманы из шихтового отделения ферросплавного цеха осуществляют несколькими способами. В шихтовых отделениях сырые материалы проходят специальную переработку и подготовку: их дробят, сортируют на фракции нужной крупности, некоторые материалы промывают и сушат. Далее во многих цехах материалы наклонным ленточным конвейером или скиповым подъемником доставляют в плавильный корпус цеха в бункеры, расположенные вблизи печей, а из них порциями с помощью дозирочной саморазгружающейся рельсовой тележки загружают в печные карманы. В ряде цехов материалы из дозирочных бункеров шихтового отделения доставляют системой конвейеров непосредственно в печные карманы.

4. Производство ферросилиция.

Ферросилиций применяют для раскисления и легирования стали и в качестве восстановителя при производстве некоторых ферросплавов. В электрических печах выплавляют ферросилиций различных марок с содержанием кремния от 19-

23 % (сплав ФС20) до 92-95% (сплав ФС92). При содержании кремния в сплаве в пределах 50-60 % и при загрязнении его фосфором и алюминием сплав рассыпается в порошок с выделением ядовитых летучих соединений. Поэтому сплав такого состава заводы не выпускают. Помимо кремния ферросилиций содержит железо и ряд примесей. Следует отметить, что ферросилиций содержит мало углерода, несмотря на применение углеродистого восстановителя и угольной футеровки печи. Объясняется это тем, что в присутствии кремния растворимость углерода в сплаве уменьшается. Чем больше в сплаве кремния, тем меньше сплав содержит углерода.

Для получения заданного содержания кремния в сплаве в шихту вводят рассчитанное количество железа в виде измельченной стружки углеродистой стали; железо, кроме того, облегчает восстановление кремния. В качестве восстановителя при выплавке ферросилиция применяют металлургический кокс кусками размером 10-25 мм.

Ферросилиций выплавляют в круглых печах различной конструкции — вращающихся и стационарных, открытых и закрытых. Рабочий слой футеровки выполняют из углеродистых блоков. Печь имеет две летки, одну рабочую и другую резервную. Плавку ведут непрерывным процессом. На колошник печи сверху непрерывно загружают шихту, а сплав периодически выпускают через летку. Процесс плавки происходит главным образом у электродов, под которыми горят электрические дуги. Здесь в зоне дуг в шихте образуется полость ("тигель") с очень высокой температурой. Стенки тигля непрерывно оплавляются, кремнезем восстанавливается, кремний растворяется в жидком железе, жидкий сплав опускается на подину, а новые порции шихты - в зону реакций. Кремний восстанавливается твердым углеродом по реакции:



идущей с большой затратой тепла, теоретическая температура ее начала равна 1554 °С. В присутствии железа восстановление кремния облегчается и идет при более низких температурах, поскольку железо, растворяя кремний, выводит его из зоны реакции, что сдвигает равновесие этой реакции вправо, в сторону восстановления кремния. Чем больше железа в шихте, тем при более низкой температуре

происходит восстановление кремния и образование ферросилиция.

Нормальный ход печи характеризуется медленным опусканием электродов по мере их сгорания и равномерным оседанием шихты вокруг этих электродов. Сплав выпускают 12-20 раз в сутки. Вскрытие летки производят прожиганием электрической дугой или кислородом, пробиванием железным прутком или при помощи бура. По окончании выпуска летку закрывают конической пробкой из смеси электродной массы и песка или огнеупорной глины и кокса.

5. Производство углеродистого ферромарганца.

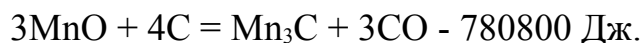
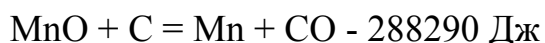
Ферромарганец применяют для раскисления и легирования стали. Марганцевые руды содержат много фосфора, поэтому и в ферромарганце содержание этого вредного элемента высокое.

Для выплавки ферромарганца используют нефлюсованный и офлюсованный марганцевый агломерат и концентраты марганцевых руд, железорудные окатыши либо железные руды или железную стружку и иногда известняк. Углеродистый ферромарганец выплавляют флюсовым или бесфлюсовым методом. Во втором случае процесс ведут без добавки извести и получают, кроме углеродистого ферромарганца, еще бесфосфористый марганцевый шлак (около 50 % MnO и менее 0,02 % P). Такой шлак используют вместо марганцевой руды для выплавки силикомарганца или малофосфористых марганцевых сплавов. Бесфлюсовым методом, перерабатывают богатые руды, а бедные руды с повышенным содержанием кремнезема - флюсовым методом. Выплавляют углеродистый ферромарганец в закрытых печах с угольной футеровкой, печи круглые и прямоугольной формы. При бесфлюсовом процессе шихтой служит марганцевый концентрат (агломерат), содержащий более 48 % Mn , кокс и железорудные окатыши либо железная стружка.

Плавку ведут непрерывным процессом при напряжении 110-160 В; невысокое напряжение желательно, чтобы уменьшить перегрев ванны и потери марганца в результате его испарения. Электроды погружают в шихту на глубину 1200-1500 мм. Вследствие глубокой посадки над зоной высоких температур находится большой слой шихты.

Высшие оксиды марганца (MnO_2 , Mn_2O_3 и Mn_3O_4) непрочны и легко восста-

навливаются оксидом углерода отходящих газов при низких температурах вверху слоя шихты. Оксид MnO восстанавливается в высокотемпературных приэлектродных зонах по следующим реакциям, протекающим со значительной затратой тепла:



Теоретическая температура начала этих реакций равна соответственно 1420 и 1227°C, в связи с чем преимущественное развитие получает восстановление по второй реакции, и сплав поэтому содержит много углерода. Сплав и шлак выпускают через летку одновременно в футерованный ковш или в стальной ошлакованный изнутри ковш, обеспечивая при этом отделение шлака (один из способов отделения состоит в том, что сплав, как более тяжелый, остается в ковше, а шлак переливается через сливной носок ковша в чугунные изложницы). Сплав разливают в изложницы или на разливочной машине в чушки. При бесфлюсовом процессе степень извлечения марганца в сплав равна ~ 60 %. При флюсовом процессе количество шлака равно 1,4-1,8 т/1т сплава; он содержит 8-20% Mn.

6. Производство силикомарганца.

Выплавляют товарный силикомарганец для раскисления и легирования стали и переплавный, используемый при выплавке низко- и среднеуглеродистого ферромарганца и металлического марганца. Товарный силикомарганец выплавляют непрерывным процессом в закрытых печах с угольной футеровкой при рабочем напряжении 120-200в. Шихтой служат марганцевые материалы (руда, концентрат, шлаки производства углеродистого и среднеуглеродистого ферромарганца), кокс, кварцит. Шихту загружают в печь равномерно, поддерживая у электродов возвышающиеся на 300мм конусы, глубина посадки электродов равна 1,6-2,3 м.

В высокотемпературных зонах у электродов происходит восстановление углеродом марганца и кремния из MnO и SiO₂; часть марганца и кремния восстанавливается из образующегося в зонах восстановления шлака (из силикатов марганца MnO•SiO₂). Для улучшения восстановления кремния требуются кислые шлаки (с высоким содержанием SiO₂) и высокие температуры (более высокие, чем при плавке углеродистого ферромарганца; температура силикомарганца и ферро-

марганца на выпуске составляет соответственно 1500 и 1350 °С). Восстанавливается и переходит в сплав 65-75 % марганца и ~ 40 % кремния шихты. Сплав и затем шлак выпускают через ~ 2 ч; сплав - в футерованный шамотом ковш, шлак - в стальную чашу. Сплав разливают в чушки на разливочной машине или в чугунные изложницы. Шлак гранулируют.

7. Производство углеродистого феррохрома.

Из всех легирующих элементов в сталях наибольшее применение находит хром. Для легирования стали хромом в нашей стране производят 17 марок феррохрома. Эти сплавы в основном отличаются по содержанию углерода, которое изменяется от 0,01 до 9 %.

Для выплавки углеродистого феррохрома применяют хромовые руды в основном Донского месторождения (Казахстан), которые содержат 30-58% Cr_2O_3 , остальное FeO , MgO , Al_2O_3 , SiC . В связи с истощением богатых руд в последние годы используют бедные (с содержанием до 30 % Cr_2O_3) руды, подвергая их обогащению и иногда агломерации. В качестве флюса применяют кварцит, необходимый для получения требуемых свойств и состава (27-32 % SiO_2) шлака.

В качестве восстановителя применяют отсортированный кокс размером 10-25мм, содержащий не более 0,5 % S и не более 0,04% P.

В состав хромовой руды входят оксиды железа, они вносят в сплав требуемое количество железа.

Углеродистый феррохром выплавляют непрерывным процессом в открытых и закрытых печах с магнезитовой футеровкой. Хромовую руду (или ее часть) берут тугоплавкую, трудновосстановимую (содержащую магнохромит $\text{MgO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$, восстанавливаемый углеродом при 1546°С) и плохо растворимую в шлаке, что обеспечивает формирование над расплавом феррохрома так называемого "рудного слоя", необходимого для окисления избыточных углерода и кремния в образующемся феррохроме.

Шихту загружают равномерно по поверхности колошника. Процесс плавки характеризуется следующим строением ванны по высоте: слой твердой шихты с проходящими здесь процессами твердофазного восстановления, зона плавления пустой породы и восстанавливающегося металла со слоем жидкого шлака внизу (у

конца электродов), "рудный слой", слой жидкого сплава. Газовых полостей под электродами нет.

Восстановление хрома протекает по следующим реакциям:



Термодинамически легче идет восстановления с образованием карбида хрома Cr_7C_3 , и эта реакция наиболее вероятна. Из оксидов железа руды углеродом легко восстанавливается железо, причем этот процесс опережает восстановление хрома; железо, растворяясь в карбиде хрома, облегчает восстановление последнего.

При температурах $\sim 1550^\circ\text{C}$ происходит плавление восстановленного металла с образованием феррохрома, капли которого стекают вниз; при температурах $\sim 1650^\circ\text{C}$ начинают расплавляться невосстановленные оксиды с образованием жидкого шлака.

Благодаря тому, что хромовая руда тугоплавка, трудновосстановима и плохо растворима в шлаке, на границе раздела шлак - жидкий феррохром формируется "рудный слой" - вязкий слой шлакового расплава с множеством кусочков руды. Во время прохождения капель сплава через "рудный слой" происходит частичное окисление углерода и кремния сплава за счет реагирования с кислородом оксидов руды (например, $\text{Cr}_7\text{C}_3 + \text{Cr}_2\text{O}_3 = 9 \text{Cr} + 3\text{CO}$) с одновременным восстановлением хрома из рудного слоя. В результате этого снижается содержание углерода и кремния в сплаве (например, в сплаве ФХ650 получается менее 6,5 % С и менее 2% Si).

Сплав и шлак выпускают через одну летку одновременно три-четыре раза в смену в футерованный ковш или в стальной ковш со шлаковым гарнисажем от предыдущего выпуска, избыток шлака из ковша перетекает в чугунные шлаковни.

Сплав разливают в чугунные изложницы (толщина слитка должна быть менее 200 мм для удобства дробления) или в чушки на разливочных машинах конвейерного типа.

Прокатное производство.

Прокатное производство является завершающей стадией производства ме-

талла. Поскольку сортамент проката разнообразен, на заводе может быть несколько прокатных цехов с соответствующими объему производства и сортаменту прокатными станами.

Металлургический завод включает три основных вида производств, составляющих так называемый металлургический цикл: производство чугуна, или доменное производство, сталеплавильное и прокатное производства. В зависимости от принятой структуры к основным производствам металлургических комбинатов могут относиться производство кокса с химическими цехами и горное хозяйство, включая, кроме добычи рудных и нерудных ископаемых, подготовку сырья к плавке (обогащение и окускование). В комплекс завода входят энергетическое хозяйство (электроэнергия, вода, тепло, кислород, воздух), ремонтные и вспомогательные службы.

Металлургические заводы по структуре могут быть с полным металлургическим циклом (чугун, сталь и прокат) и неполным (сталь, прокат). Существуют две технологические схемы производства металла.

По наиболее распространенной первой схеме слитки преимущественно в горячем виде подают в нагревательные колодцы блюмингов или слябингов. После нагрева их прокатывают в полупродукт — заготовку для станов окончательной прокатки. Вторая схема отличается от первой наличием установок непрерывной разливки и отсутствием обжимных станов. В ряде случаев литой полупродукт прокатывают на обжимных и заготовочных станах.

На некоторых заводах еще работают по старой технологии - сталь разливают в сравнительно мелкие слитки, которые прокатывают сразу в готовый прокат. При прокатке ряда сталей слитки охлаждают, зачищают, а затем в холодном виде нагревают и прокатывают в заготовку (слябы, блюмы). Применяется также зачистка горячих слитков.

Понятие об особой структуре заводов качественной металлургии, как о заводах с маломеханизированными, тихоходными, трудоемкими в обслуживании прокатными станами, устарело. Сфера качественной металлургии и объемы выпуска качественных и высококачественных сталей настолько расширены, что заводы качественной металлургии с полным циклом, с современным уровнем

прокатного производства не являются исключением.

1. Охлаждение, резка и правка проката

Режим охлаждения проката применяют четырех видов.

Обычный. Охлаждение производят на холодильниках, площадь которых выбирают по максимальной производительности и среднему времени естественного охлаждения.

Иногда на холодильниках создают условия регулируемого охлаждения, например для рессорной стали, что обеспечивает определенную ее твердость. В этих случаях применяют специальную укладку охлаждаемых полос (на ребро без промежутков).

Замедленный. Этот режим охлаждения применяют для крепких и легированных флокеночувствительных сталей. Охлаждение проводят в проходных отапливаемых печах, отапливаемых и неотапливаемых ямах и коробах.

Медленное охлаждение, начиная с 800-900°C, обеспечивает выравнивание температуры по сечению профиля и устраняет внутренние напряжения после прокатки. Для большинства сталей, замедленно охлаждаемых, применяют Изотермический режим: выдержка при 600-750°C, а затем охлаждение на воздухе.

Ускоренный. Этот режим охлаждения применяют для катанки и листа перед сматыванием в бунты и рулоны для получения определенной структуры и уменьшения окалинообразования. Применяют также водяное охлаждение в трубках или на рольгангах.

Регулируемое ускоренное охлаждение водой и на воздухе листа и ленты из различных сталей до 700-500° С перед сматыванием в рулоны делают для получения наиболее благоприятной и равномерной структуры. Охлаждение водой высокоуглеродистых и легированных сталей (У9, У12, 111Х15) производят для предотвращения образования карбидной сетки. Быстрый (термоупрочняющий) режим охлаждения обеспечивает закалку с последующим режимом самоотпуска с прокатного нагрева. С этой целью применяют регулируемые системы быстрого охлаждения водой.

2. Листопрокатное производство

Удельный вес листовой продукции в современной структуре сортамента

проката непрерывно увеличивается. Это связано не только со спецификой отдельных отраслей промышленности, но и с преимуществами внедрения листового металла в машиностроении (вместо трудоемкого литья, поковок), развития сварных конструкций, увеличения производства сварных труб, в том числе для магистральных трубопроводов, и т. д.

Исходными заготовками для листов служат обжатые или литые (на установках непрерывной разливки стали) плоские заготовки - слябы. Резко сократилось производство листа непосредственно из слитков, характерное для старых толстолистовых станов и тонкого листа из полосы, сутунки, билета, карточки. Наблюдается тенденция увеличения веса обжатых и литых слябов до 25-30 т, что обеспечивает укрупнение рулонов листа, выгодное для дальнейшей обработки. Горячую прокатку тонких листов производят на непрерывных и полунепрерывных станах, которых в настоящее время насчитывается в мире более 100 штук с суммарной производственной мощностью до 130 млн. т в год. Проявляется тенденция увеличения веса рулона и уменьшения толщины горячекатаного листа (до 1,2 мм). Получили развитие высокопроизводительные цехи холодной прокатки, рассчитанные на рулоны укрупненного веса (до 45 т), а также многовалковые станы для прокатки тончайших лент и листов.

3. Производство толстолистовой стали

Согласно нормам, толстолистовая сталь имеет толщину 4-160мм и ширину 600-3800 мм, длина листов колеблется в пределах 2-20 м. Исходным материалом для толстых листов могут служить слитки и слябы. Тяжелые листы (плиты) для сварных станин, рам, котлов высокого давления прокатывают из слитков весом 8-250 т.

Слябы для толстых листов подбирают в соответствии с раскроем листов толщиной 150-500мм, шириной 600-2000 мм и длиной 2-6 м.

Слитки нагревают в нагревательных колодцах или печах с выдвижным подом. Последний способ применяют на старых станах: он очень трудоемок и не экономичен. На некоторых заводах, не имеющих обжимных станов, прокатку ведут на комбинированных станах из слитков.

В листовом производстве и особенно при производстве толстых листов

имеет большое значение правильное назначение плавок, слитков или слябов в соответствии с данными плавочного химического анализа, качественной характеристики сляба по зоне (высоте) слитка и размерами с точки зрения выполнения требований заказчика к готовому, обрезанному листу. Для наиболее экономичного раскроя готовых листов надо правильно определить массу и исходные размеры слитка и сляба. Такие расчеты относятся к области фабрикации в листопрокатном производстве. Существует также понятие о фабрикации коэффициенте, или расходе металла на изготовление годного обрезанного листа, в отличие от расходного технологического коэффициента, включающего оптимальные потери металла на угар, боковую и торцовую обрезь. При производстве листов большое значение для выхода годного по раскрою имеет форма полученного раската, зависящая от настройки и состояния валков, соблюдения принятой схемы разбивки ширины, что в свою очередь определяет конфигурацию переднего и заднего концов и боковых сторон раската. Для качества листов большое значение имеет также удаление окалины в процессе прокатки, режим обжатий, профилировка валков и температурные условия прокатки.

Для отдельных сталей гидросбивом пользуются осторожно, чтобы температура конца прокатки не была ниже $800\text{—}1050^\circ\text{C}$; снижение температуры ниже 750°C вызывает наклеп металла. Оптимальной температурой конца прокатки считается $820\text{--}920^\circ\text{C}$; при повышенных температурах конца прокатки увеличивается зерно, ухудшаются пластические свойства, особенно вязкость. Приходится иногда прибегать к подстуживанию перед последними проходами, при этом важно обеспечить условия равномерного охлаждения. Различные температурные условия прокатки приводят к разнотолщинности по ширине листа.

Листовые станы в отличие от сортовых характеризуются длиной бочки чистовых валков, так как этим определяются возможности получения максимальной ширины листа. Иногда в названии стана, кроме ширины, указывают и диаметры валков чистовой клетки.

По числу и расположению рабочих клеток толстолистовые станы бывают одноклетевые (дурерверсивные, кварто-реверсивные, трио Лаута), двухклетевые линейные и с последовательным расположением (тандем), полунепрерывные и

непрерывные.

Одноклетевые и двухклетевые линейные станы, как малопроизводительные и не обеспечивающие хорошего качества продукции, применяют редко. Специализированными толстолистовыми станами принято считать двухклетевые станы с последовательным расположением клеток - для прокатки листов толще 8-12мм и шире 1850мм, так как более тонкие и узкие листы выгоднее прокатывать на полунепрерывных и непрерывных тонколистовых станах. Новые специализированные толстолистовые станы строят с длиной бочки валков 2000-5000мм (чаще 2800-4300мм). Современные толстолистовые станы (двухклетевые) имеют производительность 900-1200 тыс. т в год, есть и более производительные специализированные полунепрерывные станы для прокатки толстых листов шириной более 3000 мм.

4. Холодная прокатка и очистка от масла

Полистный (карточный) способ холодной- прокатки характерен для реверсивных и нереверсивных станов дуо и кварто. Некоторые современные станы, предназначенные для прокатки высококачественного металла, прокатывают отдельные листы.

Реверсивные станы с рулонным способом производства применяют главным образом для холодной прокатки легированной стали. Реверсивные одноклетевые станы кварто могут работать на толстом подкате (3-6 мм) и прокатывать лист толщиной до 0,5мм, а в некоторых случаях и более тонкий.

Для прокатки особо тонких листов и жести (тоньше 0,18 мм) применяют многовалковые станы. На многоклетевых станах уменьшения толщины полос достигают за счет увеличения числа клеток (до 5-6) или дополнительной прокаткой на двух или трехклетевых непрерывных станах (до 0,08 мм). Многовалковые станы (12- и 20-валковые) широко применяют при прокатке труднодеформируемых легированных сталей и сплавов.

При полистном способе прокатки карточки в валки задают вручную. На нереверсивном стане после прокатки партии листов с одним и тем же обжатием пакеты переносят на переднюю линию клетки краном или транспортером для следующего прохода.

Прокатку на реверсивном стане рулонов ведут следующим образом. Полосу с разматывателя задают в валки, а затем передний конец заправляют в моталку. После заправки начинается процесс прокатки с натяжением. Таким же образом после заправки заднего конца прокатку ведут в обратном направлении. Скорость прокатки на реверсивных станах составляет 6-15 м/сек, производительность этих станов достигает 350 тыс. т в год.

5. Отделка готовой продукции

Отделка холоднокатаного листа включает дрессировку, правду, резку, сортировку, приемку и упаковку готовой продукции. Дрессировка (обжатия 0,5—3,0%) обязательна для листа, подвергающегося глубокой штамповке. При дрессировке прочность возрастает на 10—15% при хорошей пластичности металла. Одновременно при дрессировке лист калибруется по толщине и можно получить любую требуемую поверхность — блестящую, глянцевую, полированную, матовую или шероховатую.

Дрессировку проводят за один проход в одной или двух клетях без смазки и охлаждения валков. На современных двухклетевых дрессировочных станах, предназначенных в основном для дрессировки жести, скорость прокатки достигает 30 м/сек. Производительность двухклетевых станов составляет 450 тыс. т в год, но есть аналогичные станы с более высокой производительностью.

Список литературы

1. Воскобойников В.Г. «Общая металлургия».

2. Вегман Е.Ф. «Металлургия чугуна».
3. Кудрин В.А. «Металлургия стали».
4. Сысков К. И., Королёв Ю. Г. Коксохимическое производство. М., «Высшая школа», 1969.
5. Лейбович Р. Е. и др. Технология коксохимических производств. М., «Металлургия», 1974.

Приложения

Рис 3. Щековая дробилка в разрезе

1— неподвижная щека; 2 — футеровочные плиты; 3 — подвижная щека; 4 — головка шатуна; 5 — пружины; 6 — распорные плиты; 7 — тяги; 8 — основание шатуна; 9 — предохранительная пластина; 10 — стальной стержень (пуансон)

дробленного

Рис. 4. Конусная дробилка с верхней опорой вертикального вала и разгрузкой продукта через нижнюю кольцевую щель

Рис. 5. Шаровая мельница

Рис. 6. Общий вид барабанного грохота

Рис. 7 Барабанный сепаратор для гравитационного обогащения руд

Рис. 8. Головная часть агломерационной машины

Рис. 9. Схема камер коксовых печей