

Н.П. Свинолобов, В.Л. Бровкин

# ПЕЧИ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Учебное пособие



Второе издание, дополненное и  
переработанное

Рекомендовано Министерством  
образования и науки Украины в качестве  
учебного пособия для студентов  
металлургических специальностей  
высших учебных заведений

Дніпропетровськ  
"Пороги"  
2004

УДК 669.041/046  
ББК 34.32  
С 24

**Свинолобов Н.П., Бровкин В.Л.**

С 24

Печи черной металлургии: Учебное пособие для вузов. – Днепропетровск: Пороги, 2004. – 154 с.

Представлены наиболее распространенные печи и тепловые агрегаты по всем технологическим переделам черной металлургии, начиная от подготовки сырья до термической обработки готовой продукции.

Предназначено для студентов металлургических специальностей вузов.

Рекомендовано Міністерством освіти і науки України  
як навчальний посібник для студентів металургійних  
спеціальностей вищих навчальних закладів  
(лист Міністерства освіти і науки України  
№ 14/18.2-88 від 14.01.2002 р.)

Рецензенти:

Бородулін О.В. – доктор технічних наук, провідний науковий співробітник Інституту чорної металургії Національної Академії Наук України (м. Дніпропетровськ);

Циганков Г.Т. – доктор технічних наук, професор кафедри енергетики Українського державного хіміко-технологічного університету (м. Дніпропетровськ)

## Введение

Обычно студенты-теплотехники начинают изучение конструкций и принципов тепловой работы печей при прохождении таких дисциплин, как "Введение в специальность", "Теплотехника", "Тепловая работа и конструкции плавильных печей", "Технология нагрева стали" и др. В литературе по металлургической теплотехнике нет систематизированной информации по основным печам, используемым в чёрной металлургии. Чаще всего рассматриваются сталеплавильные и нагревательные печи и, эпизодически, другие типы печей.

Между тем, любой студент, а не только теплотехник, должен владеть системной информацией по функционированию металлургического завода и его реперных (первичных) точек в виде печей. Без понимания роли каждой печи в общем технологическом процессе металлургического предприятия трудно запомнить их назначение и, тем более, особенности работы.

В этой связи в учебном пособии приведены ключевые схемы взаимосвязи разных печей, начиная от печей подготовки сырья до печей для термической обработки готовых изделий. После этого рассмотрены принципы и особенности работы наиболее характерных конструкций печей. Где это уместно, приведены показатели по теплоиспользованию конкретных печей и даны предложения по снижению энергопотребления печей. Последнее может быть использовано студентами при самостоятельном выборе темы научно-исследовательской и дипломной работы. Его цель – натолкнуть мысль студента на новые идеи в совершенствовании технологии работы и конструкции печей.

Данное учебное пособие можно рассматривать как практическое приложение к учебной литературе по теоретическим основам металлургической теплотехники или как отдельное издание, носящее в какой-то мере справочный характер по металлургическим печам.

Авторы благодарны своим коллегам – преподавателям кафедры "Теплотехники и экологии металлургических печей" Национальной металлургической академии Украины за помощь при обсуждении идеи учебного пособия и подборе материала. Хотелось бы выделить роль заведующего кафедрой ТЭМП профессора В.И. Губинского, создавшего условия для реализации творческих возможностей авторов при написании пособия. Особую благодарность авторы выражают доценту кафедры ТЭМП Ю.Я. Абраменкову и доценту кафедры металлургии стали К.Г. Низяеву за ценные советы и замечания, которые способствовали улучшению содержания пособия.

## 1. Технологические цепочки в металлургии

Промышленная печь – устройство для тепловой обработки материалов.

Для лучшего запоминания особенностей тех или иных печей желательно уяснить место этих печей в основных технологических цепочках металлургических предприятий. Основная, но не самая совершенная технологическая цепочка металлургического предприятия, представлена на рис. 1.1. На этом рисунке прямоугольниками обозначены основные типы (группы) печей, а овалами и кружочками – название используемого или образующегося материала. Для удобства пользования на схеме не показаны некоторые шихтовые материалы, используемые в ферросплавной, агломерационной, доменной, литейной и сталеплавильной печах, такие как: скрап, бой шамотного кирпича, плавиковый шпат, боксит, песок, марганцевая руда и некоторые другие.

Эта цепочка технологии является общей (полной), но на конкретном металлургическом предприятии могут отсутствовать отдельные типы печей. Чаще всего отсутствуют печи для подготовки сырья. Так, коксовая печь обычно принадлежит коксохимическому заводу, а ферросплавная печь – ферросплавному заводу. Попутно отметим, что печи для подготовки сырья связаны с обработкой пылевидных материалов и поэтому являются самыми неблагоприятными с экологической точки зрения.

Технологическая цепочка постоянно совершенствуется с целью исключения из неё комплекса коксовых и доменных печей. Это происходит на базе так называемой бескоксовой металлургии или технологии прямого получения железа (металлизованного сырья). Бескоксовая металлургия подразумевает включение в технологическую цепочку печи металлизации сырья. Структурно эта печь, можно сказать, замещает доменную печь (рис. 1.2).

Кроме того, с введением установок непрерывного литья заготовок, из технологической схемы удаляется нагревательный колодец. Роль методической печи, как основного элемента схемы, падает до уровня вспомогательной подогревательной печи. Современные заводы в мире создаются на основе схемы, подобной той, которая представлена на рис. 1.2. Металл, полученный по этой схеме, более качественный и немного дешевле. Качество выше из-за отсутствия кокса, вносящего в сталь серу и фосфор. Дешевизна достигается за счёт исключения из технологической цепочки отдельных структурных элементов.

Возникает вопрос: для чего изучать печи традиционной схемы, если эти схемы мало перспективны в техническом плане? Во-первых, в мире ещё достаточно много печей, работающих по традиционной схеме. Во-вто-

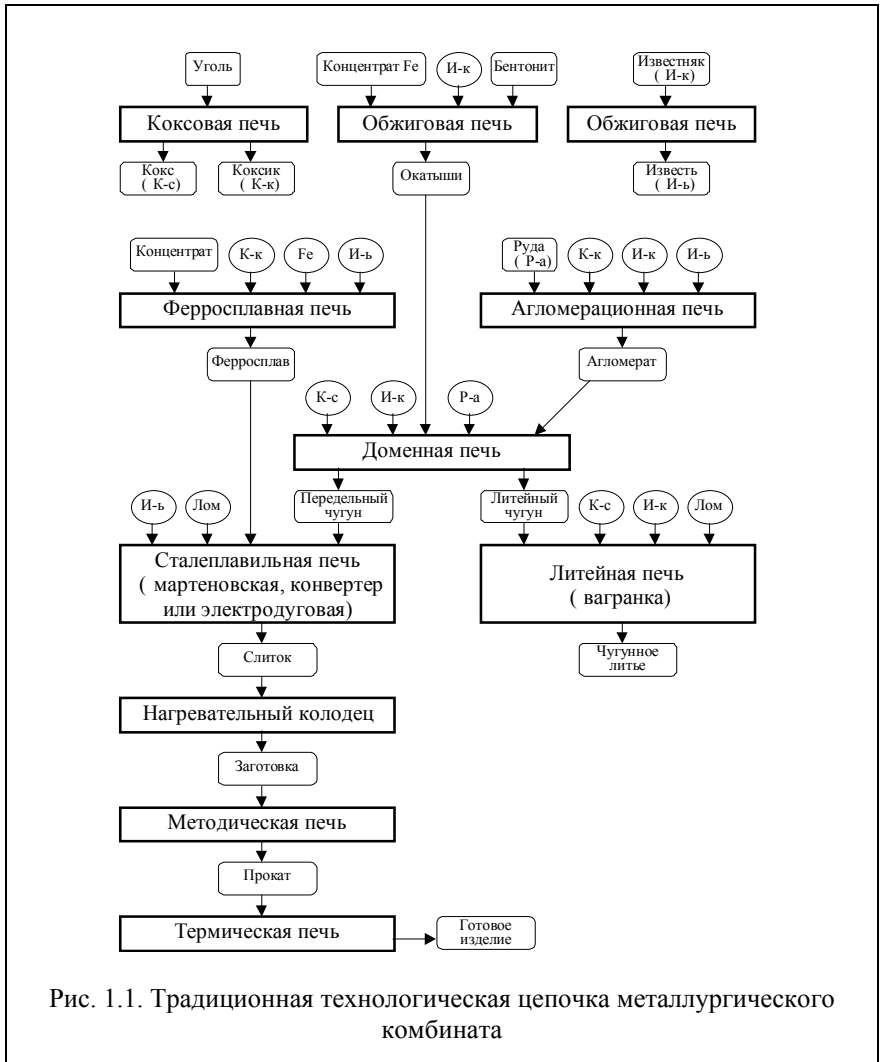
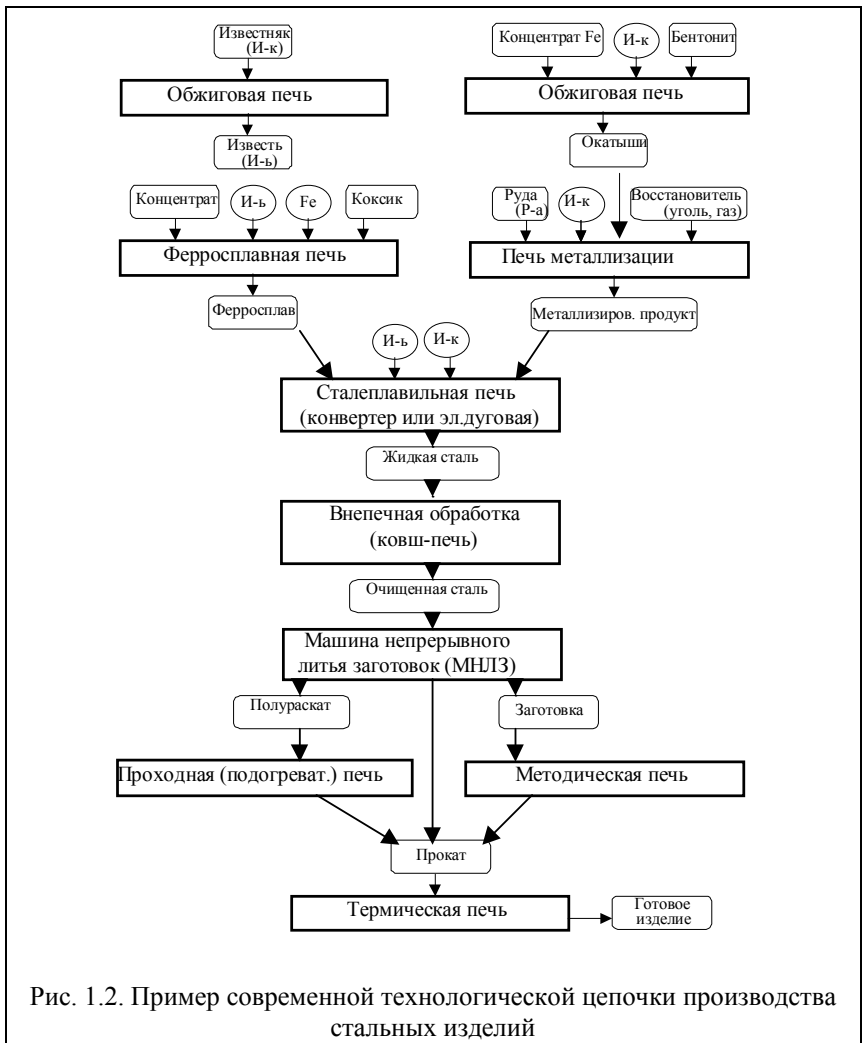


Рис. 1.1. Традиционная технологическая цепочка металлургического комбината

рых, существует множество мини-заводов, не имеющих возможности организовать полную технологическую цепочку и использующих под свои конкретные цели элементы традиционной схемы.

Исходя из современной технологической цепочки, можно перечислить продукты промежуточной обработки, являющиеся товаром на металлургическом рынке: известняк, концентрат железа и руда, бентонит, окашки, металлизованные окашки, концентраты ферросплавного производства



(концентрат хрома, марганца и т.д.), ферросплавы (феррохром, ферромарганец и т.д.), заготовка, прокат (лист, труба, уголок, швеллер и т.д.).

В долгосрочном плане известны тенденции с перемещением печей для подготовки сырья (экологически грязные производства) в беднейшие страны, а электросталеплавильных, нагревательных и термических печей – в богатые, развитые страны.

## 2. Печи для подготовки сырья

### 2.1. Коксовая печь

Коксовая печь – печь для превращения каменного угля в кокс. В свою очередь, кокс – это твердый углеродистый остаток, образующийся при нагревании различных топлив (каменного угля, торфа и т.п.) до 950-1050 °С без доступа воздуха. В черной металлургии наиболее распространен каменноугольный кокс, применяемый в качестве топлива в доменных печах и вагранках. Содержание углерода в коксе 96-98 %, низшая теплота сгорания около 29 МДж/кг (7000 ккал/кг), что примерно соответствует теплоте сгорания условного топлива.

Коксовая печь состоит из двух главных элементов: из камеры коксования и отопительных простенков. В отопительных простенках сжигается топливо. В камере коксования находится обрабатываемый материал (уголь, кокс). Стенки камеры выполнены из огнеупорного кирпича и служат муфелем, предохраняющим материал от окисления. Камера коксования имеет такие ориентировочные размеры: длина 13-15 м, высота 4,2-5 м, ширина 0,4-0,45 м.

Коксовые печи собирают в коксовые батареи по 40-70 штук. Общий вид коксовой батареи приведён на рис. 2.1, а поперечный разрез печей – на рис. 2.2. Загрузка угля происходит через отверстия в своде печи из погрузочной тележки, которая перемещается сверху печей. Выдача готового кокса – через боковые двери посредством выталкивателя. После выдачи кокс попадает в вагон, в котором выполняется мокрое или сухое тушение кокса во избежание его загорания. Температура выдачи кокса около 1000 °С. Температура дыма в обогреваемом простенке около 1300-1400 °С. Процесс коксования длится 13-16 часов.

Печь отапливается обычно доменным газом или коксовым газом, выделяющимся в процессе коксования угля. Глубокая утилизация теплоты дымовых газов достигается в керамических регенераторах.

Для справки: регенератор – теплообменник, в котором передача теплоты осуществляется путем поочередного соприкосновения теплоносителей с одними и теми же поверхностями аппарата. Во время соприкосновения с "горячим" теплоносителем стенки и насадка регенератора нагреваются, с "холодным" – охлаждаются, нагревая его. В свою очередь, насадкой регенератора называется наполнитель камеры регенератора, служащий для аккумуляции теплоты во время нагрева и отдачи его нагреваемому воздуху или газу. Другой тип теплообменников – рекуператор – теплообменный аппарат поверхностного типа, в котором теплота горячего теплоносителя передается холодному через разделительную стенку.

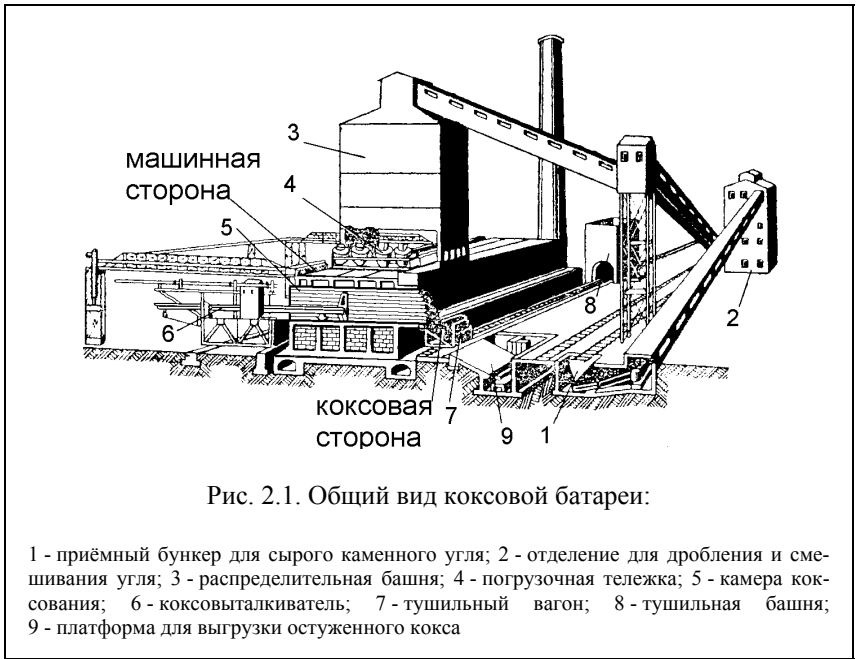


Рис. 2.1. Общий вид коксовой батареи:

1 - приёмный бункер для сырого каменного угля; 2 - отделение для дробления и смешивания угля; 3 - распределительная башня; 4 - погрузочная тележка; 5 - камера коксования; 6 - коксывыталькиватель; 7 - тушильный вагон; 8 - тушильная башня; 9 - платформа для выгрузки остуженного кокса

В коксовых печах через регенератор сначала идёт дым (сверху вниз), а после срабатывания перекидных клапанов – воздух (снизу вверх). Перекидной клапан – устройство для изменения направления движения воздуха (газа) или продуктов горения в печах, использующих регенераторы. Чем меньше время между перекидками клапанов, тем ниже температура продуктов горения, отходящих из регенератора, и соответственно, ниже расход топлива на отопление печи, но, с другой стороны, при частом срабатывании снижается стойкость механических перекидных устройств. Время между перекидками клапанов составляет обычно от 15 до 30 минут. Цикл повторяется непрерывно. Таким образом, дым нагревает стенки и насадку регенератора, а воздух – остужает. Топливо тоже может проходить через регенератор и нагреваться, – в противном случае топливо подаётся непосредственно в камеру горения через горелку, соединённую с газораспределительным каналом.

В зависимости от конструкции отопительного простенка коксовые печи бывают: а) с перекидными каналами (ПК); б) с парными вертикалами в отопительных простенках и с рециркуляцией продуктов горения (ПВР).

В печах с перекидными каналами (ПК) отопительные простенки разделены вертикальными перегородками на отдельные каналы, которые соединены в верхней части сборным коллектором. Каждая пара простенков,



находящихся по обе стороны камеры коксования, соединена несколькими перекидными каналами. Печи ПК имеют ряд недостатков, ограничивающих их применение: неравномерность нагрева коксового пирога по высоте, большое гидравлическое сопротивление, недостаточная герметичность отопительной системы и повышенный расход топлива. Для уменьшения неравномерности нагрева применяют утолщение нижней части кладки камеры коксования.

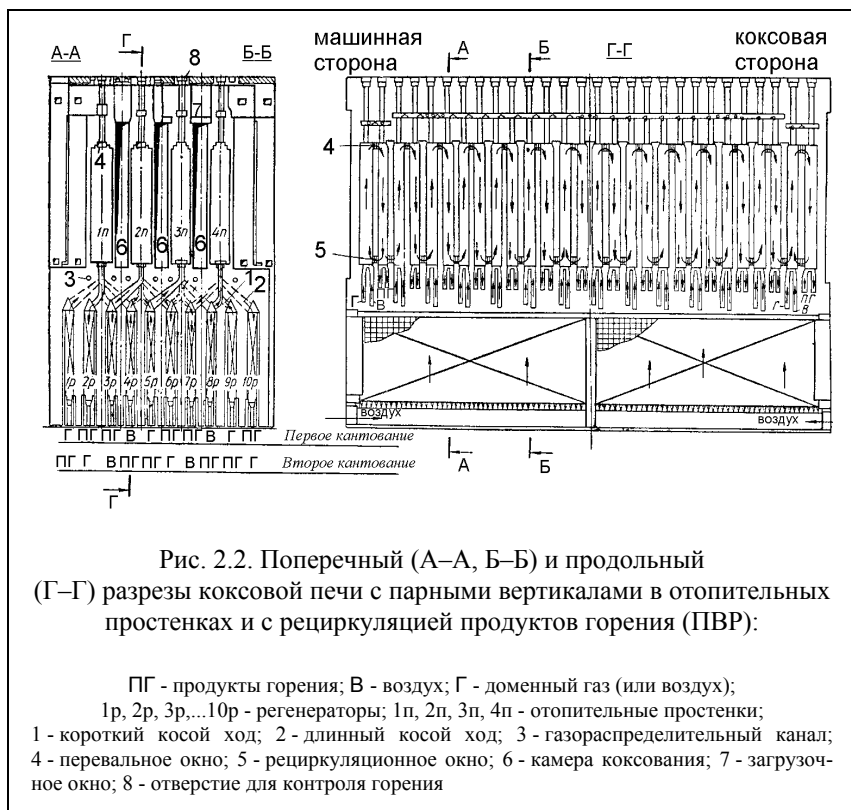


Рис. 2.2. Поперечный (А–А, Б–Б) и продольный (Г–Г) разрезы коксовой печи с парными вертикалями в отопительных простенках и с рециркуляцией продуктов горения (ПВР):

ПГ - продукты горения; В - воздух; Г - доменный газ (или воздух);

1р, 2р, 3р,...10р - регенераторы; 1п, 2п, 3п, 4п - отопительные простенки;

1 - короткий косой ход; 2 - длинный косой ход; 3 - газораспределительный канал; 4 - перевальное окно; 5 - рециркуляционное окно; 6 - камера коксования; 7 - загрузочное окно; 8 - отверстие для контроля горения

В печах типа ПВР каждый отопительный простенок разделяется на парные каналы (вертикали) с рециркуляцией продуктов сгорания через соединительные (рециркуляционные) окна внизу разделительных стен (см. рис. 2.2). Рециркуляция осуществляется за счет инжектирующего действия топливоздушных струй и разности плотностей опускающихся продуктов сгорания и направленного вверх факела в смежных вертикальных каналах. В факельный процесс вовлекается до 40 % отработанных продуктов сгора-

ния, в результате чего резко увеличивается равномерность нагрева по высоте каналов по сравнению с печами типа ПК. Так, например, перепад температур по высоте коксового пирога в печах ПВР – не более 50 °С.

При коксовании одной тонны сухого каменного угля получают в среднем 750 кг кокса, 300-330 м<sup>3</sup> коксового газа, 35 кг смолы, 10-11 кг бензольных углеводородов и 3 кг аммиака в виде сульфата аммония.

Ориентировочный материальный баланс коксования угля приведен в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Пример материального баланса коксования угольной шихты (кг/кг)

Расчет	Приход			Расход								
	сухая шихта	влага шихты	итого	кокс	коковый газ	влага шихты	смола безводная	пирогенетическая влага	сырой бензол	сера в пересчете на H <sub>2</sub> S	аммиак 100 %-ный	итого
На 1 кг влажной шихты	0,913	0,087	1,00	0,702	0,136	0,087	0,033	0,024	0,01	0,005	0,003	1,00
На 1 кг сухого кокса	1,301	0,124	1,425	1,00	0,194	0,124	0,048	0,034	0,014	0,007	0,004	1,425

Ориентировочный тепловой баланс коксовой печи приведен в табл. 2.2. Данный тепловой баланс построен на основе материального баланса табл. 2.1. В тепловом балансе принято: объем камеры коксования – 41,6 м<sup>3</sup>; коэффициент расхода воздуха  $n = 1,4$ ; оборот печи – 13 часов; разовая загрузка – 31,8 тонны влажной шихты.

Таблица 2.2

Пример теплового баланса коксовой печи (на 1 кг сухого кокса)

Приход теплоты	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход теплоты	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Химическая энергия топлива	3748	98,0	1. Физическая теплота, уносимая коксом при выгрузке при $t = 1025 \text{ }^\circ\text{C}$	1524	39,8
2. Физическая теплота загружаемой шихты при $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$	38	1,0	2. Физическая теплота, уносимая коксовым газом и летучими продуктами коксования при $t = 750 \text{ }^\circ\text{C}$	1302	34,1
3. Физическая теплота воздуха при $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$	33	0,9	3. Потери теплоты с уходящими продуктами сгорания (после регенераторов) при $t = 345 \text{ }^\circ\text{C}$	683	17,8
4. Физическая теплота коксового газа при $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$	6	0,1	4. Потери теплоты через кладку в окружающую среду	316	8,3
5. Химическая энергия реакций коксования (компенсирована эндотермическими реакциями)	0	0			
Итого	3825	100	Итого	3825	100

В коксовых печах коэффициент использования химической энергии топлива в рабочем пространстве печи (КИТ) достигает 0,8-0,85. Удельный расход теплоты составляет 3,3-3,8 МДж/кг кокса, что соответствует 110-130 кг у.т./т шихты. Напомним, что 1 кг у.т. = 29,308 МДж.

Можно рекомендовать следующие пути снижения расхода топлива на коксование:

применение установок сухого тушения кокса взамен водяного тушения с использованием полученной теплоты кокса на производство горячей воды, пара, горячего воздуха. Это позволит получить, например, около 0,8-1,2 ГДж теплоты в виде пара на 1 тонну кокса при одновременном повышении качества кокса;

использование теплоты газообразных продуктов коксования, имеющих температуру 600-750 °С. Пока эта теплота не используется, так как газ содержит много смолы и применение обычных теплообменников невозможно;

более полное использование теплоты продуктов горения путём совершенствования конструкции регенераторов. В частности, нужна насадка с большой удельной поверхностью нагрева;

оптимизация времени между кантовками (перекидками клапанов). Чем меньше время кантовки, тем меньше могут быть объём регенератора и тепловые потери, но вместе с этим снижается стойкость механического оборудования;

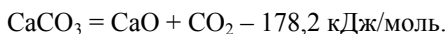
совмещение процесса термической подготовки (подогрева) шихты и сухого тушения кокса, в результате чего возможно снизить расход теплоты на коксование примерно на 25-30 %.

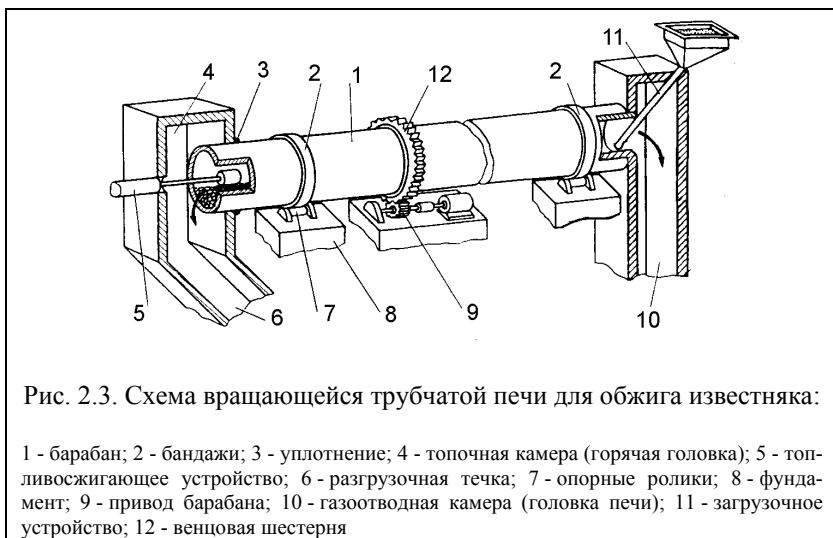
## 2.2. Обжиговая печь для производства извести

Обжиговая печь предназначена для обжига различных материалов и изделий (известняк, магнезит, доломит, огнеупорная глина, руда, а также огнеупорный кирпич, фарфоровые изделия, краска на посуде и т.п.). Обжиговые печи бывают шахтными, вращающимися, камерными, туннельными и др.

В качестве примера рассмотрим вращающуюся трубчатую печь (рис. 2.3) для обжига известняка ( $\text{CaCO}_3$ ) с целью получения извести ( $\text{CaO}$ ).

Процесс обжига состоит из двух стадий: нагрев известняка до температуры 900 °С и далее выдержка при температуре 900-1000 °С для разложения известняка по формуле:





Печь состоит из следующих частей:

- а) загрузочной головки (загрузочное устройство + газоотводная камера);
- б) металлического барабана, изнутри футерованного огнеупорным кирпичом;
- в) горячей головки (топочная камера + разгрузочная течка).

Вращение барабана обеспечивается приводом, соединённым с венцовой шестерней барабана. Барабан опирается через свои бандажы на опорные ролики, которые берут на себя всю нагрузку. Диаметр барабана 2,5-3,5 м, а длина – 60-80 метров.

Печь работает следующим образом. Известняк подаётся в печь из специального бункера, расположенного у верхнего торца печи, далее транспортируется через печь за счёт вращения барабана, наклоненного к горизонту под углом 1-2 градуса, нагреваясь при этом до 900-1000 °С. Выдача готовой извести производится из противоположного конца барабана через разгрузочную течку. Горячие дымовые газы образуются при сжигании топлива со стороны горячей головки и, проходя по барабану, постепенно отдают теплоту известняку. Температура дыма примерно на 200-300 °С выше температуры нагреваемого известняка по всей длине печи.

С горячей сухой известью, выгружаемой из рабочего пространства печи, расходуется до 10-15 % теплоты, используемой в печи. Часть этой теплоты возвращается в печь с воздухом горения. Для этого под печью устанавливается вращающийся контактный теплообменник, в котором известь остывает, а воздух, подаваемый для ее охлаждения, – нагревается.

Существенный недостаток свежееобожженной извести (CaO) – это необходимость ее немедленного использования. Даже при непродолжительном хранении известь реагирует с влагой воздуха, в результате чего образуется гашеная известь  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ .

Ориентировочный материальный баланс обжига известняка приведен в табл. 2.3, а соответствующий ему тепловой баланс вращающейся печи (в комплекте с контактным теплообменником) – в табл. 2.4.

Таблица 2.3

Ориентировочный материальный баланс обжига известняка

Приход	кг/кг шихты	кг/кг извести	Расход	кг/кг шихты	кг/кг извести
1. Известняк с гидратной влагой	0,950	1,765	1. Известь (сухая)	0,538	1,000
2. Влага	0,050	0,093	2. Диоксид углерода ( $\text{CO}_2$ )	0,390	0,724
			3. Водяные пары	0,053	0,098
			4. Пыль известняка	0,019	0,036
Итого	1,000	1,858	Итого	1,000	1,858

Таблица 2.4

Ориентировочный тепловой баланс барабанной вращающейся печи для обжига известняка (на 1 кг извести)

Приход теплоты	кДж/кг	%	Расход теплоты	кДж/кг	%
1. Химическая энергия топлива	4686	98,00	1. Химическая энергия эндотермических реакций ( $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 + 2\text{H}_2\text{O}$ ; $\text{MgCO}_3 \rightarrow \text{MgO} + \text{CO}_2$ ; $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$ )	2756	57,63
2. Химическая энергия экзотермических реакций взаимодействия CaO с $\text{Al}_2\text{O}_3$ , $\text{SiO}_2$ и $\text{Fe}_2\text{O}_3$	11	0,23	2. Физическая теплота уходящего дыма ( $t = 300^\circ\text{C}$ ), включая водяные пары и $\text{CO}_2$ , образовавшиеся при эндотермических реакциях и испарении влаги	930	19,45
3. Физическая теплота загружаемой шихты при $t = 20^\circ\text{C}$	37	0,77	3. Потери теплоты через кладку стен барабана	703	14,70
4. Физическая теплота воздуха при $t = 20^\circ\text{C}$	37	0,77	4. Теплота испарения влаги	232	4,86
5. Физическая теплота пыли, возвращаемой в печь после циклона	11	0,23	5. Физическая теплота извести ( $t = 100^\circ\text{C}$ ) после контактного теплообменника для подогрева воздуха	92	1,92
			6. Физическая теплота пыли, выносимой из печи ( $t = 300^\circ\text{C}$ )	69	1,44
Итого	4782	100	Итого	4782	100

Печи для обжига известняка потребляют очень много энергии. Расход условного топлива составляет около 90-100 кг у.т./т известняка или 160-190 кг у.т./т извести.

Значительный расход топлива в обжиговой печи делает её привлекательной для совершенствования. Известно, что около 20-30 % всей потребляемой теплоты уходит с дымовыми газами. Поэтому можно предложить варианты утилизации теплоты дымовых газов, в том числе с использованием воздушных рекуператоров, некорродирующих в присутствии большого количества пылевидной извести в дыме. Но, по-видимому, самое перспективное – это использование теплоты дыма для подогрева известняка перед загрузкой в печь. Для интенсификации же теплообмена в самой печи желательна установка в районе загрузочной головки на внутренних стенках барабана лопаток, которые бы увеличили площадь контакта пересыпающегося известняка.

### 2.3. Ферросплавная печь

Ферросплавная печь – электрическая печь для выплавки ферросплавов (ферросилиция, ферромарганца, феррохрома и др.) посредством теплоты, создаваемой электрической дугой переменного тока. Ферросплавы – это сплавы железа с кремнием, марганцем, хромом и другими элементами, применяемые в производстве стали для легирования и улучшения ее свойств. Часто применяется и другое определение ферросплавной печи: это рудно-термическая печь для выплавки ферросплавов. В свою очередь, рудно-термическая (или рудовосстановительная) печь – электрическая дуговая печь для выплавки металлов и сплавов из рудных материалов.

Конструкция ферросплавной печи определяется технологическими процессами выплавки ферросплавов: электротермическими и металлотермическими. В основу классификации ферросплавных печей принята мощность печного трансформатора, выраженная в МВА. В условных обозначениях печи приняты правила: первая буква – метод нагрева: рудно-термический (Р); вторая буква – форма ванны: круглая (К) и прямоугольная (П); третья буква – конструктивный признак: открытая (О), закрытая (З) герметичным сводом, полузакрытая (П). Например, печь РКЗ-16,5 является круглой с закрытым сводом и мощностью 16,5 МВА.

Ферросплавные печи могут быть непрерывного (восстановительные) и периодического (рафинировочные) действия.

В качестве примера на рис. 2.4 приведен общий вид ферросплавной печи типа РКЗ. В соответствии с классификацией печь является рудно-термической с круглой ванной и закрытым сводом. На следующем рис. 2.5 показан свод печи (в плане). Печь выполняется в виде низкой шахты цилиндрической формы, в которой находятся три вертикально расположенных электрода.

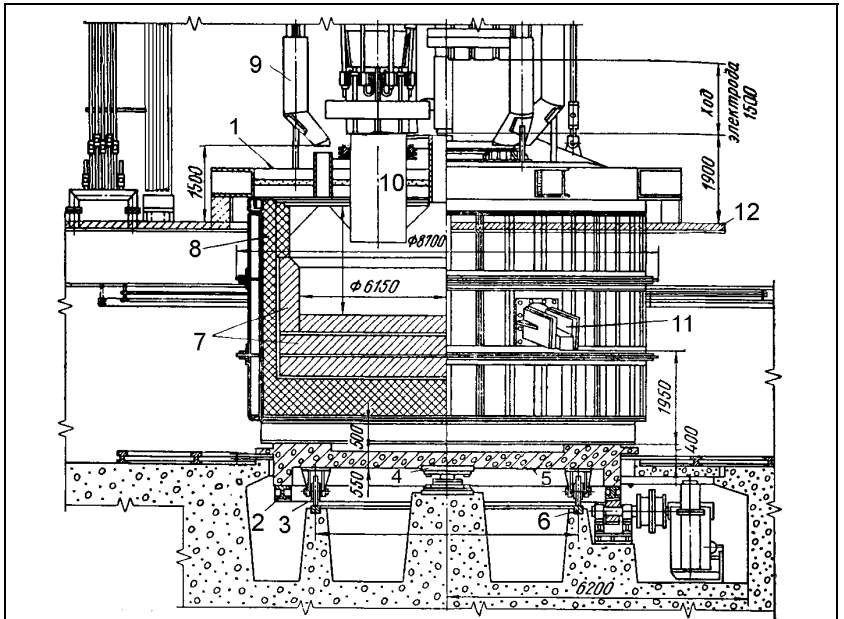


Рис. 2.4. Схема ферросплавной печи типа ПКЗ с водоохлаждаемым сводом и вращающейся ванной:

1 - свод и расположенная под ним зона колошника; 2 - зубчатый венец; 3 - ходовые колёса; 4 - центрирующая пята; 5 - железобетонная плита; 6 - кольцевой рельс; 7 - угольные блоки; 8 - шамот; 9 - загрузочный лоток; 10 - электрод; 11 - сливной жёлоб; 12 - рабочая площадка

В основном, применяются графитированные, угольные и самоспекающиеся электроды. Графитированные электроды получены прессованием чистых углеродистых материалов с дополнительным обжигом при 2600 °С. Угольные электроды получены прессованием дробленного антрацита и каменноугольного кокса на основе связующего с последующим обжигом при 1300 °С. Самоспекающиеся электроды получают из электродной массы, которая заполняет формообразующий стальной кожух и которая спекается в твердый электрод по мере опускания кожуха в рабочее пространство печи. Самые качественные – это графитированные электроды со специальной пропиткой. Плотность тока в них достигает до 20 А/см<sup>2</sup>. Преимущество самоспекающихся электродов – их дешевизна, например, они в 3 раза дешевле угольных, но плотность тока в них только 5-7 А/см<sup>2</sup> и, соответственно, диаметр самоспекающихся электродов в 1,5-2 раза больше диаметра угольных и графитированных электродов.

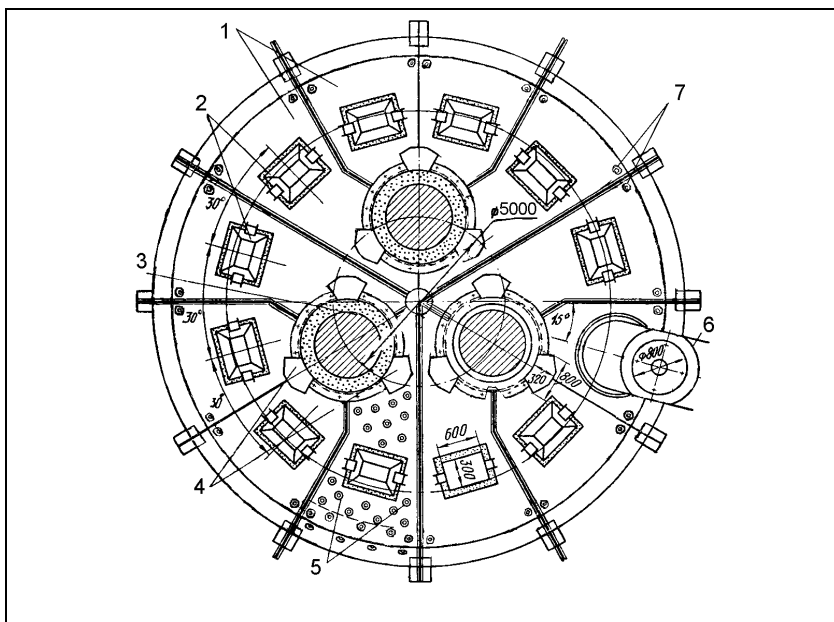


Рис. 2.5. Вид сверху на металлический водоохлаждаемый свод ферросплавной печи:

1 - секция свода (одна из шести); 2 - противозрывные люки; 3 - электроды; 4 - загрузочные воронки; 5 - распорные трубки (условно показаны на одной секции); 6 - газоотводная труба; 7 - штуцеры для подвода и отвода охлаждающей воды

Нижняя часть футеровки печи чаще всего выкладывается из угольных блоков (подина и нижняя часть стен, называемая обстановкой), а верхняя вдоль стен – из шамотного кирпича. Толщина футеровки подины достигает 1,8 м (1,2 м – угольные блоки и 0,6 м – тепловая изоляция). Толщина стен около 0,5 м. При выплавке низкоуглеродистых ферросплавов вместо угольных блоков используется магнезитовая футеровка.

Для равномерного проплавления шихты и разрушения образующихся спёков печи могут быть оборудованы механизмом вращения ванны, который виден на общем виде печи (рис. 2.4). Вращение реверсивное в пределах сектора, соответствующего определенному углу поворота (не более 130°).

Свод состоит из 6 полых секций, внутри которых циркулирует вода. Нижняя поверхность свода покрыта слоем жаропрочного бетона. В своде предусмотрены отверстия для загрузочных воронок, предохранительных клапанов и газоотводов. При вращении печи свод не вращается.



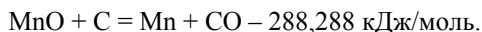
Печь работает непрерывно. Шихта в неё загружается сверху через загрузочные воронки таким образом, чтобы электроды все время оставались глубоко погруженными в неё и чтобы на колошнике вокруг каждого из электродов шихта располагалась в виде конуса. Для справки: колошник – верхняя часть плавильной шахтной печи, куда загружают колошами (порциями) сырые материалы (шихта): агломерат, окатыши, руду, флюсы, топливо.

Под действием электрической дуги под слоем шихты создается высокотемпературная реакционная зона в виде сосуда, стенки которого оплавлены и имеют температуру около 2000 °С. Внутри "сосуда" находятся жидкие и газообразные продукты реакций восстановления при температуре 2100-2200 °С. Теплота выделяется за счет излучения дуг на стенки "сосуда" и за счет протекания электрического тока по объему шихты от одного электрода к другому. Часть теплоты расходуется на проведение реакций восстановления прогретой шихты, на прогрев окружающей шихты теплопроводностью, а часть отводится с газообразными продуктами реакций и с парами оксидов и металлов. Создаваемый над зоной высоких температур толстый слой шихты (~1 метр) способствует хорошему использованию физической теплоты газов, образующихся в этой зоне. Газ, покидающий рабочее пространство печи, называется колошниковым. После очистки от пыли газ называется ферросплавным. Шихта опускается к зоне прямого восстановления и за счет теплообмена с газом достаточно хорошо нагрета и лишена летучих составляющих. Металл и шлак выпускают из печи периодически по мере их накопления через сливной желоб.

Из-за отсутствия возможности проведения замеров непосредственно в рабочем пространстве печи массу расплавленного металла приблизительно определяют по количеству расходуемой электроэнергии. Например, надо выпустить 4 тонны ферросплава из печи, мощность которой 1,5 МВт. На каждую тонну расходуется, допустим, 3 МВт·ч электроэнергии. Простейший расчет:  $3/1,5 \times 4 = 8$  часов. Т.е., ведя процесс плавки на максимальной мощности в течение 8 часов, мы гарантированно получим 4 тонны ферросплава.

Температура плавления ферросплава зависит от его состава. Например, температура плавления ферромарганца составляет 1220-1260 °С. Температура разливки ферромарганца на ленточных машинах – 1340-1380 °С. Температура выпуска из печи ~ 1500-1600 °С.

При восстановлении окислов в ферросплавных печах образуется много CO в соответствии с реакциями, типа



Образующийся колошниковый газ отводится из-под свода печи и не всегда полезно используется. Иногда ферросплавный газ применяют для обжига известняка и для отопления котельных. В некоторых случаях его сжигают в свечах над крышей цеха. Типичный состав ферросплавного (колошникового) газа, получаемый при выплавке, например, ферромарганца: CO - 80÷90 % (объёмн.); CO<sub>2</sub> - 2÷10 %; H<sub>2</sub> - 2÷6 %; CH<sub>4</sub> - 0÷5 %; N<sub>2</sub> - 0÷3 %; O<sub>2</sub> - 0,04÷0,08 %. Теплота сгорания газа как топлива довольно высокая – 9÷10 МДж/м<sup>3</sup>.

Удельный расход энергии в ферросплавных печах следующий:

- при выплавке ферросилиция (75 % Si) – 570 кг у.т./т кварцита или 8500-8800 кВт·ч/т ферросилиция, что составляет 1040-1080 кг у.т./т ферросилиция;
- при выплавке ферромарганца (76 % Mn) – 120÷130 кг у.т./т концентрата или 3800-4100 кВт·ч/т ферромарганца (флюсовый процесс), что составляет 460-510 кг у.т./т ферромарганца;
- при выплавке высокоуглеродистого феррохрома (60 % Cr) – 230÷240 кг у.т./т концентрата или 3700-4000 кВт·ч/т феррохрома, что составляет 450-490 кг у.т./т.

Ориентировочный материальный баланс выплавки высокоуглеродистого ферромарганца (76 % Mn) флюсовым процессом приведен в табл. 2.5, а соответствующий ему тепловой баланс ферросплавной печи – в табл. 2.6.

Несколько слов об особенностях производства углеродистого ферромарганца. Его производят флюсовым и бесфлюсовым процессами. Различие процессов связано с особенностью поведения фосфора при плавке: 85-90 % фосфора шихты переходит в металл, 5-10 % – в шлак и 5-10 % – в улет (испаряется). При бесфлюсовом процессе в шихту к марганцевому концентрату не добавляют флюс (известняк или известь), а добавляют восстановитель (коксик) и железную стружку в расчете на получение определенного количества загрязненного фосфором ферромарганца и возможно большого количества малофосфористого шлака. Загрязненный фосфором ферромарганец имеет ограниченное применение в сталеплавильном производстве. Малофосфористый же шлак перерабатывают в ферросплавной печи флюсовым процессом для получения ценного низкофосфористого ферромарганца или силикомарганца. Образующийся при флюсовом процессе шлак называется отвальным. Именно балансы флюсового процесса рассмотрены в примере.

В табл. 2.5 и 2.6 приняты следующие составы материалов. Марганцевый агломерат: MnO 50 %; CaO 5; SiO<sub>2</sub> 28; MgO 2; FeO 4; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 4; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 2; Mn<sub>3</sub>O<sub>4</sub> 5; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ~0,41 %. Малофосфористый шлак: MnO 60 %; SiO<sub>2</sub> 30; CaO 4; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 3; R<sub>2</sub>O 2; MgO 1; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ~0,02 %. Ферромарганец: Mn 76 %, C 6,6; Si 1,2; Fe 16; P ~0,45 %. Отвальный шлак: MnO 12 %; CaO 37; SiO<sub>2</sub> 33;

MgO 8; FeO 1; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 7; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ~0,035 %. Колошниковый газ: CO 92 % (масс.); CO<sub>2</sub> 6,5; H<sub>2</sub> 0,15; летучие 1,5 %. При составлении балансов приняты следующие реакции. Реакции шлакообразования: MnO + SiO<sub>2</sub> = MnSiO<sub>3</sub>; 2MnO + SiO<sub>2</sub> = 2MnO·SiO<sub>2</sub>; CaO + SiO<sub>2</sub> = CaO·SiO<sub>2</sub>; MgO + SiO<sub>2</sub> = MgO·SiO<sub>2</sub>. Реакции восстановления оксидов: MnO → Mn + 0,5 O<sub>2</sub>; SiO<sub>2</sub> → Si + O<sub>2</sub>; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> → 2 Fe + 1,5 O<sub>2</sub>; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> → 0,5 P<sub>4</sub> + 2,5 O<sub>2</sub>.

Таблица 2.5

Ориентировочный материальный баланс выплавки высокоуглеродистого ферромарганца флюсовым процессом (кг/кг)

Приход	На 1 кг		Расход	На 1 кг	
	шихты	металла		шихты	металла
1. Марганцевый агломерат	0,649	1,990	1. Металл – ферромарганец	0,326	1,000
2. Малофосфористый шлак	0,189	0,580	2. Отвальный шлак	0,392	1,202
3. Коксик	0,119	0,365	3. Колошниковый газ	0,221	0,678
4. Влага шихты	0,036	0,110	4. Улёт (возгонка, испарение) элементов (Mn, Si, P)	0,041	0,126
5. Электродная масса	0,006	0,019	5. Пары воды	0,020	0,061
6. Стальная арматура самоспекающихся электродов	0,001	0,003			
Итого	1,000	3,067	Итого	1,000	3,067

Как следует из табл. 2.6 удельный расход электроэнергии в рабочем пространстве печи составляет  $12550 / 3,6 = 3486$  кВт·ч/т или 430 кг у.т./т ферромарганца. Если принять потери электроэнергии в подводящих токопроводах и в печном трансформаторе 10 %, то для ферросплавной установки расход электроэнергии составит  $3486 \times 1,1 = 3835$  кВт·ч/т или 470 кг у.т./т.

Для снижения расхода энергии можно рекомендовать следующее:

1. использование химической теплоты ферросплавного газа, например, для предварительного нагрева шихты в отдельно стоящем агрегате или в той же печи;
2. использование физической теплоты расплавленных ферросплава и шлака для подогрева воды, получения пара или для подогрева шихты;
3. использование взамен дорогостоящих графитированных электродов самоспекающихся, что сокращает регламентированные простои печи и непроизводительные потери теплоты в окружающую среду;
4. использование в кладке печи огнеупорных материалов с меньшей теплопроводностью.

Таблица 2.6

Ориентировочный тепловой баланс рабочего пространства ферросплавной печи при выплавке высокоуглеродистого ферромарганца флюсовым процессом (на 1 кг металла)

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Теплота электрической дуги	12550	50,92	1. Химическая энергия восстановления окислов	8963	36,36
2. Химическая энергия углерода коксика, электродов и марганцевого агломерата	11435	46,39	2. Химическая энергия колошникового газа	6716	27,25
3. Химическая энергия реакций шлакообразования	627	2,55	3. Физическая теплота отвалного шлака ( $t = 1600\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	3050	12,38
4. Физическая теплота шихтовых материалов	35	0,14	4. Химическая энергия углерода, перешедшего в металл (науглероживание)	2201	8,93
			5. Физическая теплота ферромарганца ( $t = 1600\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	1390	5,64
			6. Теплота улёта (возгонки, испарения) элементов (Mn, Si, P)	837	3,39
			7. Потери теплоты через кладку (футеровку)	416	1,69
			8. Физическая теплота колошникового газа, включая пары воды ( $t = 425\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	394	1,60
			9. Теплота плавления шлака и металла	284	1,15
			10. Химическая энергия разложения водяного пара	208	0,85
			11. Теплота испарения влаги шихты	188	0,76
Итого	24647	100,0	Итого	24647	100,0

## 2.4. Печи окускования

Окусование – обработка пылевидных и мелких рудных материалов с целью их укрупнения при подготовке к плавке. Оптимальная крупность материалов для доменных печей малых и средних размеров лежит в пределах от 5 до 40 мм, а для наиболее крупных печей – в пределах от 15 до 40 мм. В ориентации на получение таких кусков и строятся технологии окусования. Наиболее распространены три способа окусования: агломерация – окусование относительно крупных фракций исходных материалов (размером 0-5 мм и более), окатывание или окомкование – окусование пылевидных фракций материалов (размером около 0-1 мм), брикетирование – окусование средних фракций материалов (размером около 0-3 мм).

Первые два способа предусматривают тепловую обработку, соответственно, в агломерационной и в обжиговой печи и будут рассмотрены в следующих разделах.

Брикетирование – процесс переработки материала в куски геометрически правильной и однообразной в каждом случае формы, практически одинаковой массы – в брикеты. Брикетирование производится путём прессования топлива, руды, отходов производства (пыль, шлак, стружка) и связующих материалов в механических прессах различных типов. За прессованием обычно следует термическая и химическая обработка брикетов для улучшения их прочностных свойств. К недостаткам брикетирования относятся недостаточная прочность брикетов, невысокая производительность, снижение содержания железа в шихте из-за связующих добавок, невозможность удаления серы из брикетов при низкотемпературном брикетировании. Брикетирование было самым распространенным способом окускования до появления агломерации. В настоящее время брикетированием окусковывается не более 0,5 % всей массы материалов.

#### **2.4.1. Агломерационная печь (агломашина)**

Агломерационная печь – печь, предназначенная для получения агломерата. Агломерат – это спеченные в куски мелкие материалы (рудная мелочь, пылевидные руды и флюсы). Окускование в агломерационной печи происходит, главным образом, в результате образования жидких легкоплавких химических соединений, связывающих при остывании отдельные зёрна в куски.

Известно несколько способов агломерации: 1) с просасыванием воздуха в слое сверху вниз; 2) во вращающихся печах; 3) во взвешенном состоянии; 4) с подачей воздуха снизу. Наибольшее распространение получил первый способ спекания – на колосниковой решетке с просасыванием воздуха через слой шихты. Для справки: колосниковая решетка – решетка из чугунных колосников, имеющих сквозные отверстия для подвода воздуха и предназначенная для поддержания слоя горящего топлива в топке.

С использованием колосниковой решетки процесс агломерации может быть периодическим (агломерация в чаше) и непрерывным (на конвейерной ленте агломашины).

На металлургических заводах агломерация осуществляется преимущественно в агломерационных машинах ленточного типа, представляющих собой непрерывную цепь спекательных тележек с решётчатым дном из колосниковых решеток. Типовая схема агломашины представлена на рис. 2.6.

Принцип работы агломашины следующий. На спекательные тележки через питатели укладывается "постель" высотой 30-35 мм из части годного агломерата крупностью 10-25 мм и на неё шихта, состоящая из мелкой руды, концентрата, коксика, известняка и извести. Высота шихты 250-350 мм.

Под лентой спекательных тележек создают разрежение около 7-10 кПа, в результате чего через верхнюю поверхность слоя просасывается наружный воздух. Последовательно перемещаясь, тележки попадают под горн, служащий для зажигания коксика в шихте. Горн отапливается горелками. В виде топлива обычно используется смесь доменного и коксового газа с теплотой сгорания 5900-6300 кДж/м<sup>3</sup>. Расход газа примерно 30 м<sup>3</sup>/т агломерата. Температура шихты в горне достигает 1200-1300 °С.

После выхода шихты из-под горна горение поддерживается в результате просасывания атмосферного воздуха под действием разрежения. В зоне горения температура достигает 1500 °С. Продукты горения отдают свою теплоту нижним слоям и уходят с температурой 60-150 °С.

При достижении зоной горения "постели" процесс спекания заканчивается. Он продолжается 10-20 мин. Получаемый агломерат имеет сред-

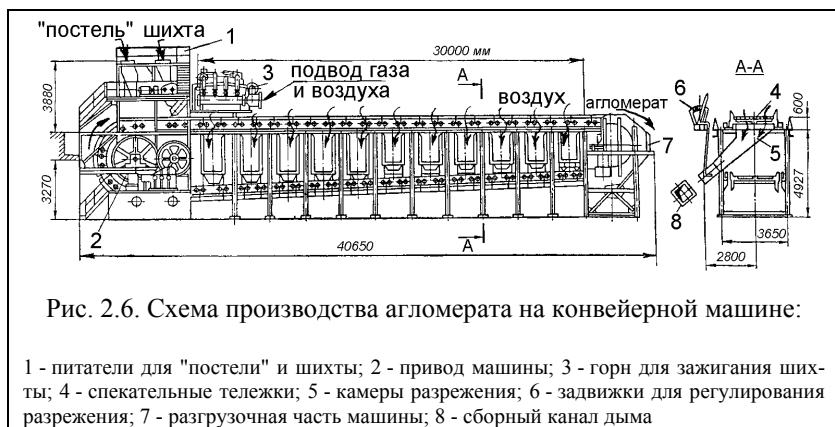


Рис. 2.6. Схема производства агломерата на конвейерной машине:

1 - питатели для "постели" и шихты; 2 - привод машины; 3 - горн для зажигания шихты; 4 - спекательные тележки; 5 - камеры разрежения; 6 - задвижки для регулирования разрежения; 7 - разгрузочная часть машины; 8 - сборный канал дыма

нюю температуру около 500 °С.

Готовый пирог агломерата дробят, после чего на грохотах отделяют возврат (<5 мм) от годного агломерата (>5 мм). Затем годный агломерат охлаждают в специальном охладителе продувкой или прососом воздуха.

Различают офлюсованный (с добавками известняка) и неофлюсованный агломерат (без известняка и извести). Применение офлюсованного агломерата позволяет экономить дорогостоящий кокс в доменных печах.

Ориентировочные материальный и тепловой балансы спекания шихты в агломашине приведены в табл. 2.7 и 2.8.

При составлении балансов приняты следующие составы материалов. Рудная смесь: FeO - 7 %; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 59; MnO - 2; SiO<sub>2</sub> - 9; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 3; CaO - 1; MgO - 3; CO<sub>2</sub> - 6 %. Агломерат: FeO + Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + S + FeS + FeS<sub>2</sub> + SO<sub>3</sub> + P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> +

+ MnO = 68 %; SiO<sub>2</sub> - 10; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 4; CaO - 15; MgO - 3 %. Топливная смесь: 80 % коксика и 20 % антрацитового штыба.

Таблица 2.7

Ориентировочный материальный баланс спекания шихты  
в агломашине (кг/кг)

Приход	На 1 кг агломерата	Расход	На 1 кг агломерата
1. Влажный воздух в горн и в спекаемый слой	1,044	1. Агломерат	1,000
2. Рудная смесь	0,902	2. Отходящие газы	1,540
3. Возврат	0,420	3. Возврат	0,420
4. Известняк	0,268		
5. Гигроскопическая влага шихты	0,100		
6. Топливная смесь	0,099		
7. Окалина	0,080		
8. Коксодоменная газовая смесь на зажига- тельный горн	0,047		
Итого	2,960	Итого	2,960

Таблица 2.8

Ориентировочный тепловой баланс слоя спекающейся шихты  
в агломашине (на 1 кг товарного агломерата)

Приход	кДж кг	%	Расход	кДж кг	%
1. Химическая энергия горения твердого топлива	2279	77,5	1. Физическая теплота готового пирога агломерата (t = 700 °С)	922	31,3
2. Химическая энергия коксодо- менной смеси	335	11,4	2. Химическая энергия разложе- ния карбонатов	569	19,3
3. Химическая энергия реакций минералообразования	200	6,7	3. Физическая теплота отходя- щего дыма (t = 130 °С)	426	14,5
4. Физическая теплота шихты (t = 60 °С)	101	3,4	4. Химическая энергия диссо- циации гидратов и испарения гидратной влаги	342	11,6
5. Физическая теплота воздуха (t = 25 °С)	24	0,8	5. Потери теплоты в окружаю- щую среду	300	10,2
6. Химическая энергия горения серы и сульфидов	5	0,2	6. Теплота испарения гигроско- пической влаги	226	7,7
			7. Химическая энергия диссо- циации оксидов	159	5,4
Итого	2944	100,0	Итого	2944	100,0

Коэффициент полезного действия процесса агломерации составляет 0,85-0,87. Удельный расход условного топлива (твердое топливо + газовое топливо) около 80-100 кг у.т./т офлюсованного агломерата.

Экономия топлива на агломашинах возможна по следующим направлениям:

1. использование теплоты горячего агломерата для предварительного подогрева воздуха;
2. использование газовой агломерации, т.е. просасывание через слой шихты смеси доменного газа с воздухом, воспламеняющейся в зоне горения. При этом можно значительно сократить расход коксика;
3. подогрев воздуха в отдельно стоящей камере горения. Цель та же – сокращение расхода коксика;
4. увеличение слоя шихты с одновременным увеличением разрежения под спекательными тележками. Каждые 20 мм увеличения высоты слоя шихты обеспечивают от 0,6 до 1,5 % экономии топлива. Негативное последствие: некоторая потеря производительности агломашины;
5. внедрение малогабаритных зажигательных горнов с низким расходом топлива на зажигание за счет быстрого разогрева поверхностного слоя шихты. Возможно сокращение расхода газа в 2-3 раза.

#### ***2.4.2. Обжиговая печь для производства окатышей***

Окатыши – это продукт обжига железорудных концентратов, получаемый в виде гранул (комков, шариков) диаметром 10-20 мм. Процесс производства окатышей является процессом окускования и состоит из двух стадий: 1) получение сырых (мокрых) окатышей; 2) упрочнение сырых окатышей (подсушка и обжиг). Обычно весь двухстадийный процесс называют окомкованием. Вторая стадия окомкования несколько похожа на процесс агломерации. Но в отличие от агломерации проходит при подводе энергии вне слоя шихты и при пониженной температуре слоя. При окомковании возможно спекать очень тонкие фракции концентратов (менее 0,07 мм), что было затруднено при агломерации. К преимуществам окомкования надо отнести и высокую прочность окатышей, не разрушающихся при перевозке от горно-обогадательного комбината. С другой стороны, агломерат надо понимать шире, чем окускование, так как при агломерации удаляется сера и частично мышьяк, разлагаются карбонаты, и получается пористый офлюсованный материал. В целом с теплотехнической точки зрения технологии агломерации и окомкования достаточно совершенны.

Обжиг окатышей осуществляется в шахтных печах, в машинах конвейерного типа и в комбинированных установках разнообразных конструкций. Наименее распространены шахтные печи, хотя они дешевы в строительстве, почти не имеют движущихся механических узлов, просты по конструкции и имеют низкий расход топлива (15-25 кг у.т./т окатышей). Сильные стороны шахтных печей нивелированы существенными недостатками: плохая регулируемость температурного режима обжига окатышей, что



приводит к переоплавлению их и свариванию в грозди, а также низкая производительность.

Наиболее распространен обжиг на машинах конвейерного типа. Схема производства окатышей на этих машинах приведена на рис. 2.7. Принцип работы следующий. Шихта, состоящая из возврата, концентрата, известняка и бентонита (мелкодисперсная глина – для связки) через шихтовый конвейер и смесительный барабан попадает на тарельчатый гранулятор, где увлажняется. Гранулятор представляет собой наклоненный диск диаметром 5,5-7,0 м, при вращении которого шихта постепенно превращается в гранулы, комки. Из гранулятора разгружаются только те комки, которые имеют диаметр от 10 до 20 мм. Далее сырые комки поступают на движущуюся колосниковую (обжиговую) ленту конвейерной машины (обжиговая печь).

Сырые окатыши укладываются на колосниковую ленту поверх слоя донной "постели" и рядом со слоями бортовой "постели". Донная "постель" имеет толщину 60-100 мм. Бортовая "постель" имеет высоту 400-500 мм и толщину 60-100 мм. Всё это позволяет отчасти защитить обжиговые ленты от разрушающего воздействия пламени газовых горелок. Нагрев окатышей осуществляется в слое высотой 350-550 мм.

На обжиговой машине процесс упрочнения включает две основные стадии: подсушка при 300-600 °С и непосредственно обжиг при 1200-1350 °С. В отличие от агломашины верх ленты перекрыт камерами в соответствии с делением на зоны сушки, подогрева, обжига, рекуперации и

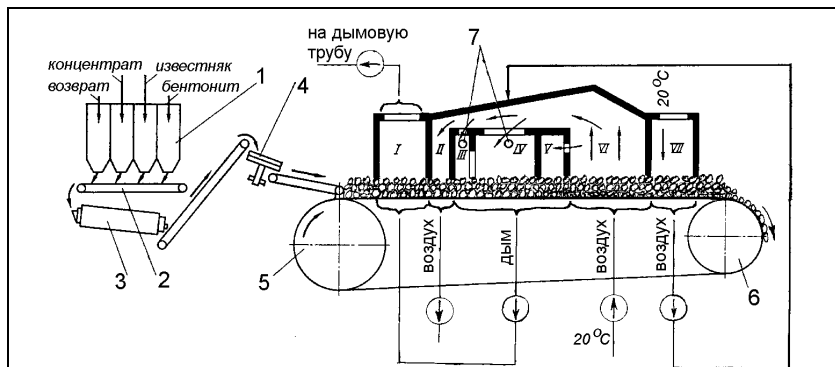


Рис. 2.7. Схема производства окатышей:

I, II - зоны сушки; III - зона подогрева; IV - зона обжига; V - зона рекуперации;  
VI, VII - зоны охлаждения;

1 - шихтовые бункера; 2 - сборный транспортёр; 3 - смесительный барабан; 4 - тарельчатый гранулятор; 5 - загрузочная часть обжиговой машины; 6 - разгрузочная часть машины; 7 - горелки

охлаждения. В зонах подогрева и обжига нагрев происходит за счёт сжигания топлива в горелках и просасывания продуктов горения через слой окатышей. Температура уходящих газов из слоя составляет 225-450 °С.

Основное упрочнение окатышей происходит при температуре от 1000 до 1300 °С, когда происходит собирательная рекристаллизация  $Fe_2O_3$ , т.е. объединение мелких зёрен в крупные. Дополнительное упрочнение происходит при температуре 1200-1350 °С за счёт образования жидкой шлаковой фазы из легкоплавких соединений ( $CaO \cdot Fe_2O_3$  и др.), которые при охлаждении затвердевают внутри окатышей. Шлаковая связка между окатышами слаба из-за небольшой площади контакта. Если в процессе обжига превысить температуру 1350 °С, то произойдёт оплавление поверхности окатышей и спекание в грозди. Кроме того, произойдёт распад  $Fe_2O_3$  до уровня  $Fe_3O_4$  и снизится прочность окатышей.

Охлаждение окатышей осуществляется холодным воздухом продувкой и просасыванием через слой. Температура разгружаемых с машины окатышей 90-375 °С. Скорость охлаждения не должна быть больше 100 К/мин. во избежание создания высоких термических напряжений и снижения прочности окатышей.

Суммарное время пребывания окатыша на ленте составляет 30-40 минут.

Ориентировочные материальный и тепловой балансы получения окатышей в машинах конвейерного типа приведены в табл. 2.9 и 2.10. Балансы составлены по начальным и конечным состояниям материалов и газовоздушных потоков. Тепловой баланс составлен для обжига офлюсованных окатышей с повышенным содержанием серы.

Расход топлива при обжиге составляет в среднем 25-35 кг у.т./т окатышей, но в зависимости от типа обжиговой машины, состава шихты, требуемого содержания серы в обожженных окатышах и от температуры обжига может возрастать до 60 кг у.т./т.

Таблица 2.9

Ориентировочный материальный баланс обжига окатышей (кг/кг)

Приход	На 1 кг окатышей	Расход	На 1 кг окатышей
1. Сырые окатыши	1,048	1. Обожженные окатыши	1,000
2. Донная "постель"	0,325	2. Донная "постель"	0,325
3. Воздух на окисление магнетита ( $Fe_3O_4$ )	0,130	3. Газовыделение ( $H_2O$ , $CO_2$ , $N_2$ )	0,178
4. Бортовая "постель"	0,094	4. Бортовая "постель"	0,094
Итого	1,597	Итого	1,597

Таблица 2.10

**Ориентировочный тепловой баланс слоя окатышей  
в обжиговой печи (на 1 кг обожженных окатышей)**

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Химическая энергия горения топлива	1480	69,8	1. Физическая теплота уходящего дыма	810	38,3
2. Химическая энергия окисления магнетита	419	19,8	2. Потери теплоты в окружающую среду	356	16,8
3. Физическая теплота металла ленты	122	5,8	3. Физическая теплота металла ленты	349	16,5
4. Физическая теплота воздуха, поступающего в зону охлаждения	73	3,5	4. Теплота испарения влаги	248	11,7
5. Физическая теплота сырых окатышей	18	0,8	5. Физическая теплота обожженных окатышей	174	8,2
6. Физическая теплота донной и бортовой "постели"	7	0,3	6. Химическая энергия на диссоциацию известняка	105	4,9
			7. Физическая теплота донной и бортовой "постели"	77	3,6
Итого	2119	100,0	Итого	2119	100,0

Для снижения расхода топлива можно предложить следующее:

1. использование физической теплоты окатышей для подогрева воздуха;
2. совершенствование температурных режимов нагрева шихты на основе моделирования теплообмена по зонам обжиговой машины;
3. организация частичного восстановления сырья (металлизация окатышей).

## 2.5. Печи металлзации

Печь металлзации – печь, предназначенная для прямого получения чистого железа без расхода металлургического кокса. Полученный металлизированный продукт является шихтой для сталеплавильного производства и состоит из чистого железа, окислов железа и других компонентов. При этом вводится такой показатель, как степень металлзации, равный доле (проценту) металлического железа от общего содержания железа в металлизированном продукте, включая окислы железа. Шихта для выплавки стали должна иметь степень металлзации не менее 90-93 % и содержание железа в исходной шихте должно составлять не менее 68-70 %.

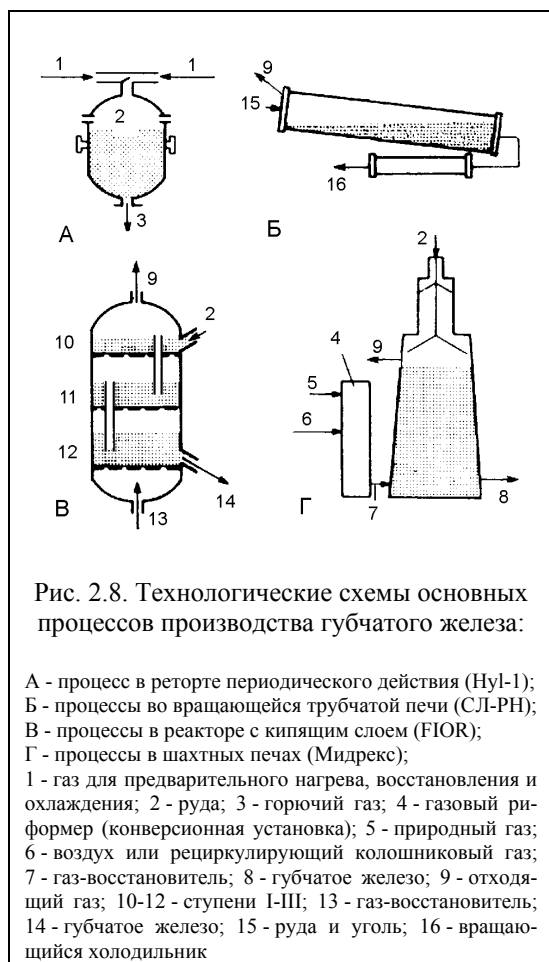
В зависимости от температуры процесса металлзации, конечный продукт получается в виде губчатого железа, крицы или жидкого чугуна.

Губчатое железо (железная губка) – пористый кусковой или пылевидный продукт, получаемый в твёрдом виде непосредственно из железной руды или её концентратов восстановлением содержащихся в них окислов

твёрдым углеродом при температуре 1200-1250 °С или газообразными восстановителями  $H_2$  и  $CO$  (при температуре 850-900 °С). В любом случае губчатое железо содержит загрязнения (жильная порода руды, угольная зола), которые удаляются только в сталеплавильных печах. Основные схемы

устройств для получения губчатого железа приведены на рис. 2.8.

Крица – твёрдая губчатая масса железа со шлаковыми включениями, заполняющими поры и полости, получаемая непосредственно из руды путём её восстановления при температуре 1250-1350 °С углем во вращающихся трубчатых печах. В отличие от процессов получения губчатого железа кричный процесс заканчивается при более высокой температуре, при которой пустая порода частично расплавляется, образуя вязкий тестообразный шлак. В шлак включены частицы металла, укрупняющиеся при вращении печи по ходу процесса. Использование железных руд с содержанием железа более 35-40 % исключается, т.к. для протекания процесса образования крицы необходимо большое количество шлака. В связи с неэкономичностью и не-



удовлетворительным качеством продукции кричный процесс утратил промышленное значение.

Жидкий чугун (сплав железа с углеродом) получается в печах металлизации путём восстановления руды углем при температуре около 1500 °С,

т.е. в жидком расплаве. За счёт этого достигается очень высокая скорость восстановления железа. Жидкий чугун имеет лучшее качество по примесям по сравнению с губчатым железом и крицей.

В зависимости от конечного продукта различают печи твёрдофазного и жидкофазного восстановления (металлизации). В печах твёрдофазного восстановления применяют твёрдые и газообразные восстановители. Печи также делят на непрерывного действия (шахтные, трубчатые) и периодического действия (камерные на основе реторт и чаш). Наиболее распространены печи твёрдофазной металлизации на основе технологии Мидрекс (шахтные печи, газообразный восстановитель) и на основе технологии СЛ-РН с твёрдым восстановителем (вращающиеся трубчатые печи, твёрдый восстановитель). Основные технологические схемы твёрдофазной металлизации приведены на рис. 2.8. Из печей жидкофазной металлизации наиболее распространены шахтные печи на основе технологии Корекс.

Ниже рассмотрим только печи технологий Мидрекс и Корекс. Принцип работы печей СЛ-РН похож на работу трубчатых вращающихся печей для обжига известняка (см. стр. 11).

### ***2.5.1. Печи твердофазной металлизации (технология Мидрекс)***

Рассмотрим технологию твердофазной металлизации, разработанную фирмой "Мидлен Росс" (США) и известную как Мидрекс. При восстановительном процессе Мидрекс оксид железа в виде окисленных обожженных окатышей и (или) кусковой руды превращается в металлизированный продукт, пригодный для выплавки стали в электродуговой печи. Восстановительный процесс протекает в шахтной печи, в которой горячий восстановительный газ взаимодействует с рудой, опускающейся под действием силы тяжести. Процесс происходит при температуре ниже точки размягчения шихты. В качестве восстановительных газов используются оксид углерода и водород, которые образуются в газовой конверсионной установке.

Схема этого технологического процесса приведена на рис. 2.9. Принцип организации технологии следующей. Обожженные окатыши с высоким содержанием железа перемешиваются с мелкими фракциями (рудная мелочь) и загружаются в шахтную печь металлизации. Высота печи около 50-70 м. Навстречу этой шихте снизу вверх поднимается конвертированный газ, содержащий примерно 35 % CO и 65 % H<sub>2</sub> и имеющий начальную температуру около 760-800 °С и давление около 2 ата. Этот восстановительный газ подают через ряд фурм по периметру печи. Газ нагревает шихту и восстанавливает содержащиеся в ней оксиды FeO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>. На выходе из печи газ насыщен CO<sub>2</sub> и H<sub>2</sub>O и имеет температуру 300-400 °С. Зона восстановления занимает примерно 60 % общего объёма. Ниже фурм



Рис. 2.9. Схема процесса Мидрекс для получения металлизированных окатышей в шахтной печи:

1 - линия нейтрализации излишков колошникового газа; 2 - теплообменник (рекуператор); 3 - смеситель газов; 4 - конверсионная установка; 5 - компрессор; 6 - скруббер для колошникового газа; 7 - шахтная печь металлизации; 8 - скруббер; 9 - вибрационный грохот; 10 - брикетный пресс

расположена зона охлаждения, где металлизированные окатыши охлаждаются обратными газами, прошедшими предварительную мокрую очистку от пыли. К охлаждающим газам может быть добавлено небольшое количество природного газа, обеспечивающего частичное науглероживание металлизированных окатышей.

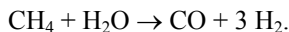
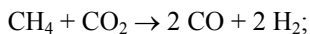
Охлажденные окатыши обычно имеют степень металлизации примерно 90-94 %. Металлизированные охлажденные окатыши непрерывно выгружаются посредством маятникового питателя в бункер, где хранятся в инертной атмосфере перед плавкой в дуговых печах. Необходимость в инертной среде связана с высокой скоростью окисления окатышей на воздухе. С помощью маятникового питателя регулируется время пребывания окатышей в печи с целью обеспечения постоянной степени металлизации окатышей.

Все этапы процесса Мидрекс проходят под относительно небольшим давлением (1,3-2 ата), поэтому для предотвращения выхода из печи газов устройства для загрузки шихты и выдачи металлизированных окатышей уплотнены при помощи так называемых газовых динамических затворов. В эти затворы вдувается инертный газ и часть дымовых обезвоженных газов, образующихся при сжигании топлива в конверсионной установке.

Восстановительный газ вырабатывается в конверсионной установке из смеси природного газа и очищенного от пыли колошникового газа, отведённого из верхней части шахтной печи. Эта смесь предварительно подогревается до 400 °С в рекуператоре (поз. 2 на рис. 2.9). Для упрощения схемы на рис. 2.9 подвод смеси к рекуператору и отвод от него не показаны. Подогрев смеси увеличивает эффективность работы конверсионной установки. Корпус конверсионной установки представляет собой газоплотную сварную стальную конструкцию длиной ~40 м, шириной ~10 м и высотой ~10 м, разделенную на ряд секций. Изнутри установка футерована огнеупорными материалами, т.к. температура в рабочем пространстве около 1100 °С. Внутри установки находятся несколько сотен реакционных труб, заполненных катализатором, через которые проходит газ. Установка отапливается с помощью десятков (сотен) горелок, установленных в днище. Дымовые газы отсасываются через отверстия в боковых стенах конверсионной установки.

Восстановительный газ получается из природного газа в присутствии никелевого катализатора, поэтому во избежание отравления катализатора, природный газ должен быть очищен от следов серы (серы должно быть не более 0,0014 %).

Конверсия представляет, в основном, расщепление углеводородов в атмосфере CO<sub>2</sub> и H<sub>2</sub>O на продукты распада CO и H<sub>2</sub>:



Еще раз можно отметить, что CO<sub>2</sub> и H<sub>2</sub>O попадают в конверсионную установку из колошникового газа. В результате этих реакций объем газа увеличивается примерно на 30 %. Избыточная часть колошникового газа (после прохода через шахту печи) идёт на дожигание в конверсионной установке. Дымовые газы из конверсионной установки отдают часть теплоты воздуху горения в рекуператоре и далее выбрасываются в атмосферу через дымовую трубу.

Недостаток технологии Мидрекс связан с низкой скоростью восстановления железа газом. Отсюда следует, что для обеспечения приемлемой производительности нужна очень высокая печь.

Расход топлива на технологический процесс составляет 360-430 кг у.т./т металлizedанных окатышей. Общая тепловая мощность установки металлизации составляет 10,5-12,5 МДж/т металлizedанных окатышей.

Таблица 2.11

Ориентировочный материальный баланс шахтной печи  
технологии Мидрекс (кг/кг)

Приход	На 1 кг мет. окатышей	Расход	На 1 кг мет. окатышей
1. Окисленные окатыши	1,375	1. Металлизированные окатыши	1,000
2. Восстановительный газ	1,018	2. Колошниковый газ	1,398
3. Охлаждающий газ	0,681	3. Охлаждающий газ	0,681
4. Инертный газ	0,072	4. Инертный газ	0,044
5. Природный газ в зоне охлаждения	0,009	5. Шлам	0,019
Итого	3,155	Итого	3,155

Таблица 2.12

Ориентировочный тепловой баланс шахтной печи  
технологии Мидрекс (на 1 кг металлизированных окатышей)

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Химическая энергия восстановительного газа	20173	89,14	1. Химическая энергия колошникового газа	14000	61,87
2. Физическая теплота восстановительного газа	1736	7,70	2. Химическая энергия металлизированного продукта	6822	30,15
3. Химическая энергия природного газа (в зоне охлаждения)	400	1,77	3. Физическая теплота колошникового газа	1017	4,50
4. Физическая теплота охлаждающего газа	48	0,21	4. Физическая теплота охлаждающего газа	513	2,27
5. Невязка	310	1,18	5. Химическая энергия шлама	206	0,93
			6. Потери с охлаждающей водой	25	0,12
			7. Физическая теплота металлизированного продукта	24	0,11
			8. Потери в окружающую среду	19	0,08
Итого	22630	100	Итого	22630	100

Одним из достоинств технологии Мидрекс является высокое качество продукции по сере и фосфору, т.к. исключается ввод серы и фосфора с углём. Кроме этого, низким является содержание серы в руде, т.к. используются обожженные окатыши. Важным преимуществом технологии Мидрекс является простота конструкции шахтной печи и довольно большой срок службы без ремонта (около 18 месяцев).

Для снижения расхода топлива можно рекомендовать следующее:

1. добавку в шихту 10-30 % кусковой руды или использование окатышей на доломитовой связке. При этом уменьшается склонность шихты к спеканию, что позволяет применить более высокие температуры восстановления и, соответственно, повысить производительность установки;



2. использование физической теплоты колошникового газа и оборотного газа путём размещения перед скруббером аппаратов сухой очистки и дополнительного рекуператора для подогрева воздуха горения, топлива или газа перед конверсионной установкой;
3. применение очищенного коксового газа взамен природного газа в качестве восстановителя;
4. совмещение установки обжига окатышей и печи металлизации без глубокого охлаждения окатышей (горячий посад). За счёт этого можно понизить температуру конверсионного газа;
5. оптимизацию тепловых режимов, которые обеспечат максимальную металлизацию при минимальных расходах топлива;
6. обеспечение равномерной тепловой обработки окатышей газовым потоком по поперечному сечению шахты, для повышения производительности за счёт увеличения диаметра печи;
7. интенсификацию теплообмена в конверсионной установке с целью снижения температуры отходящих дымовых газов.

### **2.5.2. Печи жидкофазной металлизации (технология Корекс)**

Технология Корекс разработана фирмой Voest Alpine (Австрия) и реализована в таких странах, как Германия, ЮАР, Южная Корея, Индия. Корекс лучше всего применять там, где нет коксовых печей, мало газообразного топлива и есть избыток дешёвого угля. Он относится к процессам жидкофазного восстановления, хотя включает в себя как составную часть твёрдофазную металлизацию газовым восстановителем. Одна из главных отличительных черт технологии Корекс от доменного процесса – это использование кислорода вместо воздуха.

Схема технологического процесса приведена на рис. 2.10. Основные элементы установки Корекс: высокотемпературная плавильно-газификационная камера (плавильная печь), загрузочная камера для угля, восстановительная печь, скрубберы для очистки газа, циклонная батарея для горячего газа и сгуститель шлама после скрубберов.

Принцип работы следующий. В восстановительную печь загружают кусковую руду (или агломерат, или окатыши, или смесь этих компонентов), которая проходит навстречу горячему ( $t = 800-850\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) восстановительному газу и в основной своей массе восстанавливается до губчатого железа (до 90 % шихты). Степень металлизации 95-96 %.

Далее губчатое железо шнековым транспортёром подаётся в верхнюю часть плавильной печи. В плавильной печи происходит окончательное восстановление железа, его науглероживание, расплавление и нагрев расплава до температуры выпуска. Выпуски чугуна и шлама проводятся периодически.



Рис. 2.10. Схема процесса Корекс:

1 - кусковая руда, окатыши, агломерат, добавки; 2 - уголь; 3 - колошниковый газ; 4 - скруббер; 5 - газ для использования на стороне; 6 - восстановительная шахта; 7 - восстановительный газ; 8 - циклон горячего газа; 9 - плавильно-газификационная камера; 10 - охлаждающий газ; 11 - пыль; 12 - пруд-отстойник; 13 - кислород; 14 - жидкий чугун и шлак

ски через специальные лётки в нижней части плавильной печи. Температура выпуска чугуна 1500-1550 °С.

Восстановительный газ образуется в плавильной печи, где газифицируется уголь, загружаемый сверху из загрузочной камеры посредством шнека. Этот газ содержит около 90-95 % CO и H<sub>2</sub>, около 1-5 % CO<sub>2</sub>, а остальное азот, угольная пыль и частицы железа. Его температура от 1000 до 1300 °С (в зависимости от качества угля и его влажности), давление – до 5 бар. Благодаря высокой температуре, высшие углеводороды, образовавшиеся из угля, довольно быстро разлагаются на CO и H<sub>2</sub>. Таким образом, в плавильной печи не образуются такие нежелательные побочные продукты, как смолы, фенолы и т.п.

Выходящий из плавильной печи газ (1800-2000 м<sup>3</sup>/т угля) подстуживается до 800-900 °С и поступает в два параллельных циклона грубой очистки горячего газа. Уловленная пыль подаётся обратно в печь. Специальная кислородная горелка дожигает углерод в пыли до CO, а также расплавляет золу и другие элементы в пыли.

Газы, выходящие из циклона, частично (~500 м<sup>3</sup>/т чугуна) идут на очистку в скруббер, где охлаждаются до 20 °С, а основной объём подаётся в восстановительную печь. Здесь происходит восстановительный процесс одновременно с десульфурацией газа.

Температура восстановительного газа находится в интервале 800-850 °С. Если температура ниже, то медленно идёт восстановление, а если выше, то в восстановительной печи возможно оплавление кусков с образованием газонепроницаемого слоя, а также спекание материала в крупные куски, которые не захватятся шнеком.

Газ, выходящий из восстановительной печи, очищается и охлаждается в скруббере. Затем этот газ смешивается с газом, не прошедшим через восстановительную печь, и направляется внешним потребителям. Низшая теплота сгорания Корекс-газа около 7100 МДж/м<sup>3</sup>. В дальнейшем этот газ мо-

жет использоваться на электростанции для выработки электроэнергии или в качестве восстановителя в установках, типа Мидрекс. В последнем случае газ предварительно очищают от  $\text{CO}_2$  (например, моноэтаноламином, т.е. химическим способом).

При очистке газа в скруббере образуется шлам, который проходит через сгуститель, в котором отделяется чистая вода.

Центральной частью технологии Корекс является плавильная печь. Она предназначена для плавления предварительно восстановленного губчатого железа и для газификации угля в псевдоожиженном слое. Внешне плавильная печь имеет нижнюю цилиндрическую часть, над которой нависает большой купол. Высота плавильной печи ~ 25-30 метров. Рабочее пространство печи разделено на 3 зоны:

1. зона камеры успокоения (купол, головка). Выполняется из шамотного кирпича улучшенного качества. Предназначена для осаждения мелких частиц железа и угля, вылетающих из нижних зон и вносимых углём;
2. зона псевдоожиженного слоя. Выполняется из стойкого к температуре (1500-1800 °С) высокоглинозёмистого кирпича. Предназначена для газификации угля в экзотермической реакции;
3. зона плоскости кислородных фурм. Выполняется из высокоглинозёмистого кирпича. Подина выполнена из углеродистых блоков в сочетании с высокоглинозёмистыми блоками. Зона предназначена для расплавления губчатого железа. Температура в зоне около 2500 °С.

В верхней части головки имеются отверстия для подачи кусков угля размером от 0 до 30 мм посредством шнеков. Уголь высыпается в печь под действием силы тяжести. В головке печи уголь контактирует с газом (1000-1300 °С), в результате чего происходит его быстрое коксование; уголь подсушивается, дегазируется и измельчается. В псевдоожиженном слое кокс подвергается газификации кислородом, подаваемым через 12 радиальных фурм. Средняя температура в слое около 1600 °С.

Также в верхней части головки расположены 6 отверстий для подачи кусков губчатого железа размером от 0 до 30 мм из восстановительной печи и 2 отверстия для выхода газа. Эти отверстия охлаждаются восстановительным газом, прошедшим очистку через скруббер. Чуть выше псевдоожиженного слоя в печи имеется отверстие для возврата пыли, задержанной циклоном. Пыль транспортируется тем же охлажденным газом.

Достоинства технологии Корекс:

1. Используется теплота губчатого железа для производства жидкого чугуна, из которого путём продувки кислородом в конвертере можно получить сталь. Это позволяет отказаться от дорогостоящего переплава губчатого железа в электродуговых печах;
2. Используются самые низкокачественные дешёвые некоксующиеся угли;

3. Производится большое количество высококачественного газа для энергетических и металлургических целей;

4. Сравнительно низкие расходы на производство жидкого чугуна из-за отсутствия потребности в обработке исходного сырья (руда и уголь).

Недостатки:

1. Большая высота установки, т.к. восстановительная печь находится над плавильной печью;

2. Чуть худшее качество чугуна по сравнению с доменным чугуном: низкие содержания марганца и кремния при повышенном содержании серы (0,02-0,15 %, тогда как в доменном чугуне серы 0,02-0,07 %);

3. Минимальная производительность установки, делающая её экономически выгодной, составляет 300 000 тонн в год.

При составлении материального и теплового баланса технологии Корекс надо принимать в расчет соответствующие балансы восстановительной печи и плавильного реактора.

Составы материалов приняты следующие. Руда:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  - 90 %;  $\text{Al}_2\text{SiO}_5$  - 1;  $\text{SiO}_2$  - 4;  $\text{CaCO}_3$  - 0,5;  $\text{MgCO}_3$  - 0,5;  $\text{Ca}_3\text{P}_2\text{O}_8$  - 0,2;  $\text{K}_2\text{SiO}_3$  - 0,1;  $\text{H}_2\text{O}$  - 3,7 %. Доломит:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  - 1 %;  $\text{Al}_2\text{SiO}_5$  - 0,4;  $\text{SiO}_2$  - 1;  $\text{CaCO}_3$  - 51;  $\text{MgCO}_3$  - 43;  $\text{MnSiO}_3$  - 2;  $\text{K}_2\text{SiO}_3$  - 0,2;  $\text{H}_2\text{O}$  - 1,4 %. Чугун: С - 4,386 %; Si - 0,588; Mn - 0,167; S - 0,05 %. Губчатое железо: Fe - 63 %; FeO - 6;  $\text{Al}_2\text{SiO}_5$  - 1;  $\text{SiO}_2$  - 5; MgO - 7;  $\text{CaCO}_3$  - 17;  $\text{Ca}_3\text{P}_2\text{O}_8$  - 0,3;  $\text{MnSiO}_2$  - 0,5;  $\text{K}_2\text{SiO}_3$  - 0,2. Уголь: С - 66 %; Н - 4; S - 4; N - 1; O - 7; FeO - 2; MnO - 0,2;  $\text{SiO}_2$  - 8;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  - 4; CaO - 1; MgO - 0,2;  $\text{H}_2\text{O}$  - 2,6 %. Восстановительный (генераторный) газ: CO - 66,4 % (объёмн.);  $\text{CO}_2$  - 2,8;  $\text{H}_2$  - 29,7;  $\text{CH}_4$  - 0,5;  $\text{N}_2$  - 0,6 %. Шлак: Fe - 6 %;  $\text{Al}_2\text{SiO}_5$  - 3;  $\text{SiO}_2$  - 30; MgO - 16; CaO - 24;  $\text{Ca}_3\text{P}_2\text{O}_8$  - 1;  $\text{MnSiO}_2$  - 2;  $\text{K}_2\text{SiO}_3$  - 0,5; MnO - 0,1;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  - 9; S - 8,4 %. Колошниковый газ: CO - 37,2 % (объёмн.);  $\text{CO}_2$  - 29,8;  $\text{H}_2$  - 18,3;  $\text{CH}_4$  - 0,5;  $\text{N}_2$  - 0,5;  $\text{H}_2\text{O}$  - 13,7 %.

Ориентировочные материальный и тепловой балансы восстановительной печи приведены в табл. 2.13 и 2.14, материальный и тепловой балансы плавильного реактора – в табл. 2.15 и 2.16.

Таблица 2.13

Ориентировочный материальный баланс восстановления железа в восстановительной печи технологии Корекс (кг/кг)

Приход	кг/кг чуг.	кг/кг губч. железа	Расход	кг/кг чуг.	кг/кг губч. железа
1. Руда	1,494	1,077	1. Губчатое железо	1,387	1,000
2. Восстановительный газ	1,381	0,994	2. Колошниковый газ	1,933	1,392
3. Доломит	0,445	0,321			
Итого	3,320	2,392	Итого	3,320	2,392

Таблица 2.14

**Ориентировочный тепловой баланс восстановления железа в  
восстановительной печи технологии Корекс (на 1 кг губчатого железа)**

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Химическая энергия восстановительного газа	12733	90,72	1. Химическая энергия коллоидного газа	8012	57,10
2. Физическая теплота восстановительного газа	1278	9,10	2. Химическая энергия диссоциации	4924	35,07
3. Физическая теплота руды	20	0,15	3. Физическая теплота губчатого железа	681	4,85
4. Физическая теплота доломита	4	0,03	4. Физическая теплота коллоидного газа	390	2,78
			5. Потери теплоты в окружающую среду	28	0,20
Итого	14035	100,0	Итого	14035	100,0

Таблица 2.15

**Ориентировочный материальный баланс процессов в плавильном реакторе  
технологии Корекс**

Приход	кг/кг чугуна	%	Расход	кг/кг чугуна	%
1. Губчатое железо	1,388	37,9	1. Чугун	1,000	27,3
2. Уголь	1,330	36,3	2. Генераторный газ	2,115	57,7
3. Кислород	0,946	25,8	3. Шлак	0,549	15,0
Итого	3,664	100,0	Итого	3,664	100,0

Таблица 2.16

**Ориентировочный тепловой баланс плавильного реактора  
технологии Корекс (на 1 кг чугуна)**

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Химическая энергия угля	35760	97,29	1. Химическая энергия генераторного газа	26510	72,07
2. Физическая теплота губчатого железа	944	2,56	2. Физическая теплота генераторного газа	3517	9,58
3. Физическая теплота угля	35	0,10	3. Химическая энергия углерода чугуна	1443	3,94
4. Физическая теплота кислорода	17	0,05	4. Физическая теплота чугуна	1260	3,41
			5. Физическая теплота шлака	1084	2,96
			6. Потери теплоты в окружающую среду	992	2,71
			7. Химическая энергия диссоциации	936	2,56
			8. Химическая энергия разложения H <sub>2</sub> O	644	1,76
			9. Химическая энергия разложения CaCO <sub>3</sub>	370	1,01
Итого	36756	100,0	Итого	36756	100,0

Если просуммировать балансы, то общий баланс технологии Корекс будет иметь вид, приведенный в табл. 2.17 и 2.18. Здесь дополнительно учтены потери теплоты, неизбежные при перенаправлении части потока генераторного газа в восстановительную печь. Эта часть генераторного газа носит название восстановительного газа. Газ "Корекс" получается от смешения части генераторного газа, не прошедшего через восстановительную печь с газом, прошедшим через эту печь. Ориентировочный состав газа "Корекс": CO - 47 % (объемн.); CO<sub>2</sub> - 21; H<sub>2</sub> - 22; CH<sub>4</sub> - 0,5; N<sub>2</sub> - 0,5; H<sub>2</sub>O - 9 %.

Таблица 2.17  
Ориентировочный сводный материальный баланс процессов технологии Корекс

Приход	кг/кг чугуна	%	Расход	кг/кг чугуна	%
1. Руда	1,494	35,4	1. Чугун	1,000	23,7
2. Уголь	1,330	31,6	2. Газ "Корекс"	2,666	63,3
3. Кислород	0,946	22,4	3. Шлак	0,549	13,0
4. Доломит	0,445	10,6			
Итого	4,215	100,0	Итого	4,215	100,0

Таблица 2.18  
Ориентировочный сводный тепловой баланс печных частей технологии Корекс (на 1 кг чугуна)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Химическая энергия угля	35760	99,76	1. Химическая энергия газа "Корекс"	20470	57,10
2. Физическая теплота угля	35	0,10	2. Химическая энергия диссоциации	7765	21,66
3. Физическая теплота руды	30	0,08	3. Потери теплоты в окружающую среду	2821	7,87
4. Физическая теплота кислорода	17	0,05	4. Химическая энергия углерода чугуна	1443	4,03
5. Физическая теплота доломита	5	0,01	5. Физическая теплота чугуна	1250	3,49
			6. Физическая теплота шлака	1084	3,02
			7. Химическая энергия разложения H <sub>2</sub> O	644	1,80
			8. Химическая энергия разложения CaCO <sub>3</sub>	370	1,03
Итого	35847	100,0	Итого	35847	100,0

Расход первичного топлива (угля) зависит от качества угля, от требуемого количества газа "Корекс" и составляет около 1000 кг у.т./т чугуна. В данном примере удельный расход топлива повышенный (1220 кг у.т./т), что связано с использованием низкокалорийного дешевого угля и нефлю-

сованных материалов. Образующийся газ "Корекс" уносит с собой примерно 700 кг у.т./т чугуна. Таким образом, балансовый расход энергии составляет  $1220 - 700 = 520$  кг у.т./т чугуна.

С целью экономии топлива в технологии Корекс можно предложить следующее:

1. увеличить долю восстановительного газа, выходящего из плавильной печи и подаваемого в восстановительную печь, с 75 до 90-95 %. Это поможет более полно использовать физическую теплоту газа;
2. для исключения циклона грубой очистки горячего газа применить трубчатую вращающуюся печь взамен шахтной печи на стадии получения губчатого железа;
3. для снижения тепловых потерь через кладку огромного купола плавильной печи выбор его оптимальных размеров или исключение купола за счёт организации струйных течений газа, препятствующих выносу из плавильной печи частиц угля и железа с восстановительным газом;
4. установка теплообменника перед скруббером для подогрева кислорода горения;
5. разбивка восстановительной печи на две с уменьшением вдвое высоты. Это приведёт помимо снижения общей высоты к уменьшению сопротивления слоя при прохождении восстановительного газа и позволит пропускать через печь больше газа без его непроизводительного охлаждения.

### 3. Плавильные печи

Плавильная печь – печь для превращения каких-либо материалов в жидкое состояние нагревом их до температуры, превышающей температуру плавления.

#### 3.1. Доменная печь

Доменная печь – шахтная печь для выплавки чугуна из железной руды.

Производительность печи зависит от ее размеров. Наиболее мощные доменные печи имеют объем 2000-5000 м<sup>3</sup>. Их высота составляет 32-37 метров, диаметр – 11-16 метров.

Схема доменной печи приведена на рис. 3.1. Печь состоит из следующих элементов по высоте: колошник, шахта, распар, заплечики, горн и лещадь. На колошнике формируется уровень засыпки материалов и распределение материалов по сечению шахты. Шахта предназначена для подогрева шихты до температуры плавления. Кроме того, в шахте происходят и

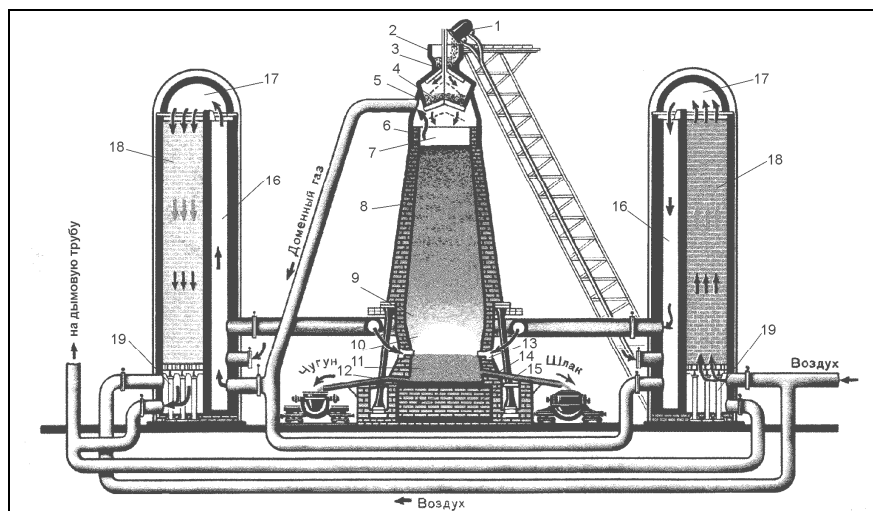


Рис. 3.1. Схема доменной печи:

1 - скип; 2 - приёмная воронка; 3 - малый конус; 4 - большой конус; 5 - воронка большого конуса; 6 - защитные сегменты; 7 - колошник; 8 - шахта; 9 - распар; 10 - заплечики; 11 - горн; 12 - чугунная лётка; 13 - фурма; 14 - шлаковая лётка; 15 - лещадь; 16 - камера горения каупера; 17 - подкупольное пространство; 18 - огнеупорная насадка каупера; 19 - поднасадочное пространство



процессы восстановления железа. Распар – самая широкая часть печи, в которой происходят основные процессы плавления. Ниже распара – заплечики, служащие для перегрева и передачи расплава и шлака из распара в горн. Горн опирается на лещадь – кладку из огнеупорного кирпича. Горн нужен для сбора продуктов плавки – чугуна и шлака. На границе заплечиков и горна расположены фурмы, через которые подается горячее дутье, а иногда и топливо (природный газ). Дутье представляет из себя воздух, обычно обогащенный кислородом.

Принцип работы доменной печи следующий. По скиповому подъёмнику шихта подаётся в приёмную воронку верха печи. В состав шихты входят офлюсованный агломерат, кокс, руда, известняк, возможна загрузка окатышей. С помощью поочерёдной работы малого и большого конусов колошника шихта засыпается в шахту.

В процессе работы печи шихта постепенно опускается вниз и нагревается за счёт теплоты движущихся вверх газов, образовавшихся в горне при горении кокса. Горновой газ имеет температуру 1900-2100 °С, состоит из CO, H<sub>2</sub> и N<sub>2</sub> и при движении в слое шихты не только нагревает её, но и восстанавливает оксиды железа (FeO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>) до Fe. Высокая температура горнового газа обязана, в частности, высокой температуре подогрева воздуха (1000-1200 °С) в доменных воздухонагревателях. Уходящий из печи газ имеет температуру 250-300 °С и называется колошниковым. После очистки колошникового газа от пыли он будет называться доменным. Доменный газ является низкокалорийным топливом с низкой теплотой сгорания от 3,5 до 5,5 МДж/м<sup>3</sup>. Состав доменного газа сильно зависит от обогащения дутья кислородом и от подачи природного газа: 24-32 % CO, 10-18 % CO<sub>2</sub>, 43-59 % N<sub>2</sub>, 0,2-0,6 % CH<sub>4</sub>, 1,0-13,0 % H<sub>2</sub>. В основном газ используется для нагрева насадки доменных воздухонагревателей, а также в смеси с коксовым или природным газом – для отопления нагревательных, термических и некоторых других печей.

В нижней части доменной печи восстановленное железо плавится и стекает в виде чугуна в горн, где постепенно накапливается. Расплавленные окислы железа, марганца, кремния и др. образуют вместе с известью жидкотекучий шлак. Шлак располагается (плавает) над чугуном в силу того, что плотность шлака меньше плотности чугуна. Из горна чугун и шлак периодически выпускают через чугунную и шлаковую лётки, соответственно. Если шлака образуется сравнительно немного, то чугун и шлак выпускают вместе через одну чугунную лётку с отделением друг от друга на разливочной площадке. Температура выпуска жидкого чугуна составляет 1420-1520 °С.

Для нормальной и высокопроизводительной работы доменной печи необходимы мощные воздухонагреватели. Доменные воздухонагреватели представляют из себя теплообменники регенеративного типа (о регенера-

торе см. на стр. 7). Часто доменные воздухонагреватели называют кауперами в честь их английского создателя – Е.А. Cowper. Представление о внешнем виде каупера можно получить из рис. 3.1. Каупер представляет собой вертикальный цилиндрический кожух, сваренный или склепанный из листовой стали, с заключённой в нём насадкой, обычно, из огнеупорного кирпича. В нижней части камеры горения каупера расположены горелка и воздухопровод горячего дутья. Поднасадочное пространство каупера соединено клапанами с воздухопроводом холодного дутья и с отводом к дымовому борову.

Современная доменная печь имеет 4 каупера, которые работают попеременно: насадка двух из них нагревается горячими дымовыми газами, а через один пропускается нагреваемый воздух (дутьё). Четвёртый каупер обычно находится в резерве. Период дутья длится от 50 до 90 минут. После этого охлажденный каупер переключают на нагрев, а дутьё подаётся через следующий самый разогретый каупер. На рис. 3.1 показан случай, когда через правый от доменной печи каупер проходит воздух, а левый стоит на разогреве (нагреве). В период нагрева работает горелка и открыт клапан на пути прохода дымовых газов к дымовому борову, но закрыты клапаны на воздухопроводах холодного и горячего дутья. В результате продукты горения, образовавшиеся при сжигании топлива поднимаются вверх, последовательно проходят камеру горения, подкупольное пространство, а затем опускаются вниз, проходят через насадку, нагревая ее, и только после этого с температурой 250-400 °С уходят через дымовой клапан на дымовую трубу. В период дутья – наоборот: закрыт дымовой клапан и отключена горелка, но открыты клапаны на воздухопроводах холодного и горячего дутья. При этом холодное дутьё под давлением 3,5-4 ат поступает в поднасадочное пространство, проходит разогретую насадку, где нагревается, и, опускаясь в камеру горения, доходит до воздухопровода горячего дутья. Через этот воздухопровод дутьё направляется в печь.

В зависимости от конкретных условий может применяться увлажнение дутья относительно природной влажности, обогащение дутья кислородом или азотом. В частности, обогащение дутья азотом позволяет экономить кокс и регулировать интенсивность доменной плавки. Обогащение дутья кислородом (до 35-40 %) совместно с использованием природного газа также позволяет снизить расход кокса. Повышение влажности дутья (до 3-5 %) позволяет повысить температуру нагрева дутья в каупере за счет интенсификации лучистого теплообмена в насадке и ведет к сокращению расхода кокса.

Примерная высота каупера до 30-35 метров, диаметр – до 9 метров. Верхнюю часть насадки выкладывают высокоглиноземистым или динасовым кирпичом, нижнюю – шамотным кирпичом. Толщина насадочного кирпича 40 мм. Из него выкладываются ячейки 45 x 45, 130 x 45 и

110 x 110 мм. Кроме кирпичных насадок применяются насадки из шестигранных блоков с круглыми ячейками и с горизонтальными проходами, а также насадки из высокоглиноземистых шариков. Поверхность нагрева кирпичной насадки около 22-25 м<sup>2</sup> на 1 м<sup>3</sup> ее объема. Приблизительно можно считать, что объем насадки одного каупера в 1-2 раза меньше объема доменной печи. Так, если объем печи 2700 м<sup>3</sup>, то один каупер может иметь объем около  $2700/1,5 = 1800$  м<sup>3</sup>.

Наиболее распространены кауперы с встроенной камерой горения, как показано на рис. 3.1. Главные недостатки этих кауперов: перегрев свода и деформация камеры горения в сторону насадки в ходе длительной работы. Существуют кауперы с выносной камерой горения, а также кауперы, в которых горелки расположены под куполом. Кауперы с выносной камерой горения удобны в эксплуатации и обладают высокой стойкостью, но дороже других кауперов. Кауперы с подкупольными горелками недорогие, но неудобны в работе, т.к. горелки и клапаны расположены на значительной высоте.

За период дутья температура нагрева воздуха постепенно снижается с 1350-1400 °С до 1050-1200 °С. Для стационарно работающей доменной печи такие перепады температуры вдуваемого дутья нежелательны. Поэтому температуру регулируют добавкой холодного воздуха из воздухопровода холодного дутья. По мере снижения температуры дутья снижается и доля холодного воздуха в смеси с целью стабилизации температуры дутья на уровне 1000-1200 °С.

Ориентировочный материальный баланс выплавки чугуна приведен в табл. 3.1, а соответствующий ему тепловой баланс рабочего пространства доменной печи – в табл. 3.2.

При составлении балансов приняты следующие составы материалов. Окатыши: Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 81 %; FeO - 4; SiO<sub>2</sub> - 7; CaO - 5; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 1; MgO - 1; MnO - 0,3; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ~0,09; S ~0,03 %. Агломерат: Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 63 %; FeO - 16; SiO<sub>2</sub> - 7; CaO - 10; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 2; MgO - 1; MnO - 1; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> ~0,25; S ~0,01 %. Чугун: Fe - 94,2 %; C - 4,5; Si - 0,6; Mn - 0,7; S ~0,03 %. Шлак: FeO - 1 %; SiO<sub>2</sub> - 36; CaO - 43; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 10; MgO - 7; MnO - 2; S - 1 %. Колошниковый газ (доменный): CO<sub>2</sub> - 18,0 % (объёмн.); CO - 25,2; H<sub>2</sub> - 12,5; CH<sub>4</sub> - 0,3; N<sub>2</sub> - 44 %.

Проанализируем расход топлива в доменной печи при использовании офлюсованного агломерата.

Расход топлива в доменной печи складывается из расхода кокса и природного газа (510-560 кг у.т./т чугуна) плюс расход газа для отопления доменного воздухонагревателя (90-100 кг у.т./т чугуна) и минус выход доменного газа (170-210 кг у.т./т чугуна). Итого общий расход: 535 + 95 - 190 = 440 кг у.т./т чугуна.

Таблица 3.1

Ориентировочный материальный баланс получения чугуна  
в доменной печи (кг/кг)

Приход	На 1 кг шихты	На 1 кг чугуна	Расход	На 1 кг шихты	На 1 кг чугуна
1. Агломерат	0,329	1,212	1. Чугун	0,272	1,000
2. Дутьё	0,393	1,447	2. Сухой колошниковый газ	0,599	2,207
3. Окатыши	0,125	0,459	3. Шлак	0,089	0,326
4. Кокс	0,117	0,431	4. Влага гидратная и влага восстановления	0,026	0,096
5. Природный газ	0,036	0,131	5. Пыль	0,014	0,051
Итого	1,000	3,680	Итого	1,000	3,680

Таблица 3.2

Ориентировочный тепловой баланс доменной печи (на 1 кг чугуна)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Химическая энергия сгорания кокса	9385	55,0	1. Химическая энергия диссоциации оксидов Fe, Mn, Si, P	6463	37,9
2. Химическая энергия сгорания природного газа	6132	36,0	2. Химическая энергия колошникового газа	6122	35,9
3. Физическая теплота воздушного дутья	1492	8,8	3. Химическая энергия углерода чугуна	1460	8,6
4. Физическая теплота агломерата и окатышей	33	0,2	4. Физическая теплота чугуна	1250	7,3
5. Физическая теплота кокса	6	0,0	5. Физическая теплота шлака	631	3,7
			6. Физическая теплота колошникового газа	634	3,7
			7. Потери теплоты в окружающую среду через кладку	460	2,7
			8. Теплота испарения влаги шихты	28	0,2
			9. Теплота разложения карбонатов (CaCO <sub>3</sub> )	0	0
Итого	17048	100,0	Итого	17048	100,0

Если учесть, что на производство кокса (примерно 430-490 кг кокса на 1 т чугуна) и агломерата (примерно 1200-1800 кг агломерата на 1 т чугуна) уже было затрачено топливо, то общий расход первичного топлива на производство 1 тонны чугуна составит  $440 + 40 + 170 = 650$  кг у.т./т, где 40 и 170 кг у.т./т – расходы топлива на производство кокса и агломерата, пересчитанные на 1 т чугуна.

Производительность печи характеризуется специфическим показателем, который называется КИПО (коэффициент использования полезного объёма). КИПО равен отношению полезного объёма печи к суточной выплавке чугуна и поэтому является размерным. Для современных печей КИПО колеблется от 0,43 до  $0,75 \text{ м}^3 \cdot \text{сут.}/\text{т}$ . Чем ниже этот коэффициент,

тем лучше работает печь. По своему названию КИПО логичнее было бы рассматривать как отношение производительности к единице объема. В этой связи удобнее пользоваться таким показателем, как удельная производительность доменной печи, равным  $P_y = 1 / \text{КИПО}$  и изменяющийся в пределах от 1,3 до 2,3 т/(м<sup>3</sup>·сут).

С целью экономии топлива на доменной печи можно рекомендовать следующее:

1. перевод печи на работу с повышенным (до 1,5-2 ати) давлением газов на колошнике. При этом объём газов уменьшается, что позволяет увеличить расход дутья или уменьшить вынос колошниковой пыли;
2. повышение температуры подогрева воздуха в доменных воздухонагревателях с целью экономии кокса;
3. использование физической теплоты огненно-жидких шлаков. Эта проблема ещё не решена из-за периодичности выпуска шлаков из печи. Перспективным является предложение о воздушной грануляции шлака и получении дополнительного пара для местных котельных;
4. вдувание горячих восстановительных газов подобно тому, как это делается на печи металлизации. Это поможет сэкономить до 20 % кокса;
5. вдувание в горн пылеугольного топлива с целью экономии примерно 0,8 кг кокса на 1 кг пылеугольного топлива;
6. использование теплоты отходящих газов доменных воздухонагревателей для подогрева доменного газа и воздуха перед подачей в горелку.

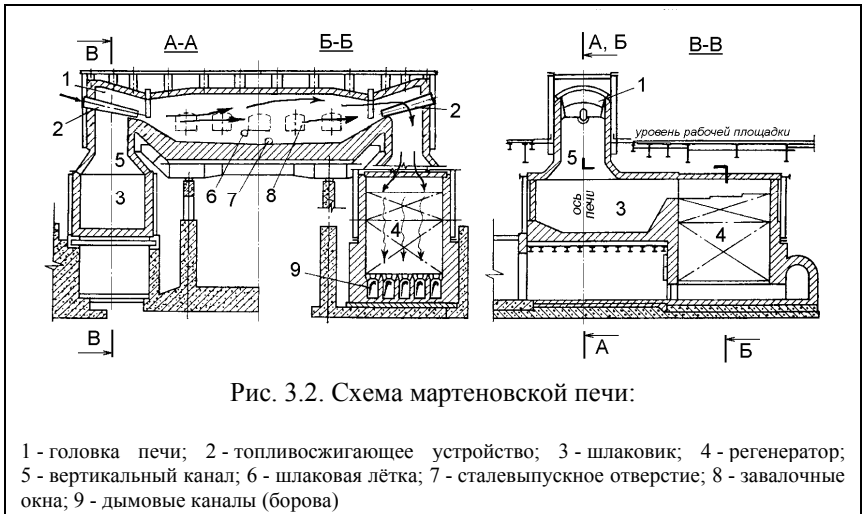
### **3.2. Мартеновская печь**

Мартеновская печь – пламенная регенеративная печь для выплавки стали из чугуна и стального лома.

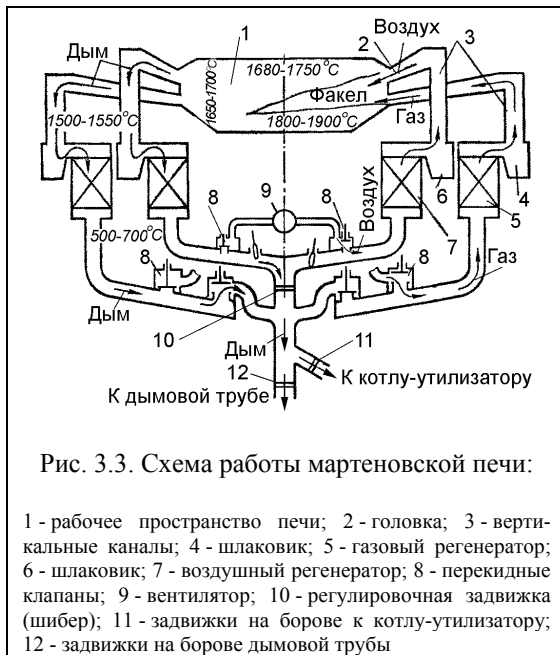
Схемы мартеновских печей, отапливаемых высококалорийным топливом (природным газом или мазутом) и низкокалорийным топливом (коксо-доменная смесь), приведены, соответственно, на рис. 3.2 и рис. 3.3. На рис. 3.2 более детально показана кладка рабочего пространства печи и регенераторов, а на рис. 3.3 – схема боровов и перекидных устройств.

В конструкции печи выделяют две основные части: а) верхнее строение печи, состоящее из рабочего пространства и головок, расположенных на двух его концах и служащих попеременно для подачи газообразного топлива и воздуха, предварительно подогретого (подогретых) в регенераторе (определение регенератора см. на стр. 7), и для отвода продуктов горения; б) нижнее строение печи, состоящее из шлаковиков для собирания пыли и шлаков, уносимых дымовыми газами, и регенераторов, аккумулирующих теплоту продуктов горения, с последующей её отдачей воздуху.

Принцип работы мартеновской печи поясним по схеме, приведенной на рис. 3.3, как более общей.



В предварительно разогретую печь заваливается шихта, состоящая из железной руды, известняка, скрапа, металлического лома (для справки: скрап – это зашлакованные отходы черных металлов, образующиеся при



выпуске, транспортировании и разливке чугуна и стали. Иногда под структурной составляющей скрапа подразумевают и металлолом). Печь отапливается с помощью горелки – при работе на высококалорийном газе (рис. 3.2) или с помощью форсунки – при работе на низкокалорийном газе (рис. 3.3) топливо так же как и воздух, необходимый для горения топлива, поступает из регенератора в головку печи и далее в рабочее пространство печи. На рис. 3.3 показан случай,

когда топливо и воздух поступают справа. Обычно применяются одноканальные головки печи, имеющие один канал для подвода воздуха от регенератора (рис. 3.2) и трехканальные головки, включающие один газовый и 2 воздушных вертикальных канала, расположенных по бокам газового канала. Трехканальные головки используются в том случае, когда в регенераторах подогреваются топливо и воздух.

При сгорании топлива образуется факел с температурой 1800-1900 °С. Факел топливосжигающего устройства организуют так, чтобы он стелился по поверхности шихты. Продукты горения проходят над шихтой, нагревают ее и удаляются через противоположную (левую, см. рис. 3.3) головку, попадая через шлаковики в регенераторы с температурой 1500-1550 °С. В шлаковиках оседает основное количество плавильной пыли. После регенератора дым с температурой 500-700 °С уходит к дымовой трубе по системе боровов.

Пока через регенератор проходит дым, он (регенератор) постепенно нагревается. Через 5-10 минут следует, так называемая перекидка клапанов. Система клапанов (поз. 8 на рис. 3.3) перенаправляет потоки газа, воздуха и дыма в противоположную сторону. В левые нагретые регенераторы (рис. 3.3) поступают холодный воздух и холодный газ, нагреваются в нем и через головку печи поступают на горение. Продукты горения уходят через правые регенераторы, нагревая его. Затем цикл повторяется.

После прогрева шихты до средней температуры около 1250 °С на нее заливается жидкий чугун или заваливается твердый чугун. Далее нагрев ванны продолжается. При достижении поверхности шихты, контактирующей с факелом температуры 1450-1500 °С наступает момент ее расплавления, после чего весь металл постепенно переходит в жидкое состояние. На поверхности зеркала металла постоянно образуется шлак, который легче металла. Шлак является своего рода экраном между металлом и факелом. Кроме того, в шлаке накапливаются нежелательные примеси (фосфор и др.), которые при определенных условиях могут перейти в металл. Поэтому шлак периодически скачивают. В процессе плавления проводятся и другие необходимые технологические операции, связанные с удалением примесей и получением стали нужного состава. Затем разделяется сталевыпускное отверстие и через него выпускается плавка.

Если характеризовать сам мартеновский процесс, то он заключается в расплавлении шихты, снижении в ней до определённого уровня содержания углерода, кремния, марганца, удалении нежелательных примесей (серы и фосфора) и введении легирующих элементов. Температура в печи должна обеспечивать пребывание металла в жидком состоянии; к концу плавки она составляет около 1650 °С. Для получения такой температуры калориметрическая температура горения топлива должна быть не ниже 2350-2500 °С,

что обеспечивается высокотемпературным подогревом воздуха, а возможно и топлива, – в регенераторах. Температура плавления стали в зависимости от химсостава колеблется в пределах 1400-1530 °С, а перед выпуском составляет обычно 1550-1650 °С. В соответствии с диаграммой для сплава Fe-C меньшие значения относятся к высокоуглеродистым сталям, а большие – к низкоуглеродистым.

Мартеновские печи могут работать как на твёрдой, так и на жидкой завалке. Для заливки жидкого чугуна может быть предусмотрено специальное отверстие. Доля твёрдой (лом, чугун в чушках) и жидкой (чугун) завалки может изменяться от 0 % до 100 %. В зависимости от состава шихты различают скрап-процесс (55-75 % стального скрапа и 25-45 % чугуна в чушках), скрап-рудный процесс (25-45 % железной руды и стального скрапа и 55-75 % жидкого чугуна), скрап-угольный или карбюраторный (стальной лом и карбюратор: антрацит, кокс, графит. Может быть немного чугуна – 10-15 %) и рудный процесс (100 % жидкого чугуна + железная руда, как носитель кислорода). Есть и другие разновидности этих процессов: скрап-кислородный, топливо-кислород-скрап-процесс, отличающиеся не составом шихты, а технологическими условиями их реализации. На практике фактически используются скрап-процесс и скрап-рудный процесс. Иногда скрап-процесс называют переплавочным, а скрап-рудный процесс – рафинировочным. Скрап-рудный процесс может использоваться на тех заводах, которые имеют в своем составе доменное производство.

В зависимости от состава шлака и материала футеровки (подины) мартеновский процесс может быть кислым или основным. Наиболее распространен основной процесс из-за возможности переработки шихты, загрязненной серой и фосфором. Ванну основных печей выкладывают магнезитовым кирпичом, а подину наваривают магнезитом или смесью магнезита с доломитом. Ванну кислых печей выкладывают динасовым кирпичом, а подину наваривают кварцевым песком.

В целом мартеновский процесс делят на периоды: 1. Заправка печи (осмотр и исправление дефектов кладки подины и порогов окон); 2. Завалка и прогрев твердых материалов шихты; 3. Заливка жидкого чугуна (скрап-рудный процесс) или завалка твердого чугуна (скрап-процесс); 4. Плавление (догрев до температуры плавления твердых материалов, расплавление и перегрев металла над температурой ликвидуса на 30-40 °С); 5. Доводка плавки (окончательная рафинировка металла и перегрев расплава по отношению к температуре плавления на 55-60 °С). Период обычно состоит из двух этапов: 5а. Полировка или рудное кипение, т.е. кипение при добавках железной руды и 5б. Чистое кипение, т.е. кипение без добавок; 6. Раскисление и легирование металла (может проводиться как в печи, так и в ковше во время выпуска стали); 7. Выпуск металла и шлака.



Экономичность работы мартеновской печи по расходу топлива зависит от длительности плавки. Чем короче плавка, тем меньше тепловая мощность холостого хода и, соответственно, ниже удельный расход топлива. Длительность каждого из периодов зависит от типа процесса (скрап-процесс, скрап-рудный процесс и др.), условий сжигания топлива (направление факела, степень черноты факела, калориметрическая температура топлива и др.) и, главное, от способа подачи окислителя (кислорода, воздуха) в жидкую ванну в периоды плавления и доводки.

Кислород необходим для окисления избыточного углерода, содержащегося в жидкой ванне. При вводе кислорода образуется большое количество газа  $\text{CO}$ , активное выделение которого создает иллюзию кипения ванны. Эта реакция окисления углерода расплава является основной реакцией мартеновского процесса. Более того, без этой реакции и "кипения" ванны мартеновский процесс невозможен. Активное окисление углерода начинается при температуре ванны свыше  $1400\text{ }^\circ\text{C}$ . Надо отметить, что при подаче кислорода сначала окисляется кремний, затем марганец и только после этого – углерод, что объясняется различным химическим сродством элементов к кислороду. Так, при  $t = 1400\text{ }^\circ\text{C}$  сродство к кислороду выражается рядом:  $\text{Cu, Ni, P, Fe, Cr, C, Mn, Si, V, Ti, Al, Mg, Ca}$ . В первую очередь окисляются  $\text{Ca}$  и  $\text{Mg}$  и в последнюю –  $\text{Cu}$  и  $\text{Ni}$ .

При кипении выравнивается температура и химсостав ванны, удаляются растворенные в металле газы (азот, водород), присоединяются к шлаку неметаллические включения, интенсивно переводятся в шлак обычно нежелательные для металла фосфор и сера за счет увеличения площади контакта металла со шлаком.

Кислород для окисления углерода может попадать в металл тремя способами: 1-й – обычно самый медленный – диффузией из атмосферы печи через слой шлака; 2-й – присадкой в ванну железной руды, желателно в виде кусков агломерата или в виде окатышей; 3-й – самый интенсивный – продувкой металла через водоохлаждаемые кислородные или воздушные фурмы, обычно располагаемые в своде печи. Основной недостаток продувки жидкой ванны кислородом связан со значительным пылеобразованием, которое в 7-20 раз выше, чем в печах без продувки.

Если не использовать продувку ванны кислородом, то длительность мартеновской плавки составляет 7-12 часов, где меньшая цифра относится к случаю использования воздуха горения, обогащенного кислородом. При использовании кислорода для продувки чугуна общее время плавки может быть уменьшено до 3,5-4 часов, а при параллельном использовании газокислородных горелок на стадиях завалки и прогрева возможно сократить время плавки до 2,5-3 часов. В результате мартеновская плавка по своей эффективности приближается к конвертерной, длительность которой всего 35-50 минут. Такого показателя нельзя достичь в мартеновской печи по ус-

ловию вспучивания ванны и возможности выброса металла и шлака через рабочие окна на рабочую площадку при бурном выделении СО. Поэтому максимально допустимая скорость окисления углерода в мартеновской печи всего 2 %/час, тогда как в конвертере – 25 %/час, т.е. на порядок больше.

Примерная температурно-тепловая диаграмма мартеновской плавки изображена на рис. 3.4. Как видно из рис. 3.4, основные контролируемые параметры – это температура свода, температура ванны, тепловая мощность.

Подача топлива по ходу плавки меняется. Максимальный расход его – в период завалки и прогрева шихты. Подаваемое в это время количество теплоты называют максимальной тепловой нагрузкой (тепловой мощностью). По мере прогрева шихты тепловая мощность падает – она ограничена стойкостью свода, т.е. мощность снижается при достижении сводом максимально возможных температур.

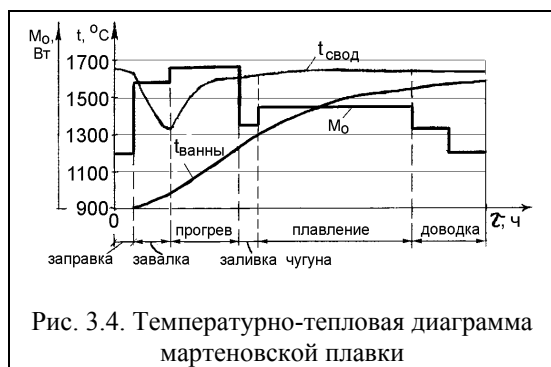


Рис. 3.4. Температурно-тепловая диаграмма мартеновской плавки

Примерный материальный баланс выплавки стали основным скрап-рудным процессом до раскисления приведен в табл. 3.3. Соответствующий ему тепловой баланс мартеновской печи приведен в табл. 3.4. При составлении балансов принято, что емкость печи 190 тонн, кислород для продувки ванны не используется. Печь отапливается низкокалорийным коксодоменным газом с теплотой сгорания  $8,8 \text{ МДж/м}^3$ , т.е. в регенераторах подогревается не только воздух, но и топливо. За плавку выгорает: 2,36 % С, 0,89 % Мn, 0,58 % Si, 0,118 % Р. Продолжительность плавки 8,5 часа.

В данном примере удельный расход топлива составляет  $3894/29,308 = 133 \text{ кг у.т./т}$  стали. В целом, удельный расход топлива в мартеновских печах зависит от их ёмкости, типа процесса и времени плавки. По мере увеличения садки печи снижаются удельные потери теплоты холостого хода (потери через кладку, потери с охлаждающей водой и т.п.). В печах без применения кислорода расход топлива составляет 70-280 кг у.т./т стали. Меньшие цифры относятся к крупным печам (~900 тонн) на скрап-рудном процессе, а большие – к мелким печам на скрап-процессе.

Таблица 3.3

Ориентировочный материальный баланс получения стали  
в мартеновской печи (кг/кг жидкой стали)

Приход	На 1 кг стали	Расход	На 1 кг стали
1. Чугун жидкий	0,584	1. Сталь жидкая	1,000
2. Скрап	0,390	2. Шлак	0,106
3. Железная руда	0,140	3. CO от окисления углерода шихты	0,054
4. Известняк в завалку	0,037	4. CO <sub>2</sub> от разложения известняка и доломита	0,013
5. Доломит	0,011	5. Корольки металла в шлаке	0,007
6. Кислород из атмосферы печи	0,011	6. Влага, содержащаяся в известняке и железной руде	0,003
7. Известь в период кипения	0,005		
8. Магнетит	0,003		
9. Материал свода (хромо-магнетит)	0,001		
10. Боксит	0,001		
Итого	1,183	Итого	1,183

Таблица 3.4

Ориентировочный тепловой баланс мартеновской печи  
(на 1 кг жидкой стали)

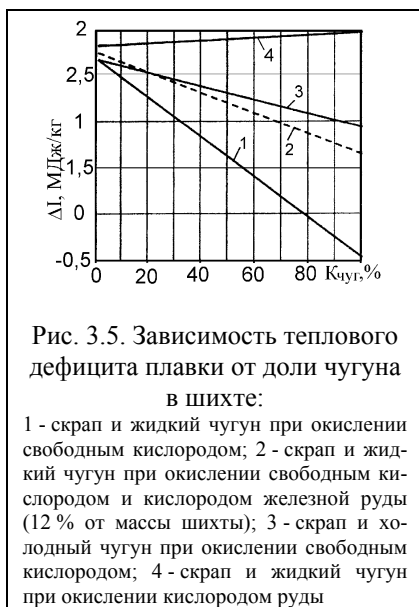
Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Химическая энергия сгорания газообразного топлива	3894	48,1	1. Физическая теплота продуктов сгорания	4044	49,8
2. Физическая теплота воздуха, нагретого в регенераторах	1548	19,1	2. Потери теплоты, в т.ч. на диссоциацию CO <sub>2</sub> и H <sub>2</sub> O 280 (3,5 %); излучением через окна 76 (0,9 %); на водяное охлаждение элементов печи 680 (8,3 %); теплопроводностью через кладку 395 (4,9 %); со шлаком и пылью 12 (0,2 %); с выбивающимися газами 323 (4,0 %)	1766	21,8
3. Химическая энергия выгорания примесей	1078	13,3	3. Физическая теплота нагретой стали	1450	17,9
4. Физическая теплота газа, нагретого в регенераторах	832	10,2	4. Химическая энергия разложения железной руды	520	6,4
5. Физическая теплота жидкого чугуна	718	8,8	5. Физическая теплота нагретого шлака	249	3,1
6. Химическая энергия шлакообразования	41	0,5	6. Химическая энергия разложения известняка	67	0,8
7. Физическая теплота металлической шихты	4	0,1	7. Теплота испарения влаги из руды и известняка	19	0,2
Итого	8115	100,0	Итого	8115	100,0

Оценить влияние кислорода можно на показателях 200-тонной печи: без применения кислорода время плавки составляет 9,5-10 часов и удель-

ный расход условного топлива  $\sim 130-160$  кг у.т./т; при обогащении дутья кислородом время плавки  $\sim 7,5-8$  часов и расход топлива  $\sim 100-140$  кг у.т./т; при продувке кислородом время плавки  $\sim 5-5,5$  часа и расход топлива  $60-90$  кг у.т./т; при использовании газокислородных горелок в "твердый" период (завалка, прогрев и заливка чугуна) и продувке ванны в "жидкий" период кислородом время плавки составляет  $\sim 2,5-3,5$  часа и расход топлива  $30-60$  кг у.т./т. В общем случае длительность плавки при скрап-процессе по сравнению со скрап-рудным процессом выше за счет времени расплавления твердого чугуна. Поэтому расход топлива в скрап-процессе выше примерно на 30 %.

Если считать топливом примеси, содержащиеся в завалке (Si, C, Mn, P), что вполне логично в связи с выгоранием последних с выделением большого количества теплоты, то удельный расход топлива мартеновской плавки надо увеличивать на  $30-40$  кг у.т./т стали.

Энергетическую сторону мартеновской плавки удобно характеризовать через такой показатель, как тепловой дефицит  $\Delta I$  [Дж/кг], представляющий собой количество теплоты, которое надо сообщить исходным материалам для получения 1 кг жидкой стали. Чем выше тепловой дефицит, тем дольше идет процесс плавки и выше удельный расход топлива.  $\Delta I$  удобно представлять через объемную долю чугуна в шихте —  $K_{\text{чуг}}$ , — (рис. 3.5). Если  $K_{\text{чуг}} = 0$ , то шихта полностью состоит из скрапа, а если  $K_{\text{чуг}} = 100\%$ , то шихта включает в себя только чугун. На этом рисунке линия



1 справа от пересечения с горизонтом  $\Delta I = 0$  соответствует ведению конвертерного процесса (с. 53), из чего видно, что максимальное количество скрапа составляет 23 %. Линия 2 соответствует наиболее широко используемому варианту скрап-рудного процесса, когда в шихту вводится 12 % железной руды, что позволяет окислять 40 % примесей рудой; остальное окисляется свободным кислородом. Линия 3 соответствует скрап-процессу с окислением примесей свободным кислородом. Линия 4 отвечает предельному случаю скрап-рудного процесса, когда весь жидкий чугун окисляется кислородом руды.

Для экономии топлива в мартеновских печах и улучшения их эко-

логических характеристик можно рекомендовать следующее:

1. интенсификация теплообмена в рабочем пространстве печи путём повышения температуры факела (использование кислорода) и повышения светимости факела (добавка к газовому факелу мазута или угольной пыли, самокарбурация);
2. широкое использование кислорода при разогреве твердой шихты газокислородными горелками и при продувке кислородом ванны в периоды плавления и доводки;
3. использование кислородно-водяной смеси или многосопловых кислородных фурм для продувки жидкой ванны, что приводит к резкому сокращению пылеобразования;
4. использование испарительного охлаждения для элементов печи: рам завалочных окон, пятовых балок и др. Преимущества испарительного охлаждения: сокращение расхода воды по сравнению с водяным охлаждением в 60 раз, резкое сокращение простоев печи на ремонты, получение большого количества пара (6-7 т/ч с одной крупной печи);
5. применение в скрап-процессе взамен твердого чугуна жидкого чугуна, выплавляемого в вагранках. Это позволяет приблизить показатели скрап-процесса к показателям скрап-рудного процесса;
6. утилизация физической теплоты продуктов горения для подогрева воздуха перед регенератором (в рекуператоре) или для получения пара (в котле-утилизаторе).

### 3.3. Конвертер

Конвертер – металлургический агрегат для получения стали путём продувки расплавленного чугуна воздухом или кислородом. По характеру технологического процесса конвертеры делятся на кислородные, бессемеровские и томасовские. В кислородных конвертерах продувка чугуна осуществляется технически чистым (не менее 99,5 %) кислородом через верхнюю фурму, что позволяет получать сталь с низким содержанием азота. Обычно футеровка кислородного конвертера основная. В бессемеровском и томасовском конвертерах продувка чугуна происходит через донные фурмы воздухом. В бессемеровском процессе используется кислая футеровка, а в томасовском – основная. По сравнению с бессемеровским томасовский процесс позволяет эффективно удалять фосфор из фосфористых чугунов методом окисления. В 70-х годах XX века бессемеровский и томасовский процессы были вытеснены кислородно-конвертерным процессом.

Схема кислородного конвертера приведена на рис. 3.6. Принцип работы конвертера следующий. Конвертер – сосуд грушевидной или цилиндрической формы, открытый сверху. Через верхнее отверстие (горловину) подаётся стальной лом, заливается жидкий чугун, вводится кислородная фурма и ведётся продувка. Одновременно с началом продувки вводится 2/3



шлакообразующих добавок (известь с бокситом или плавиковым шпатом). Остальное количество добавок вводится по ходу продувки в течение 1/3 ее длительности. Загрузка добавок происходит из бункеров по специальным транспортерам в непрерывном режиме без остановки конвертера.

Кислородная фурма является водоохлаждаемой, многосопловой и располагается

на расстоянии 0,7-3,0 метра от поверхности чугуна. Применение многосопловых фурм взамен односопловых позволяет резко снизить количество выбросов, увеличить расход кислорода, сократить длительность плавки. Давление кислорода составляет около 9-14 ат, сопла имеют форму сопла Лавала, что позволяет создавать высокие (сверхзвуковые) скорости кислородной струи и внедрять кислород по всей высоте слоя жидкой ванны с образованием активно циркулирующих макрообъемов металла. Высокая концентрация кислорода способствует быстрому окислению кремния, марганца, углерода, фосфора, а также некоторого количества железа. Образующиеся окислы взаимодействуют с известью, образуя легкоплавкий шлак.

Готовая сталь выпускается в сталеразливочный ковш через лётку – специальное отверстие в боковой стенке. Шлак выливается через горловину в шлаковую чашу.

Раскисление конвертерной стали проводят в сталеразливочном ковше во время выпуска, т.к. ввод раскислителей в самом конвертере вызывает их высокий расход. При выплавке спокойной стали её раскисляют ферромарганцем, затем ферросилицием и в конце алюминием. При выплавке кипящей стали раскисление проводят только ферромарганцем.

В конвертере очень сложно получить легированную сталь из-за высокой степени окисления легирующих элементов, вводимых в конвертер, неравномерного распределения легирующих в объеме металла и захлаживания плавки при присадке большого количества легирующих в конвертер или ковш. Небольшое количество легирующих элементов (до 2-3 %) в виде

ферросплавов вводят в ковш во время выпуска стали или загружают на дно ковша перед выпуском. Таким образом, в конвертере выплавляют, в основном, низколегированную сталь. Операция высокого легирования выполняется в установках внепечной обработки, типа "ковш-печь".

В ходе плавки температура материала поднимается с 1250-1400 °С (температура жидкого чугуна) до 1600-1650 °С (температура готовой стали). Подъем температуры происходит без подвода извне химической энергии. Теплота выделяется в результате окисления примесей чугуна (углерода, кремния, марганца, фосфора) и железа. Общее количество теплоты, выделяющееся при окислении примесей, значительно превышает потребности теплоты для нагрева стали и шлака до требуемой температуры и для компенсации тепловых потерь через футеровку и горловину конвертера. Для компенсации избытка теплоты обычно вводят до 25-30 % стального лома. Редко используется для тех же целей железная руда (до 8 %). Возможно использование в виде охладителя таких материалов, как агломерата, окатышей, известняка, доломита и т.п.

Образующиеся при окислении углерода в большом количестве оксиды углерода ( $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ ) выделяются в газовую фазу и через горловину конвертера удаляются в тракт газоочистки. Оксиды  $\text{Si}$ ,  $\text{Mn}$ ,  $\text{P}$ ,  $\text{Fe}$  участвуют в формировании шлака, а часть из них, главным образом оксиды железа ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), удаляются с газом в виде пыли (до 280 г/м<sup>3</sup>). Поэтому конвертерный газ подвергают очистке. Состав очищенного конвертерного газа:  $\text{CO} = 85-90\%$ ;  $\text{CO}_2 = 8-14\%$ ;  $\text{O}_2 = 1,5-3,5\%$ ;  $\text{N}_2 = 0,5-2,5\%$ . Теплота сгорания газа довольно высокая –  $9 \div 10$  МДж/м<sup>3</sup>. Выход конвертерного газа составляет 100-150 м<sup>3</sup>/т стали. Периодичность выхода газа затрудняет его использование.

Футеровка конвертера является основной, двух- или трехслойной. Внутренний слой толщиной 500-750 мм называется рабочим. Он выполняется из пропитанных обезвоженной каменноугольной смолой доломитовых или магнезитовых кирпичей. При обжиге новой футеровки летучие из смолы удаляются и остается цементирующий коксовый остаток, уменьшающий разъедание футеровки шлаком. Рабочий слой изнашивается в процессе работы под влиянием термических напряжений (из-за колебаний высоких температур), под воздействием ударов кусков шихты, особенно, крупных кусков металлолома, а также в результате химического взаимодействия со шлаком. Стойкость рабочего слоя составляет 400-800 плавов. Наружный слой футеровки называется арматурным и выполняют его из магнезитового или магнезитохромитового кирпича толщиной 110-250 мм. Этот слой непосредственно примыкает к кожуху и он не требует замены при ремонтах. Между рабочим и арматурным слоями обычно выполняется набивка из массы, по химсоставу соответствующей рабочему слою. Толщина набивки 50-100 мм.

Технологический режим конвертерного процесса (на примере конвертера ёмкостью 400 тонн) приведен в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Завалка стального лома и загрузка шлакообразующих	3-4 мин.
Заливка чугуна	3-5 мин.
Продувка ванны кислородом и загрузка шлакообразующих	13-20 мин.
Измерение температуры металла, взятие пробы на анализ и его ожидание	2 мин.
Корректировка состава и температуры металла (додувка)	1-2 мин.
Выпуск стали	6-8 мин.
Слив шлака	3-4 мин.
Осмотр футеровки, заделка сталевыпускного отверстия	2 мин.
Резерв времени	2 мин.
Итого:	35-50 мин.

Как следует из табл. 3.5, длительность цикла производства стали в конвертере составляет 38 минут. Для сравнения – процесс мартеновской плавки длится 8-12 часов.

Строго говоря, конвертер не является плавильной печью. Во-первых, в конвертер не подаётся топливо, а, во-вторых, исходный материал почти весь уже расплавлен (напомним, что плавильная печь – это печь для превращения каких-либо материалов в жидкое состояние...). Таким образом, конвертер по своим признакам является установкой внепечной обработки с продувкой окислительным газом (см. раздел 4). Однако наличие в завалке стального лома, компенсирующего чрезмерный разогрев стали при окислении примесей, позволяет исключить конвертер из установок внепечной обработки материала и поместить в особую категорию плавильных печей: с теплогенерацией за счет химической энергии жидкого чугуна. К слову сказать: иногда к этой категории относят и мартеновские печи, что не совсем правильно, т.к. мартеновская печь использует также и химическую энергию органического топлива.

Это же обстоятельство затрудняет сравнение конвертеров по расходу топлива. Обычно сравнение идёт по производительности, по расходу кислорода, по расходу огнеупоров, по расходу дополнительных материалов (известь, боксит, плавиковый шпат, железная руда). Эти показатели конвертерного процесса не учитывают теплотехническую сторону процесса. Предлагается считать топливом примеси, содержащиеся в чугуне. Тогда удельный расход условного топлива составит (при 79 % жидкого чугуна, 21 % лома) примерно 30-35 кг у.т./т стали. Косвенно расход теплоты в конвертере можно оценить по тепловому к.п.д. конвертера, который составляет примерно 70 %.



Ориентировочные материальный и тепловой балансы конвертера приведены, соответственно, в табл. 3.6 и 3.7.

Таблица 3.6

Ориентировочный материальный баланс получения стали в конвертере до раскисления (кг/кг жидкой стали)

Приход	На 1 кг стали	Расход	На 1 кг стали
1. Чугун жидкий	0,879	1. Сталь жидкая	1,000
2. Лом (20 % от массы металлической шихты)	0,220	2. Шлак	0,129
3. Технический кислород (99,5 % O <sub>2</sub> и 0,5 % N <sub>2</sub> )	0,075	3. Конвертерный газ	0,094
4. Известь	0,068	4. Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (с конвертерным газом)	0,016
5. Миксерный шлак со сливаемым чугуном	0,007	5. Выбросы металла	0,013
6. Смолодоломитная футеровка	0,004	6. Корольки металла в шлаке	0,004
7. Плакиковый шпат для разжижения шлака	0,003		
Итого	1,256	Итого	1,256

Таблица 3.7

Ориентировочный тепловой баланс конвертерной плавки (на 1 кг жидкой стали)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Физическая теплота жидкого чугуна (t = 1350 °C)	1085	52,7	1. Физическая теплота нагретой стали (t = 1620 °C)	1436	69,7
2. Химическая энергия экзотермических реакций окисления примесей и железа, в т.ч. C→CO ~20 %; Si→SiO <sub>2</sub> ~10 %; C→CO <sub>2</sub> ~6 %; Fe→Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ~4 %; остальное ~4,5 %;	916	44,5	2. Физическая теплота шлака	278	13,5
3. Химическая энергия реакций шлакообразования	58	2,8	3. Физическая теплота конвертерного газа	167	8,2
			4. Потери теплоты в окружающую среду через стенки и горловину	146	7,1
			5. Физическая теплота частиц Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (с конвертерным газом)	32	1,5
Итого	2059	100,0	Итого	2059	100,0

Для снижения безвозвратно теряемой теплоты в конверторах можно предложить ряд мероприятий:

1. сокращение потерь теплоты в окружающую среду через горловину (излучением) и через кладку (теплопроводностью);
2. создание оригинальных устройств с целью использования физической и химической энергии конвертерного газа для, например, подогрева лома и сыпучих материалов до 1000 °C или для выработки пара, для обжига известняка;

3. использование окатышей и металлизированных окатышей в качестве охладителей плавки взамен лома. Преимущества этого способа: а) сокращается длительность плавки за счёт исключения периода завалки лома; б) уменьшается зона максимальных температур в подфурменной зоне; в) уменьшается возможность повреждения футеровки кусками лома;
4. использование физической теплоты шлака для получения пара, горячей воды;
5. использование неочищенного конвертерного газа с температурой 900-1200 °С для восстановления окатышей и пыли, которые пойдут на разбавление лома. Отходящий при этом газ (900-1100 °С) можно использовать для предварительного нагрева окатышей при их восстановлении и далее на обжиг известняка, т.к. в газе содержится ~ 50 % CO;
6. отвод конвертерного газа без дожигания, отвод его после в газгольдеры с последующим использованием в качестве топлива;
7. применение сухих способов очистки конвертерного газа для сохранения возможности использования физической теплоты газа.

### **3.4. Дуговая сталеплавильная печь**

Дуговая сталеплавильная печь – печь, в которой теплота электрической дуги используется для плавки стали. Ёмкость дуговых печей колеблется от 6 до 200 тонн. Эти печи служат в первую очередь для выплавки легированных и высококачественных сталей, которые затруднительно получать в конверторах и мартеновских печах. Одна из главных особенностей дуговой печи – возможность достижения в рабочем пространстве высокой температуры (до 2500 °С).

Основные преимущества дуговой сталеплавильной печи:

а) возможность регулирования окислительно-восстановительных свойств среды по ходу плавки, а также обеспечения в печи восстановительной атмосферы и безокислительных шлаков, что предопределяет малый угар легирующих элементов (для справки: угар – потери металла в результате окисления при плавке или при нагреве);

б) быстрый нагрев металла, связанный с вводом тепловой мощности в самом металле. Это позволяет вводить в печь большие количества легирующих элементов;

в) плавная и точная регулировка температуры стали;

г) более полное, чем в других печах, раскисление металла, получение его с низким содержанием неметаллических включений;

д) получение стали с низким содержанием серы.

Одним из недостатков дуговой печи является необходимость обеспечения высокого качества шихтовых материалов, из которых 75-100 % составляет стальной лом. Лом должен иметь как можно меньше примесей

цветных металлов, фосфора, ржавчины. Лом должен быть тяжеловесным для загрузки его в один приём, т.к. каждая загрузка лома значительно удлиняет плавку. Другой недостаток дуговой печи в непроизводительном использовании мощностей печи в периоды низкого потребления энергии (окислительный и восстановительный периоды).

Дуговые печи делят на печи прямого действия (дуга между электродом и нагреваемым материалом), косвенного действия (дуга между электродами за пределами нагреваемого материала) и закрытого действия (дуга находится под слоем материала). Пример печи закрытого действия – ферросплавная печь. В печах такого типа наименьшие потери теплоты через свод, т.к. он экранируется от дуги слоем материала.

Сталеплавильные дуговые печи обычно являются печами прямого действия и их разделяют на печи переменного тока (ДСП) и печи постоянного тока (ДППТ).

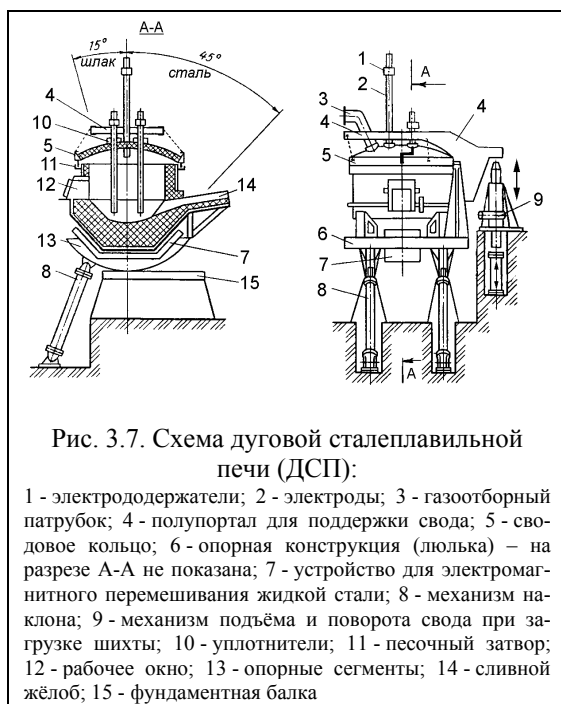
В печах переменного тока трехфазный ток проходит между электродами через посредник, которым является шихта (металл, углерод). В этих печах требуются дорогостоящие устройства для компенсации низкого  $\cos \varphi$  и присутствуют большие индуктивные сопротивления токоподвода в короткой сети, что обуславливает самопроизвольный перенос мощности с одной фазы на другую. В результате возможно образование "мертвой" (отсутствие мощности) и "дикий" (избыточное выделение мощности) фазы.

В печах постоянного тока выделение мощности происходит равномерно и отсутствуют компенсирующие устройства, присущие печам переменного тока. В ДППТ вместо трех графитовых электродов находится только один (хотя он и может быть расщеплен на несколько), а вторым электродом (анодом) является подовый электрод. Преимущества печей постоянного тока по сравнению с печами на переменном токе в 1,5-2 раза меньшем расходе графитовых электродов, на 5-15 % меньшем расходе электроэнергии, на 10 % меньшем износе огнеупоров, в 8 раз меньшем выбросе пыли (0,9-1 кг/т вместо 7-8 кг/т в печи переменного тока) и в меньшем уровне шума (90 децибел взамен 120 децибел в печах переменного тока). Главный недостаток печей постоянного тока связан с получением постоянного тока из переменного тока и большие капитальные затраты на преобразователи тока. Для компенсации этого недостатка разработаны специальные полупроводниковые технологии. К недостаткам ДППТ также можно отнести необходимость использования более дорогостоящих электродов большего диаметра (700-750 мм) взамен электродов диаметром 350-610 мм в ДСП и недостаточную надежность подовых электродов.

В настоящее время на металлургических заводах наиболее распространены печи переменного тока, хотя доля печей на постоянном токе все время растет.

Схема дуговой сталеплавильной печи переменного тока (ДСП) приведена на рис. 3.7. Печь работает на трёхфазном токе промышленной частоты. Дуга возникает между металлом и каждым из трёх электродов. Футерованный кожух имеет цилиндрическо-коническую форму. Свод имеет куполообразную форму. Свод связан с полупорталом (полупортал – Г-образная конструкция грузоподъемного устройства), который в свою очередь соединён с устройством подъёма-опускания и поворота полупортала.

Принцип работы ДСП следующий. Шихтовые материалы загружают на подину печи сверху в открываемое рабочее пространство с помощью



1 - электрододержатели; 2 - электроды; 3 - газоотборный патрубок; 4 - полупортал для поддержки свода; 5 - сводовое кольцо; 6 - опорная конструкция (люлька) – на разрезе А-А не показана; 7 - устройство для электромагнитного перемешивания жидкой стали; 8 - механизм наклона; 9 - механизм подъёма и поворота свода при загрузке шихты; 10 - уплотнители; 11 - песочный затвор; 12 - рабочее окно; 13 - опорные сегменты; 14 - сливной желоб; 15 - фундаментная балка

бадью (корзины) с открываемым дном. После этого свод печи надвигается на ванну, имеющую форму чаши. Электроды опускают через отверстия свода до возникновения короткого замыкания с шихтой и зажигают электрические дуги. Плавление и нагрев осуществляются за счёт теплоты электрических дуг, возникающих между электродами через жидкий металл или металлическую шихту. После расплавления шихты в печи образуется слой жидкого металла и шлака. Путем добавок в жидкую сталь раскислителей и легирующих добавок добиваются нужного состава

стали. Готовую сталь и шлак выпускают через сливной желоб, наклоняя рабочее пространство.

Рабочее окно, закрываемое заслонкой, предназначено для контроля за ходом плавки, ремонта пода, загрузки материалов и промежуточного выпуска шлака (в окислительный период).

Температура жидкой стали при выпуске на 120-150 °С выше температуры ликвидус и составляет 1550-1650 °С.

По ходу плавки выделяют 4 периода (рис. 3.8):

1 – подготовка печи к плавке (20-40 минут). Исправление изношенных участков пода заправкой подины магнезитовым порошком, завалка шихты;

2 – период плавления (70-180 минут). Ввод максимальной электрической мощности. Нагрев и расплавление шихты; формирование шлака за счет окисления кремния, марганца, углерода и железа кислородом воздуха, окислы. Возможно использование газокислородных горелок, установленных в стенках или в своде, для ускорения расплавления твердой шихты. Возможна продувка жидкого металла кислородом для ускорения процесса плавления остатков нерасплавившейся шихты. Удаление основной массы фосфора из металла за счет наличия основного железистого шлака;

3 – окислительный период (30-90 минут). Слив основной массы шлака для удаления из печи фосфора; присадка шлакообразующих добавок (известь и др.); присадка руды для интенсивного окисления углерода, получения эффекта "кипения", во время которого происходит дефосфорация металла и удаление с пузырьками СО водорода и азота; периодический слив вспененного шлака; нагрев металла до температуры выпуска; полный слив окислительного шлака для исключения перехода фосфора из шлака в металл в восстановительный период;

4 – восстановительный период (40-120 минут). Присадка ферромарганца и феррохрома для доведения содержания марганца и хрома до требуемого для выплавляемой марки стали, а также ферросилиция и алюминия для раскисления металла (раскисление – удаление из жидкого металла кислорода путем присадки раскислителей: углерода, кремния, марганца); наводка высокоосновного шлака путем добавки извести, плавикового шпата и шамотного боя

для ускорения раскисления и удаления серы из металла; раскисление молотым коксом; раскисление молотым ферросилицием в смеси с известью, плавиковым шпатом и коксом; по необходимости добавка сильных раскислителей: силикокальция и

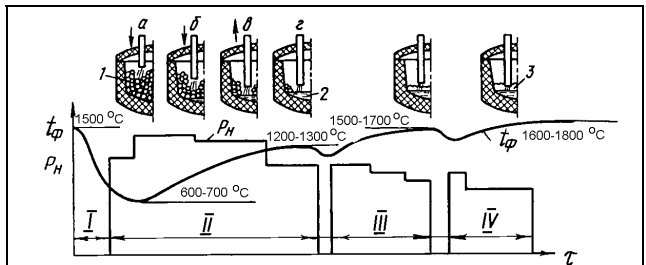


Рис. 3.8. Изменение температуры футеровки ( $t_{\text{ф}}$ ) и полной потребляемой электрической мощности ( $P_{\text{н}}$ ) в различные периоды плавки:

I – подготовка печи к плавке; II - период плавления; III - окислительный период; IV - восстановительный период;

1 - шихта; 2 - жидкая сталь; 3 - шлак

алюминия; легирование стали ферровольфрамом, феррованадием, ферросилицием, ферротитаном, алюминием и др.; выпуск стали вместе с шлаком для дополнительного перехода в шлак серы и неметаллических включений.

Основные параметры, которые лимитируют процесс плавки, это температура футеровки и полная электрическая мощность. Если температура низкая, то мощность поддерживают максимальной без опасности перегрева футеровки. Нежелательным является для футеровки превышение температуры 1500-1800 °С. Подину обычно выполняют из магнезитового кирпича, а стены и свод ванны – из магнезитохромитового кирпича. Стойкость футеровки стен и свода колеблется в пределах 75-250 плавков. Стойкость подины составляет 1500-5000 плавков при условии ее обновления после каждой плавки путём заправки магнезитовым порошком. Общая толщина подины на печах, работающих с электромагнитным перемешиванием, не должна превышать 800-900 мм.

Во время плавки из ДСП выделяется большое количество запылённых газов (особенно в окислительный период). Температура газов составляет 900-1400 °С. Среднее количество газов в окислительный период достигает 180-200 м<sup>3</sup>/(т·час). При мокрой очистке от пыли газ охлаждается и затем выбрасывается в атмосферу.

Ориентировочные материальный и тепловой балансы плавки стали в электродуговой печи переменного тока приведены в табл. 3.8 и 3.9.

Таблица 3.8

Ориентировочный материальный баланс получения стали ШХ15 в электродуговой печи ДСП (кг/кг жидкой стали)

Приход	На 1 кг стали	Расход	На 1 кг стали
1. Железный лом	0,986	1. Сталь жидкая	1,000
2. Воздух	0,110	2. Газ периодов плавления и окисления	0,106
3. Известь	0,081	3. Шлак периодов плавления и окисления	0,093
4. Кислород	0,022	4. Шлак восстановительного периода	0,057
5. Феррохром	0,021	5. Газ восстановительного периода	0,032
6. Кокс	0,021	6. Улёт железа	0,024
7. Шамотный бой	0,019	7. Невязка	0,002
8. Магнезит	0,015		
9. Железная руда	0,010		
10. Электроды	0,007		
11. Плавиковый шпат	0,006		
12. Ферросилиций 45 %-ный	0,005		
13. Кварцевый песок	0,004		
14. Ферромарганец	0,002		
15. Ферросилиций 75 %-ный	0,002		
16. Магнезитохромит	0,002		
17. Алюминий	0,001		
Итого	1,314	Итого	1,314

Таблица 3.9

Ориентировочный тепловой баланс электродуговой печи ДСП  
при выплавке стали ШХ15 (на 1 кг жидкой стали)

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Теплота электрической дуги	1880	74,95	1. Физическая теплота нагретой стали ( $t = 1600\text{ }^\circ\text{C}$ )	1418	56,53
2. Химическая энергия окисления примесей	509	20,30	2. Физическая теплота шлаков	325	12,95
3. Химическая энергия реакций шлакообразования	70	2,79	3. Физическая теплота охлаждающей воды	188	7,50
4. Физическая теплота материалов	30	1,20	4. Физическая теплота уходящих газов ( $t = 1200\text{ }^\circ\text{C}$ )	187	7,46
5. Химическая энергия науглероживания металла	19	0,76	5. Потери теплоты в трансформаторе и токоподводе	150	5,98
			6. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	99	3,95
			7. Химическая энергия восстановления металла: $\text{FeO}+\text{C}=\text{Fe}+\text{CO}$ , разложения $\text{CaCO}_3$ , $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и десульфурации металла: $\text{FeS}+\text{CaO}+\text{C}=\text{Fe}+\text{CO}+\text{CaS}$	44	1,75
			8. Потери теплоты через открытый свод при загрузке шихты	36	1,44
			9. Потери теплоты электродами во время завалки ( $t = 1100\text{ }^\circ\text{C}$ )	31	1,24
			10. Потери теплоты излучением через открытое окно	24	0,96
			11. Теплота испарения влаги шихты и воздуха	6	0,24
Итого	2508	100,0	Итого	2508	100,0

В этих таблицах приняты следующие составы газов. Состав газа электродуговой печи периодов плавления и окисления:  $\text{CO}$  - 20,67 % (масс.);  $\text{CO}_2$  - 20,34;  $\text{H}_2$  - 0,10;  $\text{N}_2$  - 58,89 %. Состав газа восстановительного периода:  $\text{CO}$  - 21,65 % (масс.);  $\text{CO}_2$  - 2,89;  $\text{H}_2$  - 0,12;  $\text{N}_2$  - 69,01;  $\text{SiF}_4$  - 5,93; летучие кокса - 0,40 %.

Удельный расход энергии в ДСП составляет 450-700 кВт·ч/т или 55-85 кг у.т./т стали. ДСП имеют довольно высокий тепловой (65-70 %) и электрический (90-95 %) КПД.

Для снижения расхода энергии в ДСП рекомендуется следующее:

1. перенос операций окисления и восстановления в дуговую печь меньшей мощности (установки "ковш-печь" – см. раздел 4). В этом случае резко сокращается мощность холостого хода и, соответственно, падает удельный расход энергии;

2. предварительный топливный подогрев шихты перед загрузкой в ДСП. Для этого можно использовать загрузочную бадью. Результат: экономия дорогостоящей электроэнергии;
3. использование газокислородных горелок для предварительного нагрева и плавления шихты. Результат: сокращение длительности плавления и расхода электроэнергии (на 10-15 %). Тот же эффект получается при вдувании в струе кислорода углесодержащих материалов;
4. использование физической теплоты уходящих газов с применением сухой очистки для последующего подогрева воды или без очистки для подогрева шихты;
5. использование физической теплоты жидких шлаков для получения горячей воды и других целей;
6. наклонная установка электродов (до 45 градусов от вертикали), что позволяет отводить газы вертикально вверх через шахту и подогревать шихту. Дополнительный эффект: снижение расхода электродов за счёт охлаждения их концов.

### 3.5. Литейная печь (вагранка)

Вагранка – печь шахтного типа для плавки чугуна в литейных цехах. Кроме вагранки для плавки чугуна используются и другие печи: 1) тигельные, в которых нагреваемый чугун не контактирует ни с топливом, ни с продуктами горения; 2) пламенные стационарные (мартеновские и др.); 3) пламенные вращающиеся (барабанные и др.); 4) электропечи (дуговые, индукционные и др.); 5) малобессемеровские конвертеры. Вагранки являются самыми распространенными печами в чугунолитейных цехах, – в них выплавляется около 95 % всего чугуна. Это связано с тем, что вагранки просты по конструкции, имеют высокий к.п.д. и удобны в эксплуатации. В свою очередь, вагранки разделяют по видам используемого топлива на коксовые, коксогозовые и газовые. Преимущество коксовых вагранок в использовании дешевой шихты с относительно низким содержанием кремния и марганца, низкая окислительная способность атмосферы внутри печи, а также возможность стабильной работы без подогрева воздуха в воздухоподогревателях. Преимущество газовых вагранок в использовании газообразного топлива – более дешевого по сравнению с коксом. Принято считать, что наиболее низкая себестоимость плавки чугуна в коксогозовых вагранках.

Пример конструкции коксовой вагранки приведен на рис. 3.9. Вагранка состоит из 4 основных частей: 1) копильник – для накопления чугуна перед разливкой. Наружные габариты копильника: диаметр – 0,9-3,0 м, высота – 1,8-3,5 м; 2) шахта – часть вагранки от загрузочного окна до подины, заполненная шихтой и продуктами плавки. Наружные габариты шахты: диаметр – 1,1-3,0 м, высота – 3,7-9 м; 3) труба (дымовая труба) – часть ва-



гранки, создающая разрежение в верхней части шахты для удаления в атмосферу пылегазовых продуктов плавки. Наружные габариты трубы: диаметр – 1,1-3,0 м, высота не менее 6,5-10 м; 4) искрогаситель – устройство, предназначенное для улавливания крупных раскаленных частиц и пыли, содержащихся в пылегазовых продуктах плавки. Наружные габариты искрогасителя: диаметр – 2,5-6 м, высота – 3-8 м.

По высоте вагранки по ходу движения шихты выделяют от 3 до 5 зон. Рассмотрим 5-зонную схему: 1-я зона – шахта вагранки, в которой твердая шихта опускается и нагревается движущимися навстречу газам; 2-я зона – зона плавления; 3-я зона – редуцирующая (отводящая) зона холостой колоши (понятие о холостой колоше – ниже), в которой протекает эндотермическая реакция  $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$  и температура газов в которой по ходу металла увеличивается от температуры, достаточной для плавления шихты до максимального значения; 4-я зона – кислородная зона холостой колоши, внутри которой металл перегревается и достигает своего температурного максимума; 5-я зона – горн вагранки, в котором скапливается расплавленный металл и температура газов примерно равна температуре металла.

Принцип работы вагранки следующий. Через загрузочное окно с колошниковой площадки посредством загрузочных бадей (колош) в шахту печи засыпается шихта, включающая доменный чугун, чугунный и стальной лом, чугунную и стальную стружку, собственный возврат литейного цеха (литники и т.п.), флюсы (плавиковый шпат –  $\text{CaF}_2$ , известняк –  $\text{CaCO}_3$ , известь –  $\text{CaO}$ , основной мартемовский шлак, а также железную руду – для удаления фосфора) и кокс. Шихта подается порциями – колошами. В самом начале работы вагранки на подину загружают так называемую холостую колошу, состоящую из крупных (около 100 мм) кусков кокса. Верхний уровень колоши должен быть на 0,5-0,7 м

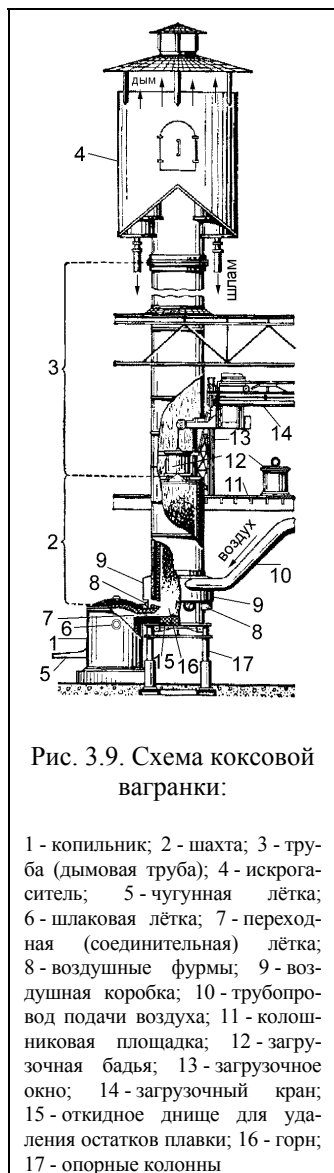


Рис. 3.9. Схема коксовой вагранки:

- 1 - копильник; 2 - шахта; 3 - труба (дымовая труба); 4 - искрогаситель; 5 - чугунная лётка; 6 - шлаковая лётка; 7 - переходная (соединительная) лётка; 8 - воздушные фурмы; 9 - воздушная коробка; 10 - трубопровод подачи воздуха; 11 - колошниковая площадка; 12 - загрузочная бадья; 13 - загрузочное окно; 14 - загрузочный кран; 15 - откидное днище для удаления остатков плавки; 16 - горн; 17 - опорные колонны

выше уровня фурм. С помощью дров или природного газа кокс зажигают. В дальнейшем разогрев слоя кокса до 1400-1500 °С осуществляется продувкой его воздухом через фурмы. На слой раскаленного кокса загружают первую металлическую колошу, а на нее – первую рабочую колошу кокса. Затем тем же порядком: металл-кокс загружается несколько колош до уровня загрузочного окна. Флюс обычно загружается вместе с металлом.

По окончании загрузки шихты включается на рабочий режим дутьевой вентилятор, подающий воздух на фурмы. При горении кокса холостой колоши выделяется большое количество горячих газов с высокой температурой (около 1600-1750 °С). Эти газы проходят через слой шихты и расплавляют металл в первой металлической колоше. Температура плавления стальной части шихты в зависимости от содержания углерода составляет 1400-1500 °С, тогда как температура плавления чугуна при медленном нагреве близка к 1150 °С. Капли металла стекают по кускам раскаленного кокса и нагреваются в общей своей массе до температуры примерно 1500 °С.

Стекающий на подину металл вместе с образовавшимся шлаком через соединительную (переходную) лётку поступает в копильник. Для обработки жидкого чугуна в копильнике возможна добавка к металлу ферросплавов, раскислителей и модификаторов, а также возможна продувка чугуна кислородом для повышения температуры металла или изменения химсостава (для справки: модификаторы – вещества, которые в малом количестве способствуют кристаллизации структурных составляющих в измельченной форме, что улучшает механические свойства металла. В вагранке модификаторами могут быть ферросилиций, силикокальций, алюминий и магний). Когда копильник будет достаточно заполнен, выпускают шлак через шлаковую лётку. После спуска шлака металл выпускают через металлическую (чугунную) лётку.

Недостаток схемы вагранки с использованием копильника связан с большими потерями в нем теплоты металла, в результате чего в копильнике температура металла может понизиться на 70-80 °С с 1450-1500 °С до 1370-1420 °С. Для компенсации снижения температуры металла копильники иногда делают обогреваемыми посредством установки горелок со сжиганием дополнительного газообразного топлива. Поэтому в тех случаях, когда не надо накапливать металл для крупных отливок, например, в мелкосерийном производстве мелких отливок применяют схему непосредственного разлива чугуна из вагранки без копильника.

Во время расплавления металлической колоши часть кокса холостой колоши сгорает. Количество кокса, подаваемого в шахту с рабочей коксовой колошей должно быть таким, чтобы компенсировать сгоревший кокс. В этом случае плавка металла всегда будет на одном и том же горизонте, что обеспечит стабильность работы вагранки.

Ваграночные газы, образовавшиеся при сжигании кокса проходят через слой шихты и постепенно охлаждаются от 1500-1600 °С до 300-600 °С. На выходе из слоя газы состоят из: 9-16 % (объемн.) CO<sub>2</sub>; 8-16 % CO; 1-2 % H<sub>2</sub>O, 0-0,1 % SO<sub>2</sub>, 70-75 % N<sub>2</sub>. Теплота сгорания ваграночного газа очень низкая: 1-2 МДж/м<sup>3</sup>. В газах содержится некоторое количество пыли – обычно 8-14 кг на 1 тонну выплавленного чугуна. Ваграночная пыль – это мелкодисперсные образования, в основном, с частичками менее 100 мкм. Пыль образуется при истирании кокса, флюсов и огнеупоров, а также вносится с песком, глиной, горелой землей. Самые мелкие фракции пыли состоят из окислов, образующихся в ходе плавки (FeO, MnO, MnO<sub>2</sub>, SiO<sub>2</sub>).

Для грубой очистки от пыли служит искрогаситель. Первоначальным его назначением было улавливание искр (раскаленных частиц кокса). На рис. 3.9 приведен камерный искрогаситель. Его к.п.д. пылеулавливания сухой пыли составляет всего 15-25 % и то для крупных частиц (примерно 100 мкм). Поэтому искрогасители часто оборудуют водяными душирующими устройствами. В этом случае к.п.д. пылеулавливания повышается до 40-75 % с удалением как крупных, так и мелких фракций.

Так как в ваграночном газе содержится много CO, то перед выбросом газа в атмосферу его надо чистить от CO. Практически единственным способом очистки от CO является его дожигание.

Производительность вагранок зависит от их габаритов и составляет от 1,5 до 30 т/час.

Срок службы футеровки зависит от условий ее охлаждения и материала футеровки в плавильном поясе и составляет обычно до 5-6 дней, изредка – более недели (до 1 месяца). В большинстве случаев футеровку выполняют кислой из специального шамотного ваграночного кирпича с огнеупорностью не ниже 1670 °С в 1-й зоне и 1730 °С – в остальных зонах. Такая огнеупорность соответствует максимально допустимым рабочим температурам около 1350-1400 °С. В плавильном поясе неохлаждаемая футеровка может расплавиться уже через 3-4 часа выплавки чугуна. Если требуется, чтобы вагранки работали длительное время (около недели, месяца), они должны иметь водяное охлаждение плавильного пояса и горн должен быть выполнен из футеровки, типа углеродистых огнеупоров в виде блоков или набивной углеродистой массы. Кроме кислой футеровки вагранки могут иметь основную футеровку из магнезитового или хромомagneзитового кирпича. Основная футеровка применяется редко и только в тех случаях, когда необходимо выплавить малосернистый чугун.

Важным условием высокопроизводительной работы вагранки при длительном периоде работы является обеспечение условий для равномерного проникания газов в слое шихты по сечению шахты. В цилиндрической шахте газы поднимаются преимущественно вдоль стен, поэтому футеровка перегревается, а металл приходит по центру сечения в зону плавления недогре-

тым. Чем больше диаметр цилиндрической шахты, тем ярче проявляется этот негативный эффект. Для улучшения равномерности проникания газов применяют дорогие высококачественные шихтовые материалы или изменяют профиль шахты. Самые лучшие характеристики имеют вагранки, профиль которых напоминает профиль доменной печи. Стойкость таких вагранок может быть в 2-4 раза больше, а температура жидкого чугуна на 40-70 °С выше по сравнению с соответствующими показателями цилиндрических вагранок.

Иногда для повышения производительности, повышения температуры чугуна и для снижения расхода кокса применяется подогрев воздуха горения в отдельно расположенном воздухонагревателе, имеющем самостоятельное отопление.

Примерный материальный баланс процессов, протекающих в коксовой вагранке при плавке серого чугуна, приведен в табл. 3.10, а соответствующий тепловой баланс вагранки приведен в табл. 3.11.

При составлении балансов приняты следующие условия. Состав металлической шихты: С - 2,75 %; Si - 2,7; Mn - 0,7; S - 0,06; P - 0,09; Cr - 0,3; Ni - 0,2 и Fe - 93,2 %. Состав кокса: C<sup>P</sup> - 85 %; H<sup>P</sup> - 0,4; O<sup>P</sup> - 0,5; N<sup>P</sup> - 1; S<sup>P</sup> - 0,05; W<sup>P</sup> - 3; A<sup>P</sup> - 9,6 %. Угары при плавке: Si - 15 %; Mn - 20 %; Fe - 0,5 %. Пригар при плавке: С - 20 %; S - 50 %. Состав образующегося ваграночного газа: CO<sub>2</sub> - 13,38 % (объемн.); CO - 12,2; H<sub>2</sub>O - 1,3; SO<sub>2</sub> - 0,02; N<sub>2</sub> - 73,1 %. Состав шлака: Si - 16 %; Mn - 3; Fe - 11; A<sup>P</sup> - 18; CaO - 32; шамотная футеровка - 19 %. Дутьевой воздух подогревается в рекуператоре за счет использования физической и химической энергии ваграночных газов.

В данном примере расход топлива составил:  $2725/29,308 = 93$  кг у.т./т металла. В целом, удельный расход условного топлива в вагранках составляет 80-150 кг у.т./т металла. Меньший расход топлива соответствует случаю подогрева дутьевого воздуха за счет утилизации энергии ваграночных газов. Если воздух подогревается в специальных устройствах с подачей дополнительного топлива (например, для экономии дорогостоящего кокса), то это топливо должно суммироваться с топливом, сжигаемым в объеме печи.

Для сокращения расхода топлива в вагранках и повышения экономичности их работы можно рекомендовать следующее:

1. Использование физической и химической теплоты ваграночных газов для подогрева до 200-300 °С в рекуператоре, устанавливаемом в трубе вагранки. Это мероприятие помогает экономить до 15-20 % кокса, повысить производительность вагранки на 15-20 %.

2. Подогрев воздуха до 400-500 °С в отдельно стоящем рекуператоре за счет глубокой утилизации теплоты ваграночных газов, отбираемых в верхней части шахты печи и сжигаемых в специальной топке после сухой очистки. При этом снижается расход кокса на 30-40 %, повышается производительность вагранки на 30-35 %.

3. Обогащение воздушного дутья кислородом. Это приводит к уменьшению потерь теплоты с ваграночным газом за счет уменьшения его расхода. В результате получается экономия топлива и повышается температура выплавляемого чугуна.

4. Изменение профиля цилиндрической шахты вагранки на профиль доменной печи, за счет чего газовый поток равномерно распределится по сечению шахты и, таким образом, будет повышена стойкость вагранки и увеличена температура металла.

5. Загрузка в вагранку кусков кокса, обработанных флюсами или другими веществами (известковое молочко, шамотная обмазка и т.п.), блокирующими взаимодействие кокса с газами при низких температурах. Это позволит коксу пройти 1-ю зону (шахта вагранки) при минимальном взаимодействии с  $\text{CO}_2$ . В результате содержание  $\text{CO}$  в ваграночном газе резко падает, а расход кокса уменьшается.

Таблица 3.10

Ориентировочный материальный баланс ваграночного процесса  
(кг/кг выплавленного металла)

Приход	На 1 кг чугуна	Расход	На 1 кг чугуна
1. Шихта	1,004	1. Выплавленный металл	1,000
2. Дутьевой воздух	0,725	2. Ваграночный газ	0,816
3. Кокс	0,100	3. Шлак	0,053
4. Известняк	0,030		
5. Шамотная футеровка	0,010		
Итого	1,869	Итого	1,869

Таблица 3.11

Ориентировочный тепловой баланс коксовой вагранки  
(на 1 кг выплавленного металла)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Химическая энергия кокса	2725	85,6	1. Физическая теплота на расплавление и перегрев металла ( $t = 1400\text{ }^\circ\text{C}$ )	1280	40,1
2. Физическая теплота воздуха ( $t = 400\text{ }^\circ\text{C}$ )	298	9,3	2. Химическая энергия ваграночных газов	942	29,5
3. Химическая энергия окисления Si	118	3,7	3. Физическая теплота ваграночных газов ( $t = 500\text{ }^\circ\text{C}$ )	434	13,6
4. Химическая энергия окисления Fe	23	0,7	4. Аккумуляция теплоты кладкой, потери теплопроводностью через кладку и др.	330	10,4
5. Химическая энергия реакций шлакообразования	14	0,4	5. Физическая теплота на расплавление и перегрев шлака ( $t = 1350\text{ }^\circ\text{C}$ )	95	3,0
6. Химическая энергия окисления Mn	10	0,3	6. Физическая теплота воды на охлаждение вагранки	50	1,6
Итого	3188	100,0	7. Химическая энергия разложения известняка	49	1,5
			8. Теплота испарения влаги	8	0,3
			Итого	3188	100,0

#### 4. Установки для обработки стали в ковше

Ковш в металлургии – стальной или чугунный сосуд, предназначенный для кратковременного хранения, транспортирования и разливки расплавленного металла или шлака. С целью защиты от разъедающего действия горячего металла и с целью уменьшения тепловых потерь, корпус ковша обычно футеруют внутри огнеупорным кирпичом. Перемещают ковш с помощью мостовых кранов или на железнодорожных тележках. Вместительность ковша доходит до 480 тонн.

После разливки в ковше удобно проводить дополнительную обработку стали для удаления примесей. Такую обработку жидкой стали называют внепечной обработкой или вторичной металлургией. Развитие внепечной обработки позволило резко упростить технологическую цепочку в черной металлургии путем гарантированно качественной разливки стали на МНЛЗ (машины непрерывного литья заготовок) взамен разливки в слитки.

В общем случае, примесями можно считать газы ( $O_2$ ,  $CO$ ,  $H_2$ ,  $N_2$ ), оксидные неметаллические включения ( $Al_2O_3$ ,  $MnO$ ,  $Cr_2O_3$ ,  $TiO_2$  и др.), кислород в соединении с металлами, примеси цветных металлов (свинец, сурьма, олово, цинк и др.), а также серу, фосфор, а в некоторых случаях – углерод и другие восстановители (марганец, кремний).

Для удаления примесей в ковшах применяются следующие технологии: 1. Обработка металла вакуумом; 2. Продувка металла газами (инертными, окислительными и восстановительными); 3. Перемешивание объема металла со специально приготовленным шлаком; 4. Продувка металла порошкообразными материалами; 5. Обработка металла порошковой проволокой. Из них первые три имеют резко отличающиеся признаки. Продувка порошками и гранулами ( $CaF_2$ ,  $CaO$ , железная руда,  $FeMn$ ,  $FeSi$ ,  $Ca$ ,  $Mg$ ,  $C$  и др.) обычно осуществляется в струе инертного (аргон) или восстановительного (природный газ) газа и конструкции ковшей для реализации этого способа близки к конструкциям, реализующим продувку металла газами. Обработка стали порошковой проволокой заключается в подаче в ковш с жидкой сталью порошковых материалов в стальной оболочке посредством трайб-аппаратов. После ввода такой проволоки тонкая оболочка расплавляется и порошки распределяются в объеме металла. Подача порошкообразных материалов необходима для быстрого и равномерного раскисления, а также точного легирования стали.

Качество стали в основном определяется длительностью (чем дольше идет процесс обработки, тем качественнее сталь) и способом внепечной обработки. В процессе длительной обработки происходит большая потеря теплоты от объема металла в окружающую среду, падает температура жидкой стали и снижается эффективность обработки. Для компенсации тепло-

вых потерь от металла и поддержания его температуры на высоком уровне в течение достаточно длительного времени необходимо либо перегреть сталь в сталеплавильной печи, либо подогреть ее в ковше. Как правило, 2-й вариант более экономичен при необходимости перегрева металла в сталеплавильной печи более чем на 70-75 °С. С одной стороны, дополнительный расход энергии в ковше приводит к увеличению себестоимости производства стали, а с другой – дает такие преимущества, как получение низко- и высоколегированных сталей из обычных углеродистых конвертерных марок, спасение "холодных" плавок взамен возврата металла в сталеплавильную печь и т.д.

Существуют два основных способа подвода энергии к жидкой стали в ковше: непосредственный нагрев электрической дугой и химический способ – путем продувки стали кислородом с окислением предварительно введенных в неё веществ. Например, быстрый нагрев химическим способом можно получить в том случае, когда в сталь предварительно введена алюминиевая проволока посредством трайб-аппарата.

Первый способ является основой установок называемых ковш-печь (см. LF-процесс ниже). Ковш-печь – это установка в виде ковша с крышкой для рафинирования стали путем ее продувки снизу азотом или аргоном и подогрева электродами, вводимыми через отверстия в крышке.

Второй способ лежит в основе работы установки химического нагрева. При ориентировочных расчетах считается, что ввод 0,04 кг алюминия на 1 тонну стали с последующей продувкой кислородом (расход ~0,022-0,03 м<sup>3</sup> на 1 т стали) повышает среднemasсовую температуру стали на 1 °С. После продувки кислородом обязательно продувка аргоном для удаления остатков кислорода.

Наибольший эффект дает комплексный подход к внепечной обработке металла. Основные наиболее распространенные процессы комплексной обработки стали следующие:

AP-процесс (Arc Process – дуговой процесс) – электродуговой подогрев металла при продувке аргоном через верхнюю фурму, наводке высокоосновного шлака и вдувании порошков силикокальция в струе аргона;

LD-RHOB-процесс (LD-процесс, т.е. кислородно-конвертерный процесс продувки чугуна, RH-процесс, т.е. циркуляционного вакуумирования, Oxygen Blowing – кислородная продувка) – обработка конвертерной стали вакуумом в установке циркуляционного вакуумирования с подачей в вакуум-камеру кислорода для дожигания CO до CO<sub>2</sub> и нагрева металла в процессе обработки;

LF-процесс (Ladle-Furnace – ковш-печь) – укрытие ковша огнеупорной крышкой с отверстиями под электроды, подогрев металла с помощью дуги в процессе продувки аргоном и одновременно наводка на поверхности металла высокоосновного шлака;

LRF-процесс (Ladle-Refining-Furnace – ковш-рафинирование-печь, разновидность LF-процесса) – в дополнение к LF-процессу: обработка вакуумом под герметичной крышкой (взамен свода с электродами) с отводом к вакуум-насосам с одновременным перемешиванием аргоном, далее разливка через промежуточный ковш в изложницы, находящиеся в вакуумной камере;

VAD-процесс (Vacuum Arc Degassing – вакуумно-дуговая дегазация) – нагрев электрической дугой, продувка аргоном без вакуума, обработка вакуумом с наводкой высокоосновного безокислительного шлака и заключительная продувка аргоном;

VOD-процесс (Vacuum Oxygen Decarburization – вакуумно-кислородное обезуглероживание) – продувка кислородом металла, находящегося в ковше, который, в свою очередь, находится в вакуумной камере.

Представляется логичным называть термином "ковш-печь" или "ковшовая печь" все те установки внепечной обработки, в которых происходит подвод энергии, т.к. эти установки полностью подходят под понятие "печь", данное в разделе 1. Правда с введением всеохватывающего термина "ковш-печь" неуместным становится употребление термина "внепечная обработка".

Перед изучением работы установок "ковш-печь" рассмотрим более подробно три основные технологии обработки стали: вакуумом, инертным газом и синтетическим шлаком, а также простейшие устройства, реализующие эти технологии.

#### **4.1. Установка вакуумирования**

Обработка жидкого металла вакуумом влияет на протекание тех реакций и процессов, в которых присутствует или образуется газовая фаза. Такая обработка (вакуумирование) является частным случаем процесса дегазации, что, в свою очередь, означает удаление из жидкой стали растворенных в ней газов, ухудшающих качество стали. Можно дать такую формулировку: вакуумирование – кратковременная обработка под вакуумом стали, выплавленной в каком-либо сталеплавильном агрегате открытым способом, и проводимая с целью удаления из стали растворенных в ней газов.

В вакуумных установках низкому вакууму соответствует область давлений выше 100 Па, среднему – от 100 до 0,1 Па, высокому – от 0,1 до 0,00001 Па. Область давлений глубже 0,00001 Па относится к сверхвысокому.

Чаще всего газовая фаза образуется при вакуумировании в 3 случаях:

а) образование CO при окислении углерода, который всегда содержится в стали, кислородом, находящимся в составе оксидных неметаллических включений. Чем прочнее включения, тем глубже требуется вакуум для их разрушения;



б) выделение растворённых в металле водорода и азота, содержание которых в стали определяется парциальным давлением водорода и азота в газовой фазе и коэффициентом диффузии. Для удаления азота требуется более глубокий вакуум, т.к. коэффициент диффузии у азота на порядок меньше, чем у водорода. Если при вакуумировании выделяется большое количество CO, то это резко ускоряет отвод из стали H<sub>2</sub> и N<sub>2</sub>, т.к. в пузырьках CO парциальные давления H<sub>2</sub> и N<sub>2</sub> равны нулю;

в) испарение примесей цветных металлов. Чем глубже вакуум, тем быстрее происходит испарение. Одновременно испаряется и железо, однако его потери ощутимы лишь при очень глубоком вакууме и длительной выдержке.

Успешное проведение процесса удаления примесей обеспечивается при среднем и низком вакууме, когда абсолютное давление составляет 10-1000 Па. При вакуумировании происходит потеря большого количества энергии. Скорость снижения среднетемпературной температуры около 2 град/мин. Создание низкого давления за короткое время возможно с использованием очень мощных откачивающих устройств, типа парожеткорных (пароструйных) насосов.

Схемы наиболее распространённых простейших конструкций вакууматоров представлены на рис. 4.1.

Из представленных схем самыми эффективными и распространёнными являются устройства порционного и циркуляционного вакуумирования.

Самым простым считается способ вакуумирования в ковше (рис. 4.1, вариант "а"). Рассмотрим конструкцию установки, реализующей именно этот вариант, как наиболее легкий для понимания. Принцип работы по этому варианту следующий. Ковш с металлом опускают в камеру, которую плотно накрывают крышкой. Чтобы избежать остывания металла из камеры быстро откачивают воздух. При этом растворённый в металле кислород

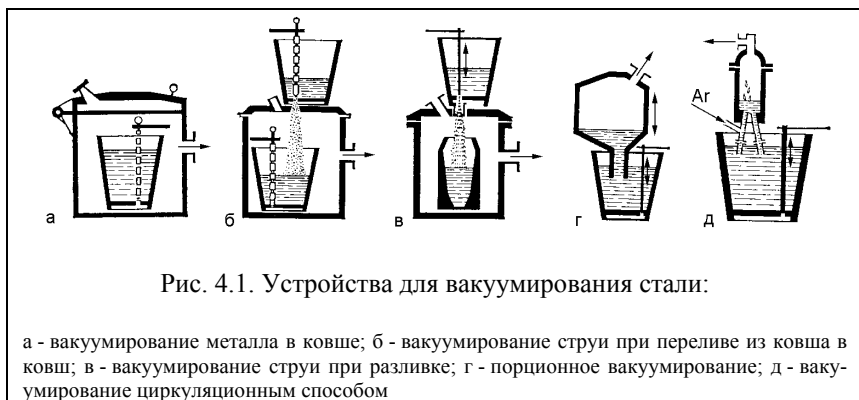


Рис. 4.1. Устройства для вакуумирования стали:

а - вакуумирование металла в ковше; б - вакуумирование струи при переливе из ковша в ковш; в - вакуумирование струи при разливке; г - порционное вакуумирование; д - вакуумирование циркуляционным способом

взаимодействует с растворённым углеродом, образуя газ CO. Одновременно выделяются растворённые в металле водород и азот и ванна в ковше как бы вскипает. Для исключения попадания металла в вакуумную камеру его уровень в ковше на 1-1,5 м ниже верха ковша. После удаления основных объёмов газа в металл сверху из помещённого в вакуумной камере бункера вводят раскислители и легирующие добавки. Цель ввода раскислителей – получение легкоплавких продуктов раскисления, быстро формирующихся в относительно крупные капельки. Продукты раскисления всплывают и образуют шлак, покрывающий металл. Ввод добавок в ковш является предпочтительным по сравнению с вводом в сталеплавильную печь, т.к. при этом угар раскислителей меньше.

В качестве раскислителей – элементов, соединяющихся с растворённым в металле кислородом и обеспечивающих получение требуемого при данной концентрации углерода в металле содержания растворённого кислорода, чаще всего применяются марганец, кремний и алюминий. Их вводят в виде ферросплавов – ферромарганец, ферросилиций, силикомарганец и др., либо в чистом виде – металлический алюминий и др. – небольшими кусками диаметром до 50-60 мм или в виде проволоки. Легирующие элементы, обладающие более высоким сродством к кислороду, чем железо (Cr, W, V, Ti и др.) дают в ковш только после раскисления металла.

Преимущества вакуумирования стали:

1. высокое качество металла (почти полное удаление водорода, сокращение неметаллических включений и др.);
2. возможность совершенствования технологии, включая продувку инертным газом, электромагнитное перемешивание металла и т.д.

Недостатки вакуумирования:

1. относительная дороговизна и сложность (наличие мощных устройств для создания достаточно глубокого вакуума);
2. периодичность процесса;
3. ограниченность воздействия на металл (практически только дегазация);
4. необходимость перегрева жидкой стали перед вакуумированием для компенсации падения температуры металла в ковше.

Возможные варианты совершенствования установок с целью повышения качества металла и снижения расхода энергии:

1. подвод энергии к ковшу во время вакуумирования для компенсации тепловых потерь через кладку ковша (теплопроводностью), с поверхности зеркала металла (излучением) и при вводе легирующих элементов (нагрев, плавление и разложение элементов). Это позволит увеличить время очистки и снизить расход энергии в сталеплавильной печи из-за отсутствия необходимости высокого перегрева жидкой стали; совмещение установки вакуумирования и машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) для создания условий непрерывной обработки стали. Воз-

можный вариант конструкции приведён на рис. 4.2. В данном случае промежуточный ковш МНЛЗ является придатком камеры вакуумирования. В нём проводится легирование порошками, обработка нейтральным газом и плазменный подогрев. Это обеспечивает непрерывность операций обработки, широкую возможность корректировки химсостава стали и температурного режима процесса разливки, и, следовательно, стабильность процесса. При этом сокращается расход дорогостоящих легирующих и микролегирующих материалов на 25-50 %, сокращается расход энергии на перегрев металла, компенсирующий потери теплоты при транспортировке от сталеплавильной печи до МНЛЗ; комбинация различных способов извлечения примесей на базе вакуумной установки.

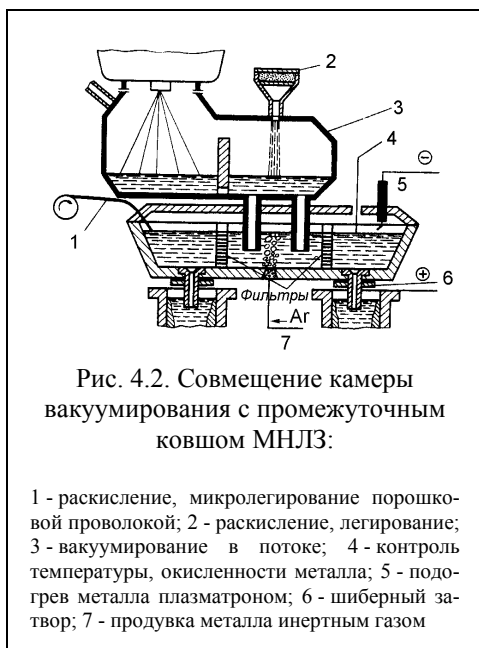


Рис. 4.2. Совмещение камеры вакуумирования с промежуточным ковшом МНЛЗ:

- 1 - раскисление, микролегирование порошковой проволокой; 2 - раскисление, легирование;
- 3 - вакуумирование в потоке; 4 - контроль температуры, окисленности металла; 5 - подогрев металла плазмотроном; 6 - шибберный затвор; 7 - продувка металла инертным газом

#### 4.2. Установка для обработки стали инертным газом

Продувка металла инертными газами не так эффективна, как вакуумирование, но проще и дешевле. При такой продувке можно достичь следующих целей:

а) уменьшения содержания газов ( $N_2$  и  $H_2$ ), растворённых в металле. Механизм извлечения газов тот же, что и в вакууматоре, т.е. создание парциального давления  $N_2$  и  $H_2$  равного нулю на возможно большей поверхности. Это достигается путём наполнения объёма стали тысячами пузырьков инертного газа, внутри которых создаются маленькие "вакуумные камеры";

б) хорошего перемешивания расплава, в результате чего облегчается переход в шлак неметаллических включений и происходит усреднение состава металла;

в) получения стали с особо низким содержанием углерода (например, качественной нержавеющей стали). Для этого металл продувают кислородом с добавкой инертного газа, в результате чего снижается парциальное давление СО и облегчается процесс газоотделения;

г) снижения температуры металла за счёт нагрева инертного газа при контакте со сталью. Это позволяет регулировать до определенного уровня температуру металла в ковше. Вероятность чрезмерного охлаждения стали во время продувки только инертным газом ограничивает длительность продувки. Желательно, чтобы ковши со сталью, помещаемые на стенд для продувки инертным газом или помещаемые в вакууматор, имели подвод энергии. Для этой цели подводится теплота, генерируемая электрическими источниками (индуктор, плазматрон, электрическая дуга) или химическими реакциями при продувке металла кислородом. В обогреваемых ковшах металл можно выдержать длительное время (до 2 часов) и обеспечить высокую степень очистки от примесей.

В качестве инертного газа чаще всего используется аргон. Его главное преимущество в том, что он практически не растворяется в стали, в отличие, например, от азота. Хотя аргон, конечно, гораздо дороже азота.

Пример конструкции ковша с продувкой инертным газом (аргоном) в смеси с кислородом представлен на рис. 4.3. Данный ковш предназначен

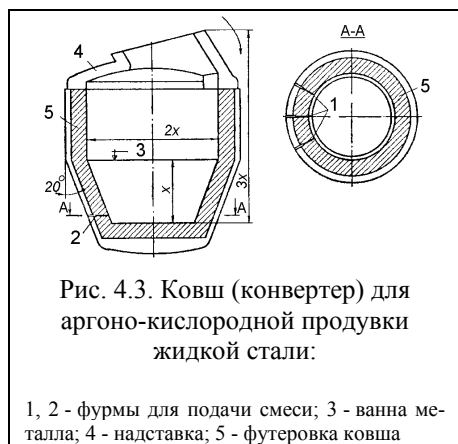


Рис. 4.3. Ковш (конвертер) для аргоно-кислородной продувки жидкой стали:

1, 2 - фурмы для подачи смеси; 3 - ванна металла; 4 - надставка; 5 - футеровка ковша

для получения стали с особо низким содержанием углерода. По внешнему виду ковш похож на конвертер из-за наличия верхней надставки, предназначенной для уменьшения выбросов.

Принцип работы установки следующий. Ковш с жидкой сталью, заполненный примерно наполовину (без учёта надставки), устанавливается на стенд. Для вдувания кислорода и инертного газа используются дутьевые устройства, через которые газ подводится к нижней части стенки ковша. В стенке вставлены трубки – фурмы.

Фурма для подачи дутья состоит из двух концентрических труб. По внутренней трубе подают смесь аргона с кислородом, а по кольцевому зазору – аргон, служащий защитным газом. Соотношение расходов  $O_2$  и  $Ar$  изменяют по ходу продувки, добиваясь максимального окисления углерода. Соотношение меняется от  $O_2:Ar = 3:1$  в начале до  $1:3$  в конце продувки. После окончания обезуглероживающей продувки ковш продувают чистым аргоном для снижения концентрации кислорода и восстановления окисленных кислородом легирующих составляющих (Сг и др.). В процессе продувки ковш может наклоняться. При продувке вблизи фурм образуются газовые полости, форма которых зависит от расхода газа, его температуры,

ферростатического давления. Эти полости пульсируют и могут распадаться на группы пузырьков небольших размеров. В пузырьки выделяются  $H_2$ ,  $N_2$  и  $CO$ , получаемый при окислении углерода кислородом дутья.

Интенсификации процесса способствуют малые расстояния между пузырьками, большое время пребывания пузырьков в расплаве, высокая скорость диффузии удаляемых газов, большая поверхность раздела газовой и жидкой фаз, высокий градиент концентраций удаляемых газов между металлом и пузырьком. Мелкие пузырьки всплывают медленнее и поэтому дольше находятся в металле.

Процедура послепродукционного ввода раскислителей и легирующих добавок та же, что и в вакууматорах: сначала раскислители (ферромарганец, ферросилиций и т.п.), а далее легирующие добавки ( $Cr$ ,  $W$ ,  $Ti$  и т.п.).

Потери среднетемпературной температуры при продувке стали только аргоном в большегрузных ковшах составляют от 1 до 3,5 град/мин и в целом, при отсутствии обогрева снижение температуры за время продувки (10-15 мин.) составляет не менее 10-20 °С. Подача кислорода без аргона приводит к повышению температуры стали на 2÷5 град/мин за счёт окисления углерода, марганца и кремния.

Преимущества обработки металла в ковше при продувке инертным газом:

1. простота и дешевизна;
2. высокая эффективность в сочетании с кислородом при глубоком обезуглероживании стали.

Недостатки обработки стали в ковше при продувке инертным газом:

1. быстрое снижение температуры металла при вдувании холодного аргона, что ограничивает время процесса очистки или требует ввода дополнительной энергии для компенсации потерь теплоты;
2. сравнительно высокая стоимость аргона.

В виде предложений по совершенствованию технологий продувки инертным газом может быть следующее:

1. замена части аргона более дешёвыми газами (азотом или даже паром) при производстве стали простых марок. При этом сталь насыщается азотом и водородом. Они удаляются короткой продувкой аргоном;
2. подвод энергии к ковшу для продления процесса продувки;
3. использование теплоты отработанного газа для подогрева газа, вдуваемого в ковш.

### **4.3. Установка для обработки стали жидкими шлаками**

Перемешивание металла со специально подготовленным (синтетическим) жидким шлаком позволяет ускорить процесс перехода в шлак вредных примесей (сера, фосфор, кислород). Скорость процесса пропорцио-

нальна площади контакта шлаковой и металлической фаз. Обычно сталь обрабатывают шлаком для удаления серы: в этом случае основу шлака составляет известь ( $\text{CaO}$ ) – 85-90 % и плавиковый шпат ( $\text{CaF}_2$ ) – 10-15 %. Плавиковый шпат добавляется для разжижения шлака. Для снижения температуры плавления вводят  $\text{Al}_2\text{O}_3$  или другие добавки. Допустимо содержание  $\text{SiO}_2$  – до 10 %,  $\text{MgO}$  – до 5 % и  $\text{FeO}$  – до 1 %. Наличие в шлаке фосфора исключается, т.к. фосфор переходит в металл. Шлак перед подачей в ковш должен быть предварительно расплавлен, что требует большого количества энергии на производство одной тонны шлака.

Для производства синтетических шлаков применяют три типа печей:

1. электродуговую стационарную печь;
2. циклонную плавильную печь;
3. печь для расплавления самоплавких синтетических шлаков.

Пример установки для обработки стали в ковше с помощью синтетического шлака приведён на рис. 4.4.

Принцип работы установки следующий: шлак с высоким содержанием  $\text{CaO}$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$  расплавляют в специальной электродуговой печи и выдают в промежуточный ковш. Этот ковш со шлаком передаётся к сталеплавильной печи и во время выпуска стали шлак и сталь выливаются в сталеразливочный ковш. Масса шлака составляет примерно 3-6 % от массы стали. При этом происходит интенсивное перемешивание стали и шлака со взаимным внедрением фаз друг в друга в виде эмульсии. Площадь контакта металла и шлака составляет  $100-300 \text{ м}^2/\text{м}^3$ . Далее с течением времени происходит разделение фаз и шлак может быть отделён.

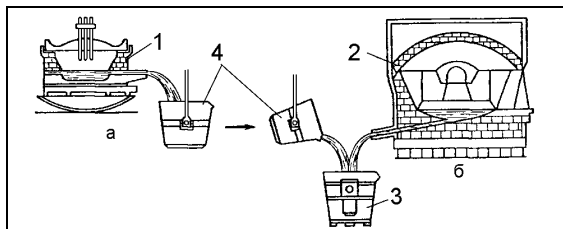


Рис. 4.4. Схема совмещённого процесса раскисления, легирования и рафинирования стали:

а - выпуск синтетического шлака; б - выпуск жидкой стали и слив жидкой лигатуры (ферросплава) и синтетического шлака;

1 - электродуговая печь для плавки шлака и, возможно, раскислителей (ферросплавов); 2 - сталеплавильная печь; 3 - сталеразливочный ковш для обработки стали синтетическим шлаком; 4 - промежуточный ковш

Если печь для плавки синтетического шлака находится в непосредственной близости от сталеплавильной печи, то промежуточный ковш не нужен: синтетический шлак выливается в сталеразливочный ковш, далее этот ковш перемещается к сталеплавильной печи и в него (на шлак) выливается сталь.

В процессе перемешивания сера жидкой стали взаимодействует с  $\text{CaO}$  шлака и переходит в

шлак. Таким образом, при использовании синтетического шлака обеспечивается глубокая десульфурация стали. В шлак переходит также некоторое количество окислов, которые хорошо смачиваются шлаком или взаимодействуют с ним.

Качество обработки шлаком зависит от высоты падения струи металла, массы металла и шлака, температуры, вязкости, состава шлака и некоторых других факторов. Должно быть исключено попадание в ковш шлака из сталеплавильной печи из-за содержащихся в нём окиси железа ( $\text{FeO}$ ) и фосфора, что на практике осуществить очень трудно: отсечка шлака от металла весьма сложна.

Раскислители, типа ферромарганца, ферросилиция и феррохрома, стараются вводить во время падения струи металла в ковш. Алюминий вводят вглубь ковша на штангах после окончания выпуска плавки.

Преимущества обработки стали жидким шлаком:

1. удаление из стали серы (степень десульфурации составляет 30-50 %) и неметаллических включений;
2. получение стандартных показателей качества металла (до известных пределов, т.е. S до 0,01-0,015 %) от плавки к плавке невзирая на колебания состава и свойств стали;
3. быстротечность процесса.

Недостатки обработки стали жидким шлаком:

1. наличие печного участка для подготовки (плавки) шлака;
2. необходимость расходования энергии для плавки шлака;
3. требуется добавка раскислителей (ферромарганец, алюминий и т.п.) невзирая на высокую восстановительную способность шлака.

Расход электроэнергии на производство 1 тонны шлака в электродуговой печи составляет примерно 500 кВт·ч/т или 60 кг у.т./т.

Предложения по совершенствованию обработки металла шлаком:

1. регенерация отработанного синтетического шлака. Заключается в удалении серы, перешедшей из жидкой стали в шлак. Сера удаляется в виде окислов при продувке шлакового расплава кислородом или газообразными продуктами горения ( $\text{CO}_2$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ );
2. использование теплоты отработанного шлака для подогрева шлакообразующей шихты, для подогрева ковшей перед разливкой и т.д.;
3. использование двух ковшей для взаимного перелива металла и шлака или другого способа для продолжения во времени турбулентных течений смеси;
4. сочетание обработки жидкой стали синтетическим шлаком с другими способами: вакуумирование и продувка инертным газом. Это обеспечивает резкое увеличение контакта "металл–шлак".

#### 4.4. Дуговая ковшовая печь (ковш-печь)

В данном разделе рассмотрен способ компенсации тепловых потерь от жидкой стали при внепечной обработке с помощью электрической дуги. Этот способ позволяет создавать установки, в которых могут быть реализованы комбинированные (комплексные) методы внепечной обработки: вакуумирование, обработка аргоном, синтетическим шлаком и др. На таких установках можно стабильно получить сталь с уникальными свойствами: с низким содержанием углерода, серы, фосфора, неметаллических включений, водорода, азота. Кроме того, такие установки своим существованием снижают тепловую нагрузку и повышают производительность сталеплавильных печей, повышают стойкость огнеупорной кладки сталеплавильных печей. В самих установках стабилизируется температура стали, повышается вероятность попадания в заданный химический состав и снижается расход дорогостоящих легирующих элементов.

Пример установки внепечной обработки с электродуговым подогревом стали показан на рис. 4.5. Здесь реализован LF-процесс, разработанный в Японии. От названия этого процесса появился целый класс установок, называемых "ковш-печь", реализующих разновидности LF-процесса. В литературе встречается и другое название этих установок: дуговые ковшовые печи. В дальнейшем изложении этого раздела будем придерживаться последнего названия. Центральная часть печей – собственно ковш – называется тигель-ковш. Не менее распространенным является и аббревиатурное название установок "ковш-печь": АКOC – агрегат комплексной обработки стали.

Емкость ковшовых печей от 30 до 150 т. Они могут устанавливаться после любой сталеплавильной печи, в том числе мартеновской печи и конвертера.

Принцип работы ковшовой печи, изображенной на рис. 4.5, следующий. В предварительно разогретый тигель-ковш заливают металл из сталеразливочного ковша. При переливе стали как можно тщательнее отделяется шлак, образовавшийся в сталеплавильной печи и имеющий повышенное содержание фосфора (лучше, если в ста-

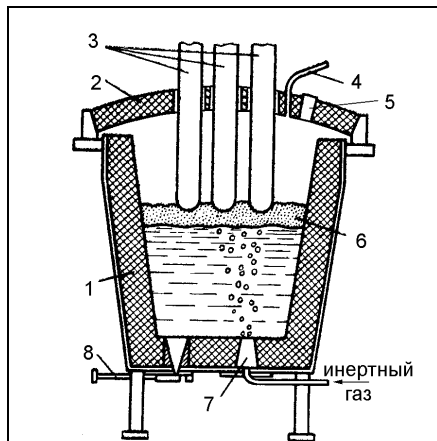


Рис. 4.5. Схема дуговой ковшовой печи ("ковш-печь"):

- 1 - тигель-ковш;
- 2 - свод;
- 3 - графитовые электроды;
- 4 - подача инертного газа;
- 5 - технологическое отверстие;
- 6 - синтетический шлак;
- 7 - пористая пробка;
- 8 - шиберный затвор для выпуска стали



леплавильной печи не прошла стадия раскисления во избежание обратного перехода фосфора из шлака в сталь). Далее в тигель-ковш вводят ферросплавы, требуемые для доводки стали до нужного химсостава, и вводят шлакообразующие. После этого тигель-ковш помещают под водоохлаждаемый свод, через отверстие в котором проходят три графитированных электрода (подробнее об электродах на с. 15), и опускают свод на упоры тигель-ковша. Во время простоев свод может поворачиваться в сторону при помощи гидропривода. Электроды опускаются ниже верхнего уровня шлака для экранирования футеровки от излучения дуг и начинается дуговой нагрев. Скорость нагрева стали в ковшовых печах в зависимости от технологии обработки металла обычно составляет 3-5 °С/мин. Желательный уровень температуры металла, поддерживаемой в тигель-ковше, составляет 1600-1670 °С. Для исключения попадания в рабочее пространство кислорода и поддержания восстановительной атмосферы под свод дополнительно вводят инертный газ. Одновременно с нагревом или немного раньше начинают продувку металла аргонном через пористую пробку в днище тигель-ковша. Благодаря этому образующийся основной шлак интенсивно перемешивается с металлом, ускоряя процессы раскисления стали и удаления серы. Через технологическое отверстие в своде проводятся замеры температуры, отбор проб, наблюдение за ходом процесса и добавка легирующих для точной доводки химического состава стали. Полная длительность обработки стали в этой ковшовой печи 60-90 минут, из них в течение 10-30 минут циклически может происходить дуговой нагрев. После окончания каждого цикла нагрева электроды поднимаются. После окончания рафинирующих операций сталь из тигель-ковша через шиберный затвор выливается в обычный сталеразливочный ковш, из которого уже поступает на МНЛЗ или на разливку в слитки. В результате обработки не только обеспечивается получение заданного химсостава и температуры стали, но и происходит улучшение основных показателей, в частности, содержание серы снижается с 0,004-0,01 % до 0,001-0,002 %, кислорода – с 0,01-0,03 % до 0,001-0,003 %.

Футеровка ковшовой печи: свод – из плавящихся высокоглиноземистых (85 %  $Al_2O_3$ ) огнеупоров, стенки тигель-ковша – из высокоглинозёмистого (85 %  $Al_2O_3$ ) или магнезитохромитового огнеупора, шлаковый пояс – из магнезитового или графито-магнезитового огнеупора и днище тигель-ковша – из высокоглинозёмистого или цирконо-кремнезёмистого огнеупора.

Над ковшовой печью располагается камин (зонт) для улавливания газов и пыли, выбивающихся через щели и отверстия свода, и отвода их на газоочистку.

Удельный расход условного топлива в ковшовой печи составляет до 8-12 кг у.т./т металла.

Для сокращения расхода энергии и повышения качества обработки стали можно предложить следующее:

1. использование теплоты отработанного шлака для подогрева шлакообразующей шихты, для подогрева ковшей перед разливкой и т.д.;
2. вдувание порошкообразных материалов в струе аргона через отдельную фурму для ускорения раскисления стали и удаления серы. За счет сокращения времени обработки снижается и расход энергии;
3. установку перемешивающего индуктора с целью интенсивного перемешивания шлака с металлом и на этой основе сокращение времени обработки;
4. оснащение ковшовой печи двумя сводами: один обычный – с электродами, а другой – герметичный, подключенный к вакуумной системе с давлением менее 100 Па. Своды устанавливаются на тигель-ковш попеременно. Это позволит получить сталь, которая может использоваться для ответственных работ, вплоть до применения на атомных реакторах;
5. размещение всего ковша в герметичной камере и проведение процесса вакуумирования одновременно с дуговым нагревом.

## 5. Машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ)

Понятие МНЛЗ идентично понятию УНРС – установки непрерывной разливки стали.

Непрерывным литьём металла называют разливку металла непосредственно из печи или из промежуточного ковша в водоохлаждаемый кристаллизатор, из которого частично затвердевшая заготовка непрерывно вытягивается через отверстие в противоположном торце. Преимущества непрерывной разливки по отношению к разливке в слитки:

а) значительно повышается выход годного металла. При разливке в изложницы у каждого слитка головная обрезь из-за усадочной раковины составляет 10-12 %, а донная обрезь – до 4 %. При непрерывном литье потери составляют всего 3-5 % от массы жидкой стали;

б) резко сокращаются производственные площади;

в) повышается качество литого металла, приближаясь к качеству обжатого;

г) облегчается труд обслуживающего персонала;

д) разгружаются или выводятся из эксплуатации обжимные средства (блуминги и слябинги);

е) полностью исключается применение традиционных изложниц, формирующих слиток.

Непрерывная разливка заготовок позволяет существенно сократить энергетические затраты. В табл. 5.1 представлены сравнительные расходы энергии при непрерывной разливке и обычной технологии получения заготовок на обжимных станах.

Таблица 5.1  
Расходы энергии при непрерывной разливке и обычной технологии

Непрерывная разливка	$\frac{\text{кг у.т.}}{\text{т}}$	Обычная технология	$\frac{\text{кг у.т.}}{\text{т}}$
1. Топливо для нагрева промежуточного ковша	4,3	1. Топливо для нагрева слитков в колодцах – холодный посад – 50 % холодного посада – 10 % холодного посада	55 35 30
2. Электроэнергия приводов МНЛЗ и насосов	2,2	2. Энергия для прокатки слитков на обжимном стане	2,5
3. Энергия для повышения температуры (перегрева) жидкой стали	1,2	3. Электроэнергия – воздухоудвки колодцев и их работа	0,8
Итого	7,7	Итого	33,3-58,3

Как правило, при непрерывной разливке требуется всего 25 % энергии, необходимой при использовании обычной технологии.

Кстати, благодаря непрерывной разливке получила широкое распространение внепечная обработка стали, т.к. для высокопроизводительной работы МНЛЗ необходимы точная (и стандартная от плавки к плавке) регулировка температуры и химического состава металла, а также металл стандартно высокого качества. Практически вся сталь, разливаемая на МНЛЗ, подвергается внепечной обработке.

Различают МНЛЗ трёх типов:

- а) с колеблющимся кристаллизатором, совершающим возвратно-поступательное движение;
- б) с неподвижным кристаллизатором;
- в) с кристаллизатором, движущимся вместе с формирующимся слитком.

В зависимости от количества одновременно отливаемых заготовок МНЛЗ могут быть одно-, двух-, четырёх-, шести- и восьмиручьевыми.

На МНЛЗ отливают заготовки квадратного сечения до 350 мм, круглого сечения до 540 мм, слябы толщиной до 350 мм и шириной до 2100 мм. Проблемы разливки связаны с отливкой заготовок малого сечения, близких по форме к конечной продукции. Привлекательность такой разливки связана с тем, что в этом случае резко сокращаются расходы энергии на нагрев и прокатку непрерывнолитых заготовок.

Какая перспектив развития МНЛЗ, можно отметить, что разработаны технология и устройство для отливки такого тонкого продукта, как проволока. Перспективна задача обжатия тонких слябов с жидкой сердцевинной. Самой серьёзной научной задачей является создание технологической цепочки, где бы тонкий сляб без разделения и промежуточного нагрева непосредственно задавался в прокатный стан.

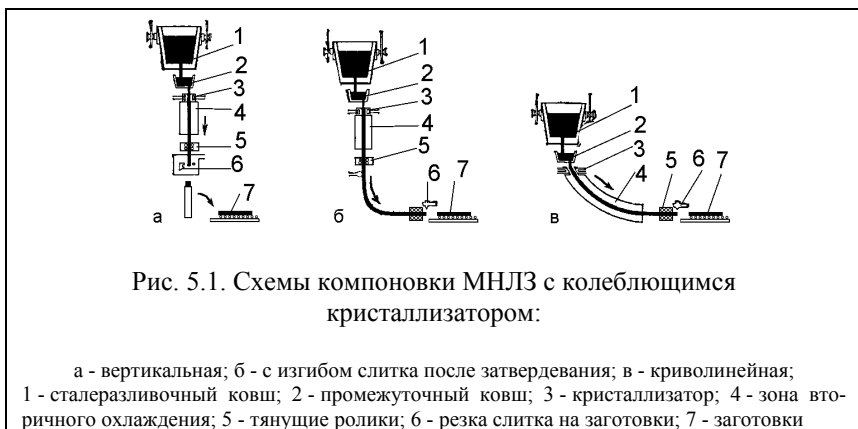
Тенденции в проектировании МНЛЗ характеризуются повышением качества заготовок, гибкости работы установок, увеличением их производительности и сокращением времени простоев. Разрабатываются простые и дешёвые МНЛЗ.

### **5.1. МНЛЗ с колеблющимся кристаллизатором**

МНЛЗ этого типа самые распространённые в мире. Предназначены для высокопроизводительного литья заготовок достаточно толстых сечений, около 100-300 мм.

Основные компоновки МНЛЗ с колеблющимся кристаллизатором приведены на рис. 5.1. и включают в себя следующие МНЛЗ:

- вертикальная;
- с изгибом слитка после затвердевания;
- криволинейная, в том числе, как частный случай, радиальная.



В вертикальных МНЛЗ наиболее благоприятные условия для формирования качественного слитка. Но эти МНЛЗ дорогостоящие, высокие (до 40 метров) и имеют ограничение по скорости разливки.

В МНЛЗ с изгибом слитка после затвердевания также формируется качественный слиток, но высота может быть меньше, чем у вертикальных МНЛЗ и обычно составляет до 25 метров. Однако эти МНЛЗ имеют ограничение по толщине слитка, т.к. минимально допустимый радиус изгиба при увеличении толщины слитка значительно возрастает.

Значительное уменьшение высоты достигается с использованием радиальных машин, в которых кристаллизатор изогнут по дуге круга, и, особенно, в криволинейных машинах, в которых кристаллизатор имеет переменный радиус. В отличие от радиальных машин, в криволинейных отсутствуют разгибочные ролики, т.к. радиус кристаллизатора подобран таким образом, чтобы слиток был разогнут ещё в зоне вторичного охлаждения. Криволинейные машины наиболее распространённые.

Недостатки криволинейных машин следующие:

а) они занимают большую площадь, поэтому их трудно размещать в существующих цехах;

б) затруднена разливка сталей, склонных к краснеломкости, например, автоматных сталей, а также некоторых легированных, имеющих малую величину допустимых деформаций при изгибе.

Проще всего изучать конструкцию и принцип работы МНЛЗ с колеблющимся кристаллизатором на примере вертикальных МНЛЗ.

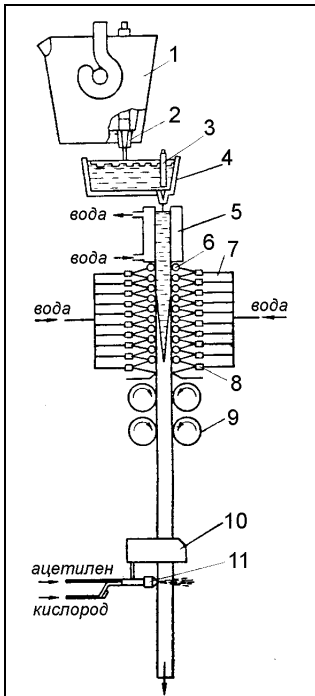


Рис. 5.2. Схема МНЛЗ вертикального типа:

1 - сталеразливочный ковш; 2 - шиберный затвор; 3 - стопорный затвор; 4 - промежуточный ковш; 5 - кристаллизатор; 6 - опорные валки; 7 - зона вторичного охлаждения; 8 - форсунки для распыления воды; 9 - тянущие валки; 10 - синхронизатор перемещения газорезки со скоростью заготовки; 11 - газорезка

### 5.1.1. МНЛЗ вертикального типа

Пример конструкции МНЛЗ вертикального типа приведён на рис. 5.2. Данная МНЛЗ предназначена для литья крупных заготовок толщиной 100-200 мм.

Принцип действия МНЛЗ следующий. Сталь из разливочного ковша через шиберный затвор поступает в промежуточный ковш, а далее через стопорный затвор промежуточного ковша – в кристаллизатор. Возле стенок кристаллизатора металл затвердевает, но в середине он остаётся жидким. Из кристаллизатора частично затвердевший слиток поступает в зону вторичного охлаждения (ЗВО), где его охлаждают распылённой водой, подаваемой на поверхность слитка специальными форсунками. Из зоны вторичного охлаждения слиток выходит полностью затвердевший. Он проходит тянущие ролики и поступает в зону резки, где его без остановки разрезают на заготовки мерной длины с помощью газорезки или летучими ножницами (дисковыми пилами).

Центральным узлом МНЛЗ является кристаллизатор. Его назначение – формирование сечения и достаточной прочной наружной корочки отливаемого слитка. Для формирования корочки необходим интенсивный отвод теплоты от слитка. Для этого стенки кристаллизатора выполнены водоохлаждаемыми из меди, которая имеет высокий коэффициент теплопроводности. Толщина медных пластин от 8 до 80 мм. В толстых пластинах параллельно оси разливки стали выполнены отверстия для охлаждающей воды.

Длина кристаллизатора от 0,5 до 1,5 м и должна обеспечивать толщину затвердевшей корочки до 25 мм. Внутренняя рабочая поверхность стенок кристаллизатора ровная или волнистая по периметру. Волнистость позволяет снизить количество продольных трещин на слитке.

Недостаток тонкостенных (8-20 мм) кристаллизаторов связан с короблением медных пластин вследствие недостаточной толщины и прочности,

что ведёт к ускоренному износу пластин и появлению брака на отливаемых слитках. Преимущество – малый расход меди.

Для предотвращения прилипания корочки металла к стенкам кристаллизатора, он постоянно находится в возвратно-поступательном (вверх–вниз) движении с шагом 10–40 мм. Вниз кристаллизатор опускается со скоростью 1,0–1,1 от скорости движения заготовки, а вверх – со скоростью в 3 раза выше.

При первоначальном заполнении кристаллизатора металлом, его дном служит так называемая затравка, представляющая собой металлическую штангу со съёмной головкой, сечение которой соответствует сечению отливаемого слитка. В головке затравки есть паз в виде ласточкиного хвоста, который заполняется жидким металлом, затвердевающим в нём. Таким образом, обеспечивается прочное сцепление затравки со слитком. После заполнения кристаллизатора металлом включается привод тянущих роликов, в которых находится противоположный конец затравки, и затравка начинает движение, увлекая за собой слиток.

Производительность МНЛЗ определяется зоной вторичного охлаждения, длина которой достигает 14 м. Эта зона предназначена для охлаждения слитка до твёрдого состояния по всему сечению. В этой зоне со стороны жидкого металла действует большое ферростатическое давление (1 ат  $\approx$  1,4 м жидкой стали). Для предотвращения выпучивания стенок заготовки с жидкой сердцевиной, по всей длине зоны вторичного охлаждения размещены вращающиеся опорные ролики или продольные чугунные брусья, по которым скользит заготовка. Охлаждающее устройство представляет собой систему трубчатых коллекторов с форсунками с помощью которых распылённая вода подаётся как на поверхность заготовки, так и на опорные ролики и на чугунные брусья. В зоне вторичного охлаждения стоят задачи и проблемы, подобные тем, что существуют при печном нагреве. При охлаждении надо обеспечить такой тепловой поток с поверхности заготовки, чтобы получить температуру середины заготовки в конце зоны ниже температуры плавления и при этом избежать внутренних термических трещин. Оптимальные расходы воды и распределение её подачи по длине и периметру заготовки определяют расчётным, а чаще опытным путём. Для спокойной стали расход воды на вторичное охлаждение составляет 0,5–0,9, для кипящей от 0,7 до 1,2 литра на 1 кг стали. Для справки: спокойная сталь – более полно раскисленная по сравнению с кипящей сталью и полуспокойной сталью, что достигается вводом в печь или в ковш повышенного количества сильных раскислителей – ферросилиция, алюминия и др. Спокойная сталь застывает спокойно, без кипения и выделения искр; отличается плотной однородной структурой.

Линейная скорость непрерывной разливки (скорость вытягивания заготовки из кристаллизатора) – один из главных параметров, определяющих

качество заготовки и экономические показатели МНЛЗ. Скорость задаётся как доля от теоретической (идеальной) скорости с поправкой на неравномерность толщины корки заготовки и с поправкой на неизбежные колебания скорости (например, при смене сталеразливочного или промежуточного ковшей). В целом, рабочая скорость составляет примерно  $0,5 \div 2$  м/мин. для квадратных заготовок сечением  $100 \div 200$  м и для плоских заготовок толщиной  $100 \div 300$  мм.

Мы рассмотрели особенности конструкции и работы МНЛЗ для производства толстых заготовок.

Тонкослябовая технология разливки отличается ужесточением классической технологии. Так, металл должен в обязательном порядке проходить внепечную обработку и требует защиты от вторичного окисления, нужны качественные порошковые добавки в кристаллизатор, необходимо более точное соблюдение геометрии кристаллизатора (почти исключается коробление), обязателен контроль уровня металла в кристаллизаторе.

Уменьшенная неоднородность металла по химическому составу, обусловленная быстрой кристаллизацией, оказывает благотворный эффект на свойства стали. Однако, если основным составляющим металлической шихты является скрап, то вносимые им остаточные элементы могут оказать разупорядочивающее воздействие на конечный продукт. Уровень их содержания должен тщательно контролироваться при тонкослябовой разливке. Много вопросов остаётся по качеству полосы в рулонах, полученных при тонкослябовой отливке.

Достигнутые в настоящее время скорости разливки тонких слябов в пределах 5-6 м/мин не являются конечными. Ширина тонких слябов достигает 1400 мм и пока не может быть увеличена без изменения схем подвода металла в кристаллизатор.

Основные проблемы при разливке стали в толстые заготовки на МНЛЗ с колеблющимся кристаллизатором:

1. более высокая (на 20-40 °С) температура жидкой стали после сталеплавильной печи по сравнению с разливкой в слитки в изложницах, что связано с необходимостью компенсации дополнительных тепловых потерь в процессе разливки. Этот недостаток может быть частично устранён путём организации подогрева металла в промежуточном ковше, как, например, это сделано на схеме рис. 4.2;
2. разбрызгивание и окисление струи металла при его выливании в кристаллизатор из промежуточного ковша. Для устранения этого недостатка можно установить составной (удлинённый) огнеупорный стакан под стопорным затвором промежуточного ковша, нижняя часть которого будет утоплена в жидком металле кристаллизатора. При этом для защиты от окисления на поверхность металла можно нанести шлак или насыпать порошкообразный графит;

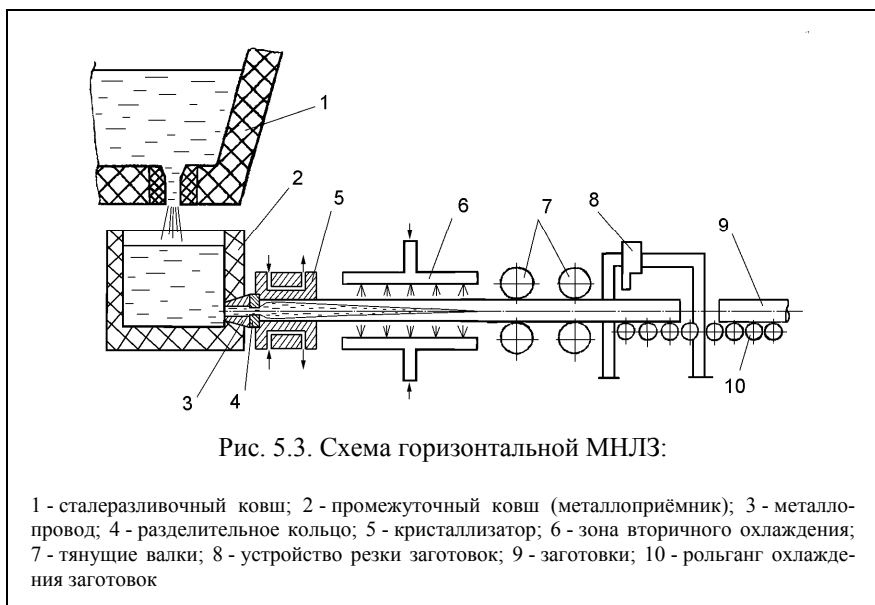


3. наличие продольных трещин на поверхности заготовки прямоугольного сечения, расположенных на середине широких граней. Это связано с размытием корочки затвердевшего металла струёй жидкого металла в тех местах, где низкая интенсивность охлаждения. Для устранения этого недостатка можно увеличить количество струй металла и сместить их к углам слитка. Можно также подавать металл через составной стакан, погружённый в жидкий металл, с помощью боковых струй, направленных от центра заготовки к её узким граням;
4. наличие поперечных трещин (надрывы корки слитка в кристаллизаторе). Они образуются при наличии бугров и вмятин на медных пластинах кристаллизатора, которые возникают при короблении пластин. Для борьбы с этим недостатком нужны толстостенные кристаллизаторы или кристаллизаторы особой конструкции, подверженные минимальному короблению;
5. наличие паукообразных трещин на поверхности слитка, возникающие при плотном прилегании отдельных участков металла к холодной стенке кристаллизатора. Для устранения недостатка можно увеличить частоту качаний кристаллизатора с обычных 10-100 в минуту до более высоких величин. Можно также применить кристаллизаторы, мало подверженные короблению;
6. наличие внутренних термических осевых трещин в слитке. Они образуются в зоне вторичного охлаждения под действием термических напряжений. Недостаток устраняется снижением интенсивности вторичного охлаждения;
7. большой расход энергии при разогреве промежуточных ковшей перед установкой в МНЛЗ. Недостаток можно устранить путем футеровки промежуточных ковшей теплоизоляционными плитами, не требующими разогрева перед разливкой, а также глубокой утилизацией физической теплоты дыма разогревающих горелок.

## **5.2. МНЛЗ с неподвижным кристаллизатором (горизонтальные машины)**

К МНЛЗ с неподвижным кристаллизатором относят горизонтальные машины. Это самые компактные машины для отливки заготовок сечением от 20 до 360 мм. Технологические особенности таких машин позволяют отливать заготовки круглого или квадратного сечения. Число ручьёв составляет от 1 до 3. Поэтому горизонтальные МНЛЗ имеют небольшую производительность, около 200 тыс. т/год. Такие МНЛЗ идеально подходят при строительстве небольших мини-заводов и при реконструкции существующих электросталеплавильных цехов небольшой производительности.

Схема горизонтальной МНЛЗ приведена на рис. 5.3. Принцип действия машины следующий. Жидкий металл из сталеразливочного ковша че-



рез шиберный затвор (на рис. 5.3. не показан) попадает в металлоприёмник, ёмкость которого колеблется в широких пределах от 1 до 50 тонн. В металлоприёмник очень плотно вставлен металлоструйный ковш, изготовленный из огнеупорного материала. За металлоструйным ковшом расположено огнеупорное разделительное кольцо, которое предотвращает замерзание металла в металлоструйном ковшу и формирует начальное положение фронта затвердевания. Разделительное кольцо жёстко вставлено в кристаллизатор, в котором формируется слиток. Температура стенок кристаллизатора доходит до 400-500 °С. Особенность движения слитка в кристаллизаторе состоит в периодичности вытягивания слитка тянущими валками. Обычно используется простой режим вытягивания: "вытягивание – остановка". Иногда применяются сложные варианты: "вытягивание – обратный ход – остановка". Частота вытягивания составляет около 100-200 мин<sup>-1</sup>. Чем выше частота и меньше длина шага вытягивания, тем меньше глубина трещин на поверхности заготовок.

На выходе из кристаллизатора слиток имеет жидкую сердцевину. Окончательное затвердевание металла происходит в зоне вторичного охлаждения. Вторым по ответственности и важности деталей после разделительного кольца является механизм вытягивания (например, тянущие ролики). Высокая точность параметров вытягивания необходима для уменьшения глубины поверхностных дефектов, поэтому механизму вытягивания уделяют много внимания.

После механизма вытягивания затвердевший металл попадает в зону резки слитка на отдельные заготовки.

Преимущества горизонтальных МНЛЗ по сравнению с МНЛЗ с колеблющимся кристаллизатором:

1. промежуточный ковш и кристаллизатор плотно прилегают друг к другу (через разливочный стакан и разделительное кольцо). Это устраняет возможность вторичного окисления, уменьшает потери теплоты и устраняет подповерхностные включения в связи с отсутствием необходимости наведения шлакообразующих смесей;
2. отсутствие изгиба слитка позволяет разливать качественные стали, склонные к трещинообразованию;
3. повышенное ферростатическое давление в зоне кристаллизатора, что облегчает теплообмен и сокращает длину кристаллизатора;
4. низкое ферростатическое давление в зоне вторичного охлаждения, которое устраняет проблемы, связанные с выпучиванием;
5. малая высота машины и меньшие размеры производственной площадки, меньшая численность обслуживающего персонала, меньшее число механизмов и узлов, более простая система охлаждения.

Недостатки горизонтальных МНЛЗ:

1. малая производительность;
2. для создания искусственного мениска жидкого металла используется огнеупорное разделительное кольцо, которое имеет высокую стоимость и пока недостаточно высокий ресурс работы;
3. кристаллизатор подвергается повышенному износу;
4. устройство вытягивания заготовки, которое должно обеспечивать высокую точность режимов вытягивания, является сложным в техническом отношении агрегатом;
5. процесс горизонтальной разливки сложен в обслуживании.

Предложения по совершенствованию работы горизонтальных МНЛЗ:

1. установка в кристаллизаторе и зоне вторичного охлаждения блоков электромагнитного перемешивания жидкой части металла для устранения таких недостатков, как асимметричность кристаллической структуры, усадочная пористость, осевая ликвация (для справки: ликвация – это неоднородность химического состава сплава, возникающая при кристаллизации), несимметричное расположение неметаллических включений по сечению слитка;
2. усиление охлаждения верхней грани заготовки в зоне вторичного охлаждения для ликвидации асимметричности кристаллической структуры;
3. обеспечение возможности всплытия неметаллических включений в промежуточном ковше, а также перелив жидкой стали из сталеразливочного ковша в промежуточный ковш в среде защитных газов.

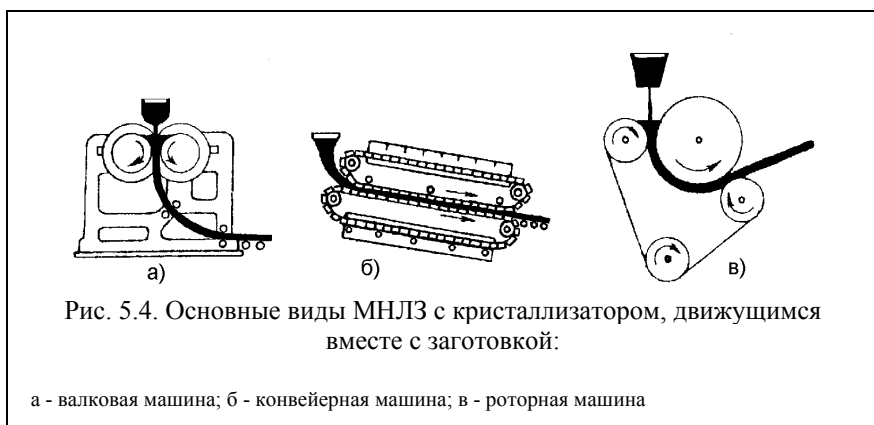
### 5.3. МНЛЗ с кристаллизатором, движущимся вместе с формирующимся слитком

Кристаллизатор, перемещающийся вместе с заготовкой, может быть выполнен в виде (рис. 5.4.):

- а) вращающихся валков (валковая машина);
- б) бесконечных пластин или лент (конвейерная машина);
- в) системы вращающихся валков и лент (роторная машина).

Конструкции МНЛЗ, выполненные на базе подобных кристаллизаторов очень перспективны, т.к. позволяют получать заготовки малого сечения, по форме и качеству максимально приближенные к готовому изделию. Такие машины обычно не предназначены для получения заготовок среднего и большого сечения.

Преимущества машин с перемещающимся кристаллизатором связаны



а - валковая машина; б - конвейерная машина; в - роторная машина

с возможностью осуществления одновременной кристаллизации и обжатия незатвердевшего металла. Первоначально кристаллизация происходит на свободных поверхностях валков и лент, находящихся в расплаве стали. После схождения затвердевших на валках или лентах слоёв и их обжатия выходит полоса необходимой толщины (1,5-40 мм) и ширины (до 1300 мм). Обжатие слитка с жидкой сердцевиной способствует быстрому схождению фронтов кристаллизации, снижению расстояния между осями дендритов (для справки: дендрит – ориентированный кристалл древовидной формы, растущий обычно навстречу тепловому потоку), повышению однородности отливки. Противодвижение выдавливаемого при обжатии жидкого металла действует подобно электромагнитному перемешиванию с переходом столбчатых кристаллов в равноосные с однородной зоной в центре полосы.

Пример МНЛЗ с кристаллизатором, выполненным в виде системы вращающихся валков и лент, представлен на рис. 5.5.

МНЛЗ содержит валок-кристаллизатор 1, малый верхний валок 2 и малый нижний валок 3, непрерывную металлическую ленту 4, которая охватывает малый верхний валок и малый нижний валок. Лента 4 и валок 1 образуют металлоприёмник 5 и кристаллизатор 6. Лента удерживается опорными роликами 7-10. Ролики контактируют с рабочим участком ленты 4 и тем самым воспринимают статическое давление расплава и задают траекторию движения ленты на её рабочем участке. Для регулировки степени натяжения ленты имеется натяжной ролик 11. Боковые стенки кристаллизатора 5 и металлоприёмника 6 образованы боковыми преградами 12, которые контактируют с концами ленты и валка 1. Для подачи жидкого металла в металлоприёмник 5 имеется погружной стакан 13. Зеркало жидкой ванны закрывается огнеупорной плитой, нижняя часть которой имеет форму образующих валков 1 и 2, и имеет два отверстия для заливки металла. Валок 1, малый верхний валок 2 и малый нижний валок 3 снабжены устройствами 14-16 для подачи охлаждающей воды. Между холостым и рабочим участками ленты расположена система охлаждения ленты 17. МНЛЗ снабжено механизмом вытягивания листа 18 и системой вторичного охлаждения 19.

Устройство работает следующим образом. Включают приводы валка 1, малого верхнего валка 2 и малого нижнего валка 3. Через погружной стакан 13 в металлоприёмник 5 подают жидкий металл. Включают подачу охлаждающей воды через устройства 14-16 и систему охлаждения 17. Жидкий металл из металлоприёмника 5 увлекается вращающимся валком 1 и движущейся лентой 4 в кристаллизатор 6, где в условиях охлаждения металл кристаллизуется и на выходе кристаллизатора получают лист, который вытягивают механизмом вытягивания листа 18 и подвергают вторичному охлаждению при помощи системы вторичного охлаждения 19.

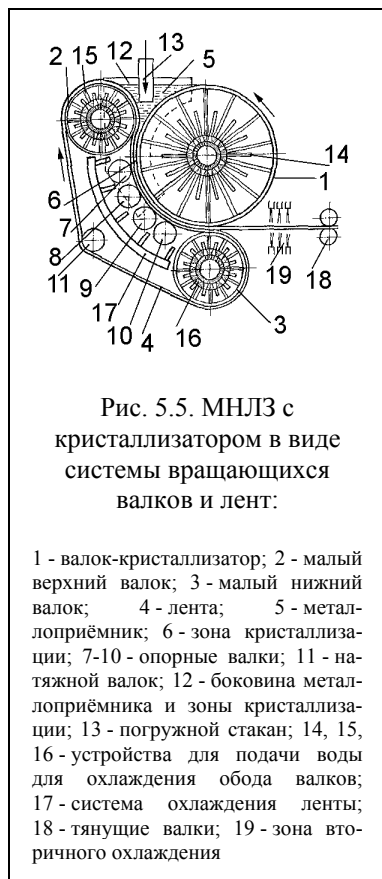


Рис. 5.5. МНЛЗ с кристаллизатором в виде системы вращающихся валков и лент:

1 - валок-кристаллизатор; 2 - малый верхний валок; 3 - малый нижний валок; 4 - лента; 5 - металлоприёмник; 6 - зона кристаллизации; 7-10 - опорные валки; 11 - натяжной валок; 12 - боковина металлоприёмника и зоны кристаллизации; 13 - погружной стакан; 14, 15, 16 - устройства для подачи воды для охлаждения обода валков; 17 - система охлаждения ленты; 18 - тянущие валки; 19 - зона вторичного охлаждения

Для повышения качества металла, снижения расхода энергии и повышения надёжности в МНЛЗ роторного типа можно предложить:

1. совершенствование узлов, образующих металлоприёмник, и их взаиморасположение с целью уменьшения колебаний уровня зеркала жидкого металла и повышения скорости разливки металла;
2. подбор температурного и теплового режимов кристаллизации и вторичного охлаждения, обеспечивающих возможность дальнейшей прокатки (калибровки) без дополнительного нагрева в печи;
3. совершенствование конструкции охлаждающих устройств в валке-кристаллизаторе и в малых валках для повышения стойкости валков.

#### **5.4. Литейно-прокатные комплексы (ЛПК)**

Литейно-прокатный комплекс – это комплекс, имеющий в своём составе МНЛЗ, прокатный стан и другие устройства, которые обеспечивают прокатку не полностью остывших литых заготовок.

Основная цель создания ЛПК – это создание непрерывного поточного производства, характеризующегося небольшими расходами энергии при подготовке заготовок к прокатке. В состав ЛПК кроме МНЛЗ и прокатного стана может входить нагревательная (подогревательная) проходная печь. Одной из важнейших научных проблем в металлургии является разработка технологии и оборудования для обеспечения прокатки сравнительно тонких заготовок после МНЛЗ без промежуточного подогрева.

Создание ЛПК обычно сопряжено с тремя проблемами (на примере разлива слитков среднего сечения 80-200 мм):

1. несоответствием скорости выхода слитков (заготовок) из МНЛЗ (0,5-3,5 м/мин) и скорости входа в первую прокатную клетку (около 30 м/мин);
2. недогруженностью почти в 10 раз прокатного стана при прямом соёмещении с МНЛЗ;
3. отсутствием промежуточного контроля состояния поверхности и макроструктуры заготовок после МНЛЗ.

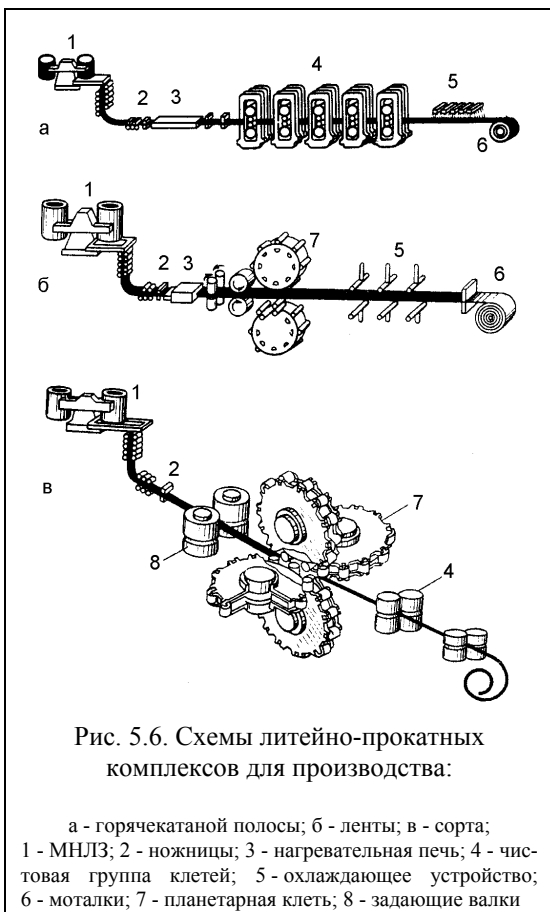
Для решения первых двух проблем повышают до максимума по условиям кристаллизации скорость разливки, снижают скорость прокатки за счёт повышения степени деформации в первых прокатных клетках, переходят на разливку заготовок меньшего сечения, характеризующихся большой скоростью разливки. Проблема отсутствия промежуточного контроля решается только за счёт повышения качества жидкого металла. Для этого необходимо: а) проведение в обязательном порядке внепечной обработки; б) защита металла от вторичного окисления в кристаллизаторе, введение качественных порошковых добавок в кристаллизатор; в) точное соблюдение геометрии кристаллизатора; г) обязательный контроль уровня металла в кристаллизаторе.

Таким образом, идеальная линия ЛПК должна быть компактна, не содержать или иметь минимум промежуточных нагревательных устройств между МНЛЗ и станом, иметь одинаковые номинальные скорости в МНЛЗ и стане и оперировать с металлом высокого качества.

На рис. 5.6 показаны схемы ЛПК, примерно отвечающие приведённым выше требованиям. На схемах условно показаны МНЛЗ с изгибом слитка после затвердевания, хотя на практике могут быть любые типы МНЛЗ в зависимости от условий конкретного предприятия. Также на схемах рис. 5.6б и 5.6в условно показаны планетарные клетки (для справки: планетарная клетка – прокатная клетка, в которой деформация металла осуществляется большим числом валков малого диаметра, вращающихся вокруг двух опорных валков большого диаметра). В планетарной клетке достигается большое, до 90 %, обжатие прокатываемого металла за один проход), которые позволяют снизить скорость прокатки в первых клетях и создать компактные прокатные станы. На месте планетарных станов могут быть и другие, подобные устройства, такие как: маятниковые станы, колебательно-ковочные машины и т.п.

В качестве подогревательных печей на схемах рис. 5.6а и 5.6б могут быть печи с шагающими балками (для нагрева толстых заготовок) и роликовые печи.

В качестве охлаждающих устройств после чистовых клетей могут быть использованы душирующие (спрейерные) устройства (для мягкого, медленного охлаждения)



и устройства ускоренного охлаждения, срывающие паровую плёнку с поверхности охлаждаемого проката.

Для того чтобы снизить затраты на строительство ЛПК, его строят обычно на базе существующих сталеплавильных цехов, к которым пристраивают МНЛЗ и прокатный стан, или на базе прокатного стана, к которому пристраивают сталеплавильное отделение (включая внепечную обработку) и МНЛЗ. В первом варианте больше свободы выбора для разработки технологии и оборудования ЛПК. В любом случае центральным узлом ЛПК является МНЛЗ.

Использование ЛПК взамен традиционной технологии (МНЛЗ – остывание – осмотр – удаление дефектов поверхности – перевозка к прокатному стану – нагрев в печи – прокатка) позволяет экономить до 100 кг у.т./т проката, что составляет примерно 8 \$/т. Если считать на среднюю производительность ЛПК около 200 тыс. тонн в год, то экономия только на топливе получается 1,6 млн. \$/год. Сюда не включена экономия за счёт сокращения производственных площадей, за счёт уменьшения капитальных затрат на строительство нагревательной печи и др.

Пути совершенствования работы ЛПК:

1. при производстве полосы из тонкого сляба (20-80 мм) размещение за МНЛЗ достаточно длинного термостата с использованием в качестве прокатного стана реверсивного стана Стеккеля (для справки: стан Стеккеля состоит из реверсивной клетки, с обеих сторон которой установлены малогабаритные обогреваемые камеры, в которых размещаются печные моталки). ЛПК работает следующим образом: тонкий сляб выходит из МНЛЗ, проходит по термостату, обрезается по длине термостата и передаётся на стан Стеккеля при температуре 950-1050 °С. В стане сляб передаётся с одной моталки на другую и обратно несколько раз и, таким образом, обжимается в реверсивной клетке до нужного сечения;
2. использование отапливаемого термостата между МНЛЗ и прокатным станом в качестве буфера на случай кратковременных аварийных остановок линии ЛПК. Это позволит понизить потери энергии и металла;
3. при производстве полосы из сляба толщиной до 35 мм размещение между МНЛЗ и станом Стеккеля компактной обогреваемой камеры с печными моталками. На эти моталки наматываются рулоны тонкого сляба, в дальнейшем перематываемые на моталки стана Стеккеля. Таким образом, получается компактный ЛПК с буферным устройством в виде малогабаритной подогревательной камерной печи.



## 6. Нагревательные печи

Нагревательная печь – печь для нагрева твёрдых материалов с целью повышения пластичности или изменения структуры этих материалов. В дальнейшем изложении мы будем понимать нагревательные печи как печи для нагрева материалов под обработку давлением. Нагрев материалов с целью изменения их структуры будет рассмотрен в разделе 7.

Нагревательные печи – самый распространённый класс печей, поскольку широко применяются не только в чёрной металлургии, но и в цветной металлургии, в машиностроении и т.д.

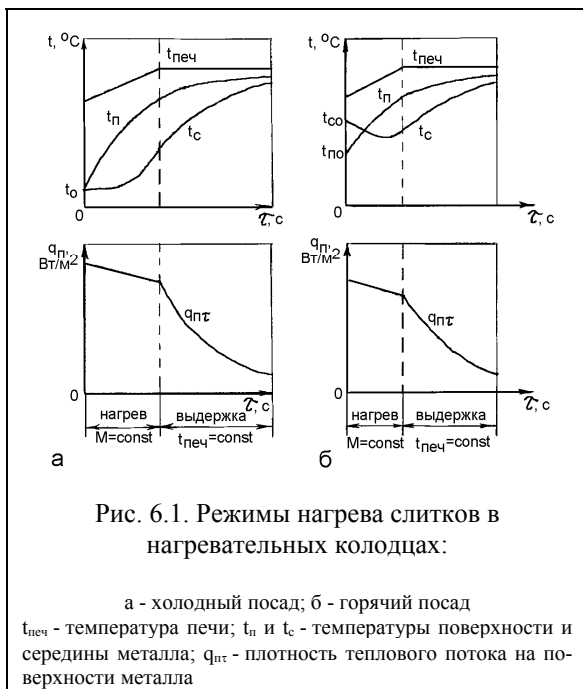
На заводах чёрной металлургии используются нагревательные колодцы и методические печи для нагрева слитков и заготовок.

### 6.1. Нагревательные колодцы

Нагревательный колодец – печь периодического действия (с верхней загрузкой и выгрузкой) для нагрева крупных стальных слитков перед прокаткой на обжимном стане. В колодце происходит нагрев слитков массой от 2-3 до 25 тонн. Толщина слитков обычно превышает 350-400 мм, поэтому нагрев ведут с 4 сторон, устанавливая слитки вертикально в рабочем пространстве колодца. Колодцы объединяют в группы (по 2 или 4 колодца) и для каждой группы предусматривается отдельная дымовая труба.

Нагревательный колодец является печью камерного типа. В нём поддерживается одинаковая температура по всему объёму.

Принцип работы любого колодца следующий. Сверху открывается крышка и в камеру с помощью крана загружаются от 4 до 24 слитков. Эти слитки нагреваются до необходимой температуры, а после нагрева извлекаются поштучно и направляются для прокатки на обжимные станы (блюминги и слябинги). Далее цикл загрузки и нагрева слитков повторяется. Характерный температурный и тепловой режим нагрева слитков изображён на рис. 6.1. Нагрев имеет два периода. В первом периоде расход топлива или, другими словами, тепловая мощность печи –  $M$ , поддерживается на максимальном уровне. К концу этого периода температура печи достигает такого уровня, который в дальнейшем гарантирует качественный нагрев металла. Качество нагрева обеспечивается выдержкой во 2-м периоде при условии постоянства температуры печи ( $t_{\text{печ}} = \text{const}$ ). В этом периоде достигает заданного значения температура поверхности металла (1200-1350 °С) и перепад температуры по сечению слитка. Известно, что удельный перепад температуры в конце нагрева должен быть не более 100-300 °С на 1 метр толщины слитка. Первый период называют периодом нагрева или  $M = \text{const}$ , а второй период – периодом выдержки или  $t_{\text{печ}} = \text{const}$ . Можно отметить, что тепловой поток на металл в начальном периоде ( $M = \text{const}$ )



доменная смесь). В этом случае высокая температура в рабочем пространстве достигается путём подогрева воздуха, а в ряде случаев (при сжигании доменного газа) – путём подогрева и газа.

В зависимости от способа нагрева воздуха и газа различают регенеративные (самые давние колодцы) и рекуперативные нагревательные колодцы. Рекуперативные колодцы разделяют на колодцы с центральной и верхней (самые современные конструкции колодцев) горелкой. Преимущества одних колодцев перед другими можно оценивать по капитальным затратам, удобству эксплуатации и компактности расположения в цехе, поскольку характеристики топливоиспользования во всех колодцах близки между собой.

Материальный и тепловой балансы нагревательных колодцев мало отличаются по своей структуре. Отличие связано с величиной статей балансов. Структура этих балансов на примере регенеративного колодца приведена в табл. 6.1 и 6.2.

При составлении теплового баланса обычно не учитываются потери теплоты на аккумуляцию теплоты кладкой, т.к. считается, что слитки металла загружаются в печь, разогретую предыдущей садкой. На самом деле во время загрузки слитков в колодец (при открытой крышке), из колодца

несколько падает, а температура поверхности слитка повышается с постоянно снижающейся скоростью нагрева поверхности.

В нагревательные колодцы обычно поступает до 95 % слитков горячего посада с температурой поверхности, не превышающей 950-1000 °С. При этом слиток может иметь жидкую сердцевину.

Обычно на металлургических заводах нагревательные колодцы являются своего рода буфером для сжигания низкокалорийного газообразного топлива (доменный газ, коксо-

уходит значительное количество теплоты и температура кладки снижается. Кстати, эти потери теплоты тоже не учитываются. Поэтому в начальный период работы колодца ( $M = \text{const}$ ) желательно учитывать потери на аккумуляцию кладкой. Если слитки горячего посада имеют жидкую сердцевину, то при составлении теплового баланса нужно учитывать теплоту кристаллизации.

Таблица 6.1

Ориентировочный материальный баланс процессов в рабочем пространстве нагревательного колодца (кг/кг нагретого металла)

Приход	На 1 кг мет.	Расход	На 1 кг мет.
1. Загружаемый металл	1,015	1. Нагретый металл	1,000
2. Топливо (доменный газ)	0,567	2. Продукты горения, в т.ч. а) продукты горения топлива - 1,039; б) азот воздуха от окисления железа-0,018;	1,057
3. Воздух для горения топлива	0,472	3. Окалина на металле (80 % от всей окалины)	0,017
4. Воздух для окисления железа	0,024	4. Шлак, в т.ч. а) шлаковые составляющие - 0,002; б) окалина (20 % от всей окалины) - 0,004	0,006
5. Шлаковые составляющие (куски футеровки, шлак при-быльной части слитков и т.п.)	0,002		
Итого	2,080	Итого	2,080

Таблица 6.2

Ориентировочный тепловой баланс регенеративного нагревательного колодца (на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Химическая энергия топлива	1675	59,9	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 1230\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	848	30,3
2. Физическая теплота топлива ( $t = 850\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	563	20,1	2. Физическая теплота продуктов горения топлива ( $t = 1360\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	1669	59,6
3. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 850\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	438	15,6	3. Потери теплоты в окружающую среду	224	8,0
4. Физическая теплота воздуха для окисления железа ( $t = 850\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	23	0,8	4. Физическая теплота азота воздуха от окисления металла ( $t = 1360\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	29	1,0
5. Химическая энергия окисления железа	101	3,6	5. Физическая теплота окалины на металле ( $t = 1250\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	19	0,7
6. Физическая теплота металла ( $t = 0\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	0	0	6. Физическая теплота шлака	11	0,4
7. Физическая теплота шлака ( $t = 0\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	0	0			
Итого	2800	100,0	Итого	2800	100,0



укладки кирпичей называется насадкой (решёткой). Чаще всего используются насадки Каупера и Сименса (рис. 6.3).

В насадке Сименса идёт чередование под прямым углом параллельных рядов кирпича. Между кирпичами и под кирпичами остаются проходы для газов. При закупорке одного из вертикальных каналов шлаковыми отложениями нижняя часть насадки продолжает работать. Это достоинство насадки Сименса. Одновременно с этим насадка имеет высокий коэффициент теплоотдачи и склонность к перегреву и оплавлению кирпича при насыщении его окислами железа.

В насадке Каупера (рис. 6.3а) поверхность нагрева представляет собой сплошные вертикальные каналы с более низким коэффициентом теплоотдачи и с меньшей поверхностью теплообмена. Насадка Каупера более надёжна при высоких температурах, т.к. медленнее нагревается и имеет повышенную строительную прочность. Поэтому насадку Каупера используют для верхних рядов, а насадку Сименса – для средних и нижних рядов.

Принцип работы колодца следующий. Слитки холодного или горячего посяда помещаются с помощью клещевого крана вдоль стенок рабочего пространства нагретой ячейки. Через одну из пар регенераторов (например, правую) подаётся воздух и газ, которые несколько перемешиваются в над-регенераторном пространстве и образуют факел в объёме ячейки. Горячие газы (дым) уходят в левую пару регенераторов, подогревая их. После достижения верхними рядами регенеративной насадки предельной температуры (примерно через 15-30 минут) происходит перекидка газового и воздушного клапанов. В результате газ и воздух будут проходить через левые регенераторы и там нагреваться. Дымовые газы будут нагревать правую пару регенераторов. Через те же 15-30 минут снова произойдёт перекидка клапанов и цикл повторится. Время между перекидками клапанов влияет на расход топлива. С одной стороны, при коротких интервалах снижается температура дыма после регенератора и, соответственно, снижается расход топлива. С другой стороны, при коротких интервалах, увеличивается непроизводительный расход топлива, которое заполняет насадку газового регенератора перед перекидкой и вытесняется встречным потоком дыма в дымовую трубу.

После того как садка слитков нагреется до нужной температуры, слитки поштучно извлекают и отправляют на обжимной стан. Время нагрева металла зависит от начальной температуры слитков, размеров их сечения и составляет при холодном посяде обычных слитков 6-7 часов.



Рис. 6.3. Виды регенеративных насадок:  
а - Каупера; б - Сименса

Температура нагрева слитков колеблется в зависимости от марки стали в пределах 1200-1350 °С. Максимальная температура дыма на входе в регенератор 1400-1450 °С, на выходе – 500-600 °С. Максимальная температура подогрева воздуха и газа 900-1000 °С.

Для изменения направления дыма, факела (реверс факела) посредством изменения направления потоков газа и воздуха служат перекидные (переводные) устройства: для газа – герметичный клапан золотникового типа (клапан Фортера), показанный на рис. 6.2, а для воздуха – негерметичный клапан мотылькового типа (клапан "симплекс"). В клапане Фортера герметичность достигается применением водяных затворов. Клапаны подсоединены к регенераторам колодца посредством системы дымоходов. К каждому клапану от регенераторов подходят два дымохода (левый и правый), расположенные под регенераторами в два этажа (рис. 6.2). Между этими каналами на входе в клапан расположен центральный канал, связанный с дымовой трубой системой дымоходов.

Рассмотрим работу клапанов. Пусть, как показано на схеме рис. 6.2, в правые регенераторы поступают газ и воздух. Для этого золотник клапана Фортера и мотылек клапана "симплекс" перекрывают центральный и правый каналы в клапанах. По нижним дымоходам из левых регенераторов поступает дым в правый канал, а затем после разворота на 90° – в центральный канал. В период перекидки золотник и мотылек меняют свое положение. Теперь газ и воздух поступают в правые каналы клапанов и направляются для нагрева в левые регенераторы. Дым из правых регенераторов по верхним дымоходам поступает в левые каналы клапанов, а затем после разворота в центральный дымоход. Таким образом, в центральные каналы всё время поступает дым из регенераторов.

Дым из центрального канала направляется на дымовую трубу по следующей схеме. Сначала дым от каждой ячейки поступает в сборный дымоход для двух ячеек. Аналогично свой дымоход имеют и две другие ячейки. В общий дымоход перед дымовой трубой поступает дым от 4 ячеек через два сборных дымохода.

В дымоходе для каждой ячейки и в общем дымоходе для 4 ячеек установлены шиберы для регулировки тяги дымовой трубы. На группу из 4 ячеек установлен один вентилятор для подачи воздуха. В каждом воздухопроводе, идущем к клапану "симплекс", установлена поворотная заслонка.

Факел в регенеративном колодце находится достаточно близко к подине и обеспечивает температуру подины около 1370 °С, что является пороговым значением для перевода шлака в жидкое состояние. Шлак состоит из окалины, осколков футеровки и некоторых легкоплавких соединений, остающихся в прибыльной части слитка после его разливки и охлаждения. Через шлаковую лётку шлак удаляется с подины непрерывно, а также периодически при специальном нагреве пустого колодца.

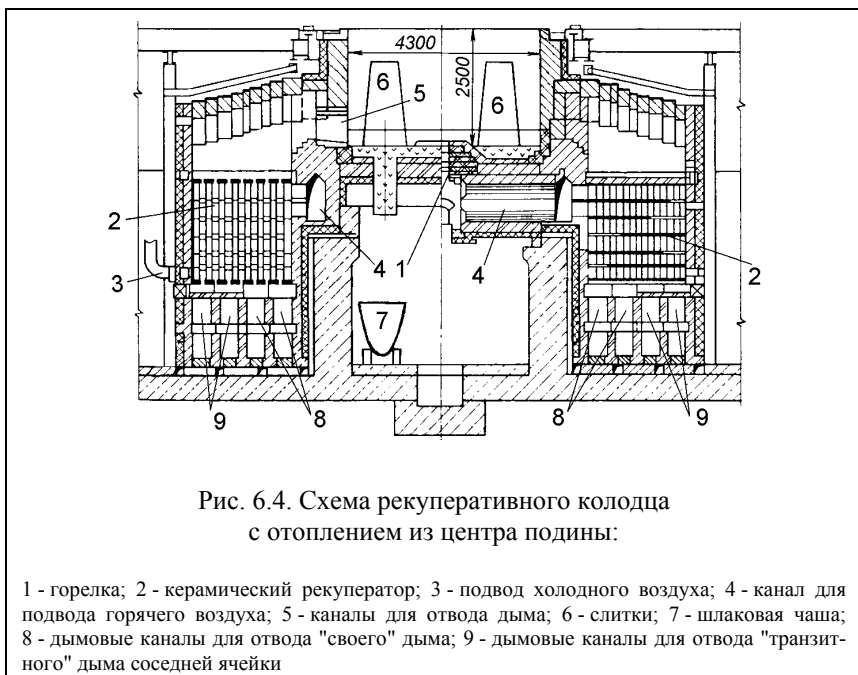
Удельный расход условного топлива зависит от среднemasсовой температуры слитков в садке. При холодном посаде расход топлива около 55-65 кг у.т./т, а при горячем (700-800 °С) посаде – от 20 до 40 кг у.т./т стали. С учётом затрат топлива на разогрев кладки после холодного ремонта, на простои, а также в зависимости от доли слитков горячего посада и их начальной температуры расход топлива на различных заводах изменяется от 35 до 45 кг у.т./т стали.

Для снижения расхода топлива можно рекомендовать следующее:

1. нагрев в колодце слитков с не полностью затвердевшей сердцевиной. Это приводит к повышению начальной среднemasсовой температуры слитков и сокращению длительности нагрева;
2. использование дутья, обогащённого кислородом. Это приводит к сокращению расхода дыма и, соответственно, к уменьшению потерь теплоты с уходящими газами;
3. удлинение ячеек колодца с 4-4,5 м до 7-8 метров. Это приводит к увеличению производительности колодца и, при определенных условиях, – к небольшому снижению удельного расхода топлива;
4. улучшение перемешивания воздуха и газа с целью недопущения догорания топлива в регенераторах. Для этого необходимо совершенствовать верхнее строение насадок газового и воздушного регенераторов;
5. замена кирпичной насадки шариковой, имеющей большую поверхность теплообмена на единицу объёма. Для повышения стойкости шариковой насадки в верхней части регенератора она должна выполняться из химически нейтрального материала с высокой огнеупорностью, типа корунда. Это позволит уменьшить объем насадки или сократить расход топлива за счет более глубокой утилизации теплоты дыма. Кроме того, облегчается замена насадки при ремонтах. Неизбежное при этом увеличение потерь давления компенсируется установкой дополнительных компрессорных и дутьевых устройств.

### **6.1.2. Рекуперативный нагревательный колодец с отоплением из центра подины**

Рекуперативный нагревательный колодец с отоплением из центра подины – нагревательный колодец, в котором воздух подогревается в рекуператоре, а подвод газа и воздуха осуществляется через отверстия в подине. Подробнее о рекуператоре см. на с. 7. Схема колодца представлена на рис. 6.4. В квадратной ячейке нагреваются 10-14 слитков. Масса садки – 45-105 тонн. В центре ячейки расположена горелка, представляющая из себя газовое сопло, окружённое каналом для прохода горячего воздушного дутья. Воздух подаётся в ячейку своим вентилятором. Ширина рекуператора равна ширине ячейки (4-5 метров). Рекуператор собирают из восьмигранных керамических трубок. Трубки сочленяют между собой восьми-



гранными звездочками (муфтами), что усиливает прочность рекуператора и создает условия для перекрестного движения дыма и воздуха. Охлаждающийся дым движется по трубкам рекуператора сверху вниз. Воздух движется в горизонтальном направлении между трубками. Высота яруса для прохода воздуха обычно равна высоте трубки. Около каждой звездочки имеются 4 отверстия. Если отверстия заложены огнеупорными вставками, то воздух не может попасть на верхний ярус. В конце яруса отверстия возле каждой звездочки открыты и воздух переходит на следующий (верхний) ярус. Таким образом, в рекуператоре имеет место перекрестно-противоточное движение воздуха, что усиливает теплоотдачу от дыма к нагреваемому воздуху.

Диаметр воздухопровода между вентилятором и рекуператором 0,7 м. Рассредоточенная подача воздуха в рекуператор осуществляется тремя входными воздухопроводами. Диаметр подводящего воздухопровода от рекуператора к горелке 0,8 м. Поэтому вверху рекуператора имеется коридор, служащий для сбора нагретого воздуха. Колодец обычно отапливается коксодоменной или природнодоменной смесью с теплотой сгорания 6,5-10 МДж/м<sup>3</sup>. Газ может подогреваться в металлическом рекуператоре, располагаемом в общем дымоходе после керамических рекуператоров.



Группа колодцев состоит из 2 ячеек и обслуживается одной дымовой трубой.

Уборка шлака чаще всего осуществляется в сухом виде.

Принцип работы колодца следующий. Слитки загружаются сверху краном в рабочее пространство (крышка колодца на рис. 6.4 условно не показана). Снизу в рабочее пространство подаются газ и воздух. Температура газа до 250-300 °С, температура воздуха до 750-800 °С. Образующийся при сжигании газа факел заполняет рабочее пространство, ударяется о крышку колодца, что способствует сокращению длины факела, но и снижению стойкости крышки. Пряди факела по стенкам опускаются вниз. Далее через два дымовых окна дым поступает в надрекуператорное пространство, а затем в трубки рекуператоров. По завершении нагрева слитков газ и воздух отключают, а слитки поштучно извлекают клещевым краном и отправляют на блюминг.

Недостатки колодца: а) неравномерность нагрева слитка по высоте в связи с недостаточно хорошим перемешиванием газа и воздуха перед горением; б) продолжительность нагрева слитков холодного посада и удельный расход топлива несколько выше, чем у регенеративных нагревательных колодцах и при этом колодцы требуют более калорийного топлива; в) нарушение герметичности рекуператора в процессе его эксплуатации, что приводит к потерям воздуха. Потери воздуха обусловлены значительным перепадом давления между воздушной и дымовой сторонами рекуператора. Этот перепад давления увеличивается в процессе работы колодца из-за заращения пылью входных отверстий верхнего ряда трубок. В новом колодце утечка составляет 10-30 %, а в конце кампании – 50-60 %. Потери воздуха негативно сказываются на качестве сжигания топлива, величине тепловой мощности, длительности процесса нагрева, расходе топлива и на продолжительности кампании работы колодца. Рекуператоры необходимо перекладывать каждые 1,5-2 года. Утечки воздуха разбавляют дым и снижают его температуру. Таким образом, снижается эффективность рекуператора. Если в первые недели работы рекуператора после ремонта температура подогрева воздуха составляет 750-800 °С, то в дальнейшем температура может снизиться до 400-500 °С.

Удельный расход условного топлива зависит от температуры посада слитков и составляет: при холодном посаде около 55-65 кг у.т./т стали; при температуре посада 700-800 °С около 30-40 кг у.т./т стали.

Можно предложить мероприятия для снижения расхода топлива:

1. для поддержания тепловой мощности и улучшения условий сжигания, добавка в рабочее пространство через горелку недостающего количества кислорода;
2. установка в каналах горячего воздуха инжекторов, что поможет снизить давление воздуха и уменьшить потери воздуха;

3. замена керамических рекуператоров на металлические трубчатые и струйные;
- применение в устье горелки различного рода рассекателей факела с целью опускания факела от крышки к подине. В этом случае должна снизиться неравномерность нагрева слитков по высоте;
- замена керамических рекуператоров компактными регенераторами с шариковыми насадками;
- импульсный способ подачи теплоносителя в рабочую камеру для повышения равномерности температурного поля ячейки.

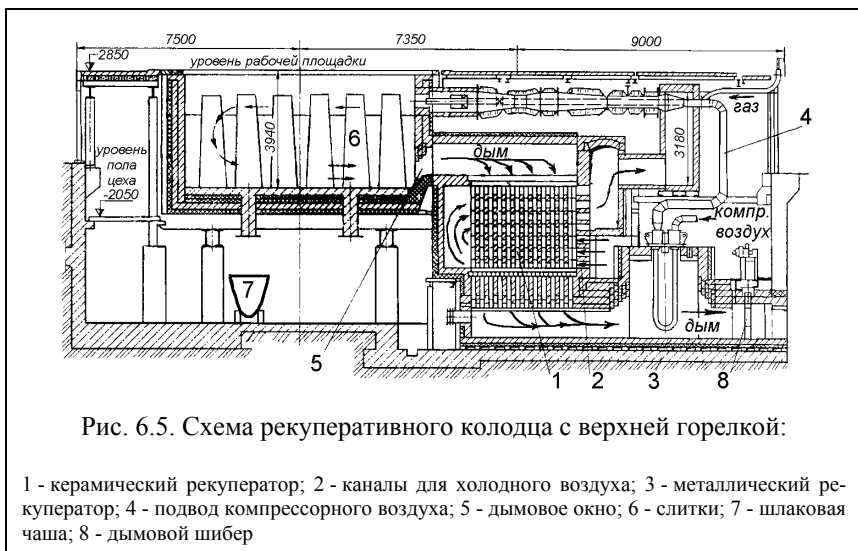
### **6.1.3. Рекуперативный нагревательный колодец с верхней горелкой**

Рекуперативный нагревательный колодец с верхней горелкой – нагревательный колодец, в котором воздух нагревается в рекуператорах, а подвод газа и воздуха для сжигания топлива осуществляется в верхнюю часть колодца. Схема колодца представлена на рис. 6.5. Ячейка имеет в горизонтальной плоскости прямоугольную форму (ширина 2,2-3,3 м, длина 7-10 метров). Глубина ячейки до 4,4 м. Обычно в ней нагреваются 12-14 слитков. Общая масса садки – самая высокая из всех типов колодцев и составляет около 140 тонн. Колодец имеет один керамический рекуператор для нагрева воздуха до 700-750 °С и один металлический рекуператор для нагрева компрессорного воздуха высокого давления до 200-350 °С.

Обычно горелка представляет из себя газовую трубу (газовое сопло), по периферии которого подводится воздух. Смешение газа и воздуха происходит в ячейке. В качестве топлива используют газовые смеси с теплотой сгорания около 6-7 МДж/м<sup>3</sup>.

Особенность колодца: отсутствие вентилятора. Подача воздуха в горелку осуществляется с помощью инжектора. В качестве инжектирующей среды используется компрессорный воздух, количество которого составляет 25-30 % от общего расхода воздуха. Под действием разрежения, создаваемого инжектором, и из-за разогретого рекуператора, который работает как дымовая труба, атмосферный воздух сам по себе входит в рекуператор и далее поступает в смеситель инжектора.

В процессе работы колодцев инжектор может подсасывать через рекуператор больше воздуха, чем требуется по условиям качественного сжигания топлива. Для стабилизации расхода воздуха применяются специальные каналы для сброса излишков воздуха или создают повышенное давление в рабочем пространстве ячейки (при надлежащем уплотнении подкрышковой щели). Последнее позволяет регулировать противодавление работающего инжектора и, соответственно, расход воздуха.



Принцип работы колодца следующий. Слитки загружаются поштучно в рабочую камеру и располагаются вдоль обеих продольных стен. Включается подача компрессорного воздуха и газа, которые вместе с подсасываемым атмосферным воздухом дают длинный факел на выходе из горелки в рабочее пространство. После удара факела о торцевую стенку он меняет направление на обратное, и дым удаляется через дымовое окно, расположенное ниже горелки. Таким образом, движение дыма в колодце носит подковообразный характер. С одной стороны, это приводит к сокращению расхода топлива за счёт утилизации теплоты дыма. Но с другой стороны, приводит к неравномерному нагреву садки. Слитки, стоящие около противоположной от горелки стенки,греваются быстрее. Кроме того, верхняя часть слитков имеет более высокую температуру. Режим нагрева слитков ведут по слиткам, которыегреваются быстрее.

Дым, который удаляется из рабочего пространства, проходит последовательно керамический рекуператор, состоящий из восьмигранных керамических трубок, далее металлический трубчатый рекуператор, дымовой шибер и на дымовую трубу.

Поскольку температура подины низкая, то на колодце применяют сухое шлакоудаление.

Так же как и в колодцах с центральной горелкой верхний ряд трубок рекуператора зарастает пылью, выносимой из рабочего пространства с дымом. Это приводит к закупориванию дымовых каналов и преждевременному выходу рекуператоров из строя.

Удельный расход условного топлива на колодце с верхней горелкой составляет: при холодном посаде около 50-60 кг у.т./т стали; при горячем посаде (700-800 °С) около 30-40 кг у.т./т стали.

Для снижения расхода топлива и повышения равномерности нагрева слитков можно рекомендовать следующее:

1. установка возле горелочной стороны дополнительных небольших горелок. Это уменьшит время выдержки для прогрева слитков, отстающих в нагреве;
2. применение специальных рассекателей и завихрителей факела, делающих его короче и шире;
3. применение горелки с качающимся соплом, периодически изменяющего направление факела с целью изменения положения зоны высоких температур;
4. импульсное вдувание компрессорного воздуха под углом к основному газоздушному потоку вблизи среза сопла горелки, что обеспечивает перемещение факела в рабочем пространстве колодца;
5. по аналогии с мартеновской печью установка шлаковика (см. с. 45) между дымовым окном и рекуператором за счет небольшого уменьшения габаритов рекуператора. Это позволит повысить стойкость рекуператора;
6. установка струйных рекуператоров (для подогрева компрессорного воздуха) в надрекуператорном пространстве.

## 6.2. Методические печи

Методическая печь – проходная печь для нагрева металлических заготовок перед обработкой давлением (прокатка, ковка, штамповка). В свою очередь проходной печью называется печь непрерывного действия, в которой нагреваемые заготовки движутся вдоль печи, перемещаемые толкателем, рольгангом или другими механизмами. Загрузка и выгрузка проходной печи производятся через окна в торцовых стенах печи или в боковых стенках вблизи торцов.

В методической печи заготовки обычно передвигаются навстречу движению продуктов сгорания топлива; при таком противоточном движении достигается высокая степень использования теплоты, подаваемой в печь. Хотя встречаются прямоточные и прямопротивоточные печи. Заготовки проходят последовательно три теплотехнические зоны: методическую (зону предварительного подогрева), сварочную (зону нагрева) и томильную (зону выравнивания температур в заготовке). Иногда томильная зона может отсутствовать.

Методические печи классифицируют: а) по числу зон отопления в сварочной зоне плюс методическая зона, и, если есть, томильная зона (2-, 3-, 4-, 5-зонные); б) по способу транспортирования заготовок (толкатель-

ные, с подвижными балками и др.); в) по конструктивным особенностям (с нижним обогревом, с наклонным подом, с плоским сводом и т.д.).

Методические печи отапливают газообразным или жидким топливом с помощью горелок или форсунок.

Стандартные режимы нагрева металла в двухзонных, трёхзонных и многозонных методических печах приведены на рис. 6.6. Можно отметить, что, в отличие от нагрева металла в колодцах, тепловой поток на поверхность металла в начальный период нагрева (методическая зона) нарастает. Одновременно температура поверхности сначала резко увеличивается (скорость нагрева максимальная), а затем повышается медленнее (скорость нагрева падает) с постепенным увеличением скорости к концу методической зоны.

Преимущество многозонных печей перед двухзонными: гибкость в регулировке режима нагрева и, соответственно, меньший расход топлива при высоком качестве нагрева металла. Недостаток: усложнение конструкции системы отопления.

Под качеством нагрева понимается: точность получения заданных температур в конце нагрева, величина окисления и обезуглероживания поверхности заготовок, точность сохранения формы заготовок после воздействия термических напряжений. Ориентировочные значения отдельных показателей качества: температура нагрева заготовок в методических печах – 1100-1250 °С; перепад температуры в конце нагрева – 400-1000 °С/метр толщины заготовки; количество окислившегося металла – 0,5-2 %; толщина обезуглероженного слоя – 0,5-1,5 мм.

В дальнейшем изложении мы будем различать печи по способу транспортирования и рассмотрим следующие печи: толкательную печь, печь с шагающим подом, кольцевую печь, печь с шагающими балками и секцион-

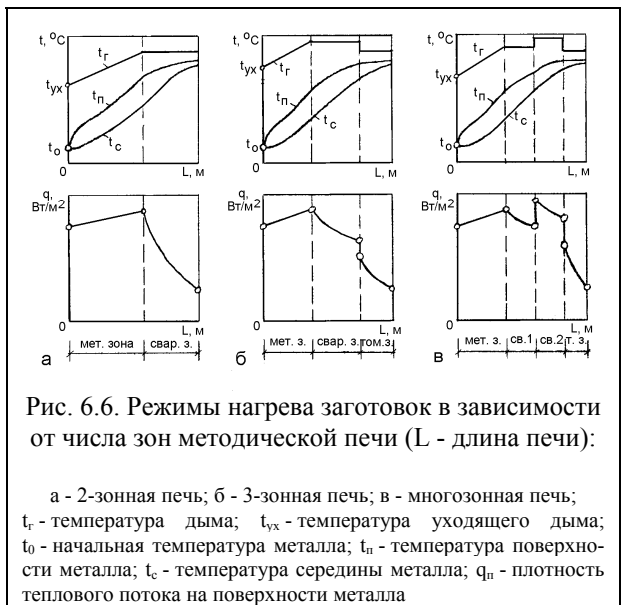


Рис. 6.6. Режимы нагрева заготовок в зависимости от числа зон методической печи (L - длина печи):

а - 2-зонная печь; б - 3-зонная печь; в - многозонная печь;  
 $t_r$  - температура дыма;  $t_{yx}$  - температура уходящего дыма;  
 $t_0$  - начальная температура металла;  $t_n$  - температура поверхности металла;  $t_c$  - температура середины металла;  $q_n$  - плотность теплового потока на поверхности металла

ную печь. Мы не выделяем секционную печь в отдельную группу методически-камерных печей, как иногда делается в литературе, а относим к методическим печам, т.к. по своей сути секционная печь в первую очередь все-таки проходная печь и подходит под общее определение методических печей.

Материальный и тепловой балансы методических печей во многом схожи по своей структуре, – отличия связаны с числовыми показателями. Ориентировочные балансы приведены в табл. 6.3 и 6.4. В качестве основы в этих балансах взята толкательная печь.

Таблица 6.3

Ориентировочный материальный баланс процессов в рабочем пространстве методической печи (кг/кг нагретого металла)

Приход	На 1 кг металла	Расход	На 1 кг металла
1. Загружаемый металл	1,015	1. Нагретый металл	1,000
2. Воздух для горения топлива	0,814	2. Продукты горения, в т.ч. – продукты горения топлива - 1,031; – азот воздуха от окисления железа - 0,018;	1,049
3. Топливо (коксоподобная смесь)	0,217	3. Окалина	0,021
4. Воздух для окисления железа	0,024		
Итого	2,070	Итого	2,070

Таблица 6.4

Ориентировочный тепловой баланс методической печи (на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Химическая энергия топлива	2394	84,1	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 1230\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	846	29,8
2. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 400\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	337	11,9	2. Физическая теплота продуктов горения топлива ( $t = 1000\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	1318	46,4
3. Химическая энергия окисления железа	85	3,0	3. Потери теплоты с охлаждающей водой	575	20,2
4. Физическая теплота воздуха для окисления железа ( $t = 400\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	10	0,4	4. Потери теплоты теплопроводностью и излучением через окна	38	1,3
5. Физическая теплота металла ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	10	0,4	5. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	26	0,9
6. Физическая теплота топлива ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	6	0,2	6. Физическая теплота окалины на металле ( $t = 1250\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	19	0,7
			7. Физическая теплота азота воздуха от окисления металла ( $t = 1000\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	20	0,7
Итого	2842	100,0	Итого	2842	100,0

Методические печи характеризуются наличием нескольких зон по длине печи. Т.к. тепловой баланс обычно составляется для определения расхода топлива и выбора горелок, то тепловой баланс методических печей часто приходится составлять для отдельных зон. В частности, для секционных печей, включающих 20 и более секций, тепловой баланс может быть составлен для каждой секции.

### **6.2.1. Толкательная печь**

Толкательная печь – методическая печь, в которой перемещение заготовок вдоль печи происходит с помощью внешнего устройства – толкателя. Это самый простой и недорогой способ транспортирования металла через печь.

В настоящее время разработано большое количество толкательных печей, отличающихся числом зон, наклоном подины, конструкцией свода и способом утилизации теплоты дымовых газов. Рассмотрим в виде примера трехзонную печь двухстороннего нагрева с наклонным подом, оборудованную керамическим блочным рекуператором для нагрева воздуха и инъекционными горелками (рис. 6.7). Особенностью данной печи является отсутствие вентилятора. Воздух засасывается за счет разрежения, создаваемого активной струей газового топлива горелок. Кроме этого, разрежение создает разогретый рекуператор, который действует как дымовая труба. Подобный принцип подачи воздуха заложен и в конструкции нагревательного колодца с верхней горелкой (см. с. 106).

Выдача нагретых заготовок в данной толкательной печи (рис. 6.7) боковая с использованием дополнительного толкателя. Длина заготовок – 5-12 м. Соответственно и ширина печи достигает 12,5 метра. Печь рассчитана на сжигание доменного газа. Газ подогревается в металлическом рекуператоре до 200-250 °С.

Керамический рекуператор изготавливается из блоков размером примерно 300 × 250 × 250 мм. Конструкция блочного рекуператора очень простая. Внутри отдельных блоков имеются четыре отверстия для прохода воздуха, а наружная поверхность выполнена фигурной. В результате при сочленении блоков между ними появляются полости для прохода дыма в направлении, перпендикулярном движению воздуха. Достоинство блочного рекуператора в низком гидравлическом сопротивлении для прохода дыма и воздуха.

Принцип работы печи следующий. Заготовка подаётся внешним рольгангом к торцевому окну со стороны посада (на рис. 6.7 – слева). Далее толкатель проталкивает заготовку в печь. При этом заготовка замещает предыдущую заготовку и проталкивает все заготовки, лежащие на подине. Заготовки лежат без зазоров, поэтому в расчётах нагрева садку печи можно

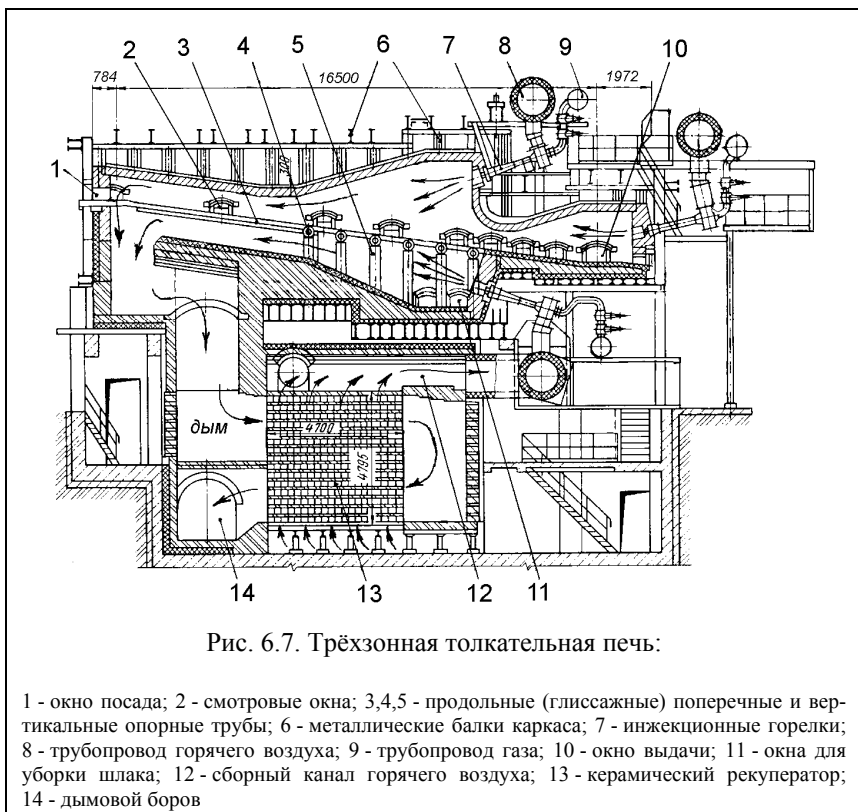


Рис. 6.7. Трёхзонная толкательная печь:

1 - окно посада; 2 - смотровые окна; 3,4,5 - продольные (глиссажные) поперечные и вертикальные опорные трубы; 6 - металлические балки каркаса; 7 - инжекционные горелки; 8 - трубопровод горячего воздуха; 9 - трубопровод газа; 10 - окно выдачи; 11 - окна для уборки шлака; 12 - сборный канал горячего воздуха; 13 - керамический рекуператор; 14 - дымовой боров

считать монолитной пластиной. Подина выполнена наклонной для облегчения перемещения всей садки. В самом конце печи участок подины сделан горизонтальным. Крайняя нагретая заготовка, которая попадает на горизонтальный участок подины, будет выдана из печи боковым толкателем через боковое окно. Температура нагрева заготовок зависит от марки стали и колеблется от 1100 до 1250 °С. Нагрев заготовок происходит за счёт лучистого и конвективного теплообмена в системе "дым – кладка – металл".

Продукты горения (дым) образуются при факельном сжигании топлива в инжекционных горелках. Дым проходит навстречу металлу и удаляется с температурой 750-1000 °С возле окна посада вниз через полости в боковых стенах и через щели между заготовками и стенками печи. Далее дым проходит через двухходовый керамический рекуператор для подогрева воздуха и металлический трубчатый рекуператор для подогрева газа (последний на рис. 6.7 не показан) и выбрасывается без очистки в атмосферу посредством дымовой трубы.



В сварочной зоне печи металл проталкивается по водоохлаждаемым глиссажным (скользящим) трубам. Если смотреть на подину сверху (в плане), то можно увидеть, что глиссажные трубы выполнены в виде ряда параллельных продольных транспортных труб. Для уменьшения контакта металла с холодной частью продольных труб и для уменьшения истирания труб на них приваривается пруток-гребешок из жаропрочной стали или устанавливаются так называемые рейтеры, выполненные из жаропрочных сплавов на основе хрома. Глиссажные трубы поддерживаются опорными трубами, представляющими из себя систему поперечных (горизонтальных) и вертикальных водоохлаждаемых труб. Наличие глиссажных труб позволяет быстро нагреть заготовки (т.е. обеспечить высокую производительность) за счёт двухстороннего подвода теплоты к заготовкам. Глиссажные трубы выгодно использовать при толщине заготовок больше 100 мм. В томильной зоне нагрев односторонний. Основное назначение томильной зоны – ликвидация "тёмных" пятен, образующихся на нижней поверхности заготовок при их движении по глиссажным трубам. В томильной зоне заготовки движутся по неохлаждаемым массивным брускам.

Угар (потери при окислении) металла в толкательных печах обычно составляет 1,5-2 %. Удаление шлака (окалины) с подины производится периодически вручную через рабочие боковые окна нижней сварочной и томильной зоны.

Удельный расход топлива в толкательной печи при температуре нагрева заготовок 1200 °С около 70-80 кг у.т./т металла. Если в печи отсутствуют зоны двухстороннего нагрева (нет глиссажных труб), то расход топлива около 60-70 кг у.т./т металла.

Для сокращения расхода топлива можно рекомендовать следующее:

1. совершенствование тепловой изоляции глиссажных труб, которые потребляют до 15 % подводимой к печи теплоты;
2. применение системы испарительного охлаждения глиссажных труб. Это позволит снизить расход воды на охлаждение, повысить стойкость труб, получить высокотемпературный теплоноситель (пар);
3. использование современных жаростойких теплоизоляционных материалов в кладке печи;
4. интенсификация лучистого теплообмена в зонах печи (повышение светимости факела, использование скоростных горелок, гофрирование кладки, зачернение футеровки и т.п.);
5. замена керамического рекуператора на стабильно работающий металлический;
6. создание в начале методической зоны условий для протекания продуктов сгорания сначала над металлом, а затем под металлом;

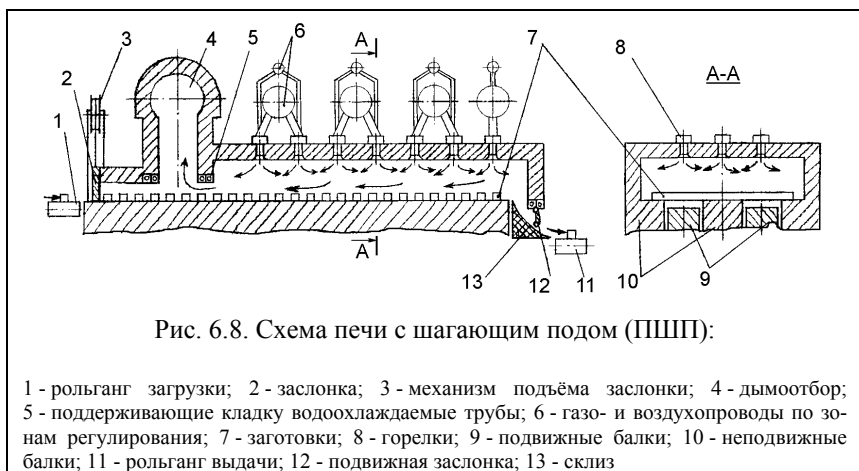
7. организация струйного натекания продуктов сгорания на металл с помощью высокотемпературных дымососов или инжекторов, что значительно увеличивает теплоотдачу в начальный период нагрева;
8. расположение в рабочем пространстве системы перегородок для прижатия потоков дыма к металлу и увеличения конвективной теплоотдачи. Одновременно это увеличивает излучающую поверхность кладки;
9. отказ от монолитной подины в томительной зоне и переход на двухсторонний нагрев металла по всей длине печи. В этом случае обязательным является применение металлических или металлокерамических рейтеров. Желательным является небольшое смещение по длине печи (относительно оси печи) глиссажных труб.

### 6.2.2. Печь с шагающим подом (ПШП)

Печь с шагающим подом – методическая печь, в которой перемещение заготовок происходит путём циклического поступательно-возвратного шагания пода.

Эти печи обладают рядом преимуществ перед толкательными печами: а) заготовки не трутся о подину и друг о друга и не получают механических повреждений; б) при ремонтах печь легко освобождается от заготовок; в) в печи легко варьируется односторонний и трёхсторонний нагрев заготовок; г) первоначально образовавшаяся окалина не осыпается и защищает заготовки от дальнейшего окисления, что снижает угар стали до 1%; д) пониженный расход топлива за счёт отсутствия глиссажных труб.

Схема ПШП приведена на рис. 6.8. Принцип работы печи следующий. Заготовки подаются внешним рольгангом к торцу посада и заталкиваются на подину с помощью торцевого толкателя. Далее заготовки проходят по



печи с помощью специального механизма шагания, расположенного под подиной. Вся подина равномерно разделена на чётное количество подвижных и нечётное количество неподвижных балок. Основные движения, совершаемые подвижными балками относительно неподвижных балок приведены на рис. 6.9. Подсосы холодного воздуха в печь через щели между подвижными и неподвижными балками исключены за счёт использования водяных затворов.

В конце печи каждая нагретая заготовка при очередном цикле шагания попадает на склиз (лекальная наклонная плоскость) и через торец выдачи выскокивает на ролик прокатного стана.

В ПШП очень удобным оказалось использование плоского свода с установленными в своде плоскопламенными горелками. Главное то, что в печи с такой конфигурацией легко можно осуществить многозонный режим нагрева. Недостаток сводового отопления в том, что половина длины печи со стороны посада находится под разрежением, а это вызывает подсосы воздуха через смотровые окна. Кроме этого, недостаточно отрегулированные плоскопламенные горелки могут вызвать местный перегрев металла.

Продукты горения образуются в зоне факела, прилегающего к своду, опускаются до металла и далее проходят вдоль печи. Дым удаляется из печи через свод в районе торца посада и направляется в рекуператор для подгрева воздуха горения или в котёл-утилизатор.

Удаление шлака (окалины) производится вручную через смотровые окна в сварочной и томильной зонах. В процессе шагания отдельные заготовки могут кантоваться и тем самым разбивать подину. Заправка (восстановление) подины также производится через смотровые окна вручную.

Удельный расход условного топлива в ПШП 60-70 кг у.т./т металла.

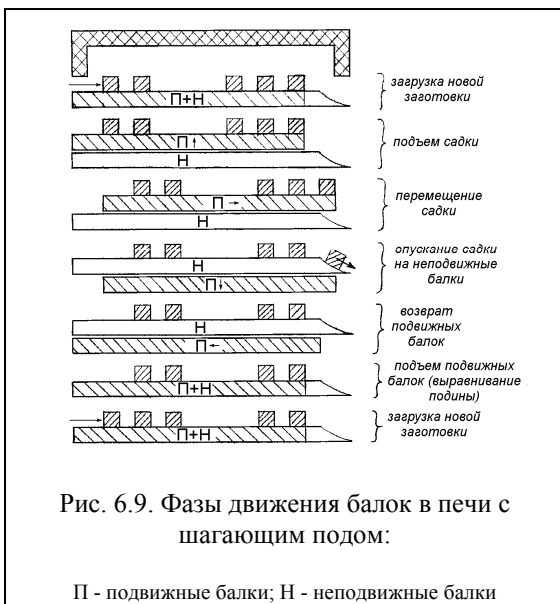


Рис. 6.9. Фазы движения балок в печи с шагающим подом:

П - подвижные балки; Н - неподвижные балки

Для снижения расхода топлива в ППП можно предложить следующее:

1. оптимизация температурного режима нагрева заготовок по минимуму расхода топлива при заданных температуре поверхности и перепаду температур в конце нагрева. Чем больше зон регулирования в печи, тем больший эффект можно получить;
2. обеспечение повышенной газоплотности смотровых окон и торцевого окна посадка путём установки соответствующей арматуры. Это даст возможность поднять давление дыма в печи и исключит подсос холодного воздуха;
3. перевод печи с чисто противоточного режима на прямо-противоточный, что позволит выровнять давление по всей длине печи и исключит подсосы воздуха;
4. точно также как и для толкательных печей: применение более совершенных огнеупорных и теплоизоляционных материалов, а также интенсификация теплообмена;
5. комбинирование сводового отопления с торцевым и боковым отоплением, что позволит выровнять давление по длине печи и уменьшить выбивание дыма;
6. установка системы перегородок для интенсификации лучистого и конвективного теплообмена, повышения равномерности нагрева по длине заготовок в зоне выдачи;
7. удлинение неотапливаемой части печи со снижением температуры наружной поверхности стен до  $\sim 40$  °С за счет оптимизации толщины футеровки.

### **6.2.3. Кольцевая печь**

Кольцевая печь – методическая печь, в которой перемещение заготовок происходит за счёт вращения кольцевого пода. Поэтому иногда кольцевую печь называют печью с кольцевым подом или карусельной печью.

Преимущества кольцевой печи перед остальными методическими печами: а) заготовки лежат неподвижно на вращающемся поду, поэтому в них можно нагревать заготовки и круглого сечения; б) самый низкий угар металла (0,5-0,7 %); в) высокая равномерность нагрева по периметру заготовок круглого сечения; г) возможность перевода печи на камерный режим отопления.

Схема кольцевой печи приведена на рис. 6.10. Печь работает следующим образом. Заготовки (трубные или колесные) загружаются в печь через окно загрузки с помощью внешних механических устройств. Далее за счёт периодического движения подины (на 10-12° при каждом движении) заготовки вместе с подиной проходят все необходимые зоны нагрева и выдают-

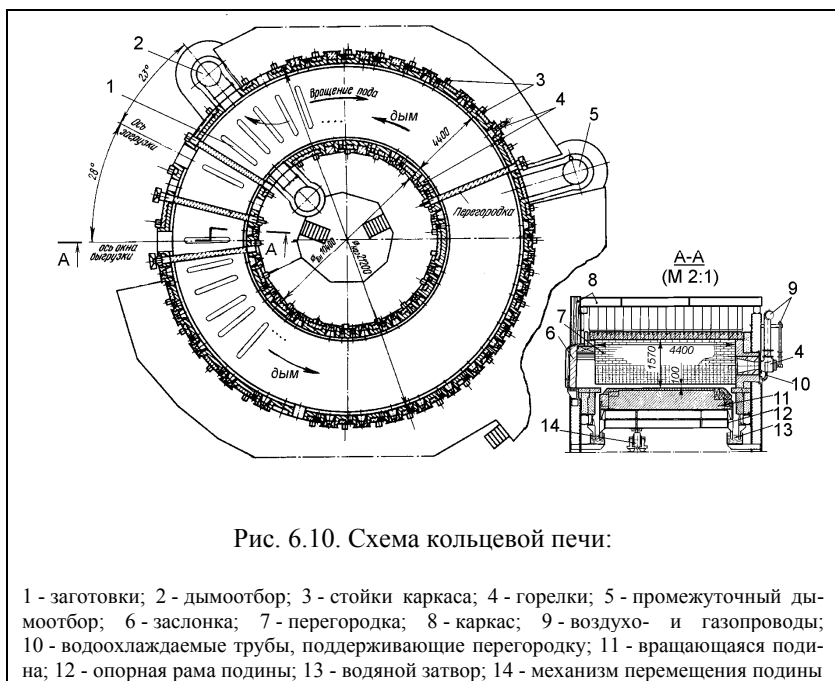


Рис. 6.10. Схема кольцевой печи:

1 - заготовки; 2 - дымоотбор; 3 - стойки каркаса; 4 - горелки; 5 - промежуточный дымоотбор; 6 - заслонка; 7 - перегородка; 8 - каркас; 9 - воздухо- и газопроводы; 10 - водоохлаждаемые трубы, поддерживающие перегородку; 11 - вращающаяся подина; 12 - опорная рама подины; 13 - водяной затвор; 14 - механизм перемещения подины

ся через окно выгрузки также с помощью внешних механизмов. Угол между окнами загрузки и выгрузки в данном случае составляет около  $28^\circ$ . Время нагрева заготовки соответствует времени вращения подины на  $360 - 28 = 332^\circ$ . Скорость вращения подины может изменяться в зависимости от размеров заготовок и марки стали.

Печь отапливается газообразным топливом через горелки, расположенные в наружной и внутренней боковых стенах. Боковое расположение горелок, по аналогии со сводовым, позволяет достаточно просто организовать многозонный режим нагрева заготовок.

Продукты горения от сжигания топлива движутся навстречу нагреваемому металлу (вращению пода) и проходят три условные зоны: томильную ( $1200-1250^\circ\text{C}$ ), сварочную ( $1300-1350^\circ\text{C}$ ) и методическую. В конце методической зоны дым с температурой  $700-900^\circ\text{C}$  удаляется через дымоход и направляется в металлический рекуператор (радиационный шелевой или трубчатый).

Газоплотность сочленения подины и стен обеспечивается применением песочных или водяных (гидравлических) затворов.

В отличие от других методических печей в кольцевой печи имеется возможность нагревать металл как по методическому, так и по камерному

режиму. С этой целью в методической зоне предусмотрены горелки и между методической и сварочной зонами предусмотрен дополнительный дымоотбор. При камерном режиме нагрева заготовок включены горелки методической зоны и открыт шибер промежуточного дымоотбора.

Для поддержания определённых температурных и гидравлических условий в печи используются подвесные перегородки. Между подом и перегородкой остаётся зазор, необходимый для свободного перемещения заготовок. Обычно в печи от одной до четырёх перегородок. Перегородки изолируют окна загрузки и выгрузки, а также экранируют высокотемпературные зоны от низкотемпературных. С помощью перегородок создаётся необходимое гидравлическое сопротивление, направляющее продукты горения по большей дуге круга навстречу вращению подины.

Также как в печи с шагающим подом, в кольцевой печи возможен подсос холодного воздуха в методической зоне и в связи с этим – повышенный расход топлива.

Самая ответственная часть кладки – подина. Подина должна хорошо противостоять истиранию при посадке и выдаче заготовок, а также не взаимодействовать с окалиной, которая периодически удаляется вручную. Для повышения стойкости подины в ее составе должен быть большой процент  $Al_2O_3$ . Для уменьшения истирания подины печь оборудуется механизмами бережного посада и выдачи заготовок.

Удельный расход условного топлива в кольцевой печи 60-70 кг у.т./т металла.

Для снижения расхода топлива можно предложить следующее:

1. разбивка печи на максимально возможное количество зон регулирования с целью оптимизации температурного режима нагрева по минимуму расхода топлива;
2. в небольших печах исключение внутреннего кольца отопления и создание внутри единого огнеупорного монолита. Это позволит исключить потери через внутреннее кольцо, повысить температуру кладки и сократить время нагрева;
3. применение современных огнеупорных и теплоизоляционных материалов в кладке печи, а также интенсификация теплообмена в рабочем пространстве печи;
4. исключение подсосов холодного воздуха путём применения газоуплотняющей арматуры смотровых окон;
5. обогащение воздуха горения кислородом, что повышает парциальные давления  $CO_2$  и  $H_2O$  в продуктах горения с интенсификацией лучистого теплообмена и сокращает температуру и расход уходящих продуктов горения.

#### 6.2.4. Печь с шагающими балками (ПШБ)

Печь с шагающими балками (ПШБ) – методическая печь, в которой транспортирование заготовок происходит путём циклического поступательно-возвратного движения водоохлаждаемых балок. Принцип перемещения заготовок аналогичен тому, что было в печи с шагающим подом (рис. 6.9). Все отличия связаны с наличием водоохлаждаемых балок.

Главное преимущество ПШБ – четырёхсторонний, т.е. максимально быстрый нагрев заготовок. Главный недостаток – наличие разветвлённой системы водоохлаждаемых балок (опорных труб) и, соответственно, большие потери теплоты с охлаждающей водой.

Схема печи с шагающими балками приведена на рис. 6.11. На этом рисунке показана многозонная печь с торцевыми горелками. Отличительные особенности – верхний дымоотбор, два металлических трубчатых рекуператора, наличие рейтеров на продольных трубах.

Печь работает следующим образом. Заготовки подаются к торцу посада с помощью рольганга и сталкиваются с него на подину толкателем. На подине заготовки располагаются с зазором между собой. Подина состоит из системы опорных труб (балок) с установленными на продольных трубах рейтерами. Путём шагания балок заготовки перемещаются к торцу выдачи и там вытягиваются из печи механизмом поштучной выдачи при температуре 1150-1250 °С.

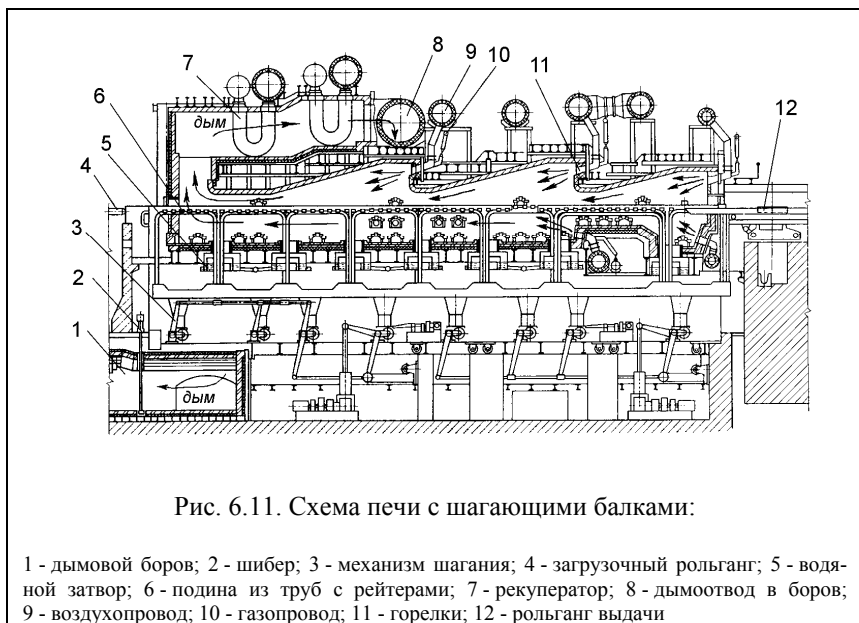


Рис. 6.11. Схема печи с шагающими балками:

1 - дымовой боров; 2 - шибер; 3 - механизм шагания; 4 - загрузочный рольганг; 5 - водяной затвор; 6 - подина из труб с рейтерами; 7 - рекуператор; 8 - дымоотвод в боров; 9 - воздухопровод; 10 - газопровод; 11 - горелки; 12 - рольганг выдачи

Печь отопляется двухпроводными горелками. Дым от сжигания топлива проходит сверху и снизу от заготовок и удаляется из печи в районе торца посада через свод при температуре 900-1100 °С. В верхнем строении печи находится дымоход с установленными в нём рекуператорами.

Газоплотность узла сочленения вертикальных опорных труб и нижней футерованной плоскости обеспечивается гидравлическими затворами.

Удаление шлака (окалины) производится вручную механическим путём (скребки, пики и т.п.), а также путём применения компрессорного воздуха или кислорода, подаваемого с помощью переносных сопел. Очистка происходит через смотровые окна на уровне нижней отметки рабочего пространства.

Удельный расход топлива в ПШБ выше расхода топлива толкательной печи, имеющей двусторонний обогрев, и составляет 80-90 кг у.т./т металла, главным образом, за счёт отсутствия монолитного пода в томильной зоне.

Для сокращения расхода топлива можно предложить следующее:

1. увеличение расстояния между опорными трубами и, соответственно, уменьшение количества труб. Это сделать возможно, т.к. при механических расчётах прочности труб обычно берут многократно завышенный коэффициент запаса. Предлагаемое снижение числа труб не только снизит потери с водой, но и интенсифицирует теплообмен за счёт уменьшения экранирующего действия труб на металл;
2. применение волокнистой теплоизоляции на опорных трубах;
3. использование непараллельных продольных труб с целью уменьшения "тёмных" пятен от контакта заготовок с рейтерами и, соответственно, сокращение времени выдержки металла в томильной зоне;
4. применение системы испарительного охлаждения опорных труб;
5. применение эффективных огнеупорных и теплоизоляционных материалов в кладке свода и стен, а также интенсификация теплообмена в рабочем пространстве печи;
6. организация струйного подогрева металла с использованием высокотемпературных вентиляторов в начальный период нагрева (методическая зона);

### **6.2.5. Секционная печь**

Секционная печь – проходная печь для скоростного нагрева перед прокаткой круглых заготовок длиной от 3 метров и диаметром до 200 мм и для термообработки длинных труб. Печь может быть использована и для подогрева полураската в линии прокатного стана.

Печь состоит из большого числа нагревательных секций с расположенными между ними (в тамбурах) вращающимися водоохлаждаемыми роликами. Ролики устанавливаются под углом к направлению движения изделия, что обеспечивает его вращение и равномерный нагрев. Скорост-



ной нагрев обеспечивается в результате интенсивного теплообмена при высокой температуре печи. Секционные печи отапливаются газовым топливом.

Недостаток секционной печи – возможность перегрева металла при аварийных ситуациях, связанных с остановкой в его движении, из-за высокой теплоаккумулирующей способности футеровки секций.

Пример конструкции секционной печи приведён на рис. 6.12. Особенность данной конструкции – расположение рекуператоров под печью. Печь по длине имеет несколько зон нагрева, по 4-6 секций на зону. Каждая зона соединена дымоходами со своим рекуператором. Всего в печи может быть любое количество секций от 1 до 20-40 штук. Длина одной секции составляет 1-1,5 метра, длина тамбура – 0,4-0,6 м.

Печь работает следующим образом. Заготовка подаётся рольгангом к первой секции и входит в неё консольно до контакта с роликами в тамбуре между 1-й и 2-й секциями. Поэтому, чтобы заготовка всегда имела опору на ролики, она должна быть достаточной длины (желательно не менее трёх расстояний между осями роликов). Проходя последовательно с одной и той же скоростью по всем зонам, нагретая заготовка выдаётся на рольганг прокатного стана. Иногда в последней зоне печи заготовка движется с более

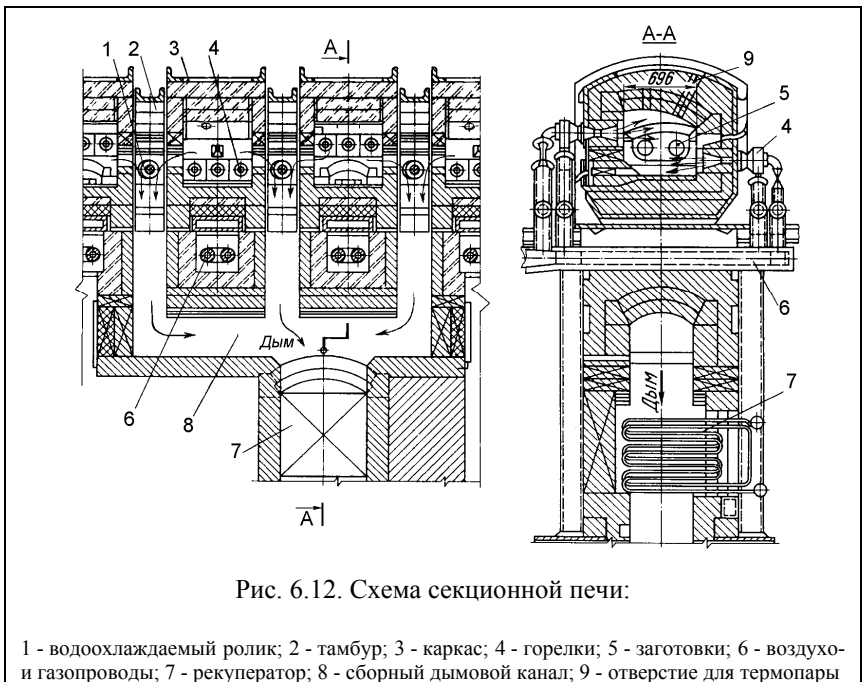


Рис. 6.12. Схема секционной печи:

1 - водоохлаждаемый ролик; 2 - тамбур; 3 - каркас; 4 - горелки; 5 - заготовки; 6 - воздухо- и газопроводы; 7 - рекуператор; 8 - сборный дымовой канал; 9 - отверстие для термопары

высокой скоростью.

Продукты сгорания (дым) образуются при сжигании газа в двухпроводных факельных горелках. Горелки (обычно от 2 до 6 штук) расположены в противоположных стенках рабочей камеры в разных уровнях для обеспечения вихреобразного циркулирующего движения дыма вокруг нагреваемой заготовки. Такое движение дыма способствует увеличению конвективной составляющей теплового потока на металл, хотя лучистая составляющая играет преобладающую роль, а также повышает равномерность нагрева металла. Температура в секции (зоне) может достигать 1450÷1500 °С.

Отработанный дым выходит из секции в относительно холодный тамбур, а оттуда вниз в дымоход. Вертикальные дымоходы от 3-5 тамбуров объединяются в один канал, в котором стоит металлический радиационно-конвективный рекуператор для подогрева воздуха до 350-400 °С. Для исключения пережога трубок металлического рекуператора дым перед рекуператором необходимо охлаждать холодным вентиляторным воздухом до 800-900 °С. Некоторое количество холодного воздуха засасывается в дым через щели между тамбуром и примыкающими к нему секциями. После рекуператора дым уходит к дымовой трубе по дымовому борову.

Нагрев заготовок в секционной печи проходит в 2-3 раза быстрее по сравнению с нагревом в других методических печах и ограничен, главным образом, температурными напряжениями, возникающими в процессе нагрева заготовок. Ожидаемого в связи с этим резкого уменьшения окалинообразования не происходит. Дело в том, что поверхность заготовок больше времени находится при высоких температурах (1050-1250 °С) по сравнению с тем, что есть в других методических печах. Угар металла, нагреваемого в секционных печах перед прокаткой, составляет 0,7-1,5 %.

Удельный расход топлива в секционных печах высокий и составляет 85-140 кг у.т./т металла за счёт высокой температуры уходящего дыма и слабой утилизации его физической теплоты. Это проявляется в низкой температуре подогрева воздуха в рекуператоре.

Для сокращения расхода топлива в секционных печах можно рекомендовать следующее:

1. использование струйных рекуператоров перед металлическим трубчатым рекуператором. Это позволит поднять температуру подогрева воздуха и избежать разбавления дыма перед рекуператором холодным воздухом;
2. замену в подогревательных зонах двухпроводных горелок на скоростные горелки, направленные непосредственно на поверхность металла и реализующие струйный (струйно-факельный) нагрев;
3. применение малоинерционной футеровки секций, гофрирование и зачернение футеровки;

4. увеличение длины секций до 1,5-2,5 метра с соответственным уменьшением числа тамбуров и потерь теплоты на охлаждение транспортных роликов;
5. применение регенеративной системы отопления секций с использованием шариковой насадки для подогрева воздуха. Это позволит избежать разбавления дыма перед рекуператором холодным воздухом и полностью утилизировать физическую теплоту дыма;
6. переход с водяного на воздушное охлаждение роликов, особенно, при низких температурах нагрева металла. Применение рекуперативных роликов позволяет снизить расход топлива на печь;
7. обогащение кислородом воздуха горения. В результате увеличивается степень черноты дыма, уменьшается температура и расход уходящего дыма.

## 7. Термические печи

Термическая печь – печь для термической обработки металлических изделий. Термические печи классифицируются по технологическим признакам и назначению (закалочные, отжигательные, цементационные и др.), по способу нагрева (электрические, пламенные, косвенного нагрева), по среде рабочего пространства (воздух, газовая контролируемая среда, жидкая среда), по конструкции (камерные, колпаковые, ванны и т.д.), по режиму работы (периодического и непрерывного действия).

В процессе термической обработки повышается качество изделий или сообщаются дополнительные свойства, что обеспечивает сокращение расхода металла в процессе эксплуатации. Термической обработке подвергаются все виды горячекатаного и холоднокатаного проката: лист, уголок, проволока, рельс, труба, швеллер, лента и др.

Виды термической обработки:

1) сортовой прокат – полный и изотермический отжиг, нормализация, закалка (патентирование);

2) горячекатаный лист: а) нормализация или закалка с последующим отпуском; б) отжиг или высокий отпуск;

3) рельсы – нормализация, изотермическая выдержка, отпуск;

4) холоднокатаный лист и лента – рекристаллизационный отжиг.

Все виды термообработки можно разделить на две большие группы:

1) простой нагрев до определённой температуры с последующей выдочей на воздух (нормализация) или в жидкие среды (закалка). Пример режима – на рис. 7.1а;

2) нагрев до определённой температуры с последующей длительной изотермической выдержкой и, в завершение, регламентированным охлаждением или охлаждением вместе с печью (отжиг). Пример режима – на рис. 7.1б.

Для нагрева под нормализацию и закалку применяют нагревательные проходные печи всех типов, описанных в разделе 6. Кроме этих печей применяют специализированные проходные и камерные печи, предназначенные для термической обработки конкретных видов продукции.

Для нагрева под отжиг применяют камерные печи и для отдельных видов продукции – протяжные печи непрерывного действия (отжиг ленты, полосы, проволоки).

Специализированная на термической обработке печь должна обеспечивать заданный технологией температурно-временной режим обработки изделия и высокую равномерность нагрева изделия. Обычные нагревательные печи не всегда в состоянии обеспечить необходимую в термообработке равномерность и точность нагрева. Так, при нагреве слитков под обработку

давлением удельный перепад температуры в конце нагрева должен быть не более 100-300 °С на 1 метр толщины, а при нагреве заготовок – не более 1000 °С на 1 метр толщины. Как при нагреве слитков, так и заготовок абсолютное значение перепада температуры составляет 50-70 °С. При термической же обработке металлопродукции перепад температуры по сечению в конце режима термообработки чаще всего должен вообще отсутствовать или составлять не более 5-10 °С. Когда говорят о перепадах температур, то в термических печах подразумевают перепад не по сечению, а по объему садки металла. Фактически – это разброс температуры по объему садки. Его величина обычно составляет 5-10 °С, в то время как в нагревательных печах разброс температур может быть 80-100 °С и больше. Поэтому и говорят, что при термообработке очень жесткие требования по равномерности нагрева.

В качестве примера рассмотрим самые распространённые пламенные термические печи из всего многообразия пламенных и электрических печей. Особенность пламенных печей – они отапливаются газом. Мазут и твёрдое топливо практически не используются.

Составление материального и теплового балансов термических печей имеет особенность, связанную с почти полным отсутствием окисления металла в процессе нагрева из-за малого уровня температур. Фактически материальный баланс можно свести к материальному балансу горения топлива, рассчитанному или на 1 кг топлива, или на 1 м<sup>3</sup> топлива, или на 1 Дж химической энергии топлива. Ориентировочный материальный баланс термической печи приведен в табл. 7.1.

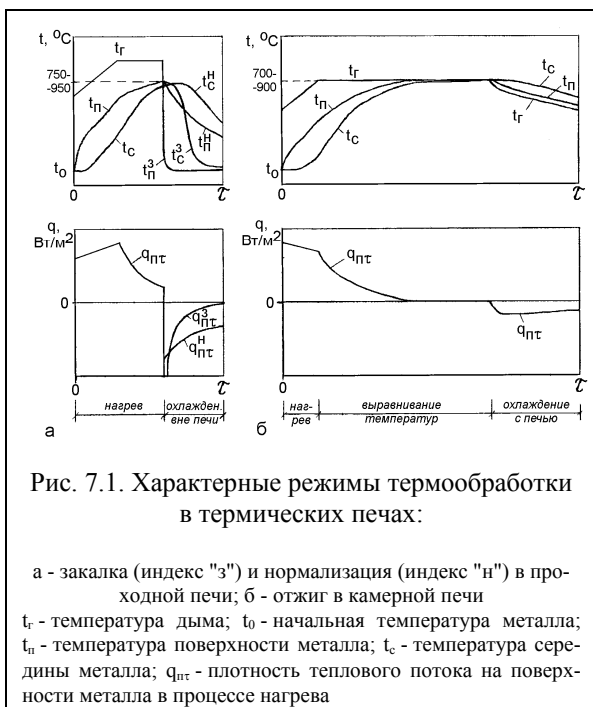


Рис. 7.1. Характерные режимы термообработки в термических печах:

а - закалка (индекс "з") и нормализация (индекс "н") в проходной печи; б - отжиг в камерной печи  
 $t_r$  - температура дыма;  $t_0$  - начальная температура металла;  $t_n$  - температура поверхности металла;  $t_c$  - температура середины металла;  $q_{нт}$  - плотность теплового потока на поверхности металла в процессе нагрева

Таблица 7.1

Ориентировочный материальный баланс процессов в рабочем пространстве термической печи (кг/м<sup>3</sup> топлива и кг/МДж топлива)

Приход	кг/м <sup>3</sup> топл.	кг/МДж топл.	Расход	кг/м <sup>3</sup> топл.	кг/МДж топл.
1. Топливо (природный газ)	0,8	0,022	1. Продукты горения	13,8	0,381
2. Воздух для горения топлива	13,0	0,359	Итого	13,8	0,381
Итого	13,8	0,381			

Тепловые балансы термических печей похожи на балансы соответствующих нагревательных печей, хотя существуют некоторые особенности, которые будут даны при рассмотрении этих печей.

### 7.1. Камерные термические печи

Камерная печь – печь с близкими по значению длиной, шириной и высотой рабочего пространства и с одинаковой во всех его точках температурой, предназначенная для нагрева или термической обработки материалов. Типичный представитель камерной печи для нагрева – нагревательный колодец. Из термических камерных печей известны камерные печи с подвижным (выкатным) подом, камерные печи с неподвижным подом (с внешней механизацией) и колпаковые печи. Одно из основных отличий режимов нагрева и режимов термообработки в близких по конструкции печах состоит в том, что в термических печах часто реализуется режим: при заданном законе изменения температуры поверхности металла. Такой режим выдержать на практике гораздо труднее, т.к. он предполагает постоянную корректировку температуры печной атмосферы во времени.

Преимущество камерных печей – их универсальность в создании разнообразных температурно-временных условий. Недостатки: 1) большие потери теплоты на аккумуляцию кладкой при периодических загрузках – выгрузках металла; 2) печи не отвечают требованиям поточного производства.

Поэтому камерные печи применяются там, где нельзя использовать проходные печи, например, при сложных режимах термообработки, типа отжига.

Следует отметить особенности работы горелок в камерных термических печах.

Во-первых, в рабочем пространстве наблюдаются низкие рабочие температуры, находящиеся на уровне температуры воспламенения топлива и ниже. Поэтому для обеспечения стабильной работы горелок их надо оснащать запальниками (чаще электрическими).

Во-вторых, в камерной термической печи сильно изменяется (в 10-20 и более раз) тепловая мощность и, соответственно, расход топлива. В период нагрева мощность максимальна, а в период выдержки может упасть почти до нуля. Стандартные же горелки нагревательных печей допускают регулирование расхода газа в диапазоне 1:4. Поэтому на камерных термических печах должны устанавливаться специальные горелки с широким диапазоном регулирования (1:10, 1:20 и выше).

В-третьих, в камерных термических печах, как правило, недопустима работа горелок непосредственно в рабочем пространстве, т.к. это вызывает неравномерность нагрева садки от факела. Поэтому горелки устанавливают или в подподоховых топках или в форкамерных топках. Форкамерные топки – небольшие топки в боковых стенах для предварительного сжигания топлива с коэффициентом расхода воздуха 0,8. От этих топок дым вводится в рабочее пространство с помощью инжекционных устройств за счёт высокоскоростных струй воздуха, что создаёт хорошую циркуляцию дыма, омывающего садку.

### **7.1.1. Камерная печь с выкатным подом**

Печь с выкатным подом – печь, в которой загрузка и выгрузка металла производятся цеховым краном на подину, выкатываемую относительно стен и свода печи. Эту печь используют в тех случаях, когда масса садки велика и имеет сложную "архитектуру", например, садка располагается в несколько слоёв.

Пример печи с выкатным подом приведён на рис. 7.2. Печь работает следующим образом.

В разогретой пустой печи поднимается заслонка и подина, опираясь на катки, выкатывается на площадку перед печью. Часто вместо катков используют колеса, прикрепляемые к раме подины и движущиеся по специально уложенным рельсам. С помощью подъёмного крана на выкатанную подину укладывается садка металла в определённом порядке. В это время горелки не работают, а стены и свод интенсивно отдают теплоту излучением на то место, где только что стояла подина. Поэтому место под подиной должно быть теплоизолировано. После загрузки всей садки подина вкатывается обратно, заслонка закрывается и включаются горелки. Горелки располагаются в нижней части боковых стен (на рис. 7.2 – 14 горелок; по 7 штук на каждой стене). Часто горелки располагаются в два ряда и сжигание топлива практикуется в форкамерах. В данном примере горелочные камни подобраны таким образом, что они создают факел под некоторым углом к стене для обеспечения интенсивной циркуляции дыма и максимальной равномерности нагрева садки. Продукты горения удаляются из рабочего пространства через дымовые окна в боковых стенках. В данном примере 16 каналов, по 8 в каждой стенке. Дым проходит по подъёмным

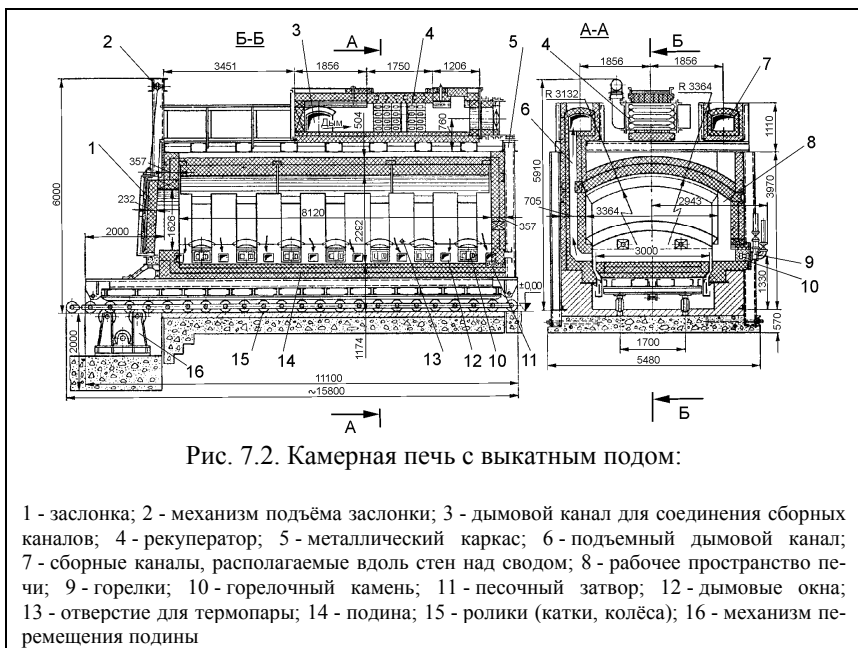


Рис. 7.2. Камерная печь с выкатным подом:

1 - заслонка; 2 - механизм подъема заслонки; 3 - дымовой канал для соединения сборных каналов; 4 - рекуператор; 5 - металлический каркас; 6 - подъемный дымовой канал; 7 - сборные каналы, располагаемые вдоль стен над сводом; 8 - рабочее пространство печи; 9 - горелки; 10 - горелочный камень; 11 - песочный затвор; 12 - дымовые окна; 13 - отверстие для термопары; 14 - подина; 15 - ролики (катки, колёса); 16 - механизм перемещения подины

дымовым каналам и поступает в сборные каналы, располагаемые вдоль стен печи над сводом. Из сборных каналов дым поступает в общий канал, в котором находится рекуператор для подогрева воздуха. Охлажденный в рекуператоре дым направляется в дымовую трубу и выбрасывается без очистки в атмосферу. После завершения процесса термообработки подина выкатывается и металл заменяется на холодный. Далее процесс повторяется.

Технологический процесс контролируется термопарами, вставляемыми через специально предусмотренные отверстия в стенах. Число смотровых и рабочих окон ограничено одним, закрытым в нормальном состоянии заслонкой.

Газоплотность печи обеспечивается системой песочных затворов, которые установлены между подиной и всеми стенами, а также между подиной и заслонкой.

Пример теплового баланса печи с выкатным подом приведен в табл. 7.2 и 7.3. Здесь приняты следующие условия: а) нагрев садки слябов (144 тонны) от 20 до 750 °С с примерно постоянной скоростью в течение 19,3 часа; б) выдержка при 750 °С в течение 8 часов. Соответственно, баланс разбивается на два самостоятельных баланса: периода нагрева и периода выдержки. Эти балансы легко объединяются в один баланс простым суммированием.



Таблица 7.2

Ориентировочный тепловой баланс камерной печи с выдвигным подом в период нагрева (на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж кг	%	Расход	кДж кг	%
1. Химическая энергия топлива	1124	97,3	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 750\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	498	43,1
2. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	16	1,4	2. Потери теплоты продуктов горения топлива ( $t = 800\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	402	34,8
3. Физическая теплота металла ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	13	1,1	3. Потери теплоты на аккумуляцию кладкой и каркасом печи	97	8,4
4. Физическая теплота топлива ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	2	0,2	4. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	61	5,3
Итого	1155	100,0	5. Потери теплоты на нагрев опорных устройств	31	2,7
			6. Прочие потери	66	5,7
			Итого	1155	100,0

Таблица 7.3

Ориентировочный тепловой баланс камерной печи с выдвигным подом в период выдержки (на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж кг	%	Расход	кДж кг	%
1. Физическая теплота металла ( $t = 750\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	498	93,3	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 750\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	498	93,3
2. Химическая энергия топлива	34,7	6,5	2. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	24	4,5
3. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	1,2	0,2	3. Физическая теплота продуктов горения топлива ( $t = 800\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	12	2,2
4. Физическая теплота топлива ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ )	0,1	0,0			
Итого	534	100,0	Итого	534	100,0

В данном примере удельный расход условного топлива составил  $(1124 + 34,7) / 29,3 = 40$  кг у.т./т металла. Удельный расход условного топлива в печи выкатным подом сильно зависит от режима термической обработки – температур в печи и длительности пребывания металла в печи. Так, отжиг при температуре печи  $800\text{--}950\text{ }^{\circ}\text{C}$  требует расхода топлива  $40\text{--}130$  кг у.т./т металла. Отпуск (при температуре печи  $550\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) требует расхода  $25\text{--}60$  кг у.т./т металла. Меньшие цифры относятся к термообработке за более короткое время.

Для сокращения расхода топлива можно рекомендовать следующее:

1. совершенствование системы отопления для интенсификации циркуляции дыма, быстрого и равномерного нагрева металла. Здесь подразуме-

- вается использование специальных форкамер, горелок, воздушных сопел, а также их количество и расположение;
2. в период выкатки подины закрытие оголяемого подподового пространства экраном в виде отражательной плёнки, цепляемой к заднему торцу подины;
  3. разделение функций нагрева и выдержки между разными печами с пересадкой садки из одной печи в другую по ходу процесса, чтобы печи работали при постоянной мощности;
  4. использование волокнистых теплоизоляционных материалов в кладке печи;
  5. использование регенеративных горелок с шариковой насадкой;
  6. применение импульсной системы отопления.

### **7.1.2. Камерная печь с неподвижным подом (печь с внешней механизацией)**

Камерная печь с внешней механизацией – печь, в которой загрузка и выгрузка металла происходит за счет механических устройств, расположенных за пределами печи. Эта печь не имеет тех потерь теплоты, которые есть в печи с выкатным подом при погрузке металла на подину. Но, с другой стороны, загрузка металла в печь с внешней механизацией усложнена. Обычно для крупных печей используется мощная напольная загрузочная машина, перемещающаяся по рельсам вдоль торцов загрузки ряда печей и обслуживающая эти печи. Если на заводе (в цехе) планируется иметь 1-2 печи, то нет смысла иметь громоздкую напольную машину, а надо иметь печи с выкатным подом.

Пример печи с неподвижным подом представлен на рис. 7.3. Особенность данной печи в наличии подподовой топки для сжигания топлива.

Принцип работы печи следующий. Перед загрузкой садку готовят, т.е. укладывают на специальные подставки. Далее лапы напольной машины пропускаются под эти подставки и вся садка полностью отвозится напольной машиной к нужной печи. В печи поднимается заслонка и на лапах напольной машины садка заносится в печь. После этого лапы опускаются в специально предусмотренные углубления в подине, передавая садку подине, и вытаскиваются из печи. Заслонка закрывается. Подставки, на которые укладывалась садка, остаются в печи на всё время термообработки, используются многократно и поэтому они выполняются из жаропрочной стали.

После загрузки садки включаются горелки в подподовых топках. Образовавшиеся продукты горения проходят под подиной и поступают в рабочее пространство через канал 7 (рис. 7.3). Через рециркуляционный канал 11 в подподовую топку подсасываются газы из рабочего пространства. В результате этого снижается уровень температуры газов, выходящих в ра-

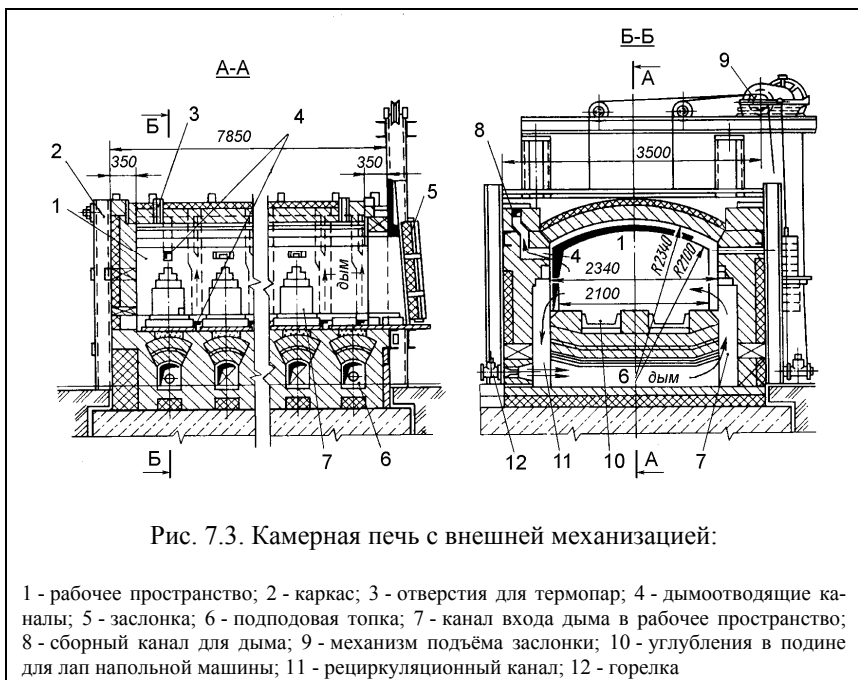


Рис. 7.3. Камерная печь с внешней механизацией:

1 - рабочее пространство; 2 - каркас; 3 - отверстия для термопар; 4 - дымоотводящие каналы; 5 - заслонка; 6 - подподовая топка; 7 - канал входа дыма в рабочее пространство; 8 - сборный канал для дыма; 9 - механизм подъема заслонки; 10 - углубления в подине для лап напольной машины; 11 - рециркуляционный канал; 12 - горелка

бочее пространство, и обеспечивается интенсивная циркуляция печных газов.

Отвод отработанного дыма происходит через отверстия в боковых стенках на уровне подины и возле свода. Отверстия и вертикальные каналы для отвода дыма хорошо видны на разрезе А-А пунктирными линиями. Дым с левой и правой стенок печи собирается в один канал (на рис. 7.3 не показано) и далее через рекуператор уходит к дымовой трубе. Обычно несколько печей обслуживаются одной дымовой трубой.

Печь достаточно газоплотна, единственный песочный затвор устанавливается между заслонкой и подиной. Как и другие камерные печи, печь не имеет дополнительных смотровых окон.

Ориентировочный тепловой баланс печи с неподвижным подом приведен в табл. 7.4. Данный баланс составлен при следующих условиях: нагрев садки массой 320 кг под заалку от 20 до 850 °С с конечным перепадом температур по сечению 5 °С.

В данном примере удельный расход топлива составил  $3716 / 29,3 = 127$  кг у.т./т металла из-за высокой температуры уходящих из печи продуктов горения и отсутствия теплоутилизирующих устройств. В целом, удельный расход топлива в печи с внешней механизацией меньше,

чем в печи с выкатным подом, и составляет при отжиге (температура печи 840 °С) в зависимости от длительности процесса термообработки около 40-140 кг у.т./т металла.

Таблица 7.4

Ориентировочный тепловой баланс камерной печи с неподвижным подом  
(на 1 кг нагретого металла)

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Химическая энергия топлива	3716	98,4	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 850 \text{ }^\circ\text{C}$ )	580	15,4
2. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ )	49	1,3	2. Физическая теплота продуктов горения топлива ( $t = 1045 \text{ }^\circ\text{C}$ )	2079	55,0
3. Физическая теплота металла ( $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ )	8	0,2	3. Потери теплоты на аккумуляцию кладкой	469	12,4
4. Физическая теплота топлива ( $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ )	5	0,1	4. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	403	10,7
			5. Потери теплоты излучением при посадке и выдаче садки	247	6,5
Итого	3778	100,0	Итого	3778	100,0

Для снижения расхода топлива можно предложить следующее:

1. совершенствование системы отопления для улучшения циркуляции дыма в рабочем пространстве, например, путём совмещения форкамерного и подподового сжигания топлива, применением импульсной системы отопления;
2. разделение функций нагрева и выдержки между разными печами с пересадкой садки из одной печи в другую по ходу процесса термообработки;
3. оптимизация температурного режима термообработки путём максимально быстрого прохождения первой стадии нагрева;
4. использование современных теплоизоляционных материалов в кладке печи;
5. организация отопления печи регенеративными горелками с шариковой насадкой.

### 7.1.3. Колпаковая печь

Колпаковая печь – печь периодического действия для термообработки рулонов ленты, листов и бунтов проволоки. Отличительная особенность колпаковой печи – наличие двух колпаков: внутреннего, предохраняющего металл от окисления (муфеля), и наружного, футерованного огнеупорным кирпичом, на котором монтируются горелки или электрические нагреватели. Муфель выполняется из жароупорной стали. Герметизация колпаковой

печи достигается применением песочных затворов. Обычно для ускорения нагрева металла с помощью внутреннего циркуляционного вентилятора создают интенсивную циркуляцию защитного газа под муфелем.

Принципиальные отличия имеют колпаковые печи для отжига листов, уложенных в стопу; колпаковые печи одностопные, колпаковые печи трёх-стопные и колпаковые печи для отжига распушенных рулонов. Из этого многообразия конструкций наиболее распространена одностопная печь. Она лучше других вписывается в поточное производство, нагревает металл достаточно равномерно и быстро, даёт низкую себестоимость нагрева и довольно низкий расход топлива.

Пример одностопной колпаковой печи приведен на рис. 7.4.

Время нагрева в колпаковой печи является главным фактором, влияющим на расход топлива. Время зависит от условий теплообмена на торцах и боковой поверхности рулонов металла. Известно, что для прогрева плотнотоманных рулонов в радиальном направлении требуется времени в несколько раз больше, чем для прогрева в аксиальном направлении. Это связано с тем, что коэффициент теплопроводности в радиальном направлении для стали составляет только 1,5-4 Вт/(м·К), а в аксиальном направлении около 30 Вт/(м·К). Низкие значения коэффициента теплопроводности в радиальном направлении связаны с наличием воздуха между витками рулона. Для обеспечения подвода необходимого количества теплоты к торцам рулонов служат специальные устройства, называемые конвекторными кольцами и размещаемые между рулонами. Они представляют собой набор узких параллельных спиралевидных каналов между плоскими пластинами. По каналам проходит горячий защитный газ, отдающий свою теплоту. Высота конвекторных колец – 50-120 мм.

Равномерность нагрева металла определяется типом направляющего аппарата, расположенного в самом низу муфеля. Внутри аппарата располагается рабочее колесо циркуляционного вентилятора.

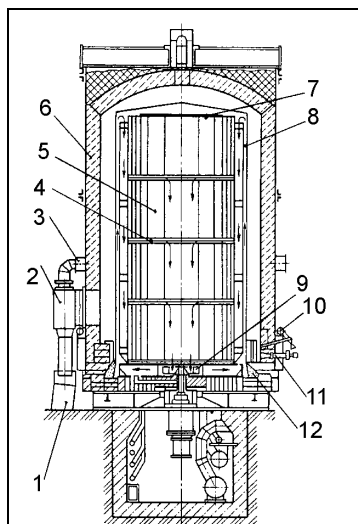


Рис. 7.4. Схема колпаковой печи.

1 - вход в дымовой бороз; 2 - инжектор; 3 - кольцевой канал сжатого воздуха; 4 - конвекторное кольцо; 5 - рулон; 6 - нагревательный колпак; 7 - крышка; 8 - двойной муфель; 9 - рабочее колесо вентилятора; 10 - газопровод; 11 - горелка; 12 - песочный затвор

Защитная атмосфера подсасывается в аппарат сверху вниз и распределяется по периферии.

Принцип работы колпаковой печи определяется технологическим процессом, который делится на три примерно одинаковые стадии: нагрев до 650-800 °С, охлаждение под муфелем до 150 °С и без него и последняя стадия –разгрузка и загрузка станда. Равенство времени по стадиям позволяет использовать три станда с одним нагревательным колпаком и двумя муфелями. Загрузка металла заканчивается опусканием на стенд поверх стопы рулонов муфеля и нагревательного колпака. После этого подаётся защитный газ (обычно смесь из 95 % N<sub>2</sub> и 5 % H<sub>2</sub>) и с помощью циркуляционного вентилятора осуществляется его циркуляция. Затем включаются горелки. Продукты горения проходят между нагревательным колпаком и муфелем и при помощи инжектора (инжектирующая среда – компрессорный воздух) удаляются в дымоотводы и в дымовой боров. Температура дыма перед инжектором около 630-660 °С. В колпаковых печах физическая теплота дыма обычно не утилизируется, что можно считать одним из недостатков печей.

Защитный газ подается циркуляционным вентилятором в зазор между муфелем и рулонами стопы. Газ равномерно распределяется по конвекторным кольцам и через них попадает во внутренние полости рулонов, омывая их. Опускаясь по внутренней полости стопы газ возвращается в циркуляционный вентилятор. Кольца получают теплоту от защитного газа конвекцией и нагревают рулоны. Муфель излучает на боковую поверхность металла, но тепловой поток несущественен для нагрева рулонов из-за отмеченного ранее низкого коэффициента теплопроводности в радиальном направлении. Исключение делается для верхнего рулона, который получает теплоту на свой торец. Поэтому верхний рулон всегда греется быстрее других. В наихудших условиях нагрева и охлаждения находится нижний рулон. Проблемой является низкий коэффициент теплоотдачи от муфеля к защитному газу, в результате чего вынужденно поддерживаются высокими температура муфеля и температура дыма под нагревательным колпаком. Это приводит к повышенной температуре уходящих газов и высокому расходу топлива.

Ориентировочный вид теплового баланса камеры сжигания топлива колпаковой печи (под нагревательным колпаком) приведен в табл. 7.5.

При составлении баланса принято следующее. Происходит нагрев стопы из 4 рулонов стальной ленты диаметром 2,2 метра от 60 до 720 °С. Масса садки – 110,4 тонны. Время нагрева – 50 часов. Допустимая разница температур по объему садки – 50 °С. Топливо – коксодоменная смесь с низшей теплотой сгорания 6,65 МДж/м<sup>3</sup>.

В данном примере удельный расход топлива составил 1129/29,3 = 39 кг у.т./т металла. Обычно удельный расход топлива в одностопных кол-

паковых печах в зависимости от режима термообработки составляет от 35 до 50 кг у.т./т металла.

Таблица 7.5

Ориентировочный тепловой баланс колпаковой печи  
(на 1 кг нагретого металла)

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Химическая энергия топлива	1129	96,7	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 705 \text{ }^\circ\text{C}$ )	437	37,4
2. Физическая теплота металла ( $t = 60 \text{ }^\circ\text{C}$ )	29	2,5	2. Физическая теплота продуктов горения топлива ( $t = 900 \text{ }^\circ\text{C}$ )	615	52,6
3. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ )	6	0,5	3. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	66	5,7
4. Физическая теплота топлива ( $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ )	4	0,3	4. Прочие потери теплоты	50	4,3
Итого	1168	100,0	Итого	1168	100,0

Пути экономии топлива в колпаковых печах:

1. использование рекуператоров для подогрева воздуха до  $350\text{-}390 \text{ }^\circ\text{C}$ , что снижает расход топлива на 17-20 %;
2. интенсификация теплообмена между нагревательным колпаком и муфелем (специальная обмазка внутренней поверхности нагревательного колпака, скоростные горелки и т.п.);
3. разработка оптимальной конструкции конвекторных колец, обеспечивающих высокую теплоотдачу к торцам рулонов и имеющих низкое гидравлическое сопротивление;
4. применение в кладке волокнистых огнеупорных материалов, позволяющих примерно в 2 раза снизить потери теплоты на аккумуляцию кладки;
5. разработка конструкции печи с условиями теплообмена на всех торцах рулонов, похожими на условия для верхнего торца верхнего рулона;
6. замена двух колпаковых печей одной реверсивной печью, принцип которой аналогичен работе стана Стеккеля: две обогреваемые камеры с печными моталками. Но в отличие от стана Стеккеля, между камерами с моталками находится система стационарных и подвижных роликов, подогревающих или охлаждающих ленту рулона при перематывании;
7. изменение схемы подачи защитного газа: газ подается циркуляционным вентилятором не по периферии, а по центру рулона и через конвекторные кольца выбрасывается струями на стенки защитного муфеля. При этом резко увеличивается теплоотдача на внутренней поверхности муфеля, что приводит к сокращению времени цикла термообработки на 20-30 % и сокращению расхода топлива.

## 7.2. Проходные термические печи

Проходная термическая печь по принципу работы соответствует нагревательной проходной печи, но в силу некоторых причин для нагрева металла под деформацию не используется.

Основные типы узкоспециализированных проходных термических печей: конвейерная печь, роликовая печь и протяжная печь. Из этих печей конвейерная и роликовая печь могут быть применены для нагрева металла, но не используются по экономическим соображениям, т.к. имеют большие потери теплоты с транспортирующими устройствами (конвейер и ролики охлаждаются: конвейер – на воздухе, а ролики – водой или воздухом), а элементы конвейера и ролики имеют низкую стойкость при высоких температурах.

С другой стороны, обычные нагревательные печи (печи с шагающим подом, кольцевые печи, секционные печи и др.) используются при термической обработке металла с некоторыми изменениями в конструкции, такими, как замена горелок, исключение контакта металла с факелом, повышение герметичности кладки и т.п.

### 7.2.1. Конвейерная печь

Конвейерная печь – печь, снабжённая внутренним конвейером (ленточным, люлечным, цепным, скребковым), перемещающим нагреваемые изделия от загрузочного отверстия печи к выгрузочному. В металлургии конвейерная печь чаще всего имеет цепной конвейер. Металл в такой печи нагревается до температуры 850-900 °С и реже до 1000-1050 °С. Эта температура ограничена сверху стойкостью конвейерной цепи и определяется маркой стали цепи.

Круговое движение цепи происходит за счёт зубчатых колёс (звёздочек), расположенных в противоположных концах печи за пределами рабочего пространства.

В качестве примера на рис. 7.5 показана конвейерная печь. Особенности печи: а) нагрев и изотермическая выдержка рельсов; б) наличие инжекционных горелок в подподовых каналах; в) плоский подвесной свод; г) прямо-противоточный режим работы.

Печь работает следующим образом. Рельсы длиной 25 метров подаются рольгангом к торцу загрузки (на рис. 7.5 – справа) и передаются с рольганга на цепной конвейер. Проходя первую половину печи, рельсы нагреваются движущимися навстречу продуктами сгорания топлива до 450-600 °С. Во второй половине печи продукты горения движутся в одном направлении с металлом и таким образом поддерживается достигнутая температура металла. При выходе из печи рельс передаётся с цепного конвейера на отводящий рольганг.



Продукты горения образуются от сжигания топлива в подподовых топках с использованием инжекционных горелок. По длине печи имеются две топки, а по ширине печи – около 15 топок. Соответственно длина печи около 13 метров, а ширина около 27 метров. Дым поступает в рабочее пространство печи через специальные отверстия в сводах подподовых топок, омывает рельсы,двигающиеся на конвейере, и через металлические дымоотводы окна посада и окна выдачи удаляются на дымовую трубу. Дым не используется для подогрева воздуха и газа. Печь отопливается коксодоменной смесью с теплотой сгорания  $5500 \text{ кДж/м}^3$ .

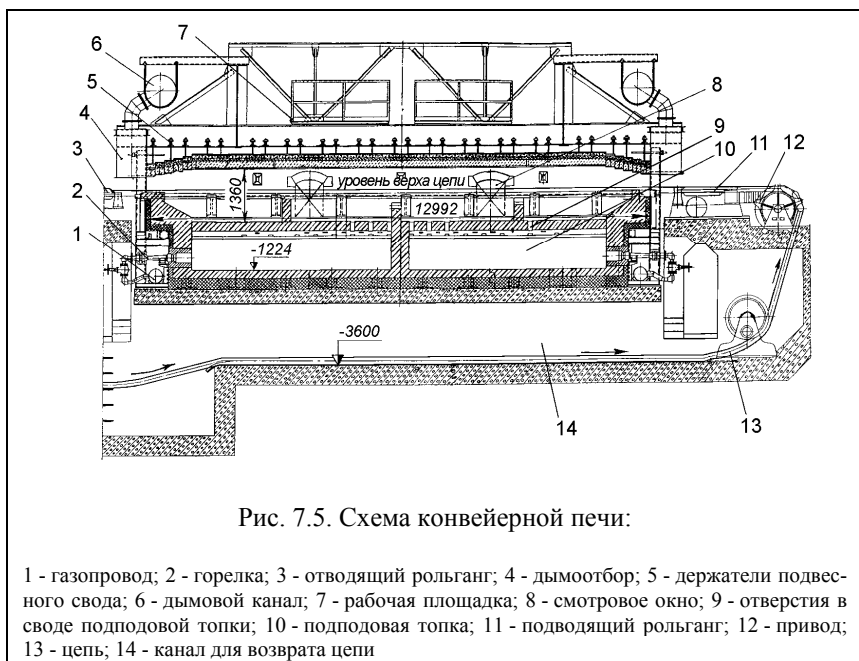


Рис. 7.5. Схема конвейерной печи:

1 - газопровод; 2 - горелка; 3 - отводящий рольганг; 4 - дымоотбор; 5 - держатели подвешенного свода; 6 - дымовой канал; 7 - рабочая площадка; 8 - смотровое окно; 9 - отверстия в своде подподовой топки; 10 - подподовая топка; 11 - подводящий рольганг; 12 - привод; 13 - цепь; 14 - канал для возврата цепи

Недостатки конвейерной печи: 1) большой вынос теплоты из рабочего пространства элементами цепи; 2) низкая стойкость цепи; 3) неравномерный прогрев металла в месте контакта с цепью.

Ориентировочный тепловой баланс конвейерной печи приведен в табл. 7.6. Баланс составлен для случая нагрева перед закалкой полосовых заготовок толщиной 10 мм. Печь оборудована цепным конвейером, имеет 3 зоны отопления, длина печи 9 метров. Производительность 2 т/час. Температура нагрева металла  $890 \text{ }^\circ\text{C}$ . Защитная атмосфера отсутствует.

Таблица 7.6

Ориентировочный тепловой баланс конвейерной печи  
(на 1 кг нагретого металла)

Приход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%	Расход	$\frac{\text{кДж}}{\text{кг}}$	%
1. Химическая энергия топлива	1975	91,3	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 890 \text{ }^\circ\text{C}$ )	596	27,5
2. Физическая теплота цепного конвейера ( $t = 300 \text{ }^\circ\text{C}$ )	165	7,6	2. Физическая теплота продуктов горения топлива ( $t = 800 \text{ }^\circ\text{C}$ )	699	32,4
3. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ )	14	0,6	3. Физическая теплота цепного конвейера ( $t = 890 \text{ }^\circ\text{C}$ )	596	27,5
4. Физическая теплота металла ( $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ )	10	0,5	4. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	195	9,0
5. Физическая теплота топлива ( $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ )	1	0,0	5. Прочие потери теплоты	79	3,6
Итого	2165	100,0	Итого	2165	100,0

В данном примере удельный расход условного топлива составил  $1975/29,3 = 67 \text{ кг у.т./т металла}$ . В целом удельный расход условного топлива в конвейерной печи находится в широких пределах и зависит от отношения массы нагреваемого металла к массе транспортирующих устройств, а также от температуры нагрева металла. Чем выше это отношение масс и чем ниже температура нагрева, тем ниже расход топлива. Так, низкие расходы топлива имеют печи для изотермической выдержки массивных рельсов при температуре  $450\text{-}600 \text{ }^\circ\text{C}$ : всего  $30\text{-}35 \text{ кг у.т./т металла}$ . При термообработке легковесных изделий при высокой температуре расход топлива может составлять  $100\text{-}115 \text{ кг у.т./т металла}$ .

Для сокращения расхода топлива в конвейерной печи можно рекомендовать следующее:

1. применение менее массивных цепей из жаростойких сталей с хорошей стойкостью против трения;
2. использование теплоты нагретых цепей для подогрева воздуха, например, путём забора вентилятором воздуха из нижних каналов для возврата цепей;
3. установку газоплотного рекуператора для подогрева топлива теплотой дымовых газов;
4. интенсификацию конвективного теплообмена в рабочем пространстве печи путём организации рециркуляции дымовых газов.

### 7.2.2. Роликовая печь

Роликовая печь – проходная печь непрерывного действия, подина которой состоит из большого числа вращаемых специальным приводом роликов, выполненных из жаропрочной стали или водоохлаждаемых. Ролико-

вые печи отапливаются, главным образом, газообразным топливом с использованием большого числа горелок или радиационных труб, расположенных на продольных стенах печи выше и ниже роликов; существуют также электрические печи. Роликовые печи применяют для термической обработки металлических изделий и, реже, для нагрева металла перед горячей обработкой давлением.

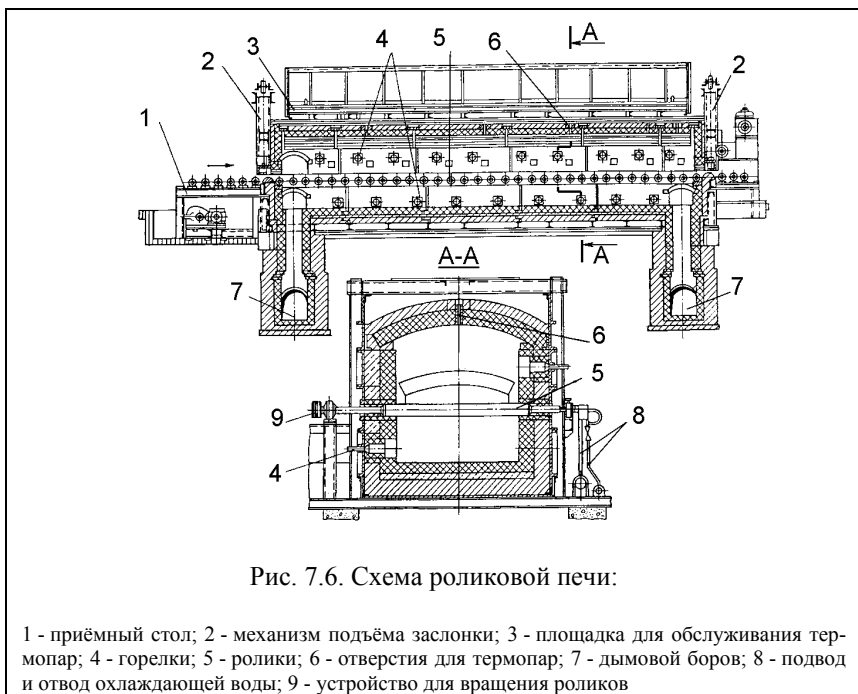
Преимущество роликовой печи перед другими печами проходного типа одно: роликовая подина наилучшим образом соответствует условиям поточного производства, т.к. она легко встраивается в цеховые рольганги. В частности, роликовая печь лучше других печей подходит под роль подогревательной печи полураската (см. структурную схему на рис. 1.2).

Самым ответственным элементом роликовой печи являются ролики. Их стойкость зависит от температуры в печи и ширины печи. Печи с температурой газа 800-1000 °С оснащают неохлаждаемыми роликами, а с температурой 1000-1200 °С – роликами с водоохлаждаемым несущим валом, пространство между которым и бочкой заполнено теплоизолятором. В любом случае в роликах охлаждают цапфы (для справки: цапфа – часть оси или вала, опирающаяся на подшипник). В подавляющем большинстве случаев ролики делают водоохлаждаемыми, с гладкой бочкой из жаропрочной хромоникелевой стали. Во избежание деформации бочки ролика, он должен вращаться постоянно, – остановки допустимы не дольше, чем на 3-4 минуты.

Кладка рабочего пространства печи выполняется из шамотного кирпича (внутренний слой) и любого теплоизоляционного материала (наружный слой).

Пример роликовой печи приведён на рис. 7.6. Печь предназначена для нагрева под закалку листов, пачек листов и сортового проката. Габариты рабочего пространства 2×2×20 метров. В отличие от обычных конструкций термических печей, в данной конструкции горелки создают факел прямо в рабочем пространстве, т.е. отсутствуют форкамеры, радиационные трубы и подподовые топки. Такая конструкция больше подходит для нагрева металла перед деформацией, но в отдельных случаях с особой осторожностью может использоваться и для сложной термообработки типа отжиг. Потенциальные возможности данной печи для проведения качественной изотермической выдержки заложены в двустороннем по длине печи дымоотборе и организации прямо-противоточного режима тепловой обработки металла в среде продуктов горения.

Печь работает следующим образом. Металл для термообработки поступает на приёмный стол прямо с рольганга, если печь встроена в технологическую линию, или подаётся краном (например, пачки листов). Заслонка торца посада открывается и металл заходит в печь в дополнение к имеющейся садке; заслонка опускается. Металл постепенно проходит по



постоянно вращающимся роликам и нагревается до необходимой температуры (1150 °С). Благодаря боковому расположению горелок, возможен не только простой нагрев под закалку (нормализацию) или высокий отпуск, но и более сложный изотермический отжиг (нагрев до 750-800 °С, выдержка, охлаждение до 600-700 °С, выдержка).

После завершения термообработки готовый металл выдаётся на рольганг выдачи, соединённый с камерой ускоренного водяного охлаждения (закалка). Таким образом, печь постоянно пополняется холодным металлом и постепенно выдаёт нагретый металл.

Продукты горения топлива образуются непосредственно в рабочем пространстве печи от работы двухпроводных пламенных горелок. Приблизительно до середины печи дым идёт навстречу металлу (в противотоке), а далее в прямотоке. Дым удаляется из печи вниз по вертикальным каналам в районе торцов печи, далее соединяется в единый поток, проходит рекуператор для подогрева воздуха и через дымовую трубу выбрасывается в атмосферу.

Ориентировочный тепловой баланс роликовой печи приведен в табл. 7.7. При составлении баланса приняты следующие исходные данные: а) нормализация труб диаметром 42 мм, объединенных в пакеты; б) произ-

водительность печи 24 т/час; в) нагрев металла от 20 до 950 °С в трех зонах регулирования в течение 0,117 часа; г) двусторонний нагрев металла в атмосфере защитного газа тупиковыми радиационными трубами диаметром 152 мм; д) из водоохлаждаемых элементов в роликах присутствуют только цапфы.

Таблица 7.7

Ориентировочный тепловой баланс роликовой печи  
(на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Химическая энергия топлива, сжигаемого в радиационных трубах	1186	89,8	1. Физическая теплота нагретого металла (t = 950 °С)	657	49,7
2. Физическая теплота воздуха для горения (t = 280 °С)	123	9,3	2. Физическая теплота продуктов горения топлива (t = 800 °С)	484	36,7
3. Физическая теплота металла (t = 20 °С)	10	0,8	3. Потери теплоты при охлаждении цапф роликов и теплопроводностью через фланцы роликов	124	9,4
4. Физическая теплота топлива (t = 20 °С)	1	0,1	4. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	21	1,6
			5. Потери теплоты на нагрев утечек защитного газа, теряемого в атмосферу	1	0,1
			6. Прочие потери теплоты	33	2,5
Итого	1320	100,0	Итого	1320	100,0

В данном примере удельный расход условного топлива составляет  $1186/29,3 = 40$  кг у.т./т металла. В целом расход топлива в роликовых печах колеблется от 40 до 200 кг у.т./т металла. Так, удельный расход условного топлива в высокотемпературных роликовых печах при нагреве металла под закалку до 1150 °С составляет до 200 кг у.т./т металла, что больше, чем в других печах за счет больших потерь на охлаждение роликов.

Для сокращения расхода топлива возможны следующие варианты:

1. уменьшение поверхности (диаметра) теплообмена роликов и количества роликов исходя из расчётной механической прочности при минимальных коэффициентах запаса прочности;
2. создание эффективной теплоизоляции бочки роликов;
3. сокращение времени термообработки за счёт повышения качества нагрева. Качество возможно повысить заменой обычных горелок на горелки с форкамерами или на радиационные трубы;
4. интенсификация конвективного теплообмена в рабочем пространстве печи (создание развитой рециркуляции, струйный нагрев сводовыми горелками в первом периоде нагрева и т.п.).

### 7.2.3. Протяжная печь

Протяжная печь – печь непрерывного действия для термической или химико-термической обработки металлической полосы (ленты) или проволоки, а также для нагрева штрипсов станом непрерывной печной сварки труб. Для справки: штрипс – стальная полоса, используемая в качестве заготовки для производства сварных труб. По конструктивному признаку протяжные печи делят на горизонтальные (одно- и многоэтажные) и вертикальные (башенные). Полосу протягивают в одну (однорядные протяжные печи) или несколько (многорядные протяжные печи) ниток. В протяжной печи для патентирования (для справки: патентирование – вид термообработки проволоки, при котором сталь нагревают до 870-950 °С, а затем быстро охлаждают в ванне до 500 °С, после чего охлаждают на воздухе) проволоку протягивают горизонтально в несколько ниток (до 24). Протяжные печи отапливаются газовым топливом, иногда мазутом; имеются протяжные печи с электрообогревом.

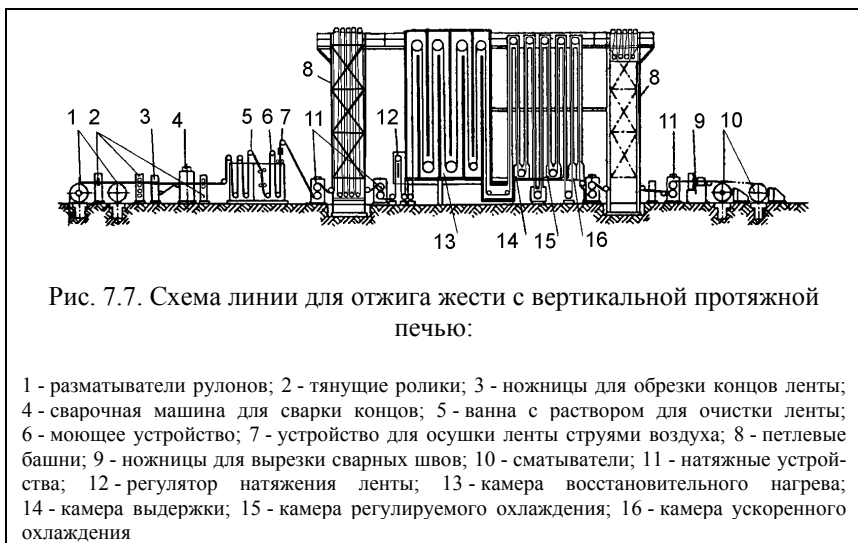
Отжиг металла в протяжных печах имеет ряд преимуществ по сравнению с отжигом в колпаковых печах:

1. сокращение длительности отжига;
2. более высокие механические свойства и качество поверхности за счёт высокой равномерности нагрева металла;
3. включение отжига в непрерывный процесс очистки металла, травления, нанесения различных покрытий и т.д. За счёт этого ликвидация затрат на транспортировку рулонов от агрегата к агрегату и промежуточным местам складирования.

Однако не любой металл можно пропускать через протяжные печи. Например, в вертикальных печах можно обрабатывать ленту толщиной до 1 мм из-за частых перегибов, а в горизонтальных печах – до 4-6 мм (протяжка прямолинейная, без перегибов). Достоинство вертикальных печей – меньшая производственная площадь и выравнивание поверхности ленты, которая перед термообработкой может быть волнистая или с помятостями.

В качестве примера на рис. 7.7 приведена схема линии для отжига жести (для справки: жесь – тонкая малоуглеродистая сталь), имеющая в своем составе вертикальную протяжную печь.

В начале линии находятся два размотывателя рулонов. Один работает, а соседний готовится. Лента должна проходить через печь непрерывно без остановок, длина ленты достигает 1 км, а скорость – 10 м/с. Поэтому когда заканчивается лента на одном размотывателе, то обрезается задняя кромка этой ленты и кромка фиксируется на сварочной машине за счёт подъёма нижних роликов петлевой башни. Петлевые башни можно назвать буферами между печью и другими механизмами. В линию задаётся передний конец нового рулона, обрезается его кромка и на сварочной машине свариваются концы предыдущего и нового рулонов. Лента получает прежнюю ско-



рость за счёт опускания роликов петлевой башни. В процессе движения поверхность ленты очищается в специальной ванне, промывается, высушивается и после прохода петлевой башни попадает в протяжную печь, состоящую из камеры восстановительного нагрева, камеры выдержки, камеры регулируемого охлаждения и камеры ускоренного охлаждения. Размеры печи: высота 15-20 метров, ширина 30-40 метров, толщина около 1,5 метра. Набор камер может быть разный на разных печах. Например, могут быть добавлены камера подогрева, камера нагрева продуктами неполного горения (т.е. камера безокислительного нагрева), камера для нанесения покрытий.

После печи располагается ещё одна петлевая башня с поднимающимися и опускающимися нижними роликами, служащая для накопления металла на то время, пока ножницы вырезают сварной шов и происходит переключение с одного сматывателя на другой.

Камера восстановительного нагрева предназначена для нагрева металла до максимальной температуры, требуемой по технологии. В качестве нагревательных устройств камеры восстановительного нагрева обычно используются радиационные трубы. В камере выдержки технологический процесс поддерживается, например, электрорадиационными трубами, располагаемыми вдоль стен кладки. Задача электрорадиационных труб – компенсация тепловых потерь через кладку. В качестве охладителя камеры регулируемого охлаждения обычно используется рассредоточенная система труб, внутри которых пропускается воздух. В камере ускоренного охлаж-

дения охладителем может быть система трубок струйного охлаждения, из множества отверстий которых на ленту истекает восстановительный газ.

Протяжная печь обычно заполнена защитной атмосферой, состоящей из азота и водорода, как продуктов диссоциации аммиака. Наиболее распространена нейтральная атмосфера: 4 %  $H_2$  и 96 %  $N_2$ . Содержание кислорода допускается не более 0,01-0,02 %. Защитная атмосфера отсутствует в камере подогрева, в которой дожигаются продукты неполного горения камеры безокислительного нагрева.

Наиболее энергоёмкой частью протяжной печи является камера восстановительного нагрева (рис. 7.8). Габариты камеры: высота 15-20 метров, длина 7-10 метров, ширина около 1,5 метра. Камера восстановительного нагрева наполнена защитной атмосферой, поэтому обогревается радиационными трубами. В отличие от колпаковой печи здесь закрыт муфелем огонь, а не металл.

Побудителями движения ленты являются тянущие ролики, расположенные за печью. Ролики в камере восстановительного нагрева являются

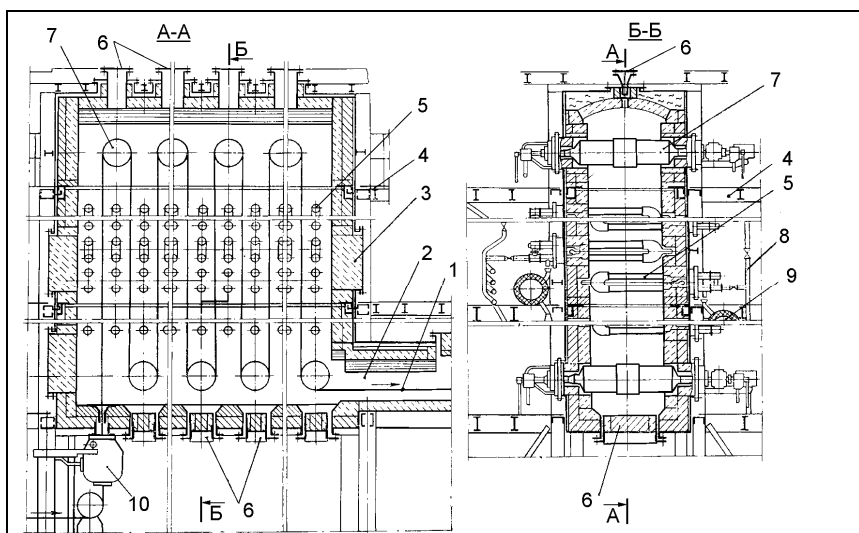


Рис. 7.8. Камера восстановительного нагрева вертикальной протяжной печи:

1 - лента; 2 - тамбур между камерами нагрева и выдержки; 3 - окна с герметичными люками; 4 - рабочие площадки; 5 - радиационные трубы; 6 - люки для заправки ленты; 7 - ролики; 8 - газо- и воздухопроводы; 9 - дымоходы; 10 - герметизирующий механический затвор



поддерживающими. Они имеют посередине бочки утолщение для лучшей центровки ленты. В случае обрыва ленты её можно снова завести через верхние и нижние люки, равномерно расположенные по оси роликов. В нормальном состоянии люки герметично закрыты. Для исключения попадания кислорода (воздуха) вместе с входящей лентой, устроен механический затвор обычно из отжимных роликов.

Камера восстановительного нагрева работает следующим образом. Лента входит через нижнее отверстие в камеру восстановительного нагрева и, проходя между роликами вверх-вниз, нагревается от радиационных труб излучением. Конвективная составляющая теплообмена мала, т.к. принудительного движения защитной атмосферы не предусмотрено. Температура нагрева ленты постоянно контролируется или контактными (скользящими) термопарами или пирометрами или сочетанием этих способов. На выходе из камеры восстановительного нагрева лента с температурой 700-800 °С попадает в разделительный тамбур и далее в камеру выдержки.

Радиационные трубы камеры восстановительного нагрева работают под разрежением на газовом топливе с встроенным рекуператором. Температура дыма на выходе из трубы 700-800 °С. Дым улавливается зонтами – воронками, которые рассчитываются таким образом, чтобы подсасываемый воздух разбавлял дым до 400 °С. Это необходимо для устойчивой работы дымососа. Дым от всех радиационных труб собирается вместе и удаляется через дымовую трубу в атмосферу.

Недостатки вертикальной печи:

1. низкий уровень развития процессов теплообмена в камере восстановительного нагрева. Коэффициент излучения составляет только  $1,5-2 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}^4)$ , в то время как в нагревательных печах он равен  $3,5-5 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}^4)$ . Доля теплоты, передаваемая конвекцией, не более 10-20 %. В конечном итоге камеры восстановительного нагрева являются очень громоздкими;
2. при обработке отдельных типов стали (электротехническая и др.) на поверхности бочек роликов образуются наросты, которые царапают ленту и приводят к браку. Специальные покрытия бочки оксидом циркония уменьшают наросты, но и удорожают ролики;
3. повышенные тепловые потери с дымом при форсированных режимах работы печи.

Тепловой баланс протяжной печи лучше давать по отдельным камерам, потребляющим энергию. В качестве примера в табл. 7.8-7.11 приведен ориентировочный тепловой баланс протяжной (башенной) печи агрегата горячего цинкования. В данном балансе приняты следующие исходные данные: а) всего имеются четыре энергопотребляющих камеры: камера подогрева, в которой осуществляется подогрев полосы от 20 до 200 °С за 2,7 с продуктами горения из следующей камеры безокислительного нагрева, в

которой полоса нагревается от 200 до 600 °С за 7,1 с продуктами неполного сгорания ( $n = 0,85$ ). Далее металл попадает в камеру восстановительного нагрева, в которой нагревается от 600 до 850 °С за 34,2 с радиационными трубами в восстановительной атмосфере (15 %  $H_2$  и 85 %  $N_2$ ). Последняя энергопотребляющая камера – камера выдержки, обогреваемая электрорадиационными трубами, в которой металл выдерживается при 850 °С в течение 18,4 с; б) ширина ленты 1 м, толщина – 0,7 мм; в) производительность печи 70 т/час; г) топливо – коксовый газ с теплотой сгорания 17 МДж/м<sup>3</sup>.

Таблица 7.8

Ориентировочный тепловой баланс подогревательной камеры протяжной печи (на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Физическая теплота продуктов горения топлива из камеры безокислительного нагрева ( $t = 1050$ °С)	228	67,3	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 200$ °С)	98	28,9
2. Химическая энергия топлива (продуктов неполного горения топлива из камеры безокислительного нагрева)	97	28,6	2. Физическая теплота продуктов горения топлива ( $t = 850$ °С)	229	67,6
3. Физическая теплота металла ( $t = 20$ °С)	10	2,9	3. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	4	1,2
4. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 20$ °С)	4	1,2	4. Прочие потери теплоты	8	2,4
Итого	339	100,0	Итого	339	100,0

Таблица 7.9

Ориентировочный тепловой баланс камеры безокислительного нагрева протяжной печи (на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж/кг	%	Расход	кДж/кг	%
1. Химическая энергия топлива	594	84,6	1. Физическая теплота нагретого металла ( $t = 600$ °С)	346	49,3
2. Физическая теплота металла ( $t = 200$ °С)	98	14,0	2. Физическая теплота продуктов горения ( $t = 1050$ °С)	228	32,5
3. Физическая теплота воздуха для горения ( $t = 20$ °С)	8	1,1	3. Химическая энергия недожога топлива ( $n = 0,85$ )	97	13,8
4. Физическая теплота топлива ( $t = 20$ °С)	2	0,3	4. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	9	1,3
			5. Прочие потери теплоты	22	3,1
Итого	702	100,0	Итого	702	100,0

Таблица 7.10

## Ориентировочный тепловой баланс камеры восстановительного нагрева протяжной печи (на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж кг	%	Расход	кДж кг	%
1. Химическая энергия топлива	424	52,1	1. Физическая теплота нагретого металла (t = 850 °С)	591	72,7
2. Физическая теплота металла (t = 600 °С)	346	42,5	2. Физическая теплота продуктов горения (t = 800 °С)	182	22,4
3. Физическая теплота воздуха для горения (t = 280 °С)	42	5,2	3. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	15	1,8
4. Физическая теплота топлива (t = 20 °С)	2	0,2	4. Потери теплоты через ролики	6	0,7
Итого	814	100,0	5. Потери теплоты на нагрев восстановительной атмосферы	1	0,1
			6. Прочие потери теплоты	19	2,3
			Итого	814	100,0

Таблица 7.11

## Ориентировочный тепловой баланс камеры выдержки протяжной печи (на 1 кг нагретого металла)

Приход	кДж кг	%	Расход	кДж кг	%
1. Физическая теплота металла (t = 850 °С)	591	97,0	1. Физическая теплота нагретого металла (t = 850 °С)	591	97,0
2. Джоулева теплота электро-радиационных труб	18	3,0	2. Потери теплоты теплопроводностью через кладку	11	1,8
Итого	609	100,0	3. Потери теплоты через ролики	4	0,7
			4. Потери теплоты на нагрев восстановительной атмосферы	1	0,2
			5. Прочие потери теплоты	2	0,3
			Итого	609	100,0

В данном примере удельный расход условного топлива составил  $(594 + 424 + 18) / 29,3 = 35$  кг у.т./т металла. В целом расход топлива в камерах нагрева протяжных печей достигает 40–45 кг у.т./т металла.

Для снижения расхода топлива в нагревательных камерах протяжных печей можно рекомендовать следующее:

- увеличение поверхности теплообмена радиационных труб и переход на многооборотные (многоветьевые) трубы;
- установку рекуператоров после дымососа для подогрева воздуха дымом;
- повышение конвективной составляющей теплообмена за счёт создания интенсивного принудительного движения защитной атмосферы;
- совмещение радиационного и контактного нагрева или замену радиационного нагрева контактным нагревом. При контактном нагреве используются подогреваемые ролики.

## Литература

1. Аптерман В.Н., Тымчак В.М. Протяжные печи. – М.: Metallurgy, 1969. – 319 с.
2. Баптизманский В.И., Величко А.Г., Исаев Е.И. Внепечная обработка стали: Учеб. пособие. – К.: УМК ВО, 1988. – 52 с.
3. Брилах М.М., Горфинкель В.М. Модернизация вагранок. – М.: Машиностроение, 1966. – 174 с.
4. Вегман Е.Ф. Окискование руд и концентратов: Учебник для техникумов. – М.: Metallurgy, 1984. – 256 с.
5. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия: Учебник для вузов. – М.: Metallurgy, 1979. – 488 с.
6. Воскобойников В.Г., Макаров Л.П. Технология и экономика переработки железных руд: Учеб. пособие для вузов. – М.: Metallurgy, 1977. – 256 с.
7. Гасик М.И., Лякишев Н.П., Емлин Б.И. Теория и технология производства ферросплавов: Учебник для вузов. – М.: Metallurgy, 1988. – 784 с.
8. Глинков М.А. Тепловая работа сталеплавильных ванн. – М.: Metallurgy, 1970. – 408 с.
9. Грачев В.А., Черный А.А. Современные методы плавки чугуна. – Саратов: Приволж. кн. изд., 1973. – 342 с.
10. Долотов Г.П., Кондаков Е.А. Печи и сушила литейного производства: Учебник для техникумов. – М.: Машиностроение, 1984. – 232 с.
11. Еднерал Ф.П., Филиппов А.Ф. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавов: Учеб. пособие для вузов. – М.: Metallurgizdat, 1962. – 230 с.
12. Елютин В.П., Павлов Ю.А., Левин Б.Е. Ферросплавы. (Электрометаллургия, ч. 2): Учебник для вузов. – М.: Metallurgizdat, 1951. – 496 с.
13. Ененко Г.М., Степанов Е.М., Филимонов Ю.П. Промышленные печи: Учеб. пособие для техникумов. – М.: Машиностроение, 1964. – 360 с.
14. Китаев Б.И., Ярошенко Ю.Г., Лазарев Б.Л. Теплообмен в доменной печи. – М.: Metallurgy, 1966. – 355 с.
15. Корнфельд В.Н., Войтов А.О., Штейнберг Л.С. Тепловая работа мартеновской печи с применением кислорода. – М.: Metallurgy, 1964. – 327 с.
16. Кривандин В.А., Егоров А.В. Тепловая работа и конструкции печей чёрной металлургии: Учебник для вузов. – М.: Metallurgy, 1989. – 462 с.
17. Кудрин В.А., Парма В.М. Технология получения качественной стали. – М.: Metallurgy, 1984. – 320 с.
18. Мазуров Д.Я. Теплотехническое оборудование заводов вяжущих материалов: Учебник для техникумов. – М.: Стройиздат, 1975. – 283 с.
19. Мариенбах Л.М. Печи в литейном производстве: Учеб. пособие для вузов. – М.: Машиностроение, 1964. – 355 с.
20. Металлургическая теплотехника. В 2-х томах. 2. Конструкция и работа печей: Учебник для вузов / Кривандин В.А. и др. – М.: Metallurgy, 1986. – 592 с.
21. Металлургическая теплотехника. Сб. науч. трудов Национальной металлургической академии Украины. – Днепрпетровск: НМетАУ, 2000. – 219 с.
22. Металлургические печи: Атлас: Учеб. пособие для вузов / Миткалинный В.И. и др. – М.: Metallurgy, 1987. – 384 с.
23. Металлургические печи: Учебник для вузов. Часть 2 / Под ред. Глинкова М.А. – М.: Metallurgy, 1964. – 344 с.
24. Металлургия стали. Мартеновский процесс. Конструкции и оборудование мартеновских печей и цехов: Учебник для вузов. / Трубин К.Г., Ойкс Г.Н., Черненко М.А. и др. / Под ред. Ойкса Г.Н. – М.: Metallurgizdat, 1961. – 448 с.
25. Несенчук А.П., Жмакин Н.П., Кальтман И.И. Пламенные печи для нагрева и термообработки металла: Учеб. пособие для вузов. – Минск: Вышэйшая школа, 1973. – 352 с.

26. Политехнический словарь. – М.: Советская энциклопедия, 1976. – 608 с.
27. Развитие бескоксовой металлургии / Тулин Н.А., Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А. и др. / Под ред. Тулина Н.А., Майера К. – М.: Металлургия, 1987. – 328 с.
28. Расчет нагревательных и термических печей: Справ. изд. / Василькова С.Б., Генкина М.М., Гусовский В.Л. и др. / Под ред. Тымчака В.М. и Гусовского В.Л. – М.: Металлургия, 1983. – 480 с.
29. Расчеты коксовых печей и процессов коксования с применением ЭВМ: Учеб. пособие для вузов / Вирозуб И.В., Ивницкая Н.С., Лейбович Р.Е. и др. – К.: Выща школа, 1989. – 303 с.
30. Расчёты нагревательных печей: Учеб. пособие для вузов/ Под ред. Тайца Н.Ю. – К.: Техніка, 1969. – 540 с.
31. Розливання і кристалізація сталі: Навч. посібник для вузів / Баптизманський В.І., Рудой Л.С., Ісаєв Є.І. та ін. – К.: Вища шк., 1993. – 267 с.
32. Рудой Л.С. Непрерывная разливка стали: Учеб. пособие. – К.: УМК ВО, 1991. – 84 с.
33. Рудой Л.С., Орман В.Я. Проектирование конвертерных цехов. Учеб. пособие. – К.: УМК ВО, 1989. – 80 с.
34. Свинолобов Н.П., Бровкин В.Л. Теоретические основы металлургической теплотехники: Учеб. пособие. – Днепропетровск: НМетАУ, 2000. – 195 с.
35. Семикин И.Д., Аверин С.И., Радченко И.И. Топливо и топливное хозяйство металлургических заводов: Учеб. пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1965. – 391 с.
36. Соколов К.Н. Оборудование термических цехов: Учеб. пособие для вузов. – Киев; Донецк: Вища школа, 1984. – 328 с.
37. Сталеплавильне виробництво: Навч. посібник / Баптизманський В.І., Бойченко Б.М., Величко О.Г. та ін. – К.: ІЗМН, 1996. – 400 с.
38. Табунщиков Н.П. Производство извести. – М.: Химия, 1974. – 240 с.
39. Теоретические проблемы прокатного производства. Сб. трудов Международной конференции, Днепропетровск, 16-18 мая 2000 / Металлургическая и горнорудная промышленность, 2000, № 8-9 (спецвыпуск). – 440 с.
40. Теплотехника и теплоэнергетика металлургического производства: Учебник для вузов / Гушин С.Н. и др. – М.: Металлургия, 1993. – 366 с.
41. Теплотехника окискования железорудного сырья / Под ред. Братчикова С.Г. – М.: Металлургия, 1970. – 344 с.
42. Теплотехнические расчёты агрегатов для окискования железорудных материалов/ Базилевич С.В. и др. – М.: Металлургия, 1979. – 208 с.
43. Теплоэнергетика металлургических заводов: Учебник для вузов / Розенгарт Ю.И. и др. – М.: Металлургия, 1985. – 303 с.
44. Тимошпольский В.И., Трусова И.А., Пекарский М.Я. Кольцевые печи: теория и расчеты / Под ред. Тимошпольского В.И. – Минск: Выш. шк., 1993. – 248 с.
45. Толковый металлургический словарь. Основные термины. / Лопухов Г.А., Цирульников В.А., Куманин В.И. и др. / Под ред. Куманина В.И. – М.: Рус. яз., 1989. – 446 с.
46. Филиппев О.В. Промышленные печи и газовое хозяйство заводов: Учеб. пособие для вузов. – К.: Вища школа, 1976. – 240 с.
47. Черная металлургия России и СНГ в XXI веке. Сб. трудов международной конференции в 5-ти томах, Москва, 6-10 июня, 1994. – М.: Металлургия, 1994.
48. Якушев А.М. Расчет материального и теплового балансов конвертерной плавки: Учеб. пособие. – М.: МВМИ, 1982. – 19 с.
49. Ярошенко Ю.Г. Тепловая работа и автоматизация печей: Учеб. пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1984. – 208 с.

## Предметный указатель

Агломерат .....	21, 43	Дутьё .....	41, 42
марганцевый .....	18	Жесть .....	142
неофлюсованный .....	22	Жидкий чугуи .....	28
офлюсованный .....	22	Закалка .....	124
Агломерационная машина .....	21	Запальник .....	126
Агломерация .....	20	Заплевчки .....	41
АКОС .....	80	Заправка печи .....	48
Бентонит .....	25	Затвор	
Бескоксая металлургия .....	4	газовый динамический .....	30
Бочка ролика .....	145	гидравлический .....	117, 120
Брикет .....	21	механический .....	145
Брикетирование .....	20	песочный .....	128
Вагранка .....	64	Зона вторичного охлаждения .....	86
Вакуумирование .....	72	Зоны теплотехнические	
Внепечная обработка .....	70	методическая .....	108
Возврат .....	22	сварочная .....	108
Вторичная металлургия .....	70	томильная .....	108
Газ		Известняк .....	11
ваграночный .....	67	Известь .....	11
восстановительный .....	31, 34	гашеная .....	13
горновой .....	41	Изложница .....	83
доменный .....	41, 43	Инжектор .....	106, 134
коксовый .....	7	Искрогаситель .....	65
колошниковый .....	17, 31, 41	Испарительное охлаждение .....	53
конвертерный .....	55	Каупер .....	42
конвертированный .....	29	с встроенной камерой горения .....	43
Корекс .....	34, 38	с выносной камерой горения .....	43
ферросплавный .....	17, 18	с подкупольными горелками .....	43
электродуговой печи .....	63	Качество нагрева .....	109
Глиссажные трубы .....	113	Кипение	
Головка печи .....	45	ванны .....	49, 61
одноканальная .....	47	рудное .....	48
трехканальная .....	47	чистое .....	48
Горелка		КИПО (коэффициент	
верхняя рекуперативного		использования полезного	
колодца .....	106	объема) .....	44
газокислородная .....	61	Кислород	
кислородная .....	34	средство .....	49
плоскопламенная .....	115	Клапан .....	47
подовая рекуперативного		перекидка .....	101
колодца .....	103	перекидной .....	8
Горн .....	22, 41	симплекс .....	102
Гранулятор .....	25	Фортера .....	102
Губчатое железо .....	27, 36	Ковш .....	70
Дегазация .....	72	Ковш-печь .....	71
Дендрит .....	92	Кокс .....	7
Доломит .....	36	сухое тушение .....	11
Доменный воздухонагреватель .....	41	Коксовая батарея .....	7

Колосниковая решетка .....	21	упрочнение .....	26
Колоша .....	65	Окомкование .....	20
холостая .....	65	Окусование .....	20
Колошник .....	17, 40	Отжиг .....	124
Колпак .....	132	Охлаждение проката .....	95
Комплексная обработка стали		Пароэжекторный насос .....	73
АР-процесс .....	71	Патентирование .....	142
LD-RHOB-процесс .....	71	Перегородки .....	118
LF-процесс .....	71	Перепад температуры	
LRF-процесс .....	72	абсолютный .....	125
VAD-процесс .....	72	удельный .....	125
VOD-процесс .....	72	Петлевая башня .....	142
Конвейер .....	136	Печные моталки .....	96
Конвекторное кольцо .....	133	Печь .....	4
Конверсионная установка .....	31	агломерационная .....	21
Конверсия .....	31	доменная .....	40
Конвертер .....	53	дуговая сталеплавильная .....	58
бессемеровский .....	53	переменного тока .....	59
кислородный .....	53	постоянного тока .....	59
томасовский .....	53	жидкофазной металлизации .....	29
Кристаллизатор .....	86	камерная .....	126
Крица .....	28	камерная с внешней	
Легирование .....	47, 54	механизацией .....	130
Леглирующий элемент .....	74	карусельная .....	116
Лётка .....	34, 54	ковшовая .....	72, 80
Лещадь .....	41	ковсовая .....	7
Ликвация .....	91	ПВР .....	8
Литейно-прокатный комплекс .....	94	ПК .....	8
ЛПК .....	94	колпаковая .....	132
Металлизированный продукт .....	27	кольцевая .....	116
Металлопровод .....	90	конвейерная .....	136
МНЛЗ .....	83	мартеновская .....	45
вертикального типа .....	86	металлизации .....	27
горизонтальные машины .....	89	методическая .....	108
с колеблющимся		нагревательная .....	97
кристаллизатором .....	84	нагревательный колодец .....	97
с кристаллизатором,		регенеративный .....	100
движущимся вместе с		рекуперативный с верхней	
заготовкой .....	92	горелкой .....	106
Модификатор .....	66	рекуперативный с	
Моноэтанолламин .....	35	отоплением из центра	
Муфель .....	7, 132	подины .....	103
Напольная загрузочная машина .....	130	обжиговая	
Насадка .....	101	производство извести .....	11
блочная .....	43	производство окатышей .....	24
Каупера .....	101	плавильная .....	40
кирпичная .....	42	пламенная .....	125
Сименса .....	101	протяжная .....	142
Непрерывное литьё .....	83	проходная .....	108
Нормализация .....	124	реверсивная .....	135
Обстановка .....	16	роликовая .....	138
Окачивание .....	20	рудно-термическая .....	14
Окатыш .....	24, 43	рудовосстановительная .....	14

с выкатным подом .....	127	Скrap-рудный процесс .....	48
с шагающим подом .....	114	Скrap-угольный процесс .....	48
с шагающими балками .....	119	Сопло Лаваля .....	54
секционная .....	120	Сталь	
твёрдофазного восстановления .....	29	кипячая .....	87
термическая .....	124	полуспокойная .....	87
технологии Корекс .....	33	спокойная .....	87
восстановительная печь .....	33	Стан Стеккеля .....	96
плавильная печь .....	33, 35	Степень металлизации .....	27
технологии Мидрекс .....	29	Температура	
технологии СЛ-РН .....	29	выдачи кокса .....	7
толкательная .....	111	выпуска из печи	
ферросплавная .....	14	жидкого чугуна .....	41
классификация .....	14	жидкой стали .....	48
Питатель маятниковый .....	30	ферромарганца .....	17
Планетарная клеть .....	95	жидкого шлакоудаления .....	100
Подподовая топка .....	130	ликвидус .....	60
Полупортал .....	60	нагрева заготовок .....	109
Порошковая проволока .....	70	нагрева известняка .....	12
Постель .....	21	нагрева слитков в колодцах .....	97
бортовая .....	25	плавления	
донная .....	25	стали .....	48
Примеси		ферромарганца .....	17
в стали .....	70	чугуна .....	55
в чугуне .....	55	разливки	
Продувка жидкой стали		ферромарганца .....	17
инертным газом .....	75	футеровки .....	62
порошкообразными		Тепловой дефицит .....	52
материалами .....	70	Теплота сгорания условного	
Промежуточный ковш .....	75, 86	топлива .....	7
Пыль		Термопара .....	128
ваграночная .....	67	Термостат .....	96
Разделительное кольцо .....	90	Технология разливки	
Раскисление .....	54, 61	толстослябовая .....	88
Раскислитель .....	74	тонкослябовая .....	88
Распар .....	41	Тигель-ковш .....	80
Регенератор .....	7	Толкатель .....	111
насадка .....	7	Топливосжигающее устройство	
Рейтер .....	113	горелка .....	46, 127
Рекуператор .....	7	форсунка .....	46
керамический для колодцев .....	103	Труба .....	64
керамический, блочный .....	111	радиационная .....	144
Рециркуляция .....	9	реакционная .....	31
Ролик .....	120	электрорадиационная .....	143
поддерживающий .....	145	Угар .....	58
рекуперативный .....	123	Уголь .....	36
транспортный .....	139	Удельная производительность	
тянущий .....	90	доменной печи .....	45
Руда .....	36	УНРС .....	83
Рудный процесс .....	48	Установка химического нагрева .....	71
Склиз .....	115	Ферросплавы .....	14
Скrap .....	46	ферромарганец .....	18
Скrap-процесс .....	48	бесфлюсовый процесс .....	18



флюсовый процесс.....	18	для удаления серы .....	78
ферросилиций.....	18	доменный.....	43
феррохром.....	18	малофосфористый .....	18
Флос .....	65	отвальный .....	18
Форкамерная топка.....	127	регенеративного	
Фурма		нагревательного колодца .....	102
воздушная .....	41	синтетический.....	78
инертного газа .....	76	технологии Корекс .....	36
Футеровка		Шлаковик .....	45
кислая .....	48	Штрипс .....	142
основная .....	48	Электрод	
Цапфа .....	139	графитированный .....	15
Циклон .....	34	самоспекающийся .....	15
Чугун .....	36, 43	угольный.....	15
Шахта .....	40, 64	Электромагнитное перемешивание	
Шихта.....	17, 46	жидкой стали.....	91
Шлак			

## Содержание

<b>Введение</b> .....	<b>3</b>
<b>1. Технологические цепочки в металлургии</b> .....	<b>4</b>
<b>2. Печи для подготовки сырья</b> .....	<b>7</b>
2.1. Коксовая печь .....	7
2.2. Обжиговая печь для производства извести .....	11
2.3. Ферросплавная печь .....	14
2.4. Печи окускования .....	20
2.4.1. Агломерационная печь (агломашина) .....	21
2.4.2. Обжиговая печь для производства окатышей .....	24
2.5. Печи металлзации .....	27
2.5.1. Печи твердофазной металлзации (технология Мидрекс) .....	29
2.5.2. Печи жидкофазной металлзации (технология Корекс) .....	33
<b>3. Плавильные печи</b> .....	<b>40</b>
3.1. Доменная печь .....	40
3.2. Мартеновская печь .....	45
3.3. Конвертер .....	53
3.4. Дуговая сталеплавильная печь .....	58
3.5. Литейная печь (вагранка) .....	64
<b>4. Установки для обработки стали в ковше</b> .....	<b>70</b>
4.1. Установка вакуумирования .....	72
4.2. Установка для обработки стали инертным газом .....	75
4.3. Установка для обработки стали жидкими шлаками .....	77
4.4. Дуговая ковшовая печь (ковш-печь) .....	80
<b>5. Машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ)</b> .....	<b>83</b>
5.1. МНЛЗ с колеблющимся кристаллизатором .....	84
5.1.1. МНЛЗ вертикального типа .....	86
5.2. МНЛЗ с неподвижным кристаллизатором (горизонтальные машины) .....	89
5.3. МНЛЗ с кристаллизатором, движущимся вместе с формирующимся слитком .....	92
5.4. Литейно-прокатные комплексы (ЛПК) .....	94
<b>6. Нагревательные печи</b> .....	<b>97</b>
6.1. Нагревательные колодцы .....	97
6.1.1. Регенеративный нагревательный колодец .....	100
6.1.2. Рекуперативный нагревательный колодец с отоплением из центра подины .....	103
6.1.3. Рекуперативный нагревательный колодец с верхней горелкой .....	106
6.2. Методические печи .....	108
6.2.1. Толкательная печь .....	111
6.2.2. Печь с шагающим подом (ПШП) .....	114
6.2.3. Кольцевая печь .....	116
6.2.4. Печь с шагающими балками (ПШБ) .....	119
6.2.5. Секционная печь .....	120
<b>7. Термические печи</b> .....	<b>124</b>
7.1. Камерные термические печи .....	126
7.1.1. Камерная печь с выкатным подом .....	127
7.1.2. Камерная печь с неподвижным подом (печь с внешней механизацией) .....	130
7.1.3. Колпаковая печь .....	132
7.2. Проходные термические печи .....	136
7.2.1. Конвейерная печь .....	136
7.2.2. Роликовая печь .....	138
7.2.3. Протяжная печь .....	142
<b>Литература</b> .....	<b>148</b>
<b>Предметный указатель</b> .....	<b>150</b>

НАВЧАЛЬНЕ ВИДАННЯ

**СВИНОЛОБОВ** Микола Петрович, канд. техн. наук, професор  
**БРОВКІН** Володимир Леонідович, канд. техн. наук, доцент

## **ПЕЧІ ЧОРНОЇ МЕТАЛУРГІЇ**

Навчальний посібник

Російською мовою

Редактор **Р.О. Лазарєва**  
Художній редактор **В.В. Якименко**  
Технічний редактор **В.Л. Бровкін**  
Коректор **В.М. Орищій**  
Комп'ютерний набір **С.В. Бровкіна**

Здано на складання 05.11.03. Підписано до друку 05.01.04. Формат 60x84/16. Папір офсетний. Гарнітура Times. Друк офсетний. Умовн. друк. арк. 9,07. Умовн. фарб.-відб. 9,07. Обл.-видавн. арк. 10,88. Наклад 300 прим. Замовлення №

Видавництво "Пороги", 49000, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 60  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру  
Серія ДК № 7 від 21.02.2000.

КП "Нікопольська друкарня", 53219, Дніпропетровська обл.  
м. Нікополь, вул. Електрометалургів, 21  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру  
Серія ДП № 21 від 25.07.2000.

**Свинолобов М.П., Бровкін В.Л.**  
С 24 Печі чорної металургії: Навчальний посібник. – Дніпропетровськ:  
Пороги, 2004. – 154 с.

ISBN 966-525-443-X

Подані найбільш розповсюджені печі і теплові агрегати по всіх технологічних переділах чорної металургії, починаючи з підготовки сировини до термічної обробки готової продукції.

Розраховано на студентів металургійних спеціальностей вузів.

ББК 34.32



**Свинолобов Николай Петрович** родился в 1928 г. В 1951 г. окончил Днепродзержинский вечерний металлургический институт по специальности "металлург-сталеплавильщик". В 1951 - 1953 годах работал в мартеновском цехе № 1 завода им. Кирова (г. Макеевка, Украина) подручным разлильщика, подручным сталевара, мастером и начальником смены. В 1953-1956 годах учился в аспирантуре ДМетИ у профессора И.Д. Семикина – крупнейшего ученого в металлургической теплотехнике, основателя Днепропетровской теплотехнической школы. Кандидатская диссертация посвящена вопросам нагрева и плавления массивных тел. Это направление является и ведущим в научной деятельности Н.П. Свинолобова. Много внимания уделяет и внешнему теплообмену, интенсификации конвективного теплообмена при струйном нагреве в печах методического типа, организации рециркуляции продуктов горения, улучшению работы мартеновских печей и регенеративных нагревательных колодцев. Важнейшие работы: "Расчеты нагревательных печей" (в соавторстве) – 1967 г.; "Методы численного решения и математического моделирования процессов теплопроводности" (в соавторстве) – 1974 г.; "Решения общих задач симметричного и несимметричного нагрева пластины методом разделения переменных Фурье" – 1997 г.; "Теплообмен излучением в системах с лучепрозрачной средой" (в соавторстве) – 1998 г. Автор более 50 научных работ и 20 изобретений. С 1994 г. – профессор кафедры теплотехники и экологии металлургических печей Национальной металлургической академии Украины.



**Бровкин Владимир Леонидович** родился в 1957 г. В 1980 г. окончил Ивановский энергетический институт (Россия) по специальности "промышленная теплоэнергетика" (кафедра газопечной теплотехники). В 1980-1983 годах обучался в аспирантуре Днепропетровского металлургического института под руководством профессора В.И. Губинского. Научные интересы связаны с математическим моделированием процессов теплообмена в нагревательных печах и созданием на металлургическом заводе комбинированных технологий в цепочке: сталь-прокат-термообработка. После защиты кандидатской диссертации работал сначала младшим, затем – старшим научным сотрудником, а с 1992 года – доцентом кафедры теплотехники и экологии металлургических печей Национальной металлургической академии Украины. Опубликовал 15 статей и одну монографию "Моделирование нагревательных печей и их элементов" (1993).