

И.В. Макарова, М.В. Потапова, М.Г. Потапов

Конспект лекций по дисциплине  
«Основы металлургического производства»

## **ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА**

Магнитогорск  
2016

УДК 669.162

Рецензенты:

Заместитель начальника доменного цеха ОАО «ММК» по технологии  
Емельянов С.В.

Кафедра металлургии черных металлов НФ НИТУ «МИСиС», кандидат  
технических наук, доцент  
Шаповалов А.Н.

**И.В. Макарова, М.В. Потапова, М.Г. Потапов**

Конспект лекций по дисциплине «Основы металлургического производства». Производство чугуна: учеб. пособие / И.В. Макарова, М.В. Потапова, М.Г. Потапов. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2016. 130 с.

На основе современных представлений изложена сущность производства чугуна. Даны характеристики сырых материалов и способы их подготовки. Детально изложены теория и технология доменного производства. Пособие предназначено для обучающихся по направлению 22.03.02 «Технологии материалов», профилям подготовки «Металлургия черных металлов», «Литейное производство», «Обработка металлов давлением».

# ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	3
<b>1. Сырые материалы и их подготовка</b> .....	8
1.1. Железные руды .....	8
1.2. Основные месторождения железных руд .....	10
1.3. Марганцевые руды .....	13
1.4. Флюсы и отходы производства .....	14
1.5. Подготовка железных руд к доменной плавке .....	16
1.6. Топливо .....	43
<b>2. Конструкция доменной печи</b> .....	48
2.1. Общее описание печи .....	48
2.2. Профиль печи .....	50
2.3. Фундамент, кожух и холодильники .....	50
2.4. Футеровка печи .....	53
2.5. Горн печи .....	55
2.6. Колошниковое устройство .....	58
<b>3. Доменный процесс</b> .....	63
3.1. Загрузка шихты и распределение материалов на колошнике....	63
3.2. Распределение температур, удаление влаги и разложение карбонатов.....	67
3.3. Процессы восстановления .....	69
3.3.1. Восстановление железа .....	69
3.3.2. Восстановление марганца и выплавка марганцовистых чугунов .....	75
3.3.3. Восстановление кремния и выплавка кремнистых чугунов.....	77
3.3.4. Восстановление фосфора.....	79
3.3.5. Восстановление других элементов.....	79
3.4. Образование чугуна .....	80
3.5. Образование шлака и его свойства.....	81
3.6. Поведение серы.....	86
3.7. Дутье, процессы в горне и движение газов в печи.....	87
3.7.1. Дутье.....	87
3.7.2. Процессы в горне.....	88
3.7.3. Движение газов в печи и изменение их температуры, состава, количества и давления.....	91
3.8. Продукты доменной плавки.....	95
3.9. Управление процессом, контроль, автоматизация.....	97
3.10. Организация ремонтов, задувка и выдувка печи.....	100
<b>4. Оборудование и работа обслуживающих доменную печь участков</b> .....	102

4.1. Подача шихты в доменную печь .....	102
4.2. Воздухонагреватели и нагрев дутья .....	106
4.3. Очистка доменного газа .....	111
4.4. Выпуск и уборка чугуна .....	116
4.5. Выпуск и уборка шлака.....	121
4.6. Работа доменных печей и экология .....	125
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	127

## **ВВЕДЕНИЕ**

Слово "металлургия" происходит от греч.:  
metalleuo - выкапываю, добываю из земли;  
metallurgeo - добываю руду, обрабатываю металлы;  
metallon - рудник, металл.

Это слово означает, соответственно, область науки и техники, охватывающую процессы обработки добытых из недр руд, получение металлов и сплавов, придание им определенных свойств.

Сегодня науке известно более 80 металлов, большинство из них используется в технике.

В мировой практике исторически сложилось деление металлов на черные (железо и сплавы на его основе) и все остальные - цветные металлы. Соответственно, металлургия часто подразделяется на черную и цветную. В настоящее время на долю черных металлов приходится около 95 % всей производимой в мире металлопродукции.

В технике принята также условная классификация, при которой цветные металлы разделены на "*легкие*" (алюминий, магний), "*тяжелые*" (медь, свинец и др.), "*тугоплавкие*" (вольфрам, молибден и др.), "*благородные*" (золото, платина и др.), *редкие* металлы.

Используемые в технике металлы получают из руд. *Рудами* называют природные образования, содержащие металлы в таких соединениях и концентрациях, при которых их промышленное использование технически возможно и экономически целесообразно.

По *химическому составу* преобладающих в той или иной руде минералов различают руды *силикатные, кремнистые, оксидные, сульфидные, карбонатные и смешанные*.

По *содержанию ценных компонентов* различают руды *богатые и убогие, бедные*.

Применение того или иного металла (или сплава) в значительной мере определяется практической ценностью его свойств; существенное значение имеют и другие обстоятельства, в первую очередь природные запасы, доступность и рентабельность его добычи.

К *рудам черных металлов* обычно относят месторождения *железа, марганца, хрома, титана и ванадия*.

Масса добываемых материалов во много раз превышает количество содержащихся в руде металлов и в подавляющем большинстве случаев из природных руд экономически невыгодно (а часто и технически невозможно) непосредственно извлекать полезные компоненты. В этих случаях осуществляется *обогащение руд*.

Процесс обогащения обычно включает операции дробления, измельчения. Собственно обогащение осуществляется с использованием различных свойств материалов. Например, при разной плотности разделяемых минералов применяются методы гравитационного обогаще-

ния (различие в скорости движения частиц в воде или в воздухе). Различие в физико-химических свойствах поверхности лежит в основе флотационных процессов. При различии магнитной восприимчивости используют метод магнитной сепарации. Иногда используют такой способ, как обжиг и т.д. В результате обогащения получают два продукта: концентрат и хвосты. Если в руде содержится ряд полезных компонентов, то из нее получают несколько концентратов (или комплексные концентраты, компоненты которых разделяются уже в металлургическом переделе).

Здесь же упомянем о содержании таких распространенных у металлургов терминов, как *гидрометаллургия* (от греч. hydor — вода) и *пирометаллургия* (от греч. пур — огонь).

*Гидрометаллургия*— это извлечение металлов из руд, концентратов и отходов различных производств при помощи воды и водных растворов химических реактивов (выщелачивание) с последующим выделением металлов из растворов (например, цементацией, электролизом).

*Пирометаллургия* — это металлургические процессы, протекающие при высоких температурах (обжиг, плавка и т.п.).

Получаемые в результате обогащения концентраты поступают на металлургические предприятия для непосредственного получения из них тех или иных металлов и сплавов.

Производство металлов в России традиционно основывалось на использовании расположенных на ее территории месторождениях руд. К ним, прежде всего, относятся такие богатые месторождения, как Курская магнитная аномалия, Оленегорское и др. месторождения Кольского полуострова, Костомукшское и др. месторождения Карелии, ряд месторождений железных руд Урала и Сибири; крупные месторождения высококачественных бокситов на Северном Урале (Красная Шапочка и др.), в Архангельской области, в республике Коми, в бассейне реки Ангары, на Кольском полуострове (нефелины).

Переход на рыночную экономику predetermined ужесточение требований к гарантированному соблюдению стандартов качества металлопродукции. В металлургическую практику были введены международные и европейские стандарты "Управление качеством продукции". Требования этих стандартов формируют новые отношения между потребителем и изготовителем металлопродукции по гарантированному обеспечению качества на протяжении всего технологического цикла (проектирование, оборудование, сырье, технология, отгрузка продукции).

Повсеместное распространение получила сертификация качества металлопродукции как гарантированная система обеспечения качества

по всей технологической цепочке металлургического предприятия.

# 1. Сырые материалы и их подготовка

## 1.1. Железные руды

Железо является распространенным элементом в природе. Так, по распространению в земной коре оно занимает четвертое место (4,2%) после кислорода (49,7%), кремния (26%) и алюминия (7,45%). Железо как составная часть входит почти во все горные породы, однако многие нельзя считать рудами.

Конкретизируя понятие "полезные ископаемые" применительно к железосодержащим ископаемым, *железными рудами* следует называть горные породы, из которых при данном уровне развития техники экономически целесообразно извлекать железо.

Железо, как известно, обладает сравнительно большим сродством к кислороду и в силу этого в земной коре не обнаруживается в самородном виде, а находится главным образом в соединениях с кислородом и диоксидом углерода.

Из большого числа встречающихся в земной коре железосодержащих минералов промышленное значение имеют минералы, в которых железо в основном представлено магнитным оксидом  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  (72,4 % Fe), безводным оксидом  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (70 % Fe), водными оксидами  $m\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$  с различным количеством воды (52,3...62,9 % Fe), карбонатом железа  $\text{FeCO}_3$  (48,3 % Fe).

Магнитный оксид железа в рудах представлен минералом магнетитом. Руду, содержащую в основном магнетит, называют *магнитным железняком* или *магнетитовой рудой*. Магнетит  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  можно рассматривать как соединение  $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ , содержащее 31,04% FeO и 68,96%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Магнетит под действием влаги и кислорода атмосферы постепенно окисляется. Оксид FeO в молекуле  $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  реагирует с кислородом воздуха по реакции  $4\text{FeO} + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Образовавшийся минерал по своему химическому составу является гематитом, однако из-за отличия в кристаллической решетке называется мартитом.

Таким образом, в природных условиях магнетит в той или иной степени окислен. Для характеристики окисленности магнетита принято пользоваться отношением  $\text{Fe}_{\text{общ}}/\text{Fe}_{\text{FeO}}$ . В чистом магнетите это отношение равно  $72,4:24,3 \approx 3,0$ , а в мартите оно бесконечно велико. Обычно к магнитным железнякам относят руды, в которых это отношение меньше 3,5. При отношении, равном 3,5...7,0, руды относят к полумартитам, а при отношении, большем 7, - к мартитам.

Магнетит характеризуется высокой магнитной восприимчивостью,



и поэтому магнитные железняки пригодны для электромагнитного обогащения, являющегося одним из наиболее эффективных и распространенных способов обогащения железных руд.

Магнитный железняк обычно представлен крепкими, плотными кусковыми рудами. Он содержит обычно 55...60 % Fe (иногда лишь 16...30% Fe), 0,02...2,5% S, 0,02...0,7 %P и чаще всего кислую пустую породу ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ).

Безводный оксид железа представлен в рудах минералом *гематитом*. Руды, содержащие в основном гематит, относят обычно к *красным железнякам* или *гематитовым рудам*. Красный железняк - это продукт выветривания магнитных железняков, т.е. в значительной мере окисленный магнетит. В нем обычно содержится от 1 до 8 % магнетита.

Красный железняк, применяемый в металлургии, содержит обычно 55...60 % Fe, а некоторые разновидности — до 69,5 % Fe. В ряде случаев в рудах содержится мало серы и фосфора. Руды бывают кусковые, а иногда пылевидные. Цвет красных железняков колеблется от красного до светло-серого и даже черного, но на фарфоровой пластинке красный железняк всегда дает красную черту. Пустая порода таких руд обычно состоит из  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Водные оксиды железа представлены в рудах главным образом минералами *лимонитом*  $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$  и *гетитом*  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ . Руды, содержащие в основном эти минералы, называют *бурыми железняками*. Бурый железняк образуется при выветривании и окислении железных руд других типов. Обычно бурый железняк смешан с глиной или кварцем. В добываемых рудах содержится 37...55 %, а чаще 37...40 % Fe. Они характеризуются повышенным содержанием фосфора (0,5...1,5 %), иногда в них присутствует в небольшом количестве ванадий (0,03...0,06%).

Бурый железняк наиболее распространен в земной коре. Обычно он беден и влажен, к тому же трудно поддается обогащению, поэтому его используют сравнительно в небольшом количестве.

Карбонат железа представлен в руде минералом *сидеритом*. Руды, содержащие в основном сидерит, называют *шпатовыми железняками*. Они обычно встречаются в виде плотных и крепких горных пород или глинистых железняков. В шпатовых железняках содержится 30...40% железа.

Промышленно используемым является также минерал ильменит  $\text{FeTiO}_3$ , встречающийся в сочетании с магнетитом. Руды, в которых преобладает ильменит, называются титаномагнетитами.

*Примеси железных руд.* Кроме указанных соединений железа, в рудах присутствуют различные примеси (тоже в виде соединений), ко-

торые в зависимости от вида плавки могут быть полезными и вредными.

К вредным примесям относят серу, цинк и мышьяк. Сера вызывает красноломкость стали, а процесс ее удаления в доменном и сталеплавильном производствах связан с ухудшением технико-экономических показателей. Правда, серу можно легко удалить из руд окислительным обжигом и агломерацией.

Цинк, хотя и не переходит в чугун, но возгоняется и, проникая в швы кладки, приводит к ее росту и разрыву металлического кожуха доменной печи.

Такие примеси, как фосфор, никель, хром и медь, являются полезными при выплавке чугуна некоторых марок, в остальных же случаях их, особенно фосфор и медь, относят к вредным примесям. Фосфор вызывает хладноломкость стали, его необходимо удалять при переработке чугуна в сталеплавильных печах.

Ванадий и титан - полезные примеси.

Пустая порода руд в основном состоит из  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$  и  $\text{MgO}$ , которые обычно находятся в виде различных соединений. Для доменной плавки желательно, чтобы отношение  $(\text{CaO} + \text{MgO})/(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) \approx 1$ . В этом случае не требуются флюсы. Такую руду называют *самоплавкой*, однако встречается она очень редко. Чаще всего указанное отношение значительно менее 1, т.е. пустая порода руд является кислой.

## 1.2. Основные месторождения железных руд

По запасам железных руд Российская Федерация среди других стран занимает одно из первых мест. Железорудные месторождения неравномерно распределены по территории Российской Федерации и имеют различное промышленное значение.

*Европейская часть Российской Федерации.* Курская магнитная аномалия (КМА) - крупнейшее месторождение железных руд; балансовые запасы составляют более 42 млрд. т, перспективные запасы оцениваются в 200...250 млрд. т. КМА расположена на территории Курской, Белгородской, Орловской, Брянской, Калужской и Харьковской областей. Месторождение тянется на северо-запад от Белгорода - Нового Оскола почти на 600 км двумя полосами шириной до 25 км каждая при расстоянии между полосами 50...60 км. Рудное тело залегает на глубине 100...600 м, его толщина достигает 2...3 км и более.

Месторождения КМА представлены богатыми, преимущественно мартино-гематитовыми рудами с содержанием 50...62 % Fe и бедными железистыми кварцитами, в основном магнетитовыми, содержащими

35...40 % Fe. Руды, как правило, чистые по фосфору (0,02...0,09%) и содержат 0,1...0,6% серы. Характерной особенностью руд КМА является повышенное содержание глинозема. Отношение кремнезема к глинозему составляет 2,3...3,6. Богатые руды КМА легко восстанавливаемы, а магнетитовые железистые кварциты легко обогащаются методом магнитной сепарации.

На Севере Европейской части Российской Федерации находятся Оленегорское, Ено-Ковдорское, Костамукшское и Пудожгорское месторождения железных руд.

Оленегорское месторождение расположено в Мончегорском районе Мурманской области. Руды представлены в основном магнетитовыми железистыми кварцитами и содержат около 32 % Fe. Руды отличаются сравнительно низким содержанием фосфора ( $< 0,08$  %) и серы ( $< 0,045$  %). Пустая порода - кислая с преобладанием кремнезема (42...44 %). Месторождение разрабатывается с 1955 г. открытым способом. Общие балансовые запасы составляют около 0,6 млрд. т.

Ено-Ковдорское месторождение находится в Кировском районе Мурманской области. Месторождение представлено в основном вкрапленными апатито-магнетитовыми рудами с содержанием железа в среднем около 30 %. Руды характеризуются высоким содержанием фосфора (1,7...4,0 %), основной пустой породой (11...17 % оксида кальция и 12...16 % магнезии). Содержание серы в сырой руде составляет 0,15...0,20 %. Запасы месторождения составляют около 0,5 млрд. т. Месторождение разрабатывается с 1962 г.

*Урал.* Балансовые запасы железных руд Урала составляют около 15 млрд. т, в том числе 8,4 млрд. т промышленных запасов.

Около 80% запасов приходится на Качканарский железорудный район. Месторождения этого района разрабатываются с 1963 г. Все остальные месторождения Урала давно и интенсивно разрабатываются и, кроме Бакальского, имеют ограниченные запасы.

Качканарское месторождение обладает огромными запасами бедных титано-магнетитовых руд с содержанием 16...17 % Fe. Достоинствами этих руд являются высокая основность  $[(CaO + MgO) : (SiO_2 + Al_2O_3)] = 0,7...0,75$  их пустой породы, легкая обогатимость и присутствие в них ванадия. Месторождение разрабатывают открытым способом. Руды обогащают методом магнитной сепарации и получают концентрат, содержащий 63 % Fe и 0,35 % V. После переработки ванадиевого чугуна в кислородно-конвертерном цехе шлак используют для производства феррованадия. Балансовые запасы превышают 12 млрд. т.

На северном Урале расположены небольшие месторождения Серовско-Ивдельского района. Из разрабатываемых в настоящее время следует указать Полуночное, Марсятское и Богословское месторождения. Руды, в основном, магнетитовые с включением бурых железняков; содержание железа в руде Полуночного месторождения составляет 47, Марсятского 30, Богословского 34...39 %. Общие запасы не превышают 250 млн. т.

В центральной части Урала находятся многочисленные относительно, небольшие месторождения Тагило-Кувшинского железорудного района с общими промышленными запасами около 0,4 млрд. т. Руды, в основном, магнетитовые и полумартитовые с содержанием 32...59 % Fe. Бедные магнетитовые руды отличаются высоким содержанием серы (0,4...1,8 %). Как для магнетитовых, так и для богатых мартитовых руд характерно повышенное содержание оксида марганца и глинозема. Отношение кремнезема к глинозему меньше 2. Разработку ведут на Высокогорском и Гороблагодатском месторождениях.

Бакальское месторождение, расположенное вблизи г. Златоуста, состоит примерно на 85 % из сидеритов, содержащих около 32 % Fe, около 0,02 % P и до 0,5...0,6 % S. Пустая порода - основная с содержанием до 10...11 % MgO. Около 15 % руд составляют бурые железняки, содержащие 47 % Fe, 0,04...0,05 % S и 0,02...0,04 % P; пустая порода кислая. Бакальские руды содержат повышенное (1,5...1,7 %) количество MnO. Разработку руд ведут открытым способом. Балансовые запасы составляют более 1 млрд. т.

Орско-Халиловский железорудный район включает месторождения бурых хромоникелевых железняков с содержанием железа 30...36 %, хрома 1,0...1,5 %. Наиболее крупные месторождения - Аккермановское и Ново-Киевское. Добываемые руды используют без обогащения. Балансовые запасы ~ 340 млн. т.

Магнитогорское месторождение (г. Магнитная) магнетитовых и мартитовых руд получило известность, так как послужило рудной базой для создания Магнитогорского металлургического комбината. Разрабатываемое с 1932 г. месторождение в настоящее время в значительной мере исчерпано.

*Сибирь и Дальний Восток.* Балансовые запасы железных руд Сибири и Дальнего Востока составляют около 8,4 млрд. т, в том числе промышленных категорий 5,7 млрд. т. Потенциальные ресурсы этих районов не исчерпываются указанными запасами, выявленными не только в пределах наиболее обжитой территории, и по мере открытия постепенно увеличиваются. Наиболее полно изучены железорудные районы Западной Сибири. К ним относят Горную Шорию, Гор-

ный Алтай и Кузнецкий Алатау.

На территории бывшего СССР крупными являются так же ряд железорудных месторождений Украины и Казахстана. Криворожский железорудный бассейн с промышленными запасами в 18,7 млрд. т занимает площадь около 300 км. Основная масса руд - бедные (~ 35% Fe) железистые кварциты (80% магнетитовых и 20 % гематитовых); имеется также около 1,5 млрд. т промышленных запасов богатых (~ 56 % Fe) гематитовых и магнетитовых руд. Большинство руд очень чисты по сере и фосфору. Месторождение разрабатывается более 100 лет.

Керченское месторождение бурых железняков (балансовые запасы около 2 млрд. т) с содержанием 30...40 % Fe отличается повышенным содержанием марганца, фосфора (0,6...1,1%) и наличием мышьяка (0,07...0,13%).

В Кустанайской области расположены разрабатываемые Соколовское, Сарбайское и Канарское месторождения магнетитовых руд (балансовые запасы 4 млрд т), содержащих 43...48 % Fe и зачастую до 1...4 % S. Кустанайская группа месторождений бурых железняков (балансовые запасы 9,8 млрд т) представлена Аятским и разрабатываемым Лисаковским месторождениями. Руды содержат 35...38 % Fe и до 0,5% P.

### 1.3. Марганцевые руды

Марганцевые руды применяют в основном для выплавки ферросплавов, содержащих 10...82 % Mn, И иногда добавляют в шихту доменной плавки при выплавке передельных чугунов для получения в них повышенного (до 0,6...0,8 %) содержания марганца.

Минералы, образующие руды марганца, многочисленны, хотя марганец входит в состав большого количества природных соединений. Марганцевые руды промышленных типов можно подразделить на четыре разновидности:

а) оксидные руды, представляющие минералы - пиролюзит ( $MnO_2$ ), браунит ( $Mn_2O_3$ ), псиломелан ( $mMnO_2 \cdot MnO + H_2O$ ), гаусманит ( $Mn_3O_4$ ), манганит ( $Mn_2O_3 \cdot H_2O$ );

б) карбонатные руды, содержащие марганцевый шпат или родохрозит ( $MnCO_3$ );

в) силикатные руды, содержащие родонит ( $MnSiO_3$ );

г) окисленные руды, представляющие продукт окисления карбонатных и силикатных руд.

Содержание марганца в этих минералах составляет от 41,9 до

72,1 %. Однако в добываемых марганцевых рудах из-за примесей содержание марганца составляет 20...45 и редко 50...57 %. Пустая порода по своему составу аналогична железным рудам и в основном представлена кремнеземом и в меньшей степени глиноземом. Известковая пустая порода встречается довольно редко.

Добываемые марганцевые руды обычно подвергают промывке или гравитационно-магнитному обогащению с получением концентратов, содержащих 40...56 % марганца.

В зависимости от области потребления к марганцевым рудам и концентратам предъявляют определенные требования по химическому составу и физическим свойствам.

Желательно, чтобы в марганцевой руде было много марганца и мало фосфора. Так, для выплавки ферросплавов фосфора не должно быть более 0,2%. В рудах, предназначенных для выплавки передельного чугуна, фосфора может быть 0,6 % и даже более. Если руда предназначена для выплавки богатого ферромарганца, то для обеспечения высокого содержания марганца в сплаве необходимо, чтобы железа в ней было не более 4...6 %.

Марганцевые руды в Российской Федерации до последнего времени не добывали, а потребности всей металлургии Советского Союза в этих рудах удовлетворялись за счет разработки крупных Никопольского (Украина) и Чиатурского (Грузия) месторождений. Теперь, чтобы уменьшить зависимость России от внешних поставщиков, решено начать разработку собственных относительно не крупных месторождений марганцевых руд. Основные месторождения марганцевых руд Российской Федерации: Усинское (Кемеровская обл.) с запасами 98,5 млн. т, открытое в 1987 г.; Парнокское с запасами около 20 млн. т; группа месторождений Северного Урала - 40 млн. т; Аккермановское (Южный Урал) - 5,7 млн. т.

#### **1.4. Флюсы и отходы производства**

Флюсы вводят в доменную печь для перевода пустой породы железосодержащей шихты и золы кокса в шлак требуемого химического состава, обладающего определенными физическими свойствами.

Температура плавления оксидов, входящих в состав пустой породы агломерата, окатышей или руд, а также в золу кокса ( $\text{SiO}_2$  - 1710,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  - 2050,  $\text{CaO}$  - 2570,  $\text{MgO}$  - 2800 °C), значительно выше температуры шлака в доменной печи (1450...1600 °C). Вместе с тем при

определенном соотношении указанных оксидов образуются легкоплавкие составы, которые имеют температуру плавления ниже 1300 °С и характеризуются хорошей текучестью при 1450...1600 °С.

Необходимо также, чтобы шлаки, получаемые в доменной печи, содержали определенное количество основных оксидов (CaO и MgO) для обеспечения требуемой десульфуризирующей способности. Например, рекомендуется, чтобы в шлаках отношение (CaO + MgO): (SiO<sub>2</sub> + Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) составляло около 1,0, а отношение SiO<sub>2</sub>: Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> было равно 2...4,5.

Таким образом, в зависимости от состава пустой породы руды и вида топлива нужно применять основные, кислые или глиноземистые флюсы. Добываемые руды, как правило, содержат кислую пустую породу и характеризуются приемлемым соотношением SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, поэтому по технологическим причинам обычно применяют основной флюс - известняк, состоящий из карбоната кальция CaCO<sub>3</sub>, или доломитизированный известняк, содержащий, кроме CaCO<sub>3</sub> еще MgCO<sub>3</sub>.

До 1948-1949 гг. известняк вводили в доменную печь. В этом случае к известняку предъявляли определенные требования в отношении механической прочности и кусковатости. Теперь же известняк вводят при окисковании железных руд или железорудных концентратов. Это приводит к улучшению показателей доменной плавки и прежде всего сокращению расхода кокса, так как при этом отпадает необходимость в затрате тепла на эндотермический процесс разложения карбонатов. Известняк вводят в измельченном состоянии (размер зерен 0...3 мм), поэтому не требуются его высокая механическая прочность и кусковатость. Необходимо лишь, чтобы в известняке было немного SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, серы и фосфора. Известняк хорошего качества содержит, %: 52...54,5 CaO (против 56 в чистом CaCO<sub>3</sub>); 0,6...1,0 SiO<sub>2</sub>; 0,005...0,01 S и 0,008...0,015 P. В обычном известняке содержится 0,5...3, а в доломитизированном 5...10% MgO и более.

При доменной плавке используют также некоторые отходы производства, содержащие Fe, Mn, CaO и MgO и являющиеся заменителями железных руд и флюса. К ним относят колошниковую пыль, сварочный шлак и окалину нагревательных печей, пиритные огарки и шлаки мартеновского производства. Наиболее широко применяют колошниковую пыль, получаемую в доменных цехах. Она состоит из железосодержащих материалов и кокса, уловленных при очистке газа доменных печей. В пыли содержится 40...56 % Fe и 3...15 % C. С целью утилизации ее добавляют в шихту к рудам или концентратам при их окисковании.

## 1.5. Подготовка железных руд к доменной плавке

Чем тщательнее подготавливают руду к доменной плавке, тем выше производительность доменной печи, ниже расход топлива и выше качество выплавляемого чугуна.

В конечном итоге стремятся снабжать доменную печь шихтой, состоящей только из двух компонентов: офлюсованного железорудного сырья и кокса определенной кусковатости и не содержащих мелких фракций (ниже 5...8 мм для железосодержащей шихты и ниже 20...30 мм для кокса).

Для обеспечения хорошей газопроницаемости плавильных материалов желательно, чтобы шихта была однородной по кусковатости. Рекомендуется, чтобы диаметр самого крупного куска не превышал диаметр самого мелкого куска более чем в два раза, т.е. целесообразно давать руду или окускованную шихту кусковатостью 10...20 или 20...40 мм.

Важным резервом повышения производительности доменных печей и снижения расхода топлива является увеличение содержания железа в шихте. Его увеличение на 1 % позволяет снизить расход кокса на 2...2,5 % и на столько же увеличить производительность печи.

Кроме того, при росте содержания железа в шихте снижается выход шлака при доменной плавке, что ведет к повышению технико-экономических показателей плавки.

Для получения богатого железорудного сырья разработаны и внедрены эффективные способы обогащения железных руд. При решении вопроса об оптимальной степени обогащения железных руд нужно исходить из технико-экономических соображений.

По мере повышения содержания железа в концентратах возрастают затраты на обогащение руд, что показано кривой *CD* на рис. 1, в то время как затраты в доменном цехе сокращаются (кривая *AB*).

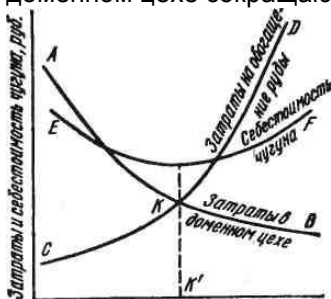


Рис. 1. Схема графического определения оптимального содержания железа в железосодержащей части шихты



Пересечение кривых  $AB$  и  $CD$  в точке  $K$  указывает на оптимальную степень обогащения железных руд (точка  $K'$  на оси абсцисс). Пересечение этих кривых обычно соответствует минимальной себестоимости чугуна (кривая  $EF$ ). Расчеты показывают, что для многих руд оптимальное содержание железа в концентратах: для доменной плавки находится в пределах 64...67 %. Существующая подготовка шихты пока еще не удовлетворяет указанным требованиям. Поэтому повышение однородности шихты по кусковатости и химическому составу и увеличение содержания железа в шихте крайне необходимы.

В зависимости от характеристики добываемой руды применяют следующие методы подготовки руды:

- а) дробление;
- б) сортировку;
- в) обогащение;
- г) усреднение;
- д) окускование.

*Дробление и измельчение.* Крупность добываемых руд в естественном виде очень различна. При открытой добыче размер отдельных кусков достигает 1000...1200 мм, а при подземной 300...800 мм.

Для дальнейшего использования руда такой крупности должна быть предварительно подвергнута дроблению. Дробление представляет собой процесс уменьшения размера кусков твердого материала его разрушением под действием внешних сил и имеет целью придание кускам материала определенной крупности.

Размер крупности кусков дробленой руды определяется способом ее дальнейшей переработки и типом руды. Для доменной плавки верхний предел крупности кусков руды составляет 40...100 мм, для мартеновской плавки 20...40 мм, для агломерации 6...10 мм, а для обогащения в ряде случаев требуется получение материала крупностью менее 0,1 мм. Чем тоньше измельчена руда, тем полнее рудные зерна могут быть отделены от пустой породы в процессе обогащения. Поэтому дробление часто дополняют измельчением руды.

Дробление и измельчение руды - энергоемкий и дорогостоящий процесс. На обогатительных фабриках стоимость процесса дробления и измельчения руды составляет от 35 до 70 % от расходов на весь цикл обогащения, а стоимость дробильных устройств достигает 60 % стоимости оборудования фабрики. Поэтому всегда желательно соблюдать принцип "не дробить ничего лишнего", т.е. дробить руду только до нужных размеров и только в необходимом количестве.

Для выполнения этого принципа процесс дробления руды разделяют на несколько стадий и перед каждой из них проводят классификацию (рассев) с целью выделения готовых по размеру кусков и ме-

лочи, чтобы не подвергать их повторному дроблению.

Обычно различают следующие стадии дробления: крупное дробление - от кусков размером 1200 мм до получения кусков размером 100...350 мм; среднее дробление - от 100...350 до 40...60 мм и мелкое дробление - от 40...60 до 6...25 мм; измельчение - от 6...25 до 1 мм; тонкое измельчение - менее 1 мм. Крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют в аппаратах, называемых дробилками, а измельчение - в мельницах. Дробление можно выполнять следующими методами: раздавливанием, истиранием, раскалыванием, ударом и сочетанием перечисленных выше способов (см. рис. 2).

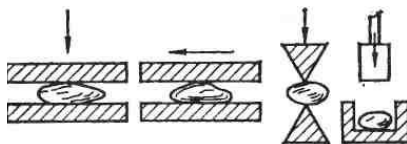


Рис. 2. Схематическое изображение основных способов дробления: а - раздавливание; б - истирание; в - раскалывание; г - удар

Основные типы применяемых дробилок представлены на рис. 3.

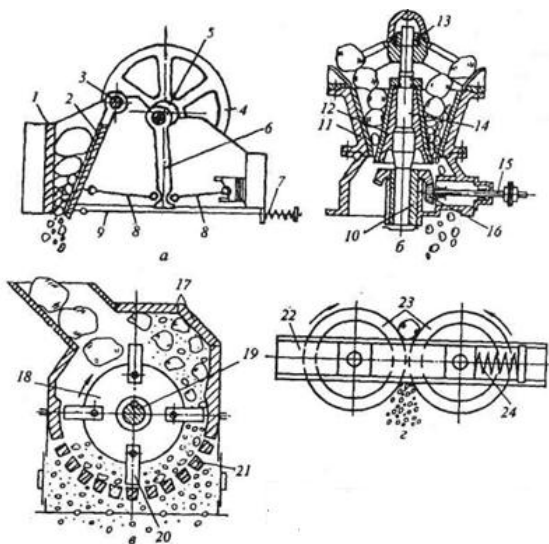


Рис. 3. Схема устройства дробилок: а – щековой; б – конусной; в- молотковой; г – валковой

Щековые дробилки служат для крупного и среднего дробления. Схема одной из разновидностей щековых дробилок показана на рис. 3, а. Дробимую руду загружают сверху в зазор между неподвижной щекой 1 и подвижной 2, подвешенной на оси 3. Привод дробилки через шкив 4 вращает эксцентриковый вал 5, при этом шатун 6 движется вверх-вниз. При подъеме шатуна распорные плиты 8 нажимают на подвижную щеку 2, она сближается с неподвижной и происходит дробление кусков руды; при опускании шатуна подвижная щека отходит назад под воздействием пружины 7 и тяги 9, и через зазор между щеками снизу высыпается дробленая руда. Производительность щековых дробилок составляет 10...700 т/ч.

В конусных дробилках (рис. 3, б) основными рабочими элементами являются неподвижный 11 и подвижный 12 конусы, в зазор между которыми сверху засыпают дробимую руду. Верх вала 14 подвижного конуса закреплен в шарнире 13, а его нижней части придают с помощью приводного вала 15, зубчатой передачи 16 и эксцентрика 10 вращательное движение. Подвижный конус при этом перекачивается по внутренней поверхности неподвижного конуса и в месте сближения конусов происходит дробление кусков, а с противоположной стороны через кольцевую щель просыпается дробленый продукт.

Конусные дробилки применяются для крупного, среднего и мелкого дробления. Производительность дробилок крупного дробления составляет 150...2300 м<sup>3</sup>/ч, среднего - от 8 до 580 м<sup>3</sup>/ч, мелкого - от 24 до 260 м<sup>3</sup>/ч.

Молотковые дробилки (рис. 3, в) применяют для крупного, среднего и мелкого дробления мягких и средних по твердости пород. Дробилка состоит из корпуса, внутри которого закреплены массивные отбойные плиты 17. В опорах конуса установлен вращающийся с большой скоростью вал 19 с насаженными на него несколькими дисками 18, на которых шарнирно закреплены стальные молотки (билы) 20. Дробление происходит в результате ударов, наносимых кускам материала молотками; выдача дробленой руды происходит через отверстия колосниковой решетки 21. Производительность молотковых дробилок достигает 1500 т/ч и более.

Валковые дробилки применяют для среднего и мелкого дробления пород средней крепости. Чаще применяют двух- и четырехвалковые дробилки. В двухвалковой дробилке (рис. 3, г) дробление происходит между двумя вращающимися валами 23; оба вала приводные, один из них закреплен в раме 22 жестко, второй - подвижный и прижимается к неподвижному пружиной 24 либо гидравлическим, либо пневмогидравлическим устройством. Валки бывают гладкими и иногда рифлеными и зубчатыми.

Для тонкого измельчения руд применяют шаровые мельницы и в последнее время мельницы бесшарового помола. Шаровая мельница (рис. 4, а) представляет собой вращаемый через зубчатый венец 5 футерованный плитами из износостойкой стали барабан 4 с полыми цапфами 2. Барабан почти наполовину заполнен чугунными или стальными шарами 3. Куски руды вместе с водой подают в цапфу через устройство 1, в барабане куски, испытывая удары падающих шаров, раскалываются, раздавливаются и истираются; измельченный продукт с водой (пульпа) выдается через противоположную цапфу барабана. Производительность крупных шаровых мельниц достигает 150...200 т/сут.

На рис. 4, б показана мельница бесшарового помола типа Лэро-фол". Крупные и мелкие куски руды вместе со сжатым

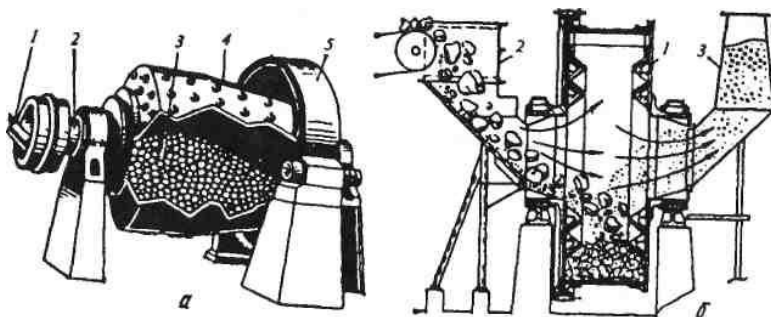


Рис. 4. Шаровая мельница (а) и мельница для бесшарового помола (б)

воздухом вводят через питатель 2 во вращающийся барабан 1. Крупные куски играют роль дробящих шаров; измельченный продукт уносится воздухом через пустотелую цапфу в шахту выдачи 3, а затем скапливается в пылеуловителях.

**Грохочение и классификация.** Разделение или сортировку материалов на классы крупности при помощи решеток или механических сит называют грохочением, а разделение в воде или воздухе на основе разности скоростей падения зерен различной крупности - гравитической или воздушной классификацией. Грохочением обычно разделяют материалы до крупности 1...3 мм, а более мелкие - классификацией.

Материал, поступающий на грохочение, называют исходным, остающийся на сите - надрешетным продуктом, прошедший через отверстия сита - подрешетным продуктом.

Аппараты для грохочения называют грохотами, их основным рабочим элементом является решето или сито. Наибольшее распространение получили различные грохоты с колебательным движением реше-

та; ограниченное применение находят неподвижные грохоты, а также барабанные, валковые или роликовые.

Простейшим и малопродуктивным является неподвижный колосниковый грохот, применяемый в приемных отделениях горнорудных предприятий. Он представляет собой расположенную под углом  $\sim 45^\circ$  к горизонту решетку из параллельных стальных брусьев (колосников) с величиной щели 25...200 мм. Подаваемый сверху материал опускается по поверхности решетки, а мелочь просыпается сквозь щели решетки. Производительность грохота составляет 9...80 м<sup>3</sup>/ч на 1 м<sup>2</sup> решетки, а к.п.д. не превышает 50...70 %.

Дуговой гидравлический неподвижный грохот представляет собой изогнутую по дуге решетку, по которой сверху движется пульпа; через ячейки решетки проходят отделяемые частицы пульпы размером 0,3...1,0 мм.

Придание решетке грохота колебательных движений сильно повышает производительность и к.п.д. грохота (до 95...98 %). Из подобных грохотов в последнее время широко применяют самобалансные и самоцентрирующиеся инерционные грохоты. Самобалансный грохот (рис. 5) представляет собой опирающийся на пружины 3 короб 1 с просеивающим решетом 2. В боковых стенках короба на подшипниках установлены два дебалансных вала 4 (ось вала не совпадает с осью его вращения). Валы вращают с одинаковой скоростью в противоположных направлениях, при этом возникают инерционные силы, вызывающие колебания короба по направлению стрелок "А", что обеспечивает подбрасывание груза и его перемещение вдоль решета с эффективным просеиванием мелочи. Для самобалансных грохотов частота колебаний составляет 740...950 в минуту, амплитуда колебаний 4...9 мм, размеры решета достигают 3х6,4 м, производительность - 600 т/ч. Самоцентрирующийся инерционный грохот показан на рис. 6.

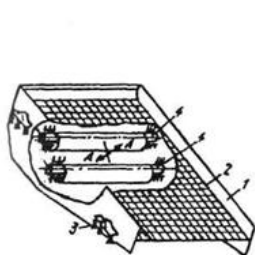


Рис. 5. Схема самобалансового грохота

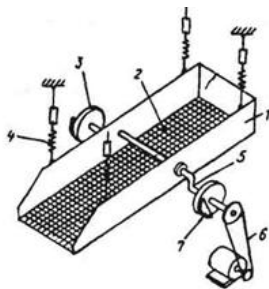


Рис. 6. Самоцентрирующийся инерционный грохот

Грохот состоит из подвешенного на пружинах 4 короба 1 с одним или двумя ситами 2. В подшипниковых опорах короба закреплен вращаемый приводом через шкив 6 эксцентриковый вал 5, на концах которого имеются диски 3 с противовесами (дебалансами) 7. Вращение вала с дебалансами вызывает перемещение короба по круговой траектории вокруг оси вала с амплитудой 3...6 мм. Частота составляет 520...1440 колебаний в минуту, производительность грохотов 2000 т/ч.

*Гидравлическая классификация* (разделение) тонкоизмельченных руд основана на том, что в воде более крупные частицы оседают быстрее, чем мелкие. Существует несколько разновидностей гидравлических классификаторов, наиболее распространенным является спиральный классификатор. Он выполнен в виде наклонного желоба, внутри которого расположены продольные вращающиеся двухзаходные спирали. В желоб подают рудную пульпу; крупные частицы оседают на дне желоба и выносятся из желоба через его верх вращающимися спиралями, а мелкие частицы с водой сливаются из нижнего конца желоба. В маловодных районах применяют воздушную классификацию.

*Обогащение.* Руды, добываемые из недр земли, часто не удовлетворяют требованиям металлургического производства не только по крупности, но и в первую очередь по содержанию основного металла и вредных примесей, а потому нуждаются в обогащении.

Под обогащением руд понимают процесс обработки полезных ископаемых, целью которого является повышение содержания полезного компонента путем отделения рудного минерала от пустой породы или отделения одного ценного минерала от другого. В результате обогащения получают готовый продукт - концентрат, более богатый по содержанию определенного металла, чем исходная руда, и остаточный продукт - хвосты, более бедный, чем исходная руда.

Все применяемые на практике способы обогащения руд основаны на использовании различий в физических и физико-химических свойствах слагающих руду минералов. При хорошей размываемости минерала водой применяют промывку; при различной плотности - гравитационное обогащение, при магнитной восприимчивости - магнитное обогащение, на использовании различных физико-химических поверхностных свойств основана флотация. Выбирая оптимальный способ обогащения, оценивают также экономическую эффективность того или иного способа.

Конечный результат обогащения характеризуют степень извлечения ( $\epsilon$ , %) полезного элемента, которую определяют из соотношения:  $c = (y/p)/a$ , где  $y$  - выход концентрата (% от массы исходной руды),  $a$  и  $p$  - соответственно содержание извлекаемого элемента в исходной руде и в концентрате, %.

*Промывка.* Промывка представляет собой процесс разрушения и диспергирования глинистых и песчаных пород, входящих в состав руды. Ее применяют для руд с плотными разновидностями рудных минералов, не размываемых водой, и с рыхлой пустой породой. К ним чаще всего относятся бурожелезняковые и мармитовые руды, а также многие марганцевые руды.

При обогащении промывкой потоки воды размывают и уносят глинистые и песчаные частицы, а также мелкую руду, поэтому промывке обычно подвергают крупнокусковые руды, а мелкие классы направляют на дальнейшее обогащение другими методами.

Основными агрегатами для обогащения промывкой служат бутары, скрубберы, корытные мойки и промывочные башни.

Бутара представляет собой вращающийся цилиндр с решетчатой поверхностью (рис. 7). Руда внутри барабана продвигается вперед, скользя и перекатываясь по его стенкам. Ввиду наличия коротких уголков, укрепленных внутри бутары под прямым углом к направлению скольжения, куски руды разбиваются. Разрыхлению способствует вода, подаваемая из

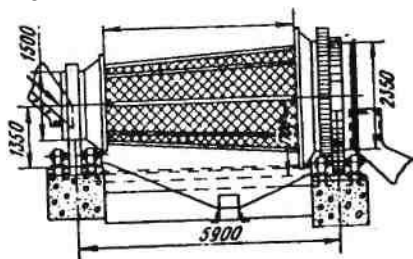


Рис. 7. Коническая бутара

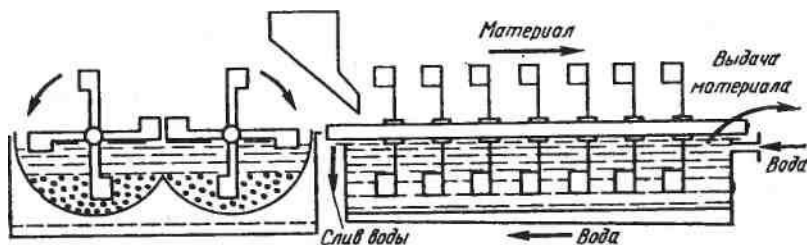


Рис. 8. Схема корытной мойки

оросительной трубы, расположенной вдоль барабана. Вода с растворенной частью пустой породы и мелкими зернами руды проходит через отверстия бутары, а крупный отмытый материал удаляется через раз-

грузочный конец. Производительность бутары 150...190 т/ч.

Основной недостаток - высокий расход воды, составляющий 3...5 м<sup>3</sup> на 1 т материала. Выход годного продукта равен примерно 75 % при относительно высоком содержании железа в хвостах (25...26%).

Более совершенными являются корытные мойки. Корытная мойка (рис. 8) представляет собой наклонное корыто длиной 2,6...7,8 м, шириной 0,8...2,7 м и глубиной в нижней части до 2,1 м. По продольной оси корыта расположены два вала с лопастями, которые вращаются в противоположных направлениях с частотой 8...20 об/мин. Материал поступает в нижнюю часть корыта, на 2/3 заполненную водой, и передвигается лопастями навстречу струе воды, которая подается под давлением в верхнюю часть корыта.

С одного конца корыта избыток воды уходит в слив, унося с собой размытую породу, а с другого конца корыта промытая руда выдается лопастями. Расход воды составляет 2...5 м<sup>3</sup>/т, а производительность 60—80 т/ч при степени извлечения железа 85...89 %.

*Гравитация.* При гравитационном обогащении минералы разделяются по плотности. Гравитация может быть воздушной или мокрой. Воздушную гравитацию для обогащения железных и марганцевых руд не применяют, поскольку их рудные и нерудные минералы сравнительно мало отличаются по плотности. Мокрую гравитацию чаще всего осуществляют отсадкой. В качестве жидкости обычно используют воду, но применяют и более тяжелые среды.

Распространенным методом является мокрая отсадка, при которой зерна различного удельного веса расслаиваются под действием струи воды, пульсирующей в вертикальном направлении. При этом более легкие зернам вытесняются в верхний слой, а более тяжелые осаждаются вниз.

Применяемые для отсадки отсадочные машины иногда делают с подвижным решетом, совершающим возвратно-поступательное движение в вертикальной плоскости, что создает пульсацию воды. Чаще применяют машины с неподвижным решетом, в которых вода движется под действием поршня. Существуют и другие способы перемещения воды (подвижная диафрагма, качающийся конус, качающаяся перегородка, воздушный или гидравлический пульсатор).

Сравнительно простой и совершенный способ - это гравитационное обогащение в тяжелых средах. Руду погружают в жидкость, плотность которой больше плотности пустой породы. Тяжелые зерна рудного минерала осаждаются на дно, а частицы пустой породы всплывают.

При обогащении железных руд плотность жидкости должна составлять около 2800...3000 кг/м<sup>3</sup>. Органические жидкости с такой плотно-



стью стоят дорого, поэтому применяют тяжелые суспензии - взвеси тонкого порошка какого-либо твердого тела, например ферросилиция (для обогащения железных руд) или свинцового блеска (для обогащения руд цветных металлов). Для того чтобы плотность была неизменной в любой части аппарата, суспензия должна находиться в непрерывном движении. Для гравитационного обогащения применяют сепараторы или спиральные классификаторы. Широко используют барабанный сепаратор, показанный на рис. 9. Чтобы уменьшить скорость осаждения

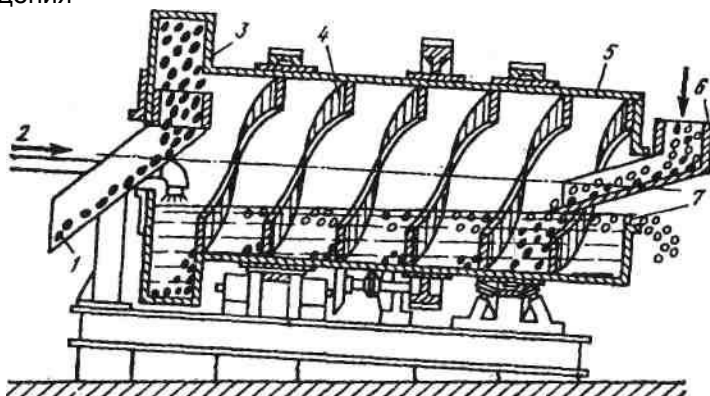


Рис. 9. Барабанный сепаратор для гравитационного обогащения руд

ферросилиция, к суспензии добавляют глинистую породу - бентонит. Тяжелые суспензии применяют главным образом для обогащения руд цветных металлов; в этом случае используют конусные сепараторы различных конструкций.

Сепаратор состоит из наклонного барабана 5 диаметром 1,5...3 и длиной 3...10 м со спиралью 4 и кольцевым черпаковым элеватором 3. Руда поступает по желобу 6, концентрат оседает в среде, передвигается спиралью 4 и разгружается черпаковым элеватором 3 по желобу 1. Всплывшая легкая фракция переливается через горловину 7. Расход суспензии восполняется через питатель 2.

**Магнитная сепарация.** Наиболее распространенным способом обогащения железных руд является магнитная сепарация, основанная на различии магнитных свойств железосодержащих минералов и частиц пустой породы.

Магнитное обогащение заключается в том, что подготовленную соответствующим образом руду (дробленную до высокой степени раскрытия рудного зерна), содержащую магнитный минерал, вводят в магнит-

ное поле, создаваемое магнитами. Силовые линии магнитного поля сгущаются в зернах магнитного минерала, намагничивают их, вследствие чего зерна притягиваются магнитом и, преодолевая постоянно действующие силы (тяжести, центробежные, сопротивления водной среды и др.), движутся в одном направлении, в то время как немагнитные зерна под действием этих сил движутся в другом направлении.

Магнитное обогащение осуществляют в аппаратах, называемых магнитными сепараторами, в которых магнитное поле создается электромагнитами постоянного тока или магнитными системами, состоящими из постоянных магнитов.

В зависимости от минералогического состава руд применяют сепараторы с разной напряженностью магнитного поля. Сильномагнитные руды обогащают на сепараторах, в которых создается меньшая напряженность магнитного поля (40...100 кА/м), а для слабомагнитных руд требуется высокая напряженность магнитного поля (160...1600 кА/м).

Магнитное обогащение железных руд осуществляют методами мокрой и сухой магнитной сепарации, а также комбинированными методами (сухая сепарация с последующей мокрой).

Для обогащения магнитных железных руд крупностью более 3...6 мм применяют только сухую магнитную сепарацию; руды меньшей крупности можно обогащать как сухим, так и мокрым методами, но применяют в основном мокрую сепарацию, поскольку при этом устраняется пыление. Для руд крупностью менее 0,1 мм применяют только мокрую сепарацию.

По конструктивным признакам различают сепараторы барабанные, ленточные, шкивные, роликовые и кольцевые. Наибольшее распространение для обогащения магнетитовых руд получили барабанные сепараторы. Схема устройства и работы барабанного сепаратора для сухого обогащения показана на рис. 10. Внутри вращающегося барабана 1 из немагнитной стали закреплены неподвижные электромагниты 2. Обогащаемую руду подают на барабан сверху; частицы магнетита притягиваются электромагнитом к поверхности барабана и перемещаются на ней до выхода из зоны действия магнита. Здесь они под действием силы тяжести падают вниз в приемный бункер концентрата.

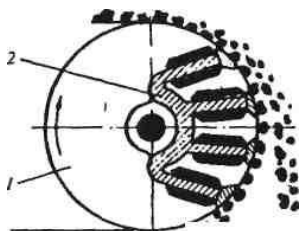


Рис. 10. Схема барабанного электромагнитного сепаратора для сухого обогащения крупных руд

Немагнитные частицы сыпаются с барабана там, где его поверхность перестает быть опорой частиц (крайнее правое положение), они попадают в бункер пустой породы (хвостов).

Барабанные сепараторы для мокрого обогащения в зависимости от направления подачи рудного материала и его движения по отношению к направлению вращения барабана подразделяют (рис. 11) на три типа: с прямоточной, противоточной и полупротивоточной ваннами. Барабанный сепаратор с прямоточной ванной (рис. 11, а) применяют для обогащения руд крупностью 0...6 мм. Он включает вращающийся немагнитный барабан 2 с расположенными внутри него неподвижными электромагнитами 3. Рудную пульпу через загрузочную коробку 1 по лотку 9 подают под барабан в направлении, совпадающем с направлением его вращения. Магнитные частицы руды притягиваются к барабану и удерживаются на его поверхности до выхода из зоны действия магнитов, после

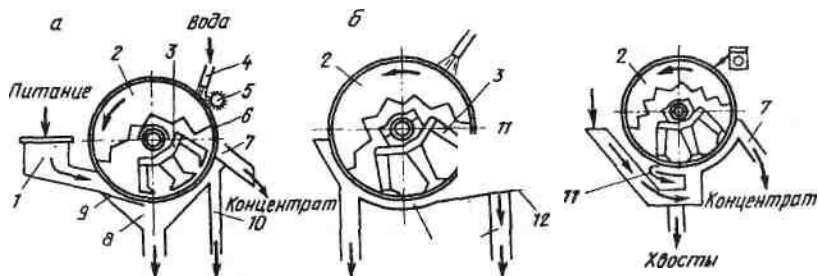


Рис. 11. Схема барабанных сепараторов для мокрого обогащения руд

чего они под действием сил тяжести, гидросмыва 4 и щеткоснимателя 5 попадают в разгрузочный лоток 7 концентрата. Пустая порода остается в ванне 8 и удаляется в виде хвостов. Постоянный уровень пульпы в ванне обеспечивается за счет слива ее избытка через патрубок 10. Барабан имеет резиновое покрытие 6.

Сепараторы с противоточной ванной (рис. 11,б) применяются для обогащения мелкозернистой (0...2 мм) руды. Рудную пульпу подают по питающему лотку 12 навстречу направлению вращения барабана. Частицы магнетита извлекаются барабаном из ванны в противотоке и в месте окончания зоны действия магнитов 3 выдаются через сливной порог 11 в лоток 7 концентрата. Пустая порода с водой проходит под барабаном и удаляется из ванны с противоположной от места выдачи концентрата стороны (хвосты).

Сепараторы с полупротивоточной ванной (рис.11, в) применяются для обогащения тонкозернистых руд (частицы < 0,2 мм). Пульпа подается к вращающемуся барабану 2 снизу. Притягиваемые к барабану магнитные частицы разгружаются по ходу вращения барабана через лоток 7, а пустая порода (хвосты) под действием потока воды удаляется с противоположной стороны через сливной порог 11.

Для слабомагнитных руд (гематит и др.) перспективным способом повышения магнитных свойств до уровня, необходимого для их обогащения на простых магнитных сепараторах долгое время считался магнетизирующий обжиг. Он заключается в том, что железную руду нагревают во вращающейся трубчатой печи или печи кипящего слоя до 600...800°С в восстановительной атмосфере; при этом  $Fe_2O_3$  восстанавливается до  $Fe_3O_4$ , обладающего высокими магнитными свойствами. Но после многолетнего, опробования от этого способа в настоящее время отказались в связи со сложностью, высокой стоимостью и загрязнением окружающей среды выбросами обжиговых печей.

Для обогащения слабомагнитных руд ограниченное применение находят валковые сепараторы с сильным магнитным полем, в них пульпа проходит через создаваемое между двумя магнитными Полюсами поле напряженностью ~ 1300 кА/м. Однако эти сепараторы сложны по устройству и малопроизводительны. Для тонкоизмельченных слабомагнитных руд (крупность частиц < 0,8 мм) применяются полиградиентные сепараторы сильного магнитного поля, в которых рабочее пространство между магнитными полюсами заполнено, например, стальными шарами. В точке касания шаров создается очень высокая напряженность магнитного поля, и при пропускании через него пульпы из нее выпадает выделяемый минерал.

**Флотация.** Под флотацией понимают метод обогащения, основанный на различии физико-химических свойств поверхностей различ-

ных минералов. Для обогащения руд применяют только пенную флотацию. Она базируется на том, что одни минералы (в тонкоизмельченном состоянии в водной среде) не смачиваются водой, прилипают к пузырькам воздуха и поднимаются или, как говорят, всплывают и флотируются на поверхности подобно воздушному шару, образуя минерализованную пену. Это - гидрофобные тела. Другие минералы смачиваются водой, не прилипают к воздушному пузырьку и остаются в пульпе. Это - гидрофильные тела.

Для повышения эффективности флотации используют флотационные реагенты трех видов: коллекторы, регуляторы и вспениватели. Коллекторы - это органические вещества, избирательно адсорбирующиеся на поверхности минерала и усиливающие их гидрофобные свойства; для разных минералов - это различные вещества. Регуляторы - это многочисленные реагенты, одни из которых (активаторы) активизируют флотацию минералов, а другие (депрессоры) подавляют ее. Вспениватели способствуют созданию обильной минерализованной пены.

Обычно пенный продукт флотации состоит из зерен полезных минералов (концентрата), но так как различные флотационные реагенты могут действовать на минералы избирательно, то в некоторых случаях флотацию ведут так, чтобы всплывали неполезные минералы - минералы пустой породы (хвосты). В первом случае процесс называют прямой флотацией, во втором - обратной флотацией.

Флотационные машины, в которых осуществляется флотационный процесс, по своему действию делят на механические, пневматические и комбинированные. В первых для перемешивания пульпы и засасывания воздуха используют механические мешалки, во вторых воздух подается по специальным трубкам под небольшим давлением, в третьих перемешивание происходит мешалками с дополнительной подачей воздуха.

Наиболее широкое распространение получили механические флотационные машины (рис. 12).

При вращении вала 1 мешалки 6 создается разрежение, пульпа и воздух засасываются в зону / перемешивания и аэрации. Пульпа, поступающая по трубе 2 в эту зону, смешивается с воздухом и отбрасывается центробежной силой мешалки кверху и в стороны. В зоне // разделения воздушные пузырьки, несущие минерал, поднимаются, а гидрофильные частички возвращаются в зону перемешивания через отверстия в разделительном диске.

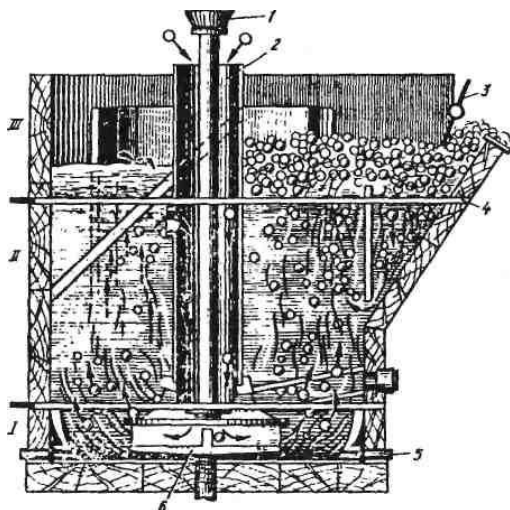


Рис. 12. Схема действия механической флотационной машины

В зоне III концентрации минерализованная пена собирается выше перегородки 4, отделяющей ее от разгрузочной стороны машины, и снимается вращающимся гребком 3, а промежуточный продукт спускается через специальное отверстие 5 в следующую машину. Производительность флотационной машины составляет 10...20 т/ч.

Флотацию широко применяют для обогащения руд цветных металлов.

*Усреднение.* Химический состав добываемых железных руд непостоянен, и это обстоятельство вызывает при их дроблении непостоянство гранулометрического (зернового) состава. Неоднородность химического и гранулометрического состава шихты крайне отрицательно влияет на показатели работы доменных печей. Особо важное значение имеет постоянство содержания железа, так как снижение его содержания приводит к разогреву печи, а повышение - к похолоданию. Естественно, что при непостоянстве доменной шихты по содержанию железа приходится вести плавку с некоторым избытком топлива с тем, чтобы исключить или хотя бы резко сократить число случаев похолодания печи, являющихся расстройством процесса, вызывающим ухудшение показателей ее работы.

Следует также обеспечить постоянство по основности пустой породы шихты с тем, чтобы обеспечить стабильность состава шлака. Рекомендуется так подготавливать шихту, чтобы отклонения по содержанию железа от среднего его содержания не превышали  $\pm 0,3...0,5$  %.

Большое значение имеет и однородность шихты по куско-

ватости. Особо вредное влияние оказывает наличие мелочи в шихте. Так, увеличение содержания мелочи в шихте ( $< 3$  мм) на 10 % приводит к увеличению расхода кокса на 4...7 %.

Вопросы оптимизации гранулометрического состава шихты решаются путем дробления агломерата и отсева мелочи от окускованной шихты, а задача усреднения железорудных материалов по химическому составу решается, в основном, на складах, где хранят запас руды перед агломерацией или окомкованием (механизированные склады для усреднения или же рудные дворы в старых доменных цехах). Усреднение здесь обеспечивается за счет формирования рудного штабеля горизонтальными слоями и забора руды из штабеля поперек слоев: привозимую руду укладывают в штабели, рассыпая ее тонким слоем по всей длине штабеля и так слой за слоем до получения требуемой высоты штабеля (до 17 м); забирают же руду с торца штабеля сверху до низу так, чтобы, например, грейфер захватывал одновременно большое число слоев. Это обеспечивает усреднение отгружаемой со склада руды.

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

*Агломерация.* Это процесс окускования мелких руд, концентратов и колошниковой пыли спеканием в результате сжигания топлива в слое спекаемого материала. Наиболее распространены ленточные агломерационные машины со спеканием слоя шихты на движущейся колосниковой решетке при просасывании воздуха через шихту.

Продукт спекания (агломерации) - агломерат представляет собой кусковой пористый продукт черного цвета; упрощенно можно характеризовать его как спеченную руду или спеченный рудный концентрат.

Агломерацию следует рассматривать шире, чем окускование, так как при этом удаляются некоторые вредные примеси (сера и частично мышьяк), разлагаются карбонаты и получается кусковой пористый, к тому же офлюсованный материал. По существу - это металлургическая подготовка руд к плавке. Способ спекания рудной мелочи на колосниковой решетке с просасыванием воздуха через слой шихты впервые был применен в 1887 г., а в 1911 г. был внедрен с использованием горизонтальных ленточных машин.

*Шихта агломерации и ее подготовка.* Основные составляющие агломерационной шихты - железосодержащие материалы (рудный концентрат, руда, колошниковая пыль); возврат (отсеянная мелочь ранее произведенного агломерата); топливо (коксовая мелочь); влага, вводи-

мая для окомкования шихты; известняк, вводимый для получения офлюсованного агломерата.

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

Количество основных компонентов агломерационной шихты, %:

Железосодержащие материалы (руда, концентрат, колошниковая пыль) крупностью 8...0 мм	40...50
Известняк крупностью 3...0 мм	20...30
Возврат (мелкий агломерат) крупностью 10...0 мм	20...30
Топливо крупностью 3...0 мм	4...6
Влага	6...9

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

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

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

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



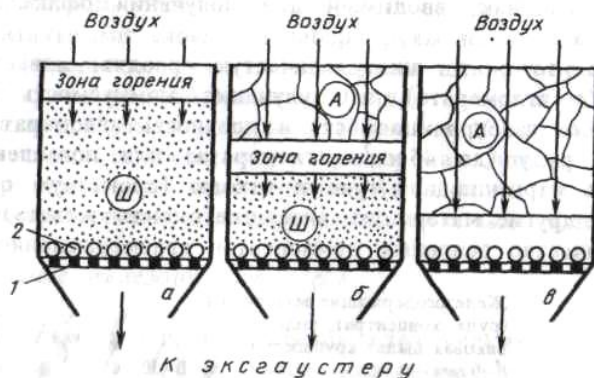


Рис. 13. Схема агломерационного процесса: а - начало процесса; б - промежуточный момент; в - конечный момент; А - агломерат; Ш — шихта

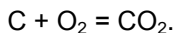
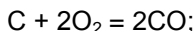
**Процесс спекания.** Схема процесса представлена на рис. 13. На колосниковую решетку 1 конвейерной ленты загружают так называемую "постель" 2 высотой 30...35 мм, состоящую из возврата крупностью 10...25 мм. Затем загружают шихту (250...350 мм). Под колосниковой решеткой создают разрежение около 7...10 кПа, в результате чего с поверхности в слой засасывается наружный воздух.

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

В зоне горения температура достигает: 1400...1500 °С. При таких температурах известняк  $\text{CaCO}_3$  разлагается на  $\text{CaO}$  и  $\text{CO}_2$ , а часть оксидов железа шихты восстанавливается до  $\text{FeO}$ . Образующиеся  $\text{CaO}$  и  $\text{FeO}$ , а также оксиды шихты  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и др. вступают в химическое взаимодействие с образованием легкоплавких соединений, которые расплавляются. Образующаяся жидкая фаза пропитывает твердые частицы и химически взаимодействует с ними.

Когда зона горения опустится ниже мест образования жидкой фазы, просасываемый сверху воздух охлаждает массу, пропитанную жидкой фазой, и последняя затвердевает, в результате чего образуется твердый пористый продукт - агломерат. Поры возникают в результате испарения влаги и просасывания воздуха. Продвижение через слой шихты сверху вниз зоны, в которой происходит горение топлива и формирование агломерата (т.е. спекаемого слоя) длится 8...12 мин и заканчивается при достижении постели (см. рис. 13, в).

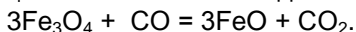
Рассмотрим основные химические реакции, протекающие при агломерации. Горение топлива происходит по реакциям:



В отводимых продуктах горения отношение  $\text{CO}_2:\text{CO}$  равно 4:6, но вблизи горящих кусочков кокса атмосфера восстановительная (преобладает  $\text{CO}$ ), что вызывает восстановление оксидов железа.

Большая часть непрочных оксидов  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  превращается в  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  в результате восстановления:  $3\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CO} = 2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_2$ , либо в результате диссоциации:  $6\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow 4\text{Fe}_3\text{O}_4$ .

Часть оксидов  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  восстанавливается до  $\text{FeO}$ :



Содержание  $\text{FeO}$  в агломерате обычно находится в пределах 7...17 %, оно возрастает при увеличении расхода кокса на агломерацию; одновременно уменьшается остаточное содержание  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Известняк разлагается по реакции  $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$ , идущей с поглощением тепла.

При агломерации удаляется сера и частично (около 20%) мышьяк. Сера в шихте обычно находится в виде сульфида железа  $\text{FeS}_2$  (пирит), а иногда в виде сульфатов  $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  (гипс) и  $\text{BaSO}_4$  (барит). Пирит в условиях агломерации окисляется по нескольким реакциям, одна из них:  $3\text{FeS}_2 + 2\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 6\text{SO}_2$ . Гипс и барит разлагаются при 1200...1400 °C по реакциям  $\text{CaSO}_4 = \text{CaO} + \text{SO}_3$ ;  $\text{BaSO}_4 = \text{BaO} + \text{SO}_2$ .

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

*Офлюсованный агломерат и его свойства.* В настоящее время производят офлюсованный агломерат, т.е. в шихту агломерации вводят известняк, чтобы агломерат содержал  $\text{CaO}$  и его основность  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  составляла 1...1,4 и более. Это позволяет работать без загрузки известняка в доменную печь.

Агломерат разных заводов содержит, %:  $\text{Fe}_{\text{общ}}$  47...58;  $\text{FeO}$  9...17;  $\text{Mn}$  0,2...0,6;  $\text{SiO}_2$  8...13;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  1,0...2,5;  $\text{CaO}$  8...17;  $\text{MgO}$  1...3;  $\text{S}$  0,03...0,1.

Основные преимущества офлюсованного агломерата:

1. Исключение из доменной плавки эндотермической реакции разложения карбонатов, т.е.  $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2 - Q_1$  или  $\text{MgCO}_3 \rightarrow \text{MgO} + \text{CO}_2 - Q_2$ , требующих тепла, а следовательно, расхода кокса.

Этот процесс перенесен на аглоленту, где расходуется менее

дефицитное и более дешевое топливо, чем кокс.

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

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

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

5. Уменьшение числа материалов, загружаемых в доменную печь.

В конечном итоге, применение офлюсованного агломерата приводит к сокращению расхода кокса на 6...15 %. Нижний предел относится к богатой по железу шихте, а верхний - к бедной.

Качество агломерата оценивают рядом параметров: он должен быть в кусках определенной крупности, должен иметь высокую прочность в холодном и в горячем состоянии, высокую восстановимость, высокую температуру размягчаемости. Агломерат не должен содержать фракций < 5 мм, поскольку мелочь сильно снижает газопроницаемость шихты в доменной печи; крупность агломерата для малых и средних печей должна составлять 5...40, а для крупных и сверхмощных – 15...40 мм.

Высокая холодная и горячая прочность необходимы, чтобы агломерат не разрушался с образованием мелочи, препятствующей движению газов через слой шихты в печи. Под холодной прочностью подразумевают прочность, препятствующую разрушению агломерата при его транспортировке и загрузке в печь, под горячей - препятствующую разрушению под воздействием давления столба шихты в печи при высоких температурах. Холодную прочность агломерата определяют по выходу фракции крупностью более 5 мм после обработки 15 кг агломерата в барабане, вращающемся с частотой 25 мин<sup>-1</sup> в течение 8 мин; лучший показатель равен 70...80 %. Для получения стабильно высокой холодной прочности прежде всего важно соблюдение технологии подготовки шихты с поддержанием оптимального гранулометрического состава и ее высокой газопроницаемости, в том числе путем ее тщательного окомкования и добавки в шихту извести. Повышению холодной прочности способствуют: увеличение расхода топлива, но при этом снижается вертикальная скорость спекания и производительность ленты; введение в шихту доломитизированного известняка, вносящего MgO; повышение толщины спекаемого слоя; "калибровка" агломерата путем его обработки перед охлаждением во вращающихся барабанах или роторных дробилках; использование топлива без мелких фракций, т.е. крупностью 1...3 мм вместо 0...3 мм. Холодная прочность сильно снижается при очень быстром охлаждении и при наличии остатков ших-

ты в агломерате. Для предотвращения резкого охлаждения горячий агломерат со спекательной ленты направляют в специальные охладители, где его охлаждают в течение 40...60 мин просасываемым вентиляторным воздухом. С тем, чтобы в агломерате после спекания не оставалось кусков шихты, она не должна содержать рудных частиц крупностью > 8 мм и известняка > 3 мм; необходимо также увеличивать расход топлива.

Особенность офлюсованного агломерата: его прочность снижается по мере роста основности от 0,5 до 1,3...1,4. Это связано с тем, что при основности > 0,5 в структуре агломерата появляется двухкальциевый силикат  $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ , который в процессе охлаждения при  $675\text{ }^\circ\text{C}$  претерпевает полиморфное превращение с увеличением объема на 10...11%, что вызывает большие внутренние напряжения в куске, ведущие к его разрушению. При увеличении основности > 1,5 прочность вновь возрастает вследствие появления вместо  $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$  соединения  $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ , не подверженного полиморфным превращениям. Горячую прочность агломерата определяют во вращающемся барабане в атмосфере  $\text{CO}\text{-CO}_2$  при нагреве или по газопроницаемости сдавливаемого нагретого слоя агломерата. Влияние параметров процесса получения агломерата на его горячую прочность изучено пока недостаточно. Установлено, что повышенной горячей прочностью обладает агломерат, содержащий 7...10% FeO.

Восстановимость агломерата в первую очередь определяется величиной поверхности пор, доступных газу-восстановителю. В офлюсованном агломерате повышению восстановимости способствует наличие в нем кальциевых оливинов и ферритов кальция. Максимальная восстановимость отмечается при основности агломерата 1,4...1,5. В современных условиях восстановимость агломерата не лимитирует хода доменной плавки.

Температура начала размягчения современных офлюсованных агломератов достаточно высока (1000...1150  $^\circ\text{C}$ ), что позволяет в большей части объема печи иметь шихту в твердом виде, обеспечивая тем самым высокую газопроницаемость столба шихты.

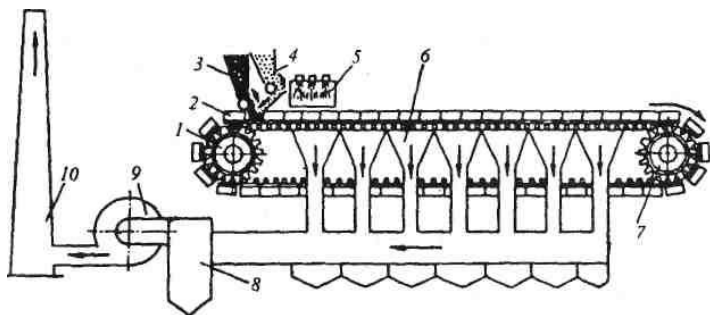


Рис. 14. Схема агломерационной машины

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

Агломерационная машина (рис. 14) имеет в качестве основного элемента замкнутую ленту (конвейер) из отдельных спекательных тележек-паллет 2, Тележка - это опирающаяся на четыре ролика колосниковая решетка с продольными бортами; тележки движутся по направляющим рельсам под воздействием пары приводных звездочек 1. На горизонтальном участке ленты тележки плотно примыкая друг к другу, образуют движущийся желоб с дном в виде колосниковой решетки

Под тележками рабочей ветви ленты расположено 13-26 вакуум-камер 6, в которых с помощью эксгаустера 9 создают разрежение 10...13 кПа. Ширина ленты составляет 2...4 м, число тележек в ленте от 70 до 130, скорость ее движения 1,4...7 м/мин; площадь спекания действующих машин равна 50...312 м<sup>2</sup>. Удельная производительность по площади спекания составляет 1,2...1,5 т/(м<sup>2</sup>·ч).

На движущуюся ленту питателем 3 укладывают постель высотой ~ 30 мм из возврата агломерата крупностью 1025 мм;

она предотвращает просыпание шихты через щели решетки и предохраняет решетку от перегрева. Затем питателем 4 загружают слой шихты высотой 250...350 мм. Далее шихта на движущейся ленте попадает под зажигательный горн 5, который нагревает поверхность шихты по всей ширине до 1200...1300 °С, в результате чего загорается топливо. При дальнейшем движении ленты за счет просасываемого эксгаустером 9 сверху воздуха слой горения кокса и спекания агломерата перемещается вниз, а продукты сгорания через вакуумные камеры 6 поступают в пылеуловитель 8 и далее выбрасываются в атмо-

сферу через трубу 10.

Формирование агломерата заканчивается на горизонтальном участке движения ленты; этот момент легко определяют по резкому падению температуры отходящих газов, свидетельствующему об окончании горения кокса. Готовый агломерат при огибании лентой холостой звездочки 7 ссыпается вниз. Он попадает в валковую дробилку горячего дробления и затем на грохоты, где от дробленого продукта отсеивают горячий возврат. Далее агломерат поступает на охладитель (пластинчатый конвейер либо круглый вращающийся охладитель), где он в течение 40...60 мин охлаждается до 100 °С просасываемым воздухом. Затем агломерат направляется на грохоты холодного агломерата, где отделяется постель. После этого годный агломерат конвейером транспортируют в доменный цех, а мелочь - в бункер возврата. Этот возврат, также как и горячий, вновь направляются на агломерацию. Выход годного агломерата (фракции крупностью > 5 мм) из шихты не превышает 70...80 %.

*Производство окатышей.* Расширение использования бедных руд и особенно стремление к более глубокому обогащению их привели к получению тонкоизмельченных железорудных концентратов (менее 0,07 мм), для которых появилась необходимость найти новые пути окускования. В связи с этим начал развиваться так называемый процесс окатывания или окомкования. Процесс был опробован в нашей стране более 30 лет тому назад. Однако первые промышленные установки были созданы в США лишь в 1945...1955 гг. Этот процесс приобретает особое значение, когда фабрику окускования концентратов приходится строить не на металлургическом заводе. Объясняется это тем, что окатыши меньше разрушаются при перевозке, чем агломерат, особенно офлюсованный.

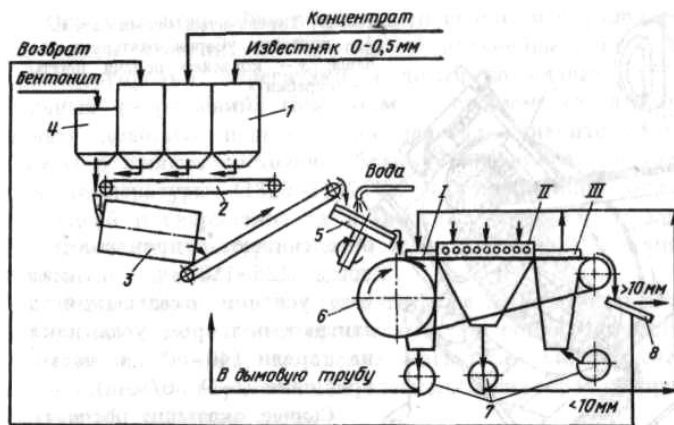


Рис. 15. Схема производства окатышей:

I — сушка; II — обжиг; III — охлаждение; 1 — шихтовые бункеры; 2 — сборный конвейер; 3 — смешительный барабан; 4 — бункер для бентонита; 5 — тарельчатый гранулятор; 6 — обжиговая машина; 7 — вентиляторы; 8 — грохот

Процесс производства окатышей состоит из двух стадий: а) получения сырых (мокрых) окатышей; б) упрочнения окатышей (подсушка при 300...600 и обжиг при 1200...1350 °С).

Схема производства окатышей на современной фабрике показана на рис. 16. Исходную шихту: возврат (некондиционные окатыши), концентрат и в случае производства офлюсованных окатышей известняк загружают в бункеры 7, откуда она при помощи дозаторов выдается на сборный транспортер 2 и поступает в смешительный барабан 3. После смешивания шихта поступает по другому транспортеру в окомкователь или так называемый гранулятор 5. Для лучшего окомкования и обеспечения необходимой прочности к шихте добавляют связующее вещество, обычно бентонит (мелкодисперсная глина) в количестве 0,5...1,5 % и воду в количестве 8...10 %. В грануляторе при круговом движении шихта при помощи связующего вещества и воды постепенно превращается в гранулы - комки. При этом из гранулятора разгружаются только комки, достигшие определенного размера (шарики диаметром 10...20 мм). На рис. 16 показан тарельчатый гранулятор, являющийся одним из наиболее распространенных. Часто применяют также барабанный гранулятор, иногда конусный. Тарельчатые грануляторы выпускают диаметром 5,5...7,0 м, они обеспечивают производительность 125...150 т/ч.

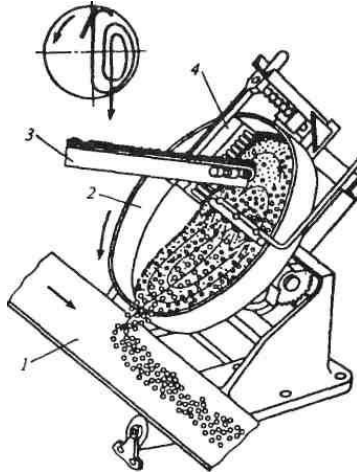


Рис. 16. Тарельчатый окомкователь: 1 — конвейер уборки окатышей; 2 — чаша; 3 — конвейер подачи шихты; 4 — скребки

Оптимальных условий окатывания достигают подбором угла наклона тарели ( $40...60^\circ$ ) и частоты вращения ( $6...9$  об/мин).

Сырые окатыши после гранулятора 5 падают на обжиговую машину. Обычно применяют ленточную конвейерную машину, подобную агломерационной. Реже применяют для обжига окатышей другие агрегаты: шахтные печи, вращающиеся трубчатые печи, последовательно расположенные колосниковая решетка - вращающаяся трубчатая печь.

У конвейерных машин ширина паллет составляет  $3...4$  м, рабочая площадь спекания  $100...500$  м<sup>2</sup> и производительность их равна  $2500...9000$  т/сут. Верх ленты перекрыт камерами в соответствии с делением на зоны сушки, обжига и охлаждения. Зона обжига составляет около 50 % от общей площади машины. В зоне сушки окатыши подогреваются до  $250...400$  °С газами, поступающими из зон обжига и охлаждения. Циркуляция газов и удаление их в дымовую трубу осуществляются вентиляторами. В зонах обжига окатыши нагреваются до  $1200...1350$  °С продуктами горения газообразного или жидкого (мазута) топлива, просасываемыми через слой окатышей на колосниковой решетке машины. В зоне охлаждения окатыши охлаждаются принудительно подаваемым через колосниковую решетку воздухом. Охлажденные окатыши разгружаются на грохот. Фракцию  $> 5$  мм отправляют для доменной плавки, а фракция  $0...5$  мм является возвратом. Время пребывания окатышей в зоне обжига равно  $7...12$  мин.

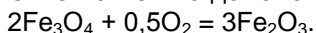
Расход природного газа составляет  $21...45$  кг/т окатышей.



Основная цель обжига окатышей сводится к упрочнению их до такой степени, чтобы они в дальнейшем выдерживали транспортировку, перегрузки и доменную плавку без значительных разрушений. При этом в отличие от агломерации нельзя доводить процесс до перехода значительной части шихты в жидкое состояние. Если не ограничить верхний предел температуры (1320...1350 °С), то произойдет оплавление окатышей и сваривание их в крупные глыбы. В то же время понижение температуры обжига ниже 1200...1250 °С приводит к понижению прочности окатышей.

Обычно окомковывают магнетитовые концентраты. Основными физико-химическими процессами при обжиге являются разложение известняка, окисление магнетита, химические взаимодействия с образованием легкоплавких фаз, упрочнение окатышей, удаление серы.

При обжиге офлюсованных окатышей идет разложение известняка  $\text{CaCO}_3$  с образованием  $\text{CaO}$  и поглощением тепла. Поскольку атмосфера в зоне обжига окислительная, при температурах 900...1000 °С идет окисление магнетита до гематита:



Обычно в окатыше обнаруживается периферийная гематитовая зона и центральная зона с остатками магнетита. При температурах 1200...1350 °С появляется жидкая фаза из легкоплавких соединений, образующихся в результате химического взаимодействия составляющих шихты; в неофлюсованных окатышах это соединения из  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , в офлюсованных - ферриты кальция  $\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $2\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Упрочнение окатышей (спекание частиц в прочную гранулу) происходит преимущественно путем твердофазного (без участия жидкой фазы) спекания и отчасти путем жидкофазного. Первое заключается в том, что в результате нагрева поверхность частиц размягчается и в местах контакта друг с другом они спекаются (свариваются). Твердофазное спекание начинается при 800...900 °С, спекаются как гематит, так и магнетит. Жидкофазное спекание начинается при температурах 1200...1350 °С, когда, как отмечалось, появляются участки жидкой фазы. Она смачивает твердые частицы и при затвердевании скрепляет их; при этом по сравнению с твердофазным спеканием повышается прочность окатышей, но несколько уменьшается их пористость. Оптимальное количество жидкой фазы составляет 12...20%.

При обжиге сульфиды шихты ( $\text{FeS}_2$ ,  $\text{FeS}$ ) окисляются, а образующийся газообразный оксид  $\text{SO}_2$  уносится газами; степень удаления сульфидной серы из неофлюсованных окатышей составляет 95...99%. При добавке известняка в шихту степень десульфурации снижается, так как  $\text{SO}_2$  связывается в соединение  $\text{CaSO}_4$ . Готовые неофлюсованные окатыши содержат < 0,003% S, офлюсованные 0,01...0,08 %S.

*Свойства окатышей.* В нашей стране производят нефлюсованные окатыши и офлюсованные с основностью 0,4...1,25. Окатыши разных заводов содержат, %: Fe 58...67; SiO<sub>2</sub> 3,3...12; CaO 0,1...4,8; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 0,2...1,1; MgO 0,2...1,1; S 0,001...0,08; P 0,007...0,01.

Крупность окатышей должна составлять 5...18 мм, допускается содержание не более 3 % фракций крупностью менее 5 мм.

Холодную прочность окатышей определяют по величине усилия, необходимого для раздавливания окатыша, и результатам испытаний во вращающемся барабане, проводимых как и при испытании прочности агломерата. Усилие раздавливания составляет 1,5...2,5 кН на окатыш; барабанная проба (выход фракции крупностью более 5 мм) холодных окатышей составляет 82...97 % при норме не менее 95 %.

Горячую прочность (прочность при восстановлении) определяют по величине раздавливающего усилия восстановленного до определенной степени горячего или охлажденного окатыша, и по газопроницаемости и усадке восстанавливаемого слоя окатышей, находящихся под нагрузкой. Установлено, что горячая прочность сильно снижается по мере восстановления окатыша. Горячая прочность возрастает при увеличении плотности структуры окатыша, в частности, при обжиге с получением определенного количества жидкой фазы.

Восстановимость определяется удельной поверхностью доступных для газа-восстановителя пор и размером окатыша. Наилучшая восстановимость у окатышей, обожженных при 1000...1150 °С с упрочнением по твердофазному механизму и с пористой неоплавленной структурой. Но из-за малой прочности таких окатышей обжиг ведут при 1200...1350 °С. Появление при этих температурах жидкой фазы и оплавленных участков в окатыше несколько снижает восстановимость. Восстановимость падает по мере роста диаметра окатышей и особенно резко при диаметре более 16...18 мм.

По сравнению с агломератом производство окатышей характеризуется меньшим отсевом мелочи, дополнительным расходом топлива; у окатышей выше содержание железа и ниже основность, а себестоимость их производства примерно одинакова. Основным преимуществом окатышей является более высокая холодная прочность, что позволяет транспортировать их на большие расстояния; однако их горячая прочность ниже, и содержание мелочи в шахте печи при проплавке агломерата и окатышей выравнивается.

*Металлизированные окатыши.* В последнее время в доменном производстве опробованы металлизированные окатыши, в которых часть оксидов железа восстановлена до железа. Повышение степени металлизации окатышей на каждые 10% обеспечивают снижение расхода кокса на 4,5...6 % и увеличение производительности доменной печи на

5...7 %. На металлизацию расходуется топлива больше, чем кокса на восстановление железа в доменной печи, но это более дешевое и менее дефицитное топливо, чем кокс (уголь, природный газ).

## 1.6. Топливо

Основным топливом доменной плавки является кокс - кусковой пористый материал из спекшейся углеродистой (83...88 % C) массы, получающейся при прокаливании каменного угля без доступа воздуха. Вследствие своей прочности, термостойкости (способности не растрескиваться) и способности не спекаться кокс сохраняет форму кусков на всем пути движения шихты от колошника до горна. Благодаря этому кокс разрыхляет столб шихты в печи, обеспечивая необходимую ее газопроницаемость. В нижней части печи (в заплечиках и горне) только кокс остается в твердом состоянии, образуя как бы подвижную дренажную решетку (коксовую насадку), через которую в горн стекают жидкие продукты плавки, а вверх проходят газы.

Естественные твердые виды топлива не пригодны для доменной плавки вследствие низкой термостойкости и из-за склонности к спекаемости, поэтому кокс не может быть заменен другим топливом; возможна лишь частичная замена кокса газообразным, жидким и пылеугольным топливом.

Как топливо кокс, сгорая у фурм, обеспечивает доменную печь теплом, необходимым для нагрева и расплавления шихты

и протекания процессов восстановления железа из оксидов. Кроме того, углерод кокса является восстановителем и служит для науглероживания железа, а продукт сгорания кокса - газ CO также является восстановителем.

*Производство кокса.* Кокс получают сухой перегонкой (нагревом до 1100°C без доступа воздуха) коксующихся каменных углей в коксовых печах, представляющих собой камеры из динасового кирпича высотой 5...7, длиной 15...17 и шириной 0,4...0,45 м; их объем составляет 30...42 м<sup>3</sup>. В камеру объемом 30 м<sup>3</sup> загружают 22 т шихты.

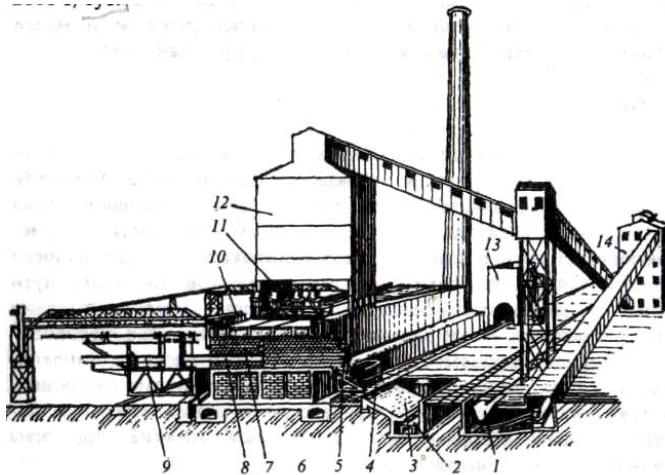


Рис. 17. Общий вид коксовой батареи:

1 - приемный бункер для сырого каменного угля; 2 — конвейер; 3 — рампа выгрузки охлажденного кокса; 4 - тушильный вагон; 5 - кокс; 6 - регенераторы; 7 — камера коксования; 8 — штанга коксовыталкивателя; 9 — коксовыталкиватель; 10 — отвод коксового газа; 11 — загрузочный вагон; 12 — распределительная башня; 13 — тушильная башня; 14 — отделение для дробления и смешивания угля

Плоские камеры объединены в коксовые батареи (рис. 17) по 60...80 параллельно расположенных камер. С торцов каждая камера герметично закрыта съемными дверями, а в своде камер есть 3...4 люка для загрузки шихты из бункеров загрузочного вагона 11. Производительность батареи достигает 2000 т/сут.

Коксовые печи отапливают доменным и коксовым газами, сжигаемыми в простенках между камерами - в вертикалах (рис. 18). Для получения в вертикалах высокой температуры пламени (1400 °С) воздух и доменный газ перед подачей в вертикалы нагревают в регенераторах 1. Под каждым вертикалом расположено по два регенератора (камеры), которые заполнены решетчатой кладкой из огнеупорного кирпича. В каждую пару регенераторов поочередно с интервалом в 20...30 мин то направляют из вертикалов горячие дымовые газы, нагревающие насадку, то холодные воздух и доменный газ (раздельно), которые нагреваются, охлаждая насадку. Из регенераторов нагретые воздух и доменный газ поступают в вертикалы, а дымовые газы через борова уходят в трубу.

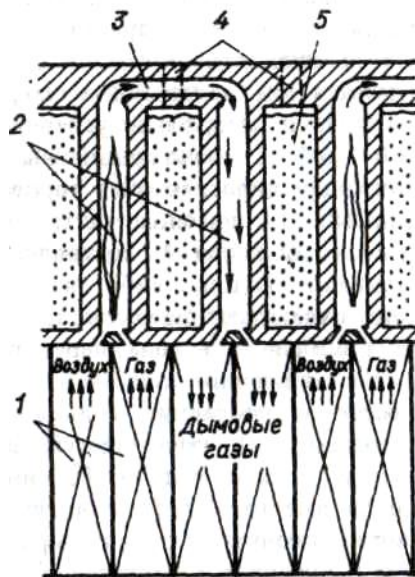


Рис. 18. Схематический разрез коксовой батареи:  
 1 — регенераторы; 2 — обогреваемые вертикалы; 3 — обводной канал; 4 — отверстия для загрузки шихты; 5 — камера коксования

Для коксования применяют коксовые, паровично-жирные, паровично-спекающиеся и газовые угли. Предварительно уголь дробят и обогащают для снижения зольности. Далее составляют шихту, смешивая разные угли в требуемом соотношении. Затем шихту подвергают окончательному дроблению и помолу и направляют в распределительную башню (рис. 17, поз. 12). В шихте должны быть фракции размером менее 3 мм, так как это способствует получению кокса с меньшим количеством трещин.

Коксование загруженной в камеру порции шихты длится 14,5...16 ч. В процессе нагрева при температурах 350...500 °С происходит размягчение и плавление угля и начинается сильное выделение летучих веществ, которые вспучивают массу и делают ее пористой. При 500...600 °С масса интенсивно разлагается с выделением летучих; по мере их выделения в массе возрастает содержание углерода, увеличивается вязкость массы и она затвердевает, переходя в полукок. При дальнейшем нагреве до 1100 °С выделяются все летучие, и аморфный

углерод превращается в кристаллический графит, обладающий высокой твердостью и прочностью. Коксовый пирог, открыв торцевые двери камеры, выталкивают (рис. 17) с помощью штанги 8 коксовыталкивателя 9 в тушильный вагон 4, доставляющий кокс в башню 13, где его заливают водой, либо на установку сухого тушения, где кокс охлаждают потоком азота. После водяного тушения кокс из тушильного вагона через рампу 3 выгружают на конвейер 2, доставляющий кокс в доменный цех. Сухое тушение, внедряемое в последние годы, предпочтительнее по следующим причинам:

а) уменьшается растрескивание кокса, т.е. его потери в виде мелочи;

б) снижается влажность кокса (0,5...1,0 % вместо 2...5 % при тушении водой);

в) тепло нагретого азота используется для выработки пара, а при тушении водой безвозвратно теряется.

Выделяющиеся из коксовой печи летучие ("грязный коксовый газ" в количестве 300...320 м<sup>3</sup> т/шихты) направляют в химические цехи, где из них извлекают смолы, аммиак и бензол, из которых при дальнейшей переработке получают до 500 других ценных продуктов (лаки, краски, растворители, лекарства, пек и др.). После химических цехов очищенный коксовый газ содержит, %: 56...60 Н<sub>2</sub>; 23...26 СН<sub>4</sub>; 2...4 С<sub>2</sub>Н<sub>4</sub>; 5...7 СО; 2...3 СО<sub>2</sub>; 3...7 N<sub>2</sub>. Его теплота сгорания составляет 16,8...18,4 МДж/м<sup>3</sup>. Газ используют в качестве топлива на металлургическом заводе.

*Свойства кокса.* Кокс содержит 83...88 % углерода; 8...13 % золы; 0,7...1,5% летучих; 0,5...5% влаги; 0,4...1,8% серы; 0,02...0,05 % фосфора. Кокс хорошего качества светло-серого цвета и при ударе куска о кусок издает легкий звон. Удельное количество тепла при сгорании кокса 28000...31500 кДж/кг. Наряду с высокой теплотой сгорания кокс как доменное топливо должен обладать определенным комплексом свойств, эти основные свойства следующие:

- высокая прочность, чтобы кокс не был раздавлен столбом вышележащей шихты в печи и не истирался при движении от колошника до фурм, а также высокая термостойкость, чтобы он не растрескивался при нагреве. В случае измельчения в печи кокса сильно снижается газопроницаемость шихты. Прочность кокса определяют в барабане диаметром 1 м и длиной 1 м, на внутренней поверхности которого по всей длине приварены четыре угловых профиля. Для истирания берут 50 кг кокса. Барабан вращается с частотой 25 об/мин в течение 4 мин. Затем кокс рассеивают на сите. Показателями прочности кокса служат величины выхода класса более 40 мм (показатель М40) и менее 10 мм (показатель М10), выраженные в процентах. Величина

M40 должна составлять 72...82, а M10 8,5...10%;

- малое содержание золы, основными составляющими которой являются  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Для их ошлакования необходимо увеличивать расход флюса, что увеличивает количество шлака. Увеличение зольности кокса на 1 % вызывает снижение производительности печи на 1,3% и увеличение расхода кокса на 1,3 %. Зола также снижает прочность кокса;

- неспекаемость в условиях доменного процесса;

- определенный размер кусков - от 25 до 60мм; загружать в печь более мелкий кокс недопустимо, так как при этом ухудшается газопроницаемость шихты;

- малое содержание вредных примесей серы и фосфора. Содержание фосфора в коксе невелико -  $< 0,05$  %. Для перевода при плавке поступающей с коксом серы в шлак необходимо увеличивать расход флюса, что ведет к снижению производительности печи и увеличению расхода кокса. Количество серы в коксе определяется ее содержанием в исходном угле; кокс из кузнецких, печорских, карагандинских углей содержит 0,4...0,7% серы, кокс из донецких углей 1,4...1,8 %;

- малое и, что особенно важно, постоянное содержание влаги. Неучитываемые колебания количества влаги во взвешиваемом коксе при его дозировании приводят к тому, что действительное количество поступающего в печь кокса будет отличаться от расчетного, а это нарушает заданный тепловой режим работы печи. При сухом тушении влажность кокса составляет 0,4...1 %, при тушении водой 2...5 %;

- высокая пористость, благодаря чему достигается высокая скорость сгорания кокса. Обычно пористость кокса находится в пределах 37...53 %.

*Другие виды топлива.* Кокс является дорогостоящим и дефицитным материалом, поскольку запасы коксующихся углей во многих странах невелики.

В связи с этим в последние годы при доменной плавке часть кокса заменяют природным газом, мазутом или пылевидным топливом. Природный газ содержит 90...98% углеводородов (главным образом,  $\text{CH}_4$  и  $\text{C}_2\text{H}_6$ ) и небольшое количество азота (около 1%, а в газе Ишимбайского месторождения до 10%).

Мазут представляет собой тяжелый остаток прямой перегонки и крекинга нефти. Горючая масса мазута содержит 84...88% С, 10...12%  $\text{H}_2$ , 0,3...0,5% О, и 0,5...4% S. В качестве пылевидного топлива обычно используют молотый каменный уголь.

## 2 Конструкция доменной печи

Доменная печь является мощным и высокопроизводительным агрегатом, в котором расходуется огромное количество шихты и дутья. Современная, наибольшая по размерам, доменная печь ежедневно расходует около 23000 т шихты, 18000 т дутья, 1700 т природного газа и выдает 12000 т чугуна, 4000 т шлака и 27000 т колошникового газа. Таким образом, в большой доменной печи ежеминутно выплавляется около 9 т чугуна. Для обеспечения непрерывной подачи и выпуска столь большого количества материалов необходимо, чтобы конструкции печи были просты и очень надежны.

### 2.1. Общее описание печи

Доменная печь - печь шахтного типа (рис. 19). Сверху в печь порциями непрерывно загружают шихтовые материалы - агломерат (ока-тыши) и кокс, которые медленно опускаются вниз; длительность их пребывания в печи составляет 4...6 ч. В нижнюю часть печи (верх горна) через фурмы подают дутье - нагретый воздух; у фурм за счет кислорода дутья сгорает кокс с выделением тепла, а горячие продукты сгорания движутся через столб шихты вверх, нагревая ее; время пребывания газов в печи составляет 3...12 с. При опускании нагревающейся шихты в ней из оксидов восстанавливается железо, которое науглероживается, расплавляется и каплями стекает в горн, формируя чугун, а невосстановившиеся оксиды в нижней части печи (низ шахты, распар) расплавляются, образуя шлак, который также стекает в горн. Накапливающиеся в горне чугун и шлак, имеющие температуру 1450...1500°C, периодически выпускают через чугунные и шлаковые летки.

Общий вид доменной печи, оборудованной двухконусным засыпным аппаратом, показан на рис. 19. Печь опирается на фундамент 1, большая часть которого заглублена в землю. Снаружи печь заключена в сплошной стальной кожух 9. Внутри кожуха находится футеровка 8, охлаждаемая холодильниками, которые крепятся к внутренней поверхности кожуха. В нижней части печи (горне) расположены летки 3 для выпуска чугуна и летки 21 для выпуска шлака. Вокруг печи проложен кольцевой футерованный воздухопровод 6, в который из воздухонагревателей подается горячее дутье (воздух); кольцевой воздухопровод служит для подвода дутья к многочисленным расположенным по окружности печи



фурменным устройствам 5, через которые дутье поступает в верхнюю часть горна. Выше колошника 10 печи расположено колошниковое

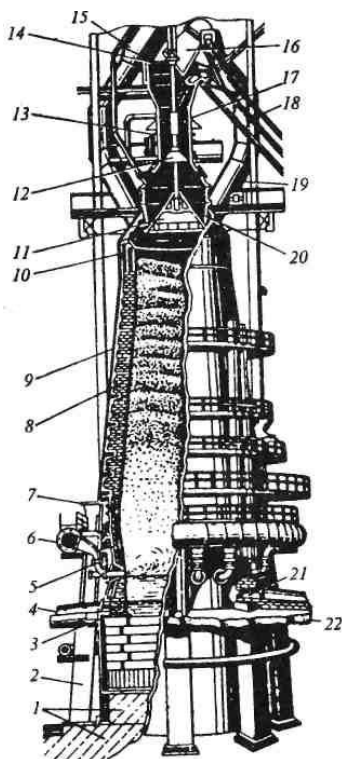


Рис. 19. Общий вид доменной печи с двухконусным засыпным аппаратом:

1 — фундамент; 2 — колонна; 3 — летка для выпуска чугуна; 4 — чугунные желоба; 5 — фурменные устройства; 6 — кольцевой воздухопровод; 7 — мараторное кольцо кожуха; 8 — футеровка; 9 — стальной кожух; 10 — колошник; 11 — большой конус; 12 — малый конус; 13 — вращающий механизм засыпного устройства; 14 — приемная воронка; 15, 19 — газоотводы; 16 — скип; 17 — воронка; 18 — наклонный мост; 20 — воронка (чаша); 21 — летка для выпуска шлака; 22 — площадка

устройство. Оно включает газоотводы 15, 19, служащие для отвода из печи доменного газа; засыпной (загрузочный) аппарат и ряд других механизмов, связанных с загрузкой шихты и отводом газа. Показаны элементы засыпного аппарата: большой конус 11, закрывающий воронку (чашу) 20; малый конус 12, закрывающий воронку 17, и механизм 13, обеспечивающий их вращение; приемная воронка 14, в которую шихтовые материалы высыпает из скипа 16 путем его опроки-

дывания, причем скип доставляют на колошник по рельсам наклонного моста 18.

Тяжесть кожуха и футеровки верхней части печи передается на фундамент через мараторное кольцо 7 кожуха и колонны 2. Выпускаемый из печи через летки 3 жидкий чугун поступает в располагаемые на рабочей площадке 22 чугунные желоба 4 и по ним в чугуновозные ковши; выпускаемый через летки 21 шлак по расположенным на площадке 22 шлаковым желобам стекает в шлаковозные ковши либо на установки припечной грануляции жидкого шлака.

## 2.2. Профиль печи

Профилем доменной печи называют очертание рабочего пространства, ограниченного футеровкой. В горизонтальных (поперечных) сечениях профиль представляет собой окружности переменного диаметра. Профиль печи в вертикальном осевом сечении представлен на рис. 20; основные элементы профиля - это горн, заплечики, распар, шахта и колошник, составляющие полезный объем печи, т.е. объем от оси чугунной летки - О.Ч.Л. - до низа подвижных элементов засыпного аппарата в опущенном положении (в полезный объем не входят объем 1 нижней части горна от оси чугунной летки до кладки лещади, где находится несливаемый слой жидкого чугуна, и ограниченный куполом 3 печи объем 2, в котором расположены элементы засыпного аппарата).

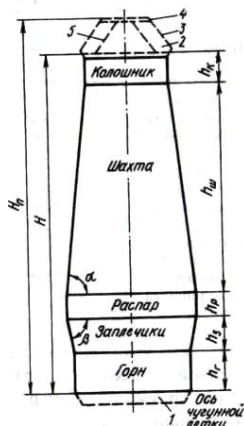


Рис. 20. Профиль доменной печи

Колошник имеет форму цилиндра и служит для приема загружаемой сверху шихты. Ниже колошника расположена расширяющаяся книзу шахта; это расширение необходимо, чтобы обеспечить свободное опускание шихтовых материалов, объем которых увеличивается в результате нагрева. Распар, представляющий собой короткий цилиндр, служит для создания плавного перехода от расширяющейся шахты к сужающимся заплечикам. Заплечики выполнены в виде усеченного конуса; такая их форма необходима, поскольку здесь происходит плавление рудной части шихты, в результате чего объем шихты уменьшается и суживающиеся заплечики не позволяют шихте слишком быстро опускаться в горн. Последний имеет цилиндрическую форму, в нижней его части скапливаются жидкие чугун и шлак, а в верхнюю подают дутье и здесь сгорает топливо (кокс).

Основным размером доменной печи является полезный объем. В нашей стране доменные печи строятся по типовым проектам, в соответствии с которыми предусмотрены следующие величины полезного объема, м<sup>3</sup>: 1033, 1386, 1513, 1719, 2002, 2300, 2700, 3000, 3200, 4500, 5000 и 5500.

### 2.3. Фундамент, кожух и холодильники

*Фундамент* является основанием печи и служит для передачи нагрузки, создаваемой массой печи на грунт. Площадь фундамента рассчитывают с учетом массы печи (например, масса печи объемом 5000 м<sup>3</sup> с шихтой достигает 450 т) и того, что давление на грунт не должно превышать 2,5 кг/см<sup>2</sup>.

Фундамент состоит из двух частей (рис. 21): нижней, подземной, называемой подошвой 1, и верхней, называемой пнем 2. Подошву выполняют из бетона, а пень - из жароупорного бетона с

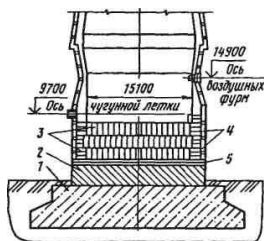


Рис. 21. Фундамент и лещадь печи объемом 5500 м<sup>3</sup>: 1 — подошва фундамента; 2 — пень; 3 — углеродистые блоки; 4 — холодильники; 5 — воздушное охлаждение низа лещади

огнеупорностью 1400...1500 °С. Жаропрочность придается бетону применением огнеупорного наполнителя - боя шамота. В качестве связки применяют портландцемент с тонкомолотыми добавками шамота или огнеупорной глины.

*Подожву* делают в виде восьмиугольной плиты толщиной 4...6 м, толщина пня составляет 2...3,5 м. От перегрева и термического разрушения фундамент на современных печах предохраняют путем воздушного охлаждения низа лещади (стыка лещади с пнем).

На подошву фундамента у большинства печей опираются стальные колонны (рис.19, 2), передающие нагрузку верхнего строения печи.

*Кожух* доменной печи представляет собой сварную конструкцию, состоящую из цилиндрических и конических поясов, изготовленных из стального листа. Толщина кожуха в верхней части составляет 20...40, в нижней 40...60 мм. Делают кожух из сталей с высокой ударной вязкостью, прочностью, пластичностью, термостойкостью (16Г2АФ, 10Г2С1, 14Г2 и др.). Большая часть печей имеет кожух с маратором или мараторным кольцом (рис.19,7), т.е. горизонтально расположенным кольцом из стального листа, сваренным с кожухом нижней части шахты и верха заплечиков. Через маратор и колонны (рис. 19, 2) нагрузка верхней части печи передается на фундамент; кроме того маратор служит опорой для кладки шахты и распара. Строившиеся в последние годы отечественные печи объемом 3000...5000 м<sup>3</sup> стали делать с самонесущим, т.е. гладким кожухом без мараторного кольца. При этом ухудшились условия опоры кладки шахты на кожух и на новой, более мощной отечественной печи объемом 5500 м<sup>3</sup>, кожух сделан самонесущим, но с небольшим мараторным кольцом, служащим для опоры кладки шахты.

В кожухе печи делают вырезы для фурм, чугунных и шлаковых лоток, для горизонтальных холодильников (если они имеются), а также отверстия для болтов крепления вертикальных холодильников и для трубок, подводящим к ним воду.

*Холодильники* служат для охлаждения футеровки и кожуха печи с помощью пропускаемой через них холодной технической воды, а при испарительном охлаждении - с помощью кипящей химически очищенной воды. Широко применяются плитовые холодильники, располагаемые вертикально между кожухом и футеровкой. Холодильник - это плита из чугуна с залитой в ней стальной трубкой в виде змеевика для циркулирующей воды. Холодильник крепят к кожуху печи с помощью болтов.

При испарительном охлаждении во избежание образования паровых пробок кипящая вода должна двигаться снизу вверх; поэтому в плиту заливают две или более вертикально располагаемые трубки с подводом воды к каждой из них снизу и отводом сверху.

## 2.4. Футеровка печи

Огнеупорная футеровка (кладка) доменной печи предназначена для уменьшения тепловых потерь и предохранения кожуха от воздействия высоких температур и от контакта с жидким металлом и шлаком.

*Применяемые огнеупоры.* Для футеровки доменной печи применяют качественный (доменный) шамотный кирпич, высокоглиноземистый кирпич, углеродистые блоки, иногда карбидокремниевый кирпич. Основу шамота составляют  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Для доменных печей стандартом предусмотрено три сорта шамотных изделий с содержанием  $\text{Al}_2\text{O}_3$  соответственно не менее 42, 41 и 39%; они отличаются повышенной плотностью и прочностью, высокой огнеупорностью ( $> 1750$  °С), низким содержанием  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  ( $< 1,5$  %). Кирпич с более высоким содержанием  $\text{Al}_2\text{O}_3$  применяют для кладки низа печи, а с более низким - для кладки верха. Кроме того, для кладки печей объемом  $\leq 1033$  м<sup>3</sup> стандартом предусмотрена марка шамота с меньшим ( $> 37$  %) содержанием  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , меньшей огнеупорностью ( $> 1730$  °С), прочностью и плотностью. Кирпич может быть длиной 230 мм (нормальный) и 345 мм (полуторный). Применение кирпичей различной длины обеспечивает хорошее переплетение швов кладки.

Высокоглиноземистый муллитовый кирпич, применяемый для кладки лещади, содержит  $> 63$  %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  при огнеупорности  $> 1800$  °С. Доменный карбидокремниевый кирпич содержит  $> 72$  % SiC и  $> 7$  % азота и отличается от огнеупоров на основе  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и  $\text{SiO}_2$  заметно большей прочностью и теплопроводностью.

Углеродистые блоки изготовляют из кокса и обожженного антрацита с добавкой в качестве связующего небольшого количества каменноугольного пека. Длина блоков достигает 3...4 м, они прямоугольного сечения 400×400 и 550×550 мм. Блоки в комбинации с высокоглиноземистым кирпичом больших размеров (400×200×100 мм) применяют для кладки самой нижней части печи - лещади.

Швы между огнеупорными кирпичами заполняют раствором, изготовленным из мертелей, соответствующих классу кирпича. Мертель - это порошок, состоящий из измельченного шамота и огнеупорной глины. Для ответственных видов кладки применяют мертели с добавкой небольших количеств поверхностно-активных и клеящих веществ (сода, сульфитно-спиртовая барда), что позволяет приготавливать растворы с меньшей влажностью при одновременном повышении их пластичности. Для заполнения швов между углеродистыми блоками применяют углеродистую пасту, состоящую из кокса и смолпека. Зазор между блоками допускается не более 0,5 мм для вертикальных и не более 1,5 мм для горизонтальных швов.

*Лещадь.* Ранее лещади доменных печей выкладывали из качественного шамотного кирпича. Однако рост объема печей и интенсификация плавки вызывали быстрое разрушение такой кладки. Поэтому в настоящее время лещади делают либо цельноуглеродистыми, либо комбинированными из углеродистых и высокоглиноземистых огнеупоров. Применение углеродистых огнеупоров вызвано тем, что из-за их высокой теплопроводности снижается перегрев и вследствие этого уменьшается разрушение кладки лещади.

*Горн.* Футеровку горна до уровня фурм выполняют из углеродистых блоков, а в районах фурм и чугунных и шлаковых леток из шамотного ( $> 42\% \text{ Al}_2\text{O}_3$ ) кирпича, поскольку углерод здесь может окисляться кислородом дутья, диоксидом углерода ( $\text{CO}_2$ ), а также парами воды из огнеупорных масс. При работе на безводных леточных массах район чугунных леток делают из углеродистых блоков. Для предотвращения окисления углеродистых блоков в период задувки печи их защищают кладкой в один ряд из шамотного кирпича.

Толщина футеровки у низа горна достигает 1600 мм. Снаружи кладку горна охлаждают гладкими плитовыми холодильниками.

*Заплечики.* Кладку заплечиков чаще всего делают тонкостенной (толщина 230 или 345 мм) из шамотного ( $> 42\% \text{ Al}_2\text{O}_3$ ) кирпича в один ряд, при этом кирпич примыкает к периферийным плитовым холодильникам с залитым кирпичом. Иногда вместо шамота применяют карбидокремниевые кирпичи. Кладка заплечиков быстро изнашивается и вместо нее на поверхности холодильников формируется слой гарнисажа (застывшего шлака и мелких кусков шихты).

*Шахта и распар.* Кладку распара и охлаждаемой части шахты ( $\sim 2/3$  ее высоты снизу) выполняют из шамотного ( $> 41...42\% \text{ Al}_2\text{O}_3$ ) или карбидокремниевый кирпич, а кладку верхней неохлаждаемой части шахты из шамота, содержащего  $> 39\% \text{ Al}_2\text{O}_3$ . Кирпичи укладывают в два - три ряда вперевязку.

Кладка шахты с распаром может быть толсто-, средне- и тонкостенной. В прежние годы широко применяли толстостенную кладку (толщина верха шахты 800...900 мм и до 1300 мм в районе распара) с горизонтальными холодильниками, заглубленными в кладку и служащими ее опорой. Однако в связи с тем, что холодильники расположены на расстоянии друг от друга, плохо охлаждается кожух, и после износа футеровки возникают его местные перегревы, вызывая термическую деформацию и возможность появления трещин. Кроме того, вырезы в кожухе для установки горизонтальных холодильников снижают его прочность и делают кожух менее герметичным. В связи с этим в последние годы делают тонко- и среднестенные шахты. Тонкостенная шахта (и распар) имеет в охлаждаемой части толщину кладки 230...345

мм и в верхней неохлаждаемой части 575...690 мм с охлаждением вертикальными ребристыми холодильниками, причем часть холодильников имеет горизонтальные выступы, которые служат опорой для кладки и способствуют удержанию гарнисажа.

Среднестенная шахта имеет толщину кладки в охлаждаемой части 575...900 мм и в неохлаждаемой 700 мм, охлаждение либо комбинированное из вертикальных ребристых холодильников в сочетании с горизонтальными, либо из вертикальных ребристых холодильников, имеющих горизонтальные выступы.

В распаре и охлаждаемой части шахты по мере износа кирпича образуется слой гарнисажа. С тем, чтобы уменьшить давление от расширяющейся при нагреве кладки на кожух печи и предотвратить его разрыв, между футеровкой и вертикальными холодильниками по всей высоте печи (кроме распара) предусматривают зазор в 70...200 мм, заполняемый шамотоасбестовой или пластичной углеродистой массой.

*Колошник.* Собственно футеровка колошника состоит из одного ряда шамотного кирпича, выкладываемого у кожуха. За ним располагают "колошниковую защиту", которая воспринимает удары падающих сверху в процессе загрузки кусков шихты. Широко распространенная ее разновидность состоит из стальных сегментов - литых полых коробок, заполненных шамотным кирпичом. Сегменты расположены несколькими кольцевыми рядами по высоте колошника; соседние по окружности сегменты соединены между собой болтами. Вся колошниковая защита крепится к кожуху с помощью не скольких подвесок, в каждой из которых сегменты прикреплены к вертикальной пластине, соединенной с серьгой, которая свободно подвешена на штыре, вставленном в отверстие кронштейна; последний прикреплен к кожуху болтами. Такая подвеска позволяет всем сегментам перемещаться вверх в случае роста кладки шахты в вертикальном направлении в результате ее нагрева.

## 2.5. Горн печи

*Горн* условно подразделяют на две части - верхнюю фурменную зону, где сгорает кокс, и нижнюю - металлоприемник, служащий для накопления жидкого чугуна и шлака, и где расположены чугунные и шлаковые летки. Высота горна (расстояние от оси чугунной летки до заплечиков) на современных печах составляет 3,2...3,9 м, а на наиболее мощной отечественной печи объемом 5500 м<sup>3</sup> она увеличена до 5,7 м.

Чугунные летки располагают на 600...1800 мм выше лещади, а находящаяся ниже леток часть металлоприемника заполнена несли-

ваемым или "мертвым" слоем жидкого чугуна; этот слой необходим для предотвращения размывания лещади потоками чугуна в горне и предохранения ее от воздействия высоких температур. Печи малого объема имеют одну чугунную летку, печи объемом около 2000 м<sup>3</sup> - две, печи объемом 2700 м<sup>3</sup> - три, а печи объемом 3200...5500 м<sup>3</sup> - четыре летки. На больших печах с четырьмя поочередно работающими летками, число выпусков чугуна в сутки достигает 18...24, на печи объемом 1000 м<sup>3</sup> оно равно 4...5.

Шлаковые летки располагают выше оси чугунных леток на 1,4...2,0 м. На печах объемом 2700 м<sup>3</sup> и менее имеется по две шлаковых летки, служащих для выпуска так называемого "верхнего" шлака; кроме того, часть шлака вытекает вместе с выпускаемым чугуном через чугунные летки ("нижний" шлак). На печах объемом 3200...5500 м<sup>3</sup>, имеющих четыре чугунных летки, практически весь шлак выходит через чугунные летки вместе с чугуном, и на этих печах делают одну шлаковую летку, имеющую резервное значение.

*Чугунная летка* показана на рис. 22. Вырез для летки в кожухе печи обрамлен приваренной к нему стальной кольцевой рамой 2, футерованной внутри шамотным кирпичом. Летка представляет собой сквозной канал в кладке горна и рамы;

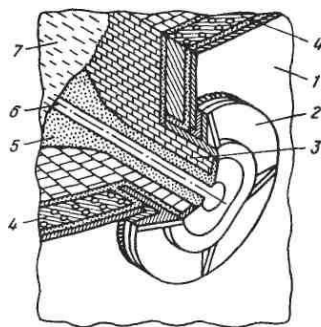


Рис. 22. Чугунная летка:  
1 — кожух печи; 2 — рама летки; 3 — шамотная кладка; 4 — холодильник летки; 5 — леточная масса; 6 — канал летки; 7 — жидкий чугун

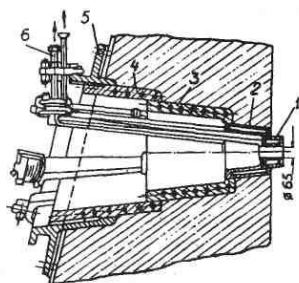


Рис. 23. Шлаковый прибор

этот канал шириной 250...300 и высотой 400...500 мм заполнен огнеупорной леточной массой. Для выпуска чугуна в массу просверливают отверстие диаметром 50...80 мм с помощью сверлильной машины, вращающей бур. После выпуска чугуна канал летки забивают огнеупор-



ной массой с помощью электропущки.

*Шлаковые летки* обрамляют арматурой, называемой шлаковым прибором, который помещают в проем горновых холодильников и крепят к кожуху печи. Шлаковый прибор представлен на рис. 23.

Он состоит из телескопически соединенных элементов: медной сварной или штампованной полой охлаждаемой водой фурмы 1 диаметром 50...70 мм, литого медного полого холодильника (шлаковой амбразуры) 2, чугунного холодильника 3 с залитым спиральным змеевиком для охлаждающей воды, чугунной водоохлаждаемой амбразуры 4 аналогичной конструкции и рамы 5, при помощи которой прибор крепится к кожуху печи. Все элементы прибора имеют коническую форму, что облегчает их замену при повреждении. Отверстие шлаковой фурмы закрывают металлической пробкой при помощи специального механического стопора. Конусную полость шлакового прибора набивают огнеупорной массой, в которой

прорезают отверстие для выхода шлака из печи. Трубки 6 служат для подвода...отвода воды к фурме.

*Фурменный прибор.* В верхней части горна на расстоянии 2700...3500 мм от оси чугунной летки горна по его окружности с равными промежутками устанавливают воздушные фурмы, через которые в печь поступает нагретое до 1100...1300 °С дутье, природный газ и другие топливные добавки (мазут, пылеугольное топливо).

На существующих печах объемом от 1033 до 5500 м<sup>3</sup> число фурм составляет 16...42).

Комплекс устройств, служащих для подвода дутья в горн из кольцевого воздухопровода, называют фурменным прибором (рис. 24). Основная часть прибора - медная пустотелая

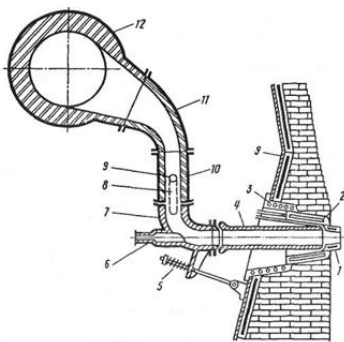


Рис. 24. Фурменный прибор

воздушная фурма 1 с внутренним диаметром 140...190 мм, охлаждаемая водой. Фурма выступает из кладки внутрь печи на расстояние 300...500 мм.

Фурму устанавливают в медную полую литую амбразуру 2, а амбразуру - в имеющий залитую спиральную трубку чугунный холодильник (кадушку) 3, который своим фланцем крепится к кожуху печи с помощью болтов. Фурма, амбразура и холодильник охлаждаются проточной водой.

Дутье, подаваемое к фурме 1 из кольцевого воздухопровода 12, проходит по прикрепленным к нему рукаву 11 и неподвижному патрубку (колену) 10; подвижному колену 7, которое прикреплено к патрубку 10 при помощи двух подвесок 8, и по сменному соплу 4. Подвижное колено 7 прижимает сопло к фурме с помощью пружинного натяжного устройства 5, присоединенного к кожуху печи. Для обеспечения герметичности прибора (на случай перекосов отдельных элементов в результате нагрева и др.) в местах стыка фурма-сопло, сопло-подвижное колено и подвижное колено-патрубок 10 предусмотрены шаровые соединения (стыки заточены по шаровой поверхности). В торце подвижного колена предусмотрена закрытая стеклом гляделка 6 для наблюдения за работой прифурменной зоны.

Рукав, патрубок 10 и подвижное колено футеруют внутри шамотным кирпичом. Сопло делают из стали с тонкой футеровкой изнутри. Фурма и амбразура периодически прогорают и для их смены отсоединяют натяжное устройство 5, ослабляют подвески 8 и разворачивают подвижное колено вокруг оси 9 подвесок 8 в положение, удобное для удаления сопла, фурмы и амбразуры.

Кольцевой воздухопровод 12, по которому горячее дутье подводят к фурмам, футерован шамотным кирпичом и имеет диаметр в свету 800...1800 мм в зависимости от объема печи.

## 2.6. Колошниковое устройство

Колошниковое устройство представляет собой многоэтажную металлическую конструкцию, служащую для поддержания комплекса механизмов, предназначенных для загрузки шихты в доменную печь (засыпной аппарат и др.), отвода газов (газоотводы) и для монтажа оборудования.

*Газоотводы.* Для отвода доменного газа в куполе печи имеются отверстия и идущие от них вверх газоотводы. Обычно число газоотводов равно четырем, их соединяют вначале симметрично по-

парно, а затем в один газопровод, идущий вниз к пылеуловителям, расположенным на нулевой отметке (на печах объемом 5000...5500 м<sup>3</sup> имеется восемь газопроводов и по два нисходящих газопровода). От верхних точек газопроводов отходят вертикальные свечи (трубы), заканчивающиеся атмосферным клапаном, который открывается, выпуская газ в атмосферу при превышении давления в печи сверх допустимого. Число свечей с клапанами колеблется от двух до четырех, они служат также для выпуска газа при остановках печи.

*Засыпной аппарат.* Он предназначен для загрузки шихты, необходимого ее распределения по сечению колошника, т.е. печи и для обеспечения герметичности печи в процессе загрузки, т.е. для предотвращения попадания в печь воздуха, ведущего к возможности взрыва, и предотвращения выделения печного газа в атмосферу.

Большая часть доменных печей оборудована двухконусными засыпными аппаратами, а новые печи сооружают с засыпными аппаратами новой конструкции - бесконусными. Двухконусный засыпной аппарат показан на рис. 25, а. Его основными элементами являются: большой конус 1 с воронкой (чашей) 2; вращающийся распределитель шихты, состоящий из малого конуса 4 и воронки 10; приемная воронка 6. Большой и малый конусы могут перемещаться вверх-вниз; в верхнем положении большой конус прижат к воронке 2, а малый к воронке 10, изолируя рабочее пространство печи от атмосферы; положение конусов в опущенном состоянии показано пунктиром. Малый конус подвешен на полый трубчатый штанге 5, большой - на штанге 3, проходящей внутри полый штанги 5, благодаря чему конусы могут опускаться и подниматься независимо друг от друга. Воронка 10 связана с приводом, обеспечивающим ее вращение вместе с малым конусом.

Шихтовые материалы доставляют на колошник двумя скипами (тележками), движущимися по рельсам 8 наклонного моста 9; в крайнем верхнем положении скип 7 опрокидывается, поскольку его передние колеса катятся по рельсам, загнутым вниз, а задние — по другим рельсам, загнутым вверх и поднимающим заднюю часть скипа (см. рис. 25, а). При этом порция шихты высыпается через приемную воронку на

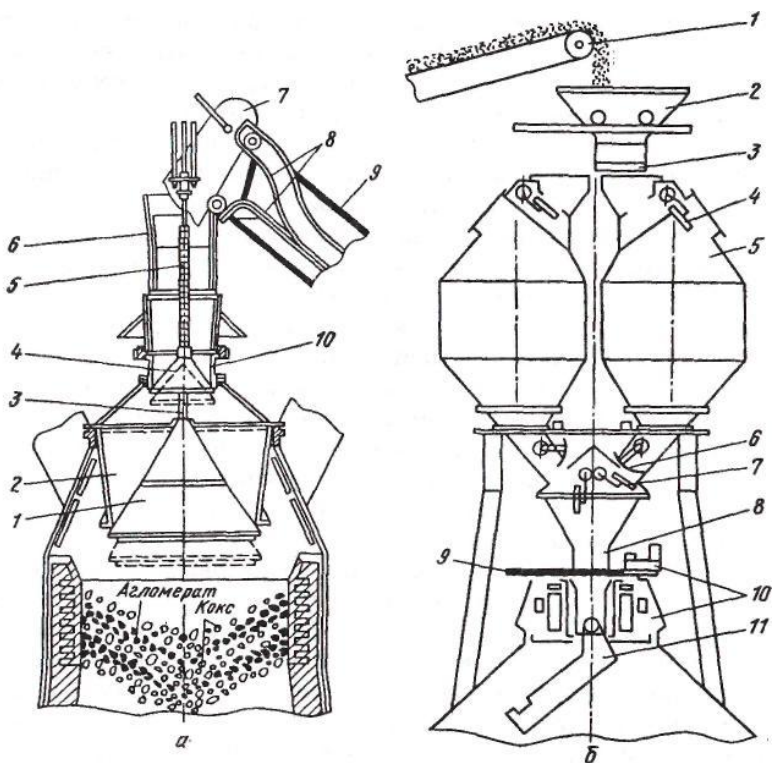


Рис. 25. Засыпной аппарат двухконусный (а) и бесконусный фирмы "Поль—Вюрт" (б):  
 а: 1 — большой конус; 2 — воронка (чаша); 3 — штанга; 4 — малый конус; 5 — т-полая трубчатая штанга; 6 — приемная воронка; 7 — скип; 8 — рельсы наклонного моста; 9 — наклонный мост; 10 — воронка;  
 б: 1 — конвейер шихтоподачи; 2 — приемная воронка; 3 — затвор; 4 — верхний газоотсекающий клапан; 5 — бункер; 6 — затвор бункера; 7 — нижний газо-отсекающий клапан; 8 — трубка; 9 — отсечная задвижка; 10 — механизм вращения лотка; 11 — вращающийся лоток

поверхность малого конуса, после чего он опускается и материал просыпается вниз на поверхность большого конуса, а малый конус сразу же поднимается. Подобным образом на поверхность большого конуса загружают два-шесть скипов (набирают подачу). Затем при поднятом малом конусе опускают большой конус, и материал подачи просыпается в печь, после чего большой конус поднимается.

Далее на большой конус набирают новую подачу (два-шесть скипов), но перед каждым опусканием малого конуса он с воронкой 10 поворачивается на  $60^\circ$ . Загрузив эту подачу в печь путем опускания и подъема большого конуса, на него набирают следующую подачу; при

этом перед каждым опусканием малого конуса он с воронкой поворачивается на  $120^\circ$  от исходного положения. При наборе последующей подачи угол поворота составляет  $180^\circ$  и т.д. Благодаря такому вращению распределителя подачи попадают не в одно место под наклонным мостом 9, а сравнительно равномерно распределяются по периферии колошника.

В процессе загрузки конусы работают поочередно: когда один опущен, другой поднят (закрыт), что обеспечивает герметичность печи.

После опускания малого конуса в межконусном пространстве создается давление, соответствующее атмосферному, а большой конус находится под давлением газов в печи, что препятствует его опусканию. После же опускания большого конуса, в межконусном пространстве создается давление, равное давлению газов в печи, что препятствует открытию малого конуса. Для выравнивания давления в межконусном пространстве и печи подают чистый газ в межконусное пространство под давлением, близким к давлению газов в печи. Это делают перед опусканием большого конуса при помощи уравнительных клапанов, а при опускании малого конуса сбрасывающий клапан выпускает газ из межконусного пространства в атмосферу. Работа уравнительных клапанов автоматизирована и заблокирована с работой конусов засыпного аппарата.

Слабым местом аппарата являются стыки конусов с соответствующими воронками. Здесь в связи с повышенным давлением в печи просачивается доменный газ и содержащаяся в нем пыль вызывает абразивный износ металла. Поэтому стойкость конусов низкая, малый; конус заменяют почти через каждые полгода, а большой через 1,5...2,5 г.

Среди ряда бесконусных загрузочных устройств хорошо зарекомендовала себя конструкция фирмы "Поль Вюрт" (Люксембург). Схема подобного устройства показана на рис. 25, б. Его основные элементы: передвижная приемная воронка 2 с затвором 3 внизу; два накопительных шлюзовых бункера 5, центральная течка (труба) 8, отсечная задвижка 9 и вращающийся лоток 11 с механизмами 10, обеспечивающими вращение лотка вокруг вертикальной оси и изменение угла его наклона. Шлюзовые бункеры 5 объемом 50...80 м<sup>3</sup> оборудованы верхним 4, нижним 7 газоотсекающими клапанами и шихтовым дозирующим затвором 6. Газоотсекающие клапаны обеспечивают герметичность печи, поскольку верхний клапан открывают при закрытом нижнем и наоборот. Отсечная задвижка 9 служит для герметизации печи при ремонтах загрузочного устройства.

Загрузку шихты производят следующим образом. Приемную воронку 2 устанавливают над пустым бункером 6, открывают верхний га-

зоотсекающий клапан 4 при закрытых нижнем клапане 7 и затворе 6 бункера и, открыв затвор 3 воронки, начинают подачу шихты в бункер с конвейера 1 шихтоподачи; наполнив бункер, закрывают затвор воронки и верхний газоотсекающий клапан. Для выгрузки шихты в печь открывают нижний газоотсекающий клапан и затем шихтовый затвор 6 бункера, при этом скорость высыпания материала из бункера определяется степенью раскрытия шихтового затвора. Высыпающийся из бункера материал через трубу 8 попадает на вращающийся лоток 11 и скатывается по нему в печь. После опорожнения бункера закрывают шихтовый затвор 6 и затем нижний газоотсекающий клапан 7. За время опорожнения бункера лоток совершает не менее 10 оборотов, при этом угол наклона лотка изменяют по заданной программе в пределах 7...53°, выгрузка длится 60...140 с.

Правый и левый бункеры 5 работают поочередно: когда наполняют один бункер, из другого материал выгружают в печь. Шихту с конвейера 1 направляют в тот или иной бункер, передвигая приемную воронку 2. Газоуплотнительные клапаны выполняют только функцию уплотнения, не соприкасаясь с шихтой, что увеличивает срок их службы.

При работе загрузочного устройства перед открытием газоотсекающих клапанов производят выравнивание давления в бункерах 5 с давлением в печи или с атмосферным. Чтобы предотвратить выброс из бункеров 5 запыленного доменного газа в атмосферу, на отечественных печах предусмотрена система пылеподавления, заключающаяся в том, что в бункер во время выгрузки из него шихты подают азот под давлением большим, чем давление газов в печи, и поэтому газы из печи в бункер и из него в атмосферу не попадают.

Недостатком устройства считают то, что сложный механизм вращения лотка расположен в куполе печи и для его охлаждения и защиты от горячих колошниковых газов требуется расходовать много (10...30 тыс.м<sup>3</sup>/ч) азота или очищенного охлажденного доменного газа; кроме этого раз в три-четыре месяца необходима кратковременная остановка печи для замены резиновых прокладок газоотсекающих клапанов.

### 3. Доменный процесс

#### 3.1. Загрузка шихты и распределение материалов на колошнике

В современной доменной печи продолжительность пребывания в ней материалов составляет 4...6 ч, а газов - около 3...12 с. Высокие показатели плавки могут быть получены при хорошем распределении газов по сечению печи. Только в этом случае газы в максимальной степени отдадут физическое тепло материалам и наиболее полно будет использована их восстановительная способность. Естественно, что распределение газового потока по сечению печи зависит от сопротивления столба шихты, через которую проходят газы. Учитывая то, что газы всегда движутся по зонам с меньшим сопротивлением шихты, его в процессе загрузки регулируют, перераспределяя определенным образом порции агломерата и кокса по сечению печи с учетом того, что слой агломерата менее газопроницаем, чем слой кокса. Если этого не делать, то основная часть газов будет двигаться по зонам с малым сопротивлением шихты и покидать печь с высокой температурой, т.е. с недоиспользованной тепловой энергией и с неполностью использованной восстановительной способностью. В то же время в участках с большим сопротивлением шихты газов будет проходить мало и шихта будет плохо нагретой и восстановленной, что потребует дополнительного расхода тепла в нижней части печи, т.е. увеличения расхода кокса.

При загрузке прежде всего учитывают следующее: дутье поступает в печь у стен и сопротивление газам у гладких стен меньше, чем в объеме шихты, в связи с чем газы стремятся двигаться у стен. Поэтому целесообразно, чтобы у стен были толще слои менее газопроницаемого агломерата, а в центре - толще слои кокса, что способствует перераспределению газового потока к центру. По окружности же печи материалы должны располагаться равномерно.

На печах с двухконусным засыпным аппаратом шихту загружают в печь отдельными порциями - подачами. Подача включает несколько скипов (чаще четыре и иногда три, пять, шесть) и состоит из рудной части (в основном агломерата) и кокса, взятых в соотношении, вытекающем из расчета шихты. Подача может быть совместной, когда все входящие в нее скипы агломерата и кокса накапливают на большом конусе путем опусканий малого конуса без его вращения и затем загружают в печь за одно опускание большого конуса (пример ее обозначения: ААК↓); отдельной, когда агломерат загружают одним опусканием большого конуса, а кокс - вторым (АА↓КК↓) и расщепленной, когда подача загружается в два приема, но в каждой полуподаче есть и кокс и агломерат (ААК↓ККА↓). В приведенных обозначениях знак у означает

опускание большого конуса, А - сип агломерата, К - сип кокса. (Порядок набора подачи и распределения подач по окружности колошника дан выше при описании засыпного аппарата.)

Для управления распределением агломерата и кокса по сечению колошника применяют следующие приемы: изменение порядка набора скипов агломерата и кокса на большом конусе, использование отдельных и расщепленных подач, изменение массы подачи, ступенчатое изменение уровня засыпи на колошнике, неполное опускание большого конуса при выгрузке подачи в печь, установку подвижных плит у стен колошника.

При регулировании распределения шихты с помощью этих приемов учитывают следующие известные закономерности поведения сыпучих материалов:

- падающие с большого конуса материалы укладываются на колошнике с возвышением - гребнем (рис. 26 и 27); при расположении гребня у стены он имеет один скат, а на удалении от стены - два ската;

- в месте падения шихты (у гребня) скапливается больше мелочи, а крупные куски в значительной мере скатываются к подножию гребня, в связи с чем газопроницаемость шихты в зоне гребня ниже. При этом основная часть мелочи - это агломерат;

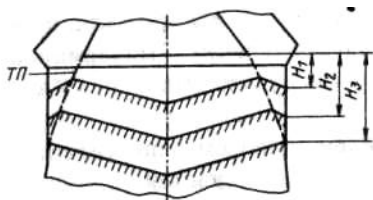


Рис. 26. Влияние высоты ( $H$ ) уровня засыпи на распределение материалов; ТП — траектория падения материалов с большого конуса

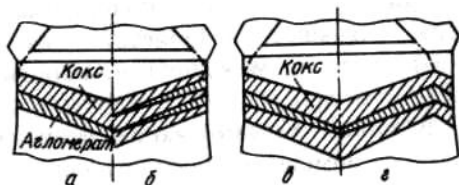


Рис. 27. Распределение материалов на колошнике при большой (а) и малой (б) подачах, при меньшем (в) и большем (г) зазоре между большим конусом и стенкой колошника



- на расположение гребня влияет уровень засыпи на колошнике, при снижении уровня засыпи от  $H_1$  до  $H_3$  (рис. 26) гребень приближается к стенкам колошника;

- расположение гребня зависит от величины зазора между большим конусом и стенкой колошника; при малом зазоре гребень располагается у стен (рис. 27, в), при большом - отдаленее от стен (рис. 27, г);

- угол естественного откоса при свободной укладке падающего сверху кокса меньше, чем у агломерата, поэтому при ссыпании с большого конуса у стен печи получается более толстый слой агломерата, а в центре - кокса (рис. 27);

- в связи с таким различием углов откоса уменьшение массы подачи ведет к снижению толщины слоя агломерата в центре печи и позволяет создать в центре зону без агломерата (рис. 27, б) с повышенной газопроницаемостью;

- неполное опускание большого конуса способствует перемещению гребня материалов к стенкам колошника и попаданию большего количества мелочи на периферию;

- при ссыпании подачи с большого конуса ее нижняя часть ложится у стен, образуя гребень, с которого в центр скатывается заключительная часть подачи, т.е. в центр печи в основном поступает материал из тех скипов подачи, которые на большой конус загружали последними.

Соответственно при подаче агломератом вперед ААКК↓ в центр поступает заметно больше кокса, а при обратной подаче ККАА↓ - больше агломерата. Изменение порядка загрузки на обратный является сильно действующим средством перераспределения материалов по сечению колошника и применяется как крайняя мера; меньшее воздействие на распределение материалов оказывают промежуточные порядки загрузки типа КАКА↓, АККА↓ и др.

В целом регулирование распределения шихты по сечению печи с помощью двухконусного аппарата является сложной задачей и непрерывно совершенствуется. В последние годы на некоторых печах у стен колошника устанавливают подвижные плиты, которые можно перемещать в горизонтальной плоскости и изменять угол их наклона. Падающие на плиты куски шихты отражаются и, изменяя положение плит, можно направлять шихту в заданные зоны колошника.

На печах с бесконусным загрузочным устройством шихту загружают в печь через два поочередно открываемых шлюзовых бункера (см. описание бесконусного загрузочного устройства и рис. 25, б), а в бункеры ее доставляют наклонным ленточным конвейером, на котором с определенными интервалами уложены порции агломерата (или смеси агломерата и окатышей) и кокса. В один бункер с ленты поступает одна

порция агломерата или кокса; из бункера порцию выгружают на колошник печи по наклонному вращающемуся лотку, который за время выгрузки порции (60...140 с) совершает более десяти оборотов вокруг вертикальной оси; при этом угол наклона лотка изменяют в пределах 7...53°.

Для характеристики этого способа загрузки чаще используют не термин "подача", а "цикл загрузки". Цикл загрузки - это повторяющаяся совокупность располагаемых в определенном порядке порций шихтовых материалов. Максимальная масса порций определяется объемом шлюзового бункера (50...80 м<sup>3</sup>) засыпного устройства. Число порций в цикле может изменяться в пределах от 5...7 до 14 и более.

Применение вращающегося лотка и изменение угла его наклона в процессе выгрузки из шлюзового бункера каждой порции материала позволяет в очень широких пределах перераспределять шихту по сечению колошника и регулировать толщину слоев агломерата и кокса, добиваясь рациональной ее укладки и эффективного использования газового потока.

Чтобы судить о газопроницаемости шихты в доменной печи и о том, насколько хорошо протекают теплообменные и химические процессы между шихтой и газами, желательно иметь данные о температуре и составе газа по сечению. Повышенное содержание CO<sub>2</sub> в газах и низкая температура указывают на полноту химических и теплообменных процессов в печи. Для интенсивной и экономичной работы печи желательно, чтобы содержание CO<sub>2</sub> на периферии и по оси печи было несколько пониженным, а на расстоянии около 1...2 м от стен печи - повышенным.

На новых печах для контроля температуры и отбора проб газов по сечению печи применяют вводимые через отверстия в кожухе и футеровке зонды, периодически перемещаемые от периферии к центру печи над уровнем шихты и в объеме шихты на расстоянии от 1,5 до 7-12 м ниже ее уровня. На всех печах контролируют уровень засыпи (верха материалов) на колошнике; общепринят контроль с помощью двух зондов - вертикально перемещаемых штанг, пропущенных через отверстие в куполе печи. В рабочем положении нижний конец зонда находится на поверхности шихты, постепенно опускаясь вместе с ней, зонд связан с контрольно-измерительными приборами, отражающими изменение уровня шихты; при ссыпании шихты с большого конуса зонды поднимают. Начинают применять новые бесконтактные методы измерения уровня, используя показания направленных на поверхность засыпи инфракрасных, микроволновых и других датчиков.

### 3.2. Распределение температур, удаление влаги и разложение карбонатов

*Распределение температур в печи.* Помимо тепла, вносимого нагретым дутьем, основным источником тепла для нагрева шихты и газов, расплавления чугуна и шлака, обеспечения процессов восстановления и компенсации теплопотерь является тепло, выделяющееся в верхней части горна при сгорании топлива (кокса и зачастую вводимых для замены части кокса природного газа, нефтепродуктов и угольной пыли). Горячие газообразные продукты сгорания движутся из горна вверх, отдавая тепло опускающимся вниз холодным шихтовым материалам, нагревая их, а сами охлаждаются. Поэтому по мере отдаления от горна кверху температура в печи понижается с 1400...1600 до 200...350 °С на выходе из колошника.

Вместе с тем, на одном и том же горизонте печи (поперечном сечении) температура не является постоянной и изменяется в довольно широких пределах. Это объясняется тем, что поднимающиеся горячие газы движутся по сечению печи неравномерно; максимальное количество газов проходит в участках поперечного сечения с меньшим сопротивлением шихты и здесь наблюдаются наибольшие температуры. Один из характерных случаев распределения температур в печи показан на рис. 28.

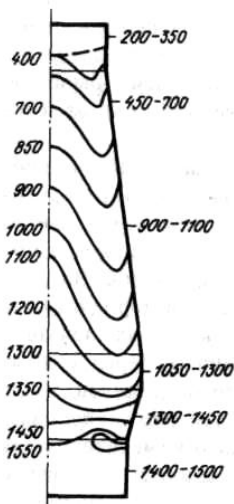


Рис. 28. Распределение температуры газов по высоте и сечению доменной печи (один из вариантов)

Он соответствует положению, когда умеренно развит поток газов на периферии (у стен) печи и несколько заметнее в осевой части. При изменении режима движения газов распределение температур по высоте и сечению печи может меняться и быть отличным от показанного на рис. 28; так усиление периферийного потока газов вызовет увеличение температур у стен печи, а увеличение осевого потока - продвижение вверх зоны высоких температур в осевой части печи и наоборот.

О характере возможных изменений свидетельствуют так же данные рис. 29, где приведены четыре различных случая расположения пластичной зоны, т.е. зоны с температурами 1000...1250 °С, где происходит размягчение и плавление железосодержащей части шихты (агломерата и окатышей). Эта зона в зависимости от количества движущихся в данном участке поперечного сечения печи горячих газов и некоторых других факторов может смещаться вверх и вниз и приобретать V, W-образную или Λ-образную форму. Примерно такую же форму имеют изотермы (линии с одинаковыми температурами) в объемах печи выше и ниже пластичной зоны.

*Удаление влаги.* Шихта, загружаемая в доменную печь, содержит гигроскопическую влагу (например, в коксе 0,5...5 %), а иногда гидратную влагу. Гигроскопическая влага легко испаряется на колошнике, и для ее удаления не требуется дополнительного тепла, так как температура колошниковых газов выше температуры испарения влаги.

Гидратная влага появляется лишь при загрузке в печь железных руд, она находится в соединении с  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (в буром железняке) или с  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (в каолинитах  $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ). Эти соединения разлагаются при 400...1000 °С с поглощением тепла. Однако в связи с тем, что в настоящее время сырые руды почти не используются, выделение гидратной влаги заметного влияния на ход плавки не оказывает.

*Разложение карбонатов.* Карбонаты (углекислые соединения) могут поступать в доменную печь в виде известняка  $\text{CaCO}_3$  (иногда он содержит немного  $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$ ), с карбонатной железной рудой ( $\text{FeCO}_3$ ) и марганцевой рудой ( $\text{MnCO}_3$ ). При нагреве карбонаты разлагаются на  $\text{CO}_2$  и оксид металла с поглощением при этом тепла.

В настоящее время сырые руды в доменные печи почти не загружают; известняк, необходимый для внесения в доменный шлак  $\text{CaO}$ , вводят в шихту агломерации и лишь в отдельных случаях для повышения основности шлака немного известняка добавляют в печь. Здесь известняк интенсивно разлагается при температурах ~1000°С и выше по реакции:  $\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2 - 178500 \text{ Дж}$ .

Помимо затрат тепла на разложение, отрицательным фактором является то, что при температурах более 1000 °С идет реакция  $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$  с поглощением тепла и расходом углерода кокса.

В целом из-за протекания этих двух реакций введение в печь из-

известняка вызывает увеличение расхода кокса (на 0,25...0,40 кг на 1 кг известняка).

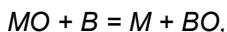
Применение офлюсованного агломерата (т.е. полученного с добавкой известняка в шихту агломерации) и полное выведение известняка из доменной шихты позволяет экономить кокс. При агломерации процесс разложения известняка обеспечивается сжиганием низкосортного топлива (коксика, антрацитового штыба), а не дорогостоящего дефицитного металлургического кокса.

### 3.3. Процессы восстановления

#### 3.3.1. Восстановление железа

Железо поступает в доменную печь в виде оксидов: агломерат вносит  $Fe_3O_4$  и немного  $Fe_2O_3$  и  $FeO$ , окатыши -  $Fe_2O_3$  и  $Fe_3O_4$  и железная руда, если ее применяют, -  $Fe_2O_3$  и  $Fe_3O_4$ , причем часть этих оксидов находится в виде химических соединений с другими оксидами.

Основная задача доменного процесса — обеспечение как можно более полного извлечения железа из этих оксидов путем их восстановления. Восстановление заключается в отнятии кислорода от оксида и получении из него элемента (или же оксида с меньшим содержанием кислорода). Его осуществляют с помощью восстановителя - вещества, к которому переходит кислород благодаря тому, что у восстановителя большее химическое сродство к кислороду, чем у восстанавливаемого элемента. Таким образом в процессе восстановления одно вещество теряет кислород (восстанавливается), а другое приобретает его (окисляется). В общем виде процесс восстановления описывается уравнением:



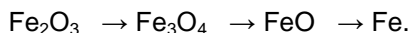
где  $M$  - восстанавливаемый металл;

$B$  - восстановитель;

$MO$  - восстанавливаемый оксид;

$BO$  - оксид восстановителя.

В соответствии с выявленными акад. А.А.Байковым закономерностями восстановление оксидов железа протекает ступенчато от высших к низшим:



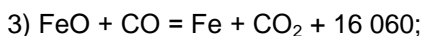
Поскольку при температурах ниже  $570^\circ C$  оксид  $FeO$  неустойчив и разлагается (на  $Fe_3O_4$  и  $Fe$ ), схема восстановления при температурах

ниже 570 °С следующая:

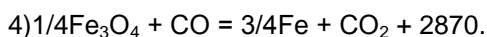


Восстановителями оксидов железа в доменной печи служат углерод, оксид СО и водород. Восстановление углеродом принято называть прямым восстановлением, а газами - косвенным. Реакции косвенного восстановления оксидом углерода следующие:

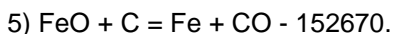
при температуре > 570 °С



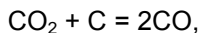
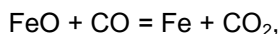
при температуре < 570 °С



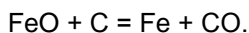
Их характерной особенностью является то, что продуктом реакций всегда является  $\text{CO}_2$ , и то, что они идут без затрат тепла. Реакции прямого восстановления углеродом протекают с образованием СО и требуют значительных затрат тепла, например:



Необходимо отметить, что приведенная запись реакции прямого восстановления не отражает механизма ее протекания. Дело в том, что непосредственное взаимодействие углерода с твердыми оксидами ограничено, так как поверхность контакта между неровными кусками очень мала. Поэтому фактически прямое восстановление протекает через газовую фазу и состоит из двух стадий:



что после суммирования дает итоговую реакцию прямого восстановления



Таким образом главное, что отличает прямое восстановление от косвенного, это расходование углерода, а это означает, что с развитием реакций прямого восстановления сокращается количество углерода, достигающего фурм.

Условия протекания реакций косвенного восстановления (1)-(4) и восстановительную способность газовой смеси из CO и CO<sub>2</sub> характеризуют данные рис. 29. Здесь кривые 1-4, соответствуя номерам приведенных выше реакций косвенного восстановления, характеризуют равновесный состав газа этих реакций и ограничивают поля, внутри которых будет

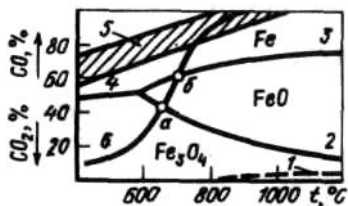
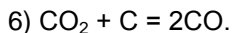


Рис. 29. Равновесные характеристики реакций косвенного восстановления оксидов железа и реакций между C, CO и CO<sub>2</sub>

устойчивым железом или один из его оксидов в атмосфере из CO и CO<sub>2</sub>. Например, при температурах и содержаниях CO и CO<sub>2</sub>, ограниченных кривыми 3-2 (полем FeO), устойчивым является лишь FeO; железо при этих условиях будет окисляться до FeO, реагируя с CO<sub>2</sub>, а оксиды Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> будут восстанавливаться, реагируя с CO.

Можно видеть, что кривая равновесного состава газа реакции (1) сильно приближена к оси абсцисс, т.е. даже небольших концентраций CO достаточно для восстановления оксида Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>. Железо может быть получено лишь при содержаниях CO больших, чем отмечено кривыми 4 и 3.

При анализе возможности восстановления оксидов железа необходимо учитывать, что состав (равновесный) газа в системе, состоящей из CO и CO<sub>2</sub>, при наличии в ней избытка углерода будет определяться равновесием обратимой реакции



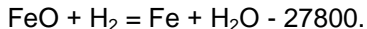
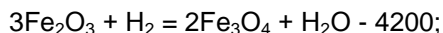
Этот равновесный состав (при давлении 0,1 МПа) характеризует кривая 6. Поэтому в условиях равновесия железо, например, может быть получено лишь при температурах более высоких, чем отмечено точкой б, а FeO - точкой а.

Фактический состав газа в доменной печи показан заштрихованной областью 5 на рис. 29. Видно, что реальное содержание CO при низких (менее 850...1000 °C) температурах выше равновесного, опре-

деляемого реакцией (6). Объясняется это тем, что за короткое время пребывания газов в печи (3...12 с) реакция (6) не успевает дойти до равновесия. Реальное содержание СО обеспечивает, как это видно из рис. 29, возможность восстановления косвенным путем всех оксидов до железа при температурах 400 °С и ниже, т.е. даже в районе колошника.

Из данных рис. 29 вытекает, что в доменной печи, где имеется избыток углерода, реакции косвенного восстановления, протекающие с образованием СО<sub>2</sub>, могут идти лишь при температурах ниже 900...1000 °С, поскольку при более высоких температурах СО<sub>2</sub> существовать не может, переходя в СО по реакции (6). Соответственно, доменную печь условно делят на зону косвенного восстановления (зона с температурами < 900...1000 °С) и зону, где может протекать лишь прямое восстановление (зона прямого восстановления с температурами выше 900...1000 °С).

Косвенное восстановление водородом, содержание которого в атмосфере доменной печи может достигать 8...12 %, протекает по следующим реакциям:



Сравнение равновесных характеристик этих реакций и реакций восстановления оксидом углерода показывает, что при температурах выше 810 °С водород является более сильным восстановителем, чем СО, а при меньших, чем 810 °С, температурах - более слабым, т.е. при этих температурах у водорода меньше химическое сродство к кислороду, чем у СО. Вместе с тем опыт, показал, что в доменной печи как при высоких (> 810 °С), так и при более низких температурах водород является более энергичным восстановителем, чем СО. Добавка водорода и повышение его концентрации в газовой фазе ведет к ускорению процесса восстановления и увеличению степени косвенного восстановления железа. Это объясняется двумя причинами. Во-первых, благодаря малым массе и размерам молекул водорода они более подвижны, чем СО, быстрее диффундируют в поры агломерата и проникают в более мелкие поры и трещины, куда молекулы СО проникнуть не могут, - все это заметно увеличивает поверхность взаимодействия. Во-вторых, известно, что молекулы Н<sub>2</sub> многократно участвуют в процессе восстановления. Эта особенность водорода как восстановителя связана с тем, что при



температурах доменного процесса и наличии избытка углерода и CO водяные пары существовать в печи не могут. В зоне высоких температур (850...1000 °C и более) пары H<sub>2</sub>O разлагаются углеродом:  $H_2O + C = H_2 + CO$ ; при температурах ниже 810°C идет реакция:  $H_2O + CO = H_2 + CO_2$ . Соответственно H<sub>2</sub>O, образующаяся при реакциях восстановления водородом, тут же взаимодействует с углеродом кокса, либо с CO по приведенным выше реакциям и вновь переходит в водород. Этот образовавшийся водород вновь реагирует с оксидами железа и так несколько раз по мере подъема от горна до колошника. Иначе говоря, происходит регенерация водорода с его повторным участием в восстановлении. Сам же водород в процессе восстановления является как бы промежуточным реагентом или переносчиком кислорода от оксидов железа к CO или углероду и в конечном счете к газовой фазе печи. При этом количество водорода в газовой фазе может не изменяться.

В целом ход процесса восстановления железа в доменной печи можно охарактеризовать следующим образом. Во всем объеме печи, начиная от верха колошника до участков с температурой 900...1000 °C, протекают процессы косвенного восстановления газом CO и отчасти водородом. В этой зоне косвенного восстановления все высшие оксиды железа успевают восстановиться до FeO, а часть FeO восстанавливается до железа, причем частицы восстановленного железа обнаруживаются уже в колошнике. Вместе с тем, часть FeO восстанавливается до железа прямым путем в зоне высоких температур (> 900...1000 °C). При этом в зонах с температурами свыше 1100...1250 °C, когда сформировался шлак, железо восстанавливается прямым путем из жидкого шлака при стекании его капель вниз между кусками кокса. Железо при восстановлении получается в твердом виде; частицы железа, восстановившиеся из материалов, находящихся в твердом виде, имеют форму губки.

В доменной печи железо восстанавливается почти полностью. Степень восстановления железа  $\eta$  составляет 0,99...0,998, а это означает, что 99...99,8% железа переходит в чугун и лишь 0,2...1,0% переходит в шлак.

*Особенности прямого и косвенного восстановления.* Доменный процесс стараются вести так, чтобы обеспечивался минимальный расход дефицитного и дорогостоящего кокса. Наряду с рядом других факторов большое влияние на расход кокса оказывает степень развития прямого и косвенного восстановления. Сравнивая эти способы восстановления, отмечают следующее. Отрицательной стороной прямого восстановления является то, что оно протекает с затратой тепла; кроме того увеличение степени прямого восстановления

приводит к снижению количества кокса, достигающего фурм и, следовательно, к уменьшению прихода тепла в горне. Реакции косвенного восстановления не требуют затрат тепла. Однако косвенное восстановление требует значительно большего расхода углерода, чем прямое. Причина в том, что для протекания реакций косвенного восстановления необходимо определенное соотношение между CO и CO<sub>2</sub> в газовой фазе. Например, при 700 °С восстановление железа из FeO может начаться (рис. 29), если газ содержит около 60% CO и 40 % CO<sub>2</sub>, т.е. при CO/CO<sub>2</sub> = 1,5. Следовательно, на один атом железа необходимо 2,5 атома углерода (1,5 в виде CO и 1 в виде CO<sub>2</sub>), полученных в результате сжигания кокса, в то время как по реакции прямого восстановления FeO+C = Fe+CO на один атом железа расходуется один атом углерода, вносимого коксом.

Должно существовать оптимальное с точки зрения расхода углерода соотношение между прямым и косвенным восстановлением. Для оценки доли прямого или косвенного восстановления используют ряд показателей. Предложенный акад. М.А.Павловым показатель - степень прямого восстановления обозначается величиной  $r_d$  и показывает часть железа в процентах или долях единицы, восстановленного из FeO прямым путем. При этом, если прямым путем восстанавливается  $d$  % Fe, то косвенным восстанавливается  $(100 - d)$  %.

В настоящее время степень прямого восстановления на печах, работающих без применения природного газа или мазута, составляет 40...60 %, а на печах, в которых применяют углеводородные добавки, - 20...40 %. Наивыгоднейшая степень прямого восстановления, при которой достигается минимальный расход кокса, меньше приведенных величин. Фактические значения  $r_d$  обычно выше оптимальных, и поэтому необходимо принимать все меры для улучшения условий восстановления шихты газами, т.е. для повышения степени косвенного восстановления (вдувание восстановительных газов, улучшение распределения газов в печи, подготовка шихты), что обеспечит снижение расхода кокса.

Степень прямого восстановления железа получается ниже у печей, работающих с пониженной температурой дутья и на более бедной шихте. Однако эти факторы приводят к повышению расхода кокса.

### 3.3.2. Восстановление марганца и выплавка марганцовистых чугунов

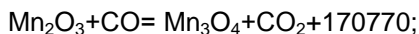
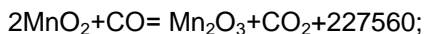
При выплавке передельных чугунов марганец в доменную печь попадает в составе агломерата и иногда в составе добавляемых в небольших количествах марганцевых руд, а при выплавке ферромарганца в составе марганцевого агломерата или марганцевых руд.

Марганец в рудах находится главным образом в виде  $MnO_2$ ,  $Mn_2O_3$  и  $Mn_3O_4$ , а в агломерате - в виде силикатов марганца  $MnO \cdot SiO_2$  и  $(MnO)_2 \cdot SiO_2$ .

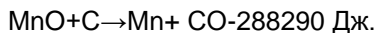
Восстановление марганца из оксидов протекает ступенчато от высших оксидов к низшим:



Высшие оксиды марганца непрочны и восстанавливаются газом CO при невысоких (200...500°C) температурах в верхней части шахты печи по следующим реакциям косвенного восстановления:



Таким образом восстановление  $MnO_2$  до  $MnO$  связано с выделением большого количества тепла – около 2870 КДж на 1 кг марганца. Низший оксид марганца -  $MnO$  является химически более прочным и восстанавливается только прямым путем, требуя значительного расхода тепла:



По этой реакции на 1 кг марганца расходуется 5225 кДж т.е. почти в два раза больше, чем на восстановление железа из FeO. Термодинамический расчет показывает, что протекание этой реакции возможно при температурах более 1200 °С. В присутствии железа, растворяющего марганец, температура начала протекания этой реакции снижается, и процесс восстановления получает заметное развитие при 1100...1300 °С. Поскольку при температурах 1100...1250 °С плавится шихта и формируется шлак, значительная часть  $MnO$  оказывается в нем в виде силикатов. Поэтому заметная часть марганца восстанавливается из шлака (из силикатов марганца шлака). Этому процессу способствует наличие в шлаке оксида кальция CaO, который соединяется с кислотным оксидом  $SiO_2$ , выводя его из зоны реакции и способствуя тем самым сдвигу равновесия реакции вправо



Таким образом, для более полного восстановления марганца необходимы высокие температуры в горне, увеличение поступления тепла в горн и повышенная основность шлака.

Восстановительные условия доменной плавки таковы, что восстанавливается не весь марганец, внесенный шихтой. При выплавке передельных чугунов степень восстановления марганца составляет 55...65 %, остальная часть марганца остается в шлаке в виде MnO. Следовательно, содержание марганца в чугуне в первую очередь определяется его содержанием в шихтовых материалах.

Еще в недавние времена выплавляли передельные чугуны с содержанием марганца 0,7...1,2 %, а десятилетия назад – с содержанием марганца до 1,75...3,5 %. Для получения столь высокого содержания марганца в чугуне требовалось вводить в доменную печь или шихту агломерации марганцевую руду. В настоящее время в связи с дефицитностью марганца и марганцевых руд, а также в связи с тем, что при выплавке стали большая часть содержащегося в передельном чугуне марганца окисляется и безвозвратно теряется в виде MnO со сливаемым из сталеплавильных агрегатов шлаком, стали выплавлять маломарганцовистые чугуны. При этом в доменную шихту марганцовистую руду, как правило, не добавляют, и чугун содержит столько марганца (0,1 до 0,3...0,5 %), сколько его восстановится из оксидов марганца, содержащихся в железных рудах в качестве примесей. Переход на выплавку маломарганцовистых чугунов позволил экономить не только марганец, но и кокс за счет уменьшения его расхода на прямое восстановление марганца и на проплавление пустой породы марганцевых руд.

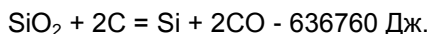
*Выплавка ферромарганца.* В доменных печах выплавляют специальный марганцовистый чугун – ферромарганец, содержащий 70...78 % марганца и 6...7 % углерода. Шихтой для него служат марганцевые руды или марганцевый агломерат и кокс. Как и при выплавке обычных чугунов, непрочные высшие оксиды марганца восстанавливаются косвенным путем в верхней части шахты с выделением большого количества тепла, а экзотермическая реакция восстановления марганца из MnO протекает внизу, что требует высоких температур, больших затрат тепла, а также большого расхода кокса на реакции прямого восстановления в горне и нижней части печи.

Поэтому процесс ведут при значительно увеличенном расходе кокса (в три-четыре раза), повышают температуру дутья и обогащают дутье кислородом, а для облегчения восстановления марганца из шлака повышают основность шлака (до 1,4...1,6). Ранее, когда ферромарганец выплавляли на воздушном дутье, расход кокса составлял около 2т

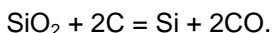
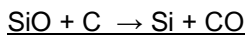
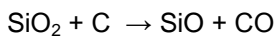
на 1т ферромарганца. Это приводило к образованию большого количества горячих горновых газов, что в сочетании с протеканием экзотермических реакций восстановления высших оксидов марганца обуславливало чрезмерное повышение температуры в верхней части печи и улетучивание значительной части марганца (3...15 %) через колошник. Высокая температура отходящих газов (до 600...700 °С) ведет к быстрому износу конструкций верхней части печи. Поэтому выплавку ферромарганца осуществляют теперь не на воздушном дутье, а на дутье, обогащенном кислородом до 30...35 %. В этом случае резко снижается количество горновых газов и, следовательно, понижается температура в верхней части печи, уменьшаются тепловые потери, снижается расход топлива. Обогащение дутья кислородом до 35 % позволяет уменьшить расход кокса на 20...30 % и повысить производительность печи в 1,5...2 раза по сравнению с работой на обычном дутье.

### 3.3.3. Восстановление кремния и выплавка кремнистых чугунов

Кремний присутствует в рудах главным образом в виде кремнезема, а в агломерате - в виде силикатов железа и кальция и силикатов промежуточного состава - оливинов  $\text{CaO}_x \cdot \text{FeO}_{(2-x)} \cdot \text{SiO}_2$ . Сродство кремния к кислороду очень велико, поэтому он может восстанавливаться в печи только прямым путем по следующей реакции:



Точнее, эта реакция восстановления идет в две стадии с образованием промежуточного соединения - монооксида кремния  $\text{SiO}$  (последний является летучим и существует только при высоких температурах):



Термодинамический анализ показывает, что для протекания этой реакции в направлении слева направо нужна высокая температура - около 1500 °С. Вместе с тем установлено, что в доменной печи кремний восстанавливается при более низкой температуре. Это связано с присутствием железа: с твердым железом кремний образует силицид  $\text{FeSi}$ , а в жидком он растворяется; эти процессы протекают с выделением тепла и выводят кремний из зоны реакции, способствуя сдвигу равно-

весия реакции восстановления вправо. Так, лабораторные опыты показали, что реакция восстановления твердого  $\text{SiO}_2$  с участием железа  $\text{SiO}_2 + 2\text{C} + \text{Fe} = \text{FeSi} + 2\text{CO}$  получает заметное развитие при 1200...1300 °С, а эта же реакция восстановления  $\text{SiO}_2$  из шлака - при 1400...1550 °С.

В доменной печи при температурах 1200...1250°С уже сформирован жидкий шлак, и поэтому основная часть кремния восстанавливается прямым путем из  $\text{SiO}_2$ , находящегося в шлаке при стекании капель шлака в горн между кусками кокса.

Условиями, благоприятствующими восстановлению кремния, являются высокая температура в районе горна, а также кислые шлаки, т.е. содержащие мало  $\text{CaO}$ , так как  $\text{CaO}$  связывает  $\text{SiO}_2$  в силикаты, затрудняя восстановление  $\text{SiO}_2$ . Поскольку в доменной печи основность шлака, определяемая основностью используемого офлюсованного агломерата, является относительно постоянной, количество восстановленного кремния зависит прежде всего от температуры в горне и прилегающем к нему объеме печи.

При выплавке передельного чугуна восстанавливается 2...8 % кремния шихты (остальной остается в шлаке в виде  $\text{SiO}_2$ ), и чугун содержит от 0,5 до 1,0 и иногда до 1,2 % кремния. Изменение содержания кремния в этих пределах в выпускаемом чугуне служит показателем теплового состояния горна; уменьшение содержания кремния в чугуне свидетельствует о снижении температур в горне; повышение температуры в горне и, соответственно, температуры чугуна вызывают увеличение содержания кремния в чугуне.

*Выплавка литейного чугуна и ферросилиция.* Иногда в доменных печах выплавляют литейный чугун, содержащий 1,2...3,75 % кремния. Перевод печи с выплавки передельного чугуна на выплавку литейного заключается в увеличении расхода кокса на 10...20 % по сравнению с обычным. После того как эти увеличенные порции кокса при движении сверху достигают фурм, температура в горне повышается, вызывая увеличение степени восстановления кремния из шихты, которая достигает 10...25% (вместо 2...8% при выплавке передельного чугуна). При этом выпускаемый чугун будет содержать повышенное количество кремния.

Ранее в доменных печах выплавляли бедный ферросилиций, содержащий 9...15 % кремния; при этом расходовали 1...1,3 т кокса на 1т сплава и ~ 450 кг металлдобавок. В настоящее время в связи с неэкономичностью и, в первую очередь, в связи с большим расходом кокса, эту выплавку прекратили. Более экономична выплавка ферросилиция, содержащего 45...75 % кремния, в ферросплавных электропечах.

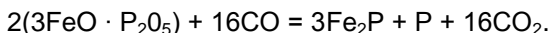
### 3.3.4. Восстановление фосфора

Фосфор поступает в доменную печь в основном с агломератом и железными рудами в виде фосфата  $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$  и иногда  $3\text{FeO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ . Фосфат  $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$  интенсивно восстанавливается при температурах 1000...1200 °С и более с большой затратой тепла:



причем часть его восстанавливается из шлака.

Фосфат железа менее прочен и восстанавливается при 900...1000 °С газом СО и частично углеродом, например:



Образующиеся при этих реакциях фосфор и фосфид  $\text{Fe}_2\text{P}$  активно растворяются в железе, и практически весь фосфор шихты переходит в чугун. Таким образом, единственным способом получения чугуна с низким содержанием фосфора является использование чистых по фосфору рудных материалов.

Передельные чугуны содержат менее 0,15...0,30 % фосфора; иногда используют высокофосфористые железные руды, получая чугуны с содержанием фосфора 1,0...2,0 %.

### 3.3.5. Восстановление других элементов

Представление о возможности восстановления элементов, входящих в состав доменной шихты, может быть получено на основании термодинамических данных, характеризующих прочность их оксидов, т.е. величину их химического сродства к кислороду. Элементы доменной шихты по возрастанию сродства к кислороду располагаются в следующем порядке: Cu, As, Ni, Fe, P, Zn, Mn, V, Cr, Si, Ti, Al, Mg, Ca. Соответственно, степень восстановления элементов тем меньше, чем правее стоит элемент в приведенном ряду.

Такие элементы как никель, медь, мышьяк, подобно железу и фосфору, почти целиком восстанавливаются в печи и переходят в чугун.

Ванадий и хром восстанавливаются аналогично марганцу - соответственно на 70...80 и на 80...90%, а титан - аналогично кремнию. Степень восстановления титана ниже, чем кремния. Алюминий, магний и кальций в доменной печи не восстанавливаются.

Особо следует отметить поведение цинка. Он содержится в неко-

торых железных рудах, а также попадает в доменные печи в составе добавляемых в шихту железосодержащих отходов - конвертерных шламов, колошниковой пыли и др. Поступая в печь в основном в виде ZnO, он легко восстанавливается при температурах  $> 950\text{ }^{\circ}\text{C}$ :  $\text{ZnO} + \text{C} = \text{Zn} + \text{CO}$  и, испаряясь, поднимается с газами вверх. В зонах с умеренными температурами Zn вновь окисляется до ZnO, реагируя с  $\text{CO}_2$  и оксидами железа. Часть ZnO (10...30%) уносится из печи доменным газом; часть в смеси с сажистым углеродом осажается на стенках печи, образуя большие настывы; часть осажается в швах и порах футеровки, вызывая увеличение ее объема и возможность разрыва кожуха печи; часть осажается на кусках шихты, и опускается вниз, где вновь восстанавливается, создавая циркуляцию цинка в печи, способствуя его накоплению с увеличением вредных отложений.

### 3.4. Образование чугуна

Восстанавливаемое во всем объеме печи железо получается в твердом виде, поскольку температура его расплавления ( $1535\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) выше температур, имеющих в доменной печи; при этом восстановленное из твердых кусков шихты железо получается в виде твердой губки. В условиях избытка углерода и CO губчатое железо растворяет углерод (науглероживается). Этот процесс получает заметное развитие уже при температурах  $400\text{...}600\text{ }^{\circ}\text{C}$  и заключается в том, что на поверхности губчатого железа, являющегося катализатором, происходит распад CO ( $2\text{CO} = \text{C}_{\text{саж}} + \text{CO}_r$ ) и выделяющийся сажистый углерод переходит в железо, образуя раствор  $\text{Fe} + \text{C} = [\text{C}]_{\text{Fe}}$  или карбид  $\text{Fe}_3\text{C}$ :  $\text{Fe} + 3\text{C} = \text{Fe}_3\text{C}$ .

По мере науглероживания температура плавления железа понижается (так температура плавления железа, содержащего 4,3 % C равна  $1130\text{ }^{\circ}\text{C}$ ), а само оно опускается в зоны с более высокими температурами. В определенный момент, когда температура плавления науглероженного железа становится равной температуре в печи, железо плавится (примерно при содержании углерода 2...2,5% и температуре около  $1200\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) и образуются капли жидкого металла, которые стекают в горн между кусками кокса. В жидком виде железо науглероживается еще более интенсивно — при контакте капель с раскаленным коксом и при контакте расплава с коксом в горне, происходит растворение углерода кокса в металле:  $\text{Fe} + \text{C}_{\text{кокс}} = [\text{C}]_{\text{Fe}}$ .

В движущиеся капли металла и отчасти в еще твердое железо в небольших количествах переходят на разных горизонтах печи другие восстановленные элементы (кремний, марганец, фосфор и в некоторых случаях ванадий, мышьяк, хром, никель, медь), а также сера. Этот сплав железа с углеродом и другими элементами (чугун) скапливается



в горне.

Таким образом, формирование чугуна из твердого восстановленного железа заключается в его науглероживании, расплавлении и растворении в нем других восстановленных элементов (обычно это марганец, кремний, фосфор и сера).

Окончательное содержание углерода в чугуне устанавливается в горне; оно не поддается регулированию и зависит от температуры чугуна и его состава.

Марганец и хром, как карбидообразующие элементы, способствуют повышению содержания углерода в чугуне.

Кремний, фосфор и сера образуют с железом силициды, фосфиды и сульфиды, которые, являясь более прочными соединениями, чем карбид железа, разрушают его, способствуя тем самым снижению содержания углерода в чугуне. Увеличение температуры чугуна вызывает повышение содержания углерода в нем. Применительно к современной доменной плавке примерное содержание углерода в чугуне (%) можно определить по следующей формуле:

$$C = 4,8 + 0,03Mn - 0,27Si - 0,32P - 0,032S.$$

В передельных чугунах содержание углерода обычно составляет 4,4...4,8 %, в литейном 3,5...4 %, в ферромарганце - 7 %. Температура чугуна в горне равна 1400...1500 °С.

### **3.5. Образование шлака и его свойства**

Помимо чугуна, в доменной печи образуется шлак, в который переходят невосстановившиеся оксиды элементов, т.е. CaO, MgO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub> и небольшое количество MnO и FeO, причем CaO специально добавляют к железорудной шихте для получения жидкого шлака.

Наведение в печи жидкого текучего шлака необходимо прежде всего для выведения из печи составляющих пустой породы железных руд, вносимых агломератом и окатышами, а также золы кокса. Основу пустой породы большинства руд так же, как и основу золы кокса, составляют SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, температура плавления которых (соответственно 1710 и 2050 °С) выше температур в доменной печи, в связи с чем они в печи расплавиться не могут. Поскольку доменная печь не приспособлена для удаления твердых продуктов плавки, необходимо перевести оксиды SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в жидкую фазу, что достигается добавкой в шихту агломерации флюса — известняка, вносящего оксид CaO, который, взаимодействуя с SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, образует легкоплавкие химические

соединения. Последние при температурах доменного процесса расплавляются, переводя пустую породу и золу кокса в жидкую фазу — шлак, который периодически выпускают через летки, освобождая печь от непрерывно поступающих сверху невосстанавливаемых оксидов. Другой важной функцией шлака является десульфурация: в шлак из чугуна удаляется сера.

*Образование шлака.* Основными стадиями сложного процесса шлакообразования в доменной печи являются: нагрев и размягчение железосодержащей части шихты, ее плавление, стекание в горн первичного шлака с изменением его состава, присоединение к нему золы кокса, формирование окончательного состава в горне.

При опускании в печи шихтовых материалов сохраняется их слоевое расположение (чередование слоев агломерата и кокса), и материалы остаются твердыми до поступления в участки печи с температурами около 1000...1100 °С, где начинается пластичная зона. В верхних наружных слоях этой зоны происходит размягчение и переход в пластичное состояние железосодержащих материалов со слипанием отдельных кусков в скопления; в толще зоны, где температура выше, начинается и протекает плавление, а ниже нее (где температуры составляют около 1200...1250 °С) оксидная фаза и восстановленное железо находятся в расплавленном состоянии и твердым остается лишь кокс. Эта зона пластичности или зона первичного шлакообразования может быть разной по форме и толщине и располагаться на разной высоте в зависимости от распределения шихтовых материалов и газового потока по сечению печи, расхода кокса и теплового состояния горна и печи, расхода дутья, состава и прочности агломерата и его восстановимости и ряда других факторов.

Некоторые возможные случаи расположения пластичной зоны даны на рис. 30; стрелками на нем показано движение поднимающихся газов, которые проходят лишь через слои кокса пластичной зоны, поскольку слипшиеся пластичные

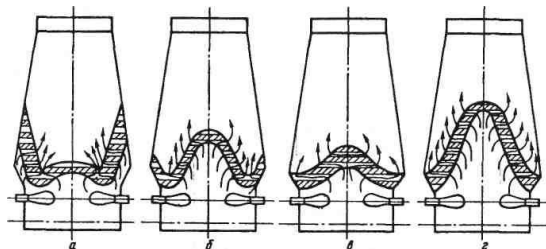


Рис. 30. Схемы расположения пластичной зоны в доменной печи

участки рудных слоев практически газонепроницаемы. Форма и расположение зоны пластичности зависят в первую очередь от распределения газового потока по сечению печи. W-образная форма зоны (а) соответствует развитому периферийному потоку газов, вызываемому уменьшенной рудной нагрузкой (уменьшенной доли агломерата) на периферии печи; при увеличении рудной нагрузки на периферии и соответствующем усилении осевого потока газов зона пластичности приобретает Λ-образную форму (з) и возможны ее промежуточные положения (б и в), в том числе плоское (е). Увеличение расхода кокса и нагрева дутья, ведущие к увеличению количества тепла, уносимого газами вверх, вызывают перемещение зоны пластичности вверх; аналогично влияет на положение зоны увеличение расхода дутья. Ухудшение восстановительной работы газов в верхних горизонтах печи и повышение вследствие этого количества невосстановленного FeO в агломерате ведет к его размягчению и плавлению при более низких температурах, способствуя перемещению зоны пластичности вверх и увеличению ее толщины и т.д.

Формирующаяся ниже зоны пластичности жидкая оксидная фаза - расплавленные пустая порода агломерата и окатышей и невосстановившиеся оксиды FeO и MnO - образует первичный шлак. По составу он отличается от конечного шлака в горне, в первую очередь более высоким содержанием FeO (до 5...15 %) и MnO. Первичный шлак каплями стекает в горн через слой кокса ("коксовую насадку"), при этом изменяется его состав. В результате прямого восстановления железа и марганца в шлаке уменьшается содержание FeO и MnO, и он становится более тугоплавким. На горизонте фурм к шлаку присоединяется зола кокса (в основном SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). При движении капель (особенно в горне) в шлак переходит сера. В районе горна в результате восстановления кремния несколько уменьшается количество SiO<sub>2</sub> в шлаке.

Конечный шлак на 85...95 % состоит из SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и CaO и содержит, %: 38...42 SiO<sub>2</sub>, 38...48 CaO, 6...20 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 2...12 MgO, 0,2...0,6 FeO, 0,1...2 MnO и 0,6...2,5 серы (в основном в виде CaS). Температура шлака несколько выше температуры чугуна и составляет 1400...1560 °С.

Состав шлака, его физические свойства, основность и количество оказывают существенное влияние на ход доменной плавки и показатели работы печи.

*Физические свойства шлака.* Состав шлаков для доменной плавки выбирают, исходя, прежде всего, из данных об их температуре плавления и вязкости при различных температурах. Поскольку основу доменных шлаков составляют CaO, SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, для характеристики

свойств шлаков используют тройную диаграмму состава системы CaO - SiO<sub>2</sub> - Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, на которую наносят значения того или иного свойства, получая таким образом диаграммы состав-температура плавления, состав-вязкость и т.п.

*Температура плавления* шлаков - величина условная, поскольку шлаки, как и другие многокомпонентные системы, плавятся в интервале температур. За температуру плавления шлаков принимают температуру ликвидуса (температуру полного исчезновения твердой фазы при нагреве или появления при охлаждении расплава).

Однако для выбора состава шлака недостаточно знать эти температуры, так как некоторые из сплавов становятся хорошо подвижными при температуре, значительно превышающей температуру плавления. Например, самый легкоплавкий сплав - CaO · Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> · 2SiO<sub>2</sub>, содержащий примерно 62 % SiO<sub>2</sub>, 14 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и 24 % CaO, температура плавления которого равна 1170 °С, приобретает хорошую текучесть лишь при нагреве до 1600 °С. Поэтому необходимо учитывать данные о вязкости шлаков.

*Вязкость* - это внутреннее трение, препятствующее течению жидкости; она является величиной, обратной текучести. Единицей вязкости является Па · с (1 Па · с = 1Н · с/м<sup>2</sup> = 1пуаз), т.е. за единицу вязкости 1 Па · с принимают вязкость такой жидкости, в которой сила в 1Н, приложенная к площади жидкости в 1м<sup>2</sup> (т.е. 1 Па), находящейся на расстоянии 1м от другой такой же площади, вызывает перемещение жидкости со скоростью 1 м/с. Вязкость существенно понижается с ростом температуры.

Для нормальной работы доменных печей вязкость шлака должна составлять 0,3...0,6 Па · с. Наименьшей вязкостью обладают шлаки, содержащие 45...50% CaO, 38...45 % SiO<sub>2</sub>, 8...15% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Этому содержанию компонентов примерно соответствуют реальные доменные шлаки, с основностью от 0,8 до 1,3 и содержанием 5...20 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>).

*Основность шлаков* является их важной технологической характеристикой. Ее выражают величиной отношения содержания основных оксидов в шлаке к содержанию кислотных:



При выплавке передельных чугунов основность CaO/SiO<sub>2</sub> реальных доменных шлаков находится, как правило, в пределах 0,9...1,2, достигая иногда значений 0,8...1,3. С тем, чтобы обеспечивалась более полная десульфурация (удаление серы из чугуна в шлак), желательно иметь более высокую основность шлака. Однако это требует большего расхода известняка, что увеличивает количество шлака и поэтому нежелательно. Кроме того, учитывают различие в поведении

в доменной печи шлаков разной основности. Шлаки с невысокой основностью (1,1...1,0 и ниже), называемые кислыми, в процессе охлаждения застывают очень медленно, постепенно становясь все более тягучими, что не вносит резких изменений в ход доменного процесса. Основные же шлаки (с основностью 1,3 и более) имеют при высоких температурах более низкую вязкость, чем кислые, но в процессе охлаждения при достижении определенной температуры их вязкость резко возрастает, и они быстро затвердевают. Работа с такими шлаками нежелательна, так как небольшое произвольное изменение состава шлака или температур в печи может вызвать резкое загустевание шлака и расстройство ровного хода печи.

С учетом изложенного, требуемые физические свойства шлака можно было бы достичь при основности ( $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ ) 0,8...0,9, однако с целью обеспечения более полной десульфурации ее чаще поддерживают более высокой (до 1,1...1,2). При выплавке ферромарганца, когда расход кокса и температуры в районе горна значительно выше обычных и поэтому вероятность резкого загустевания шлака невелика, основность шлака повышают до 1,4...1,6.

Основность шлака оказывает определенное влияние на процессы восстановления. Чем выше основность конечного шлака, тем выше степень восстановления элементов, входящих в основные оксиды, т.е. железа и марганца, а кислые шлаки благоприятствуют восстановлению элементов кислотных оксидов, например кремния.

*Количество шлака* на 1т выплавляемого чугуна (выход шлака) колеблется на разных заводах в пределах от 330...400 до 600...900 кг. Это количество, как и состав шлака, оказывает большое влияние на ход плавки и конечные показатели процесса.

Поскольку основу доменных шлаков составляет пустая порода железных руд, количество шлака определяется, в первую очередь, степенью обогащения железных руд, возрастая при недостаточной степени обогащения, т.е. при попадании в печь большого количества пустой породы. Наряду с этим количество шлака возрастает при увеличении его основности, поскольку оно достигается за счет увеличения расхода известняка в шихту, т.е. массы шлакообразующих.

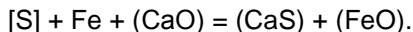
Всегда стремятся работать с минимальным количеством шлака, поскольку при этом уменьшаются затраты тепла на расплавление и нагрев шлака до температур его выпуска и потери тепла со сливаемым шлаком, а также улучшается газопроницаемость шихты, распределение газов и их использование в печи в связи с уменьшением количества вязких масс в печи. В современных условиях доменной плавки уменьшение выхода шлака на 100 кг на 1т чугуна дает экономию кокса 20...25 кг/т чугуна и увеличивает производительность печи на 3...4 %.

### 3.6. Поведение серы

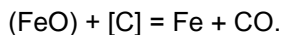
Сера — вредный элемент в чугунах и сталях. Высокое ее содержание в стали вызывает красноломкость - потерю прочности стали при температурах ~ 1100 °С, т.е. при температурах прокатки; кроме того, она понижает ударную вязкость, коррозионную стойкость, электротехнические свойства и способность к глубокой вытяжке листовой стали. В связи с этим из-за трудности удаления серы в сталеплавильных печах, доменный процесс стараются вести так, чтобы по возможности сера удалялась из чугуна в шлак.

Основную часть серы (70...90%) в доменную печь вносит кокс, а остальную - агломерат и окатыши. В коксе сера находится в виде органических соединений  $C_nS_m$  и немного в виде сульфидов  $FeS$ ; в офлюсованном агломерате в виде  $CaS$  и немного в виде сульфатов  $CaSO_4$  и  $BaSO_4$ ; в офлюсованных окатышах в виде  $CaSO_4$ .

При доменной плавке сера агломерата и окатышей переходит в шлаковую фазу, а основная часть серы кокса газифицируется - переходит в газовую фазу частично из твердого кокса (улетучивание) и частично при его сгорании у фурм. Но затем эта сера поглощается из газовой фазы агломератом, шлаком и металлом. Немного серы уносится из печи с доменным газом, при выплавке передельного чугуна - не более 5...10 % общего ее содержания в шихте. Остальная сера распределяется между металлом и шлаком, причем на горизонте фурм содержание серы в каплях чугуна достигает 0,2...0,3 %. Далее при прохождении капель чугуна в горне через слой шлака, а также во время пребывания чугуна и шлака в горне сера из чугуна переходит по реакции:



Полноту ее протекания часто характеризуют коэффициентом распределения серы между шлаком и металлом  $L = (S)/[S]$ , где (S) и [S] — содержание серы соответственно в шлаке и металле, %. Более полному удалению серы (течению реакции вправо) способствуют повышение основности шлака, т.е. содержания в нем  $CaO$  и снижение содержания в шлаке  $FeO$ . В доменной печи протекание этой реакции облегчено в связи с малым содержанием в шлаке оксида  $FeO$  (<0,6 %), который восстанавливается углеродом:



Положительное же влияние увеличения основности ограничивается уровнем температур в горне. Рост температуры вызывает при всех значениях основности заметное увеличение полноты десульфурации, что объясняют понижением при этом вязкости шлака, ведущем к уско-

рению процесса перехода серы в шлак. Основность же можно увеличивать до определенного уровня, после превышения которого величина  $L$  снижается, что вызвано начинающимся загустеванием шлака.

На десульфуризирующую способность шлака положительное влияние оказывает наличие в нем  $MgO$  в количестве 5...10%. При этом, как показал опыт, существенно возрастает  $L_S$  в связи с тем, что  $MgO$  вызывает снижение вязкости шлака.

Таким образом, повышению полноты десульфурации в доменной печи способствуют увеличение до определенного уровня основности шлака, более высокие температуры в горне, введение в шлак 5...10 %  $MgO$  в случае, если шихтовые материалы содержат мало  $MgO$ ; больше серы перейдет в шлак также при увеличении его количества. Следует, однако, подчеркнуть, что все эти меры по улучшению десульфурации сводятся к увеличению количества шлака и прихода тепла в горн, и их осуществление вызывает снижение производительности печи и увеличение расхода кокса. Поэтому доменщикам всегда приходится решать вопрос о том, что экономичнее - выплавлять чугун с более низким содержанием серы за счет ухудшения других показателей плавки или наоборот.

При выплавке передельных чугунов фактические значения коэффициента распределения серы  $L_S$  на отечественных печах при основности шлака 1,0 и более составляет 30...70, при меньшей основности может достигать 22; содержание серы в чугуне составляет 0,015...0,05 %, содержание серы в шлаке 0,55...2,0%. На многих заводах организована внедоменная десульфурация чугуна в чугуновозных ковшах при их транспортировке из доменного цеха в сталеплавильный.

### **3.7. Дутье, процессы в горне и движение газов в печи**

#### **3.7.1. Дутье**

Дутьем служит атмосферный воздух и зачастую воздух, обогащенный кислородом. Температура дутья в настоящее время на разных печах находится в пределах 1100...1300 °С, давление перед фурмами достигает 0,4...0,5 МПа, расход дутья на хорошо работающих печах составляет 1,6...2,3 объема печи в минуту. Его всегда стараются поддерживать максимальным, поскольку при увеличении минутного расхода дутья; больше сгорает кокса и проплавляется шихты в единицу

времени, т.е. возрастает производительность печи. В указанных пределах для каждой доменной печи в ходе эксплуатации находят такой допустимый расход дутья, при котором сохраняется ровный сход шихты и после превышения которого он нарушается, т.е. начинаются подвисяния шихты, а также возникают локальные продувы шихты газами, т.е. их движение по отдельным каналам в шихте (канальный ход газов). На печах объемом  $5000 \text{ м}^3$  расход дутья достигает  $8500 \text{ м}^3/\text{мин}$ .

Дутье в доменные печи подают из воздуходувной станции от расположенных в ней воздуходувных машин (компрессоров) с приводом в виде паровой турбины и иногда с электроприводом, создающими давление дутья на выходе  $0,45 \dots 0,59 \text{ МПа}$ . При обогащении дутья кислородом последний вводят во входной патрубок воздуходувной машины.

Дутье проходит воздухонагреватели, кольцевой воздухопровод и из него поступает в верхнюю часть горна через равномерно расположенные по окружности горна  $16 \dots 40$  фурм. Выходной диаметр фурм составляет  $140 \dots 190 \text{ мм}$ , высов фурм (расстояние от конца фурмы до футеровки)  $300 \dots 500 \text{ мм}$ , скорость дутья на выходе из фурмы  $180 \dots 240 \text{ м}/\text{мин}$  при расходе дутья на одну фурму  $170 \dots 230 \text{ м}^3/\text{мин}$ .

### 3.7.2. Процессы в горне

В горне доменной печи встречаются и взаимодействуют два потока: опускающаяся шихта и горновые газы. Сверху в горн опускаются твердые, нагретые до высокой температуры куски кокса, а также жидкий чугун и шлак. Извне через фурмы, расположенные в верхней части горна, поступает нагретое дутье и обычно еще углеводородсодержащие добавки. Вблизи фурм происходит процесс сжигания углерода топлива и углеводородов природного газа или мазута. Получающиеся горновые газы поднимаются вверх навстречу опускающейся шихте.

Основным и важнейшим процессом в горне является сжигание углерода кокса, которое обеспечивает:

- выделение тепла, необходимого для нагрева шихты и газов, обеспечения процессов восстановления, расплавления чугуна и шлака и компенсации теплопотерь печи;
- образование газа-восстановителя  $\text{CO}$ ;
- образование свободного объема вследствие превращения твердых кусков кокса в газ, что способствует движению шихты в печи сверху вниз.



Окисление углерода кокса происходит в сравнительно небольших по объему участках горна вблизи фурм, называемых окислительными зонами (рис.31). Большая кинетическая энергия струй дутья вызывает циркуляцию кусков кокса перед фурмами, и они сгорают в окислительной зоне во взвешенном состоянии. Во внутренней, прилегающей к фурме части такой зоны (кислородной зоне I), углерод, реагируя с кислородом, окисляется до  $\text{CO}_2$ ; в периферийной (углекислотной II) части зоны, где кислород уже израсходован и содержится лишь  $\text{CO}_2$ , углерод окисляется, реагируя с  $\text{CO}_2$ ,

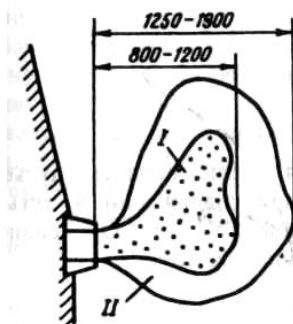
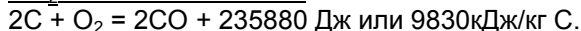
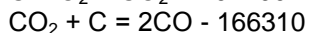


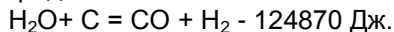
Рис. 31. Схема окислительной зоны перед фурмами доменной печи

образуя при этом  $\text{CO}$ . Участки исчезновения  $\text{CO}_2$  представляют собой границу окислительной зоны. Таким образом, конечным продуктом окисления углерода является  $\text{CO}$ , и процесс окисления идет по следующей схеме:



Размеры окислительной зоны как вдоль оси воздушной фурмы, так и вдоль оси печи возрастают с повышением количества воздуха или, точнее, с ростом кинетической энергии струи дутья и сокращаются при увеличении давления дутья, повышении температуры дутья и концентрации кислорода в дутье. На больших печах протяженность окислительной зоны вдоль оси фурм достигает 1,7...1,9 м.

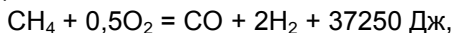
Дутье всегда содержит немного влаги, которая в горне разлагается углеродом:



Поэтому в горновом газе всегда есть немного водорода; на-

пример, при содержании в дутье влаги в количестве 1 % (объемн.) ( $8,035 \text{ г/м}^3$ ) в горновом газе находится 0,8%  $\text{H}_2$  и соответственно снижается содержание азота и оксида углерода.

При вдувании в горн природного газа он неполностью сгорает по реакции:



и в горновом газе заметно возрастает содержание  $\text{H}_2$  (до 8...15 % и более). Заметно увеличивается также объем горновых газов потому, что при сгорании метана на единицу углерода образуются три моля продуктов горения ( $\text{CO}$  и  $2\text{H}_2$ ), а при сгорании кокса по реакции  $\text{C} + 0,5\text{O}_2 = \text{CO}$  лишь один моль  $\text{CO}$ ; объем продуктов сгорания на единицу углерода возрастает в 1,7 раз. Вдувание в горн мазута, состоящего как и природный газ из углеводородов, характеризуется теми же процессами, что и вдувание природного газа.

При воздушном дутье температура в центре окислительной зоны, где идут экзотермические реакции окисления углерода до  $\text{CO}_2$ , достигает 1900...2000 °С, а на границе окислительной зоны снижается до 1650...1600 °С вследствие протекания эндотермических реакций  $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ . За пределами окислительной зоны по мере отдаления от нее температура снижается, так как протекают реакции прямого восстановления, идущие с поглощением тепла; в центральной части горна температура чаще всего находится в пределах 1400...1500 °С.

Добавки к дутью кислорода, природного газа и влаги изменяют температурное состояние горна. Увеличение количества влаги в дутье вызывает снижение температур в зоне горения и в горне, поскольку, как отмечалось, при попадании в горн  $\text{H}_2\text{O}$  разлагается углеродом с поглощением тепла.

Во всех случаях температура газов в центре горна не должна быть ниже 1400...1450 °С, так как при более низких температурах заметно понижается температура продуктов плавки и ухудшается десульфурация чугуна.

Таким образом, добавка влаги к дутью вызывает снижение температуры горновых газов и небольшое увеличение содержания в них водорода; обогащение дутья кислородом - уменьшение объема горновых газов, повышение их температуры и содержания в них  $\text{CO}$ ; вдувание природного газа, так же как и других углеводородов, — увеличение объема горновых газов, снижение их температуры и существенное их обогащение водородом. Эти изменения оказывают как положительное, так и отрицательное влияние на доменный процесс.

### 3.7.3. Движение газов в печи и изменение их температуры, состава, количества и давления

В горне образуется газ, состоящий из оксида углерода, водорода и азота, нагретый до высокой температуры и характеризующийся значительным давлением. При движении к колошнику этот газ отдает тепло движущимся навстречу материалам и охлаждается, при этом давление его вследствие преодоления сопротивления шихты понижается, а химический состав в результате процессов восстановления непрерывно изменяется и количество его увеличивается. Эти физические изменения приводят к понижению температуры газа примерно с 1600 до 250...300 °С, давления на 0,1...0,2 МПа, к снижению содержания СО и Н<sub>2</sub> и повышению содержания СО<sub>2</sub>.

*Распределение газов по сечению печи.* Время пребывания газов в печи составляет 3...12 с. Они движутся по сечению печи неравномерно. Естественно стремление газов двигаться вверх преимущественно над зонами горения, т.е. у стен печи, но в целом распределение газового потока определяется величиной сопротивления слоя шихты. Наибольшее количество газов и скорость их движения наблюдаются в участках с меньшим сопротивлением шихты, как правило там, где в шихте выше доля кокса и меньше рудная нагрузка (доля агломерата). Участки, где газы движутся с большими скоростями, характеризуются повышенными температурами и пониженным содержанием СО<sub>2</sub> в газе; в связи с этим о распределении газового потока по сечению печи судят по результатам замеров температуры газа и содержания в нем СО<sub>2</sub>, производимых в колошнике над уровнем шихты, а также в слое шихты на расстоянии до 7...12 м от уровня засыпи.

Замеры ведут с помощью вводимых через отверстия в кожухе и футеровке печи и периодически перемещаемых от периферии к оси печи зондов; зонд представляет собой водоохлаждаемую трубу, в которой размещены термомпара и трубка для отвода пробы газа.

Характерные случаи распределения газового потока в шахте печи показаны на рис. 32. Случай *а*, когда у стен печи высокие температуры и низкое содержание СО<sub>2</sub>, соответствует развитому периферийному потоку газов; случай *в* — развитому осевому потоку, случай *б* — несильному периферийному потоку и заметно более развитому осевому потоку. Разные случаи распределения газового потока характеризуются также различными формой и расположением пластинной зоны в печи. Эта зона состоит из газонепроницаемых слоев размягченного, слипшегося и плавящегося агломерата и слоев кокса ("коксовых окон"), через которые проходят газы. Размягчение агломерата, т.е. формирование пластичной зоны начинается раньше (на более высоких

горизонтах печи) там, где движется больше горячих газов. Соответственно, при сильно развитом периферийном потоке газов зона пластичности имеет W-образную форму, при его ослаблении и усилении осевого потока зона, проходя через ряд промежуточных положений, приобретает Л-образную форму. Изменение формы заметно сказывается на газопроницаемости зоны, которая является участком наибольшего сопротивления движению газов в столбе шихты.

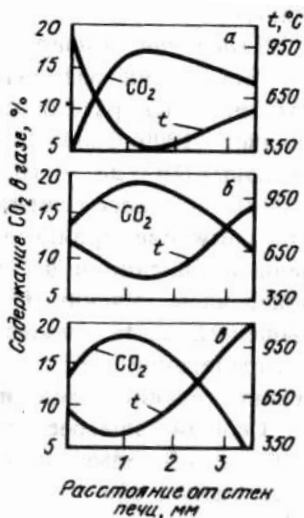


Рис. 32. Изменение содержания  $\text{CO}_2$  и температуры газа по радиусу в верхней части шахты: а — периферийный газовый поток; б — умеренно развитый на периферии и в центре; в — осевой газовый поток

При форме пластичной зоны, близкой к горизонтальной, ее газопроницаемость низка, и ход печи обычно характеризуется частыми подвисаниями шихты. Высокая газопроницаемость обеспечивается при Л- и W-образной форме пластичной зоны, поскольку в ней много коксовых окон. Вместе с тем, сильный периферийный поток газов вызывает перегрев и быстрый износ футеровки; при этом возрастает также расход кокса.

Обычно приемлемым считают режим с умеренно или слабо развитым периферийным потоком газов и более развитым осевым потоком. Перемещение зоны пластичности вверх уменьшает объем печи, в котором идут процессы косвенного восстановления оксидов железа, что, как правило, вызывает увеличение расхода кокса.

Крайне неблагоприятным случаем распределения газового потока является канальный ход газов (движение газов по отдельным каналам в слое шихты), при котором мелкие куски шихты в каналах переходят во взвешенное состояние, что нарушает ровный сход шихты в печи.

Распределение газового потока по сечению печи регулируют, главным образом, увеличивая или уменьшая рудную или коксовую нагрузку (долю кокса или агломерата) в тех или иных зонах поперечного сечения печи.

*Изменение температуры газа.* Максимальная температура в доменной печи развивается у фурм в фокусе горения, расположенном на расстоянии 500...800 мм от устья фурм, и составляет 1900...2000 °С; на границе окислительных зон она уменьшается до ~ 1600 °С, а в центре горна до 1400...1500 °С и далее снижается по мере движения газов вверх.

Особый интерес для доменного процесса представляют данные об изменении температуры газов по высоте печи, поскольку они характеризуют интенсивность теплообмена между газами и шихтой.

*Изменение состава газа.* Горновой газ содержит азот, 34...42 % CO и от 2 до 8...15 % H<sub>2</sub>; его состав претерпевает изменения сразу же за окислительной зоной в результате интенсивного протекания процессов восстановления. В нижней части печи, в зоне прямого восстановления, к горновому газу добавляется CO, а выше, в зоне косвенного восстановления (зоне с температурами ниже 900...1000 °С) - добавляется газ CO<sub>2</sub>. Количество водорода в газе, как отмечалось выше, остается примерно неизменным, но в связи с увеличением количества газов, содержание водорода в них уменьшается. В конечном итоге изменение состава газа, в первую очередь, сводится к его обогащению диоксидом углерода CO<sub>2</sub>.

В колошнике к газу добавляется испаряющаяся гигроскопическая влага, но ее содержание при характеристике выходящего из печи газа не учитывают (ее количество составляет 30...100 г/м<sup>3</sup>). Колошниковый (отводимый из печи) газ с учетом применения газообразных и жидких углеводородов и обогащения дутья кислородом содержит, %: CO 22...30, CO<sub>2</sub> 15...22, N<sub>2</sub> 45...55, H<sub>2</sub> 5...11.

Важным показателем хода доменной плавки является отношение CO<sub>2</sub>/CO в газовой фазе; увеличение этого отношения (увеличение содержания CO<sub>2</sub>) свидетельствует об улучшении восстановительной работы газа (увеличении степени косвенного восстановления оксидов железа).

*Изменение количества газа.* По мере подъема газов вверх печи увеличивается их количество, главным образом, вследствие присоединения к ним кислорода шихты в виде CO и CO<sub>2</sub>, т.е. в результате проте-

кания процессов восстановления. По отношению к количеству дутья количество горнового газа возрастает на 21...23 %, а количество колошникового газа - на 38...40 %. При обогащении дутья кислородом расход дутья и количество газа будут уменьшаться вследствие снижения содержания азота. Выход колошникового газа равен 120...200 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> объема печи в час или 1400...2000 м<sup>3</sup>/т чугуна.

*Изменение давления газа.* Наибольшее статическое давление газа устанавливается в горне доменной печи около фурм, и движение газов вверх через слой шихтовых материалов происходит вследствие этого давления, создаваемого работой подающей дутье воздуходувной машины. По мере движения газов от горна к колошнику статическое давление газа убывает, так как происходит потеря давления (потеря напора) вследствие трения газов о куски шихты; иначе говоря, давление теряется на преодоление сопротивления слоя шихтовых материалов. Эта потеря давления или напора происходит неравномерно по высоте печи, что наиболее заметно в области пластичной зоны, где в результате размягчения, слипания и плавления газопроницаемость рудной части шихты резко снижается.

Величина потери давления в столбе шихты, иначе говоря, перепад давления ( $\Delta P$ ) между горном и колошником зависит от свойств шихты (газопроницаемости), высоты столба шихты, определяемой высотой печи, от скорости движения газов в печи. При увеличении объема печи с 1000 до 5000...5500 м<sup>3</sup> величина  $\Delta P$  возрастает примерно с 0,11...0,13 до 0,18...0,20 МПа. Влияние скорости движения газов проявляется в том, что при ее росте увеличиваются силы трения газов о шихту и возрастает величина потери давления.

Величина  $\Delta P$ , которую контролируют, не должна превышать допустимого предела, называемого критическим перепадом давления ( $\Delta P_{кр}$ ). Этот предел на конкретной работающей печи, где высота слоя шихты и ее свойства (сопротивление) относительно постоянны, зависит от расхода дутья, который всегда стараются увеличить с целью повышения производительности печи. Увеличение расхода дутья ведет к росту скорости движения газов в печи, и при достижении определенной скорости силы трения возрастают настолько, что куски шихты переходят во взвешенное состояние, т.е. перестают двигаться вниз, что нарушает ровный сход шихты и означает расстройство работы печи. Этим максимально допустимым значениям расхода дутья и скорости движения газов соответствует допустимый (критический) перепад давления  $\Delta P_{кр}$ . Соответственно, расход дутья поддерживают таким, чтобы перепад давления  $\Delta P$  не превышал критического значения. Использование давления, а не скорости в качестве критерия оценки движения газов объясняется тем, что скорость

подъема газов сильно различается в разных участках поперечного сечения печи, поэтому проще измерять давление.

Давление (абсолютное) на колошнике печей, работающих с повышенным давлением газов, находится в пределах от  $\sim 0,2$  до  $0,3 \dots 0,33$  МПа (без повышенного давления в печи давление на колошнике -  $0,106 \dots 0,112$  МПа); величина перепада  $\Delta P = 0,11 \dots 0,19$  МПа, возрастающая при увеличении объема печи; величина давления дутья на фурмах достигает  $0,45 \dots 0,5$  МПа.

### 3.8 Продукты доменной плавки

Конечными продуктами доменной плавки являются чугун и шлак, выпускаемые из доменной печи в огненно-жидком виде, и доменный газ. Чугун является основным продуктом доменного производства, а шлак и доменный газ - побочными.

Виды, состав и назначение доменных чугунов. Цель доменного производства состоит в получении чугуна, представляющего собой многокомпонентный сплав железа с углеродом, кремнием, марганцем, фосфором и серой. В зависимости от назначения чугуна и от состава проплавленных шихтовых материалов в нем может содержаться, кроме того, еще хром, никель, ванадий, титан, медь и мышьяк. Содержание основных элементов (C, Si, Mn, P, S, Cr, Ni, Cu, As) в чугуне регламентируется соответствующим стандартом или техническими условиями.

Состав чугуна, получаемый в ходе доменной плавки, определяется требованиями потребителей и возможностями доменной плавки. Сообразно с этим стремятся подобрать состав шихтовых материалов и технологический режим плавки.

Все доменные чугуны по своему назначению подразделяют на три основных вида:

- передельный, предназначенный для дальнейшего передела в сталь;
- литейный, используемый после переплава в чугуноплавильных цехах для отливки чугунных изделий;
- доменные ферросплавы— в основном ферромарганец, используемый в сталеплавильном производстве в качестве добавки в жидкую сталь для ее раскисления и легирования.

*Передельный чугун* является преобладающим видом продукции доменного производства. На его долю приходится около 90% общего производства чугуна. Он используется в качестве шихтового материала

при производстве стали в конвертерах, мартеновских и электродуговых печах. Передельный чугун в соответствии с существующими стандартами может содержать 0,3...1,2% Si, 0,15...1,0 (иногда до 1,5%) Mn и делится на три класса по содержанию фосфора (не более 0,1; 0,2 и 0,3%) и на пять категорий по содержанию серы (не более 0,01; 0,02; 0,03; 0,04 и 0,05%). С целью экономии дефицитного марганца в настоящее время, как уже отмечалось, выплавляют маломарганцовистые чугуны с содержанием марганца 0,1...0,5 %.

Содержание углерода в передельном чугуне стандартами не нормируется, поскольку оно определяется содержанием других элементов; его можно приближенно определить по формуле:  $C = 4,8 + 0,03 Mn - 0,27 Si - 0,32 P - 0,032 S$ , где Mn, Si, P и S - соответственно содержание в чугуне марганца, кремния, фосфора и серы, %. В малофосфористых ( $< 0,3 \% P$ ) чугунах обычно содержится 4,0...4,8 % углерода.

*Литейный чугун* отличается от передельного повышенным содержанием кремния и в некоторых марках - фосфора. Шесть марок литейного чугуна (Л1-Л6) содержат от 1,2...1,6 до 3,2...3,6% Si и от 0,3 до 0,9...1,5% Mn; каждую марку делят на четыре категории по содержанию серы ( $< 0,02...0,05\%$ ) и на пять классов по содержанию фосфора (соответственно  $< 0,08$ ;  $< 0,12$ ;  $< 0,3$ ; 0,3-0,7 и 0,7...1,2 % P). Фосфор придает металлу хрупкость, поэтому отливки ответственного назначения делают из чугунов с низким содержанием фосфора. Высокофосфористые чугуны используют для получения художественного литья в связи с тем, что жидкий чугун с высоким содержанием фосфора обладает высокой жидкотекучестью и поэтому хорошо заполняет литейные формы самой сложной конфигурации.

*К доменным ферросплавам* относятся: ферромарганец (70...75%Mn и более, до 2% Si, 0,33...0,45% P, до 0,03% S); а также выплавлявшиеся ранее бедный ферросилиций (9...15 % Si) и зеркальный чугун (15...25 % Mn). В настоящее время последние два ферросплава в доменных печах не выплавляют из-за неэкономичности передела.

*Доменный шлак.* Выплавка чугуна в доменных печах неизбежно сопровождается получением значительного количества доменного шлака, являющегося побочным продуктом доменной плавки. Шлак образуется в доменной печи из составляющих пустой породы железных руд, вносимых агломератом и окатышами, золы кокса и составляющих флюса, т.е. известняка (в основном, это CaO), который вводят в шихту агломерации и иногда добавляют в небольших количествах в доменную печь. Количество шлака определяется степенью обогащения железных руд и требуемой основностью шлака. Чем больше в руде остается пустой породы и чем больше требуемая основность шлака, т.е. чем больше расход известняка, тем выше выход (количество) шлака.



Обычно при выплавке передельного и литейного чугунов выход шлака составляет 0,3...0,6 т на 1т чугуна и иногда более.

Основными составляющими шлака являются оксиды кремния ( $\text{SiO}_2$ ), кальция ( $\text{CaO}$ ), алюминия ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), магния ( $\text{MgO}$ ), а также небольшое количество  $\text{FeO}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{CaS}$ . В шлаках обычно содержится 6...20% глинозема ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), 38...42% кремнезема ( $\text{SiO}_2$ ), 38...48% извести ( $\text{CaO}$ ), 2...12% магнезии ( $\text{MgO}$ ); 0,2...0,6%  $\text{FeO}$ ; 0,1...2%  $\text{MnO}$  и 0,6...2,5% серы, в основном, в виде  $\text{CaS}$ . При этом шлаки характеризуются следующими значениями основности:  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 0,9:1,3$ ;  $(\text{CaO} + \text{MgO}) : \text{SiO}_2 = 1,05:1,45$  и  $(\text{CaO} + \text{MgO}) : (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) = 0,7:1,2$ .

Основную часть (> 90...95 %) доменного шлака перерабатывают, получая сырье для производства различных строительных материалов.

*Доменный (колошниковый) газ.* Газ, выходящий из печи через ее верхнюю часть - колошник, называют колошниковым. Он состоит из  $\text{CO}$ ,  $\text{CH}_4$ ,  $\text{H}_2$ ,  $\text{CO}_2$  и  $\text{N}_2$ . После очистки от содержащейся в нем пыли, газ используют как топливо для нагрева насадок воздухонагревателей, стальных слитков, коксовых батарей, для отопления котлов и других целей. Горючими компонентами в газе являются  $\text{CO}$ ,  $\text{H}_2$  и  $\text{CH}_4$ . Зная энтальпию химических реакций горения этих компонентов, можно подсчитать, что при полном сгорании каждого процента оксида углерода теплота сгорания  $1 \text{ м}^3$  газа повышается на 126 кДж, а каждого процента водорода и метана соответственно на 108 и 263 кДж. При выплавке передельного чугуна на атмосферном дутье (без вдувания природного газа) в газе содержится 12...18%  $\text{CO}_2$ ; 24...30%  $\text{CO}$ ; 0,2...0,5%  $\text{CH}_4$ ; 1,0...2,0%  $\text{H}_2$  и 55...59%  $\text{N}_2$  и теплота сгорания газа составляет 3500...4000 кДж/м<sup>3</sup>. При применении комбинированного дутья снижается содержание азота и соответственно возрастает количество других составляющих газа, особенно водорода. Например, при обогащении дутья кислородом до 24...30% и соответствующей подаче природного газа содержание оксида углерода составляет 22...27 %, диоксида углерода 15...22 %, водорода 8...11 % и азота 43...55 %. Теплота сгорания такого газа равна 4200...5000 кДж/м<sup>3</sup>.

### 3.9. Управление процессом, контроль, автоматизация

Работа доменной печи регламентируется технологическим режимом, основными составляющими которого являются: дутьевой режим, режим загрузки, шлаковый режим и тепловой режим, причем эти параметры тесно взаимно связаны. Технологический режим, вырабаты-

ваемый на основании обобщения многолетнего опыта работы печей, зависит от условий плавки конкретного цеха и отдельной доменной печи.

Основой для соблюдения технологического режима и выработки регулирующих и управляющих воздействий на процесс служат показания контрольно-измерительных устройств, значительная часть которых работает в автоматическом режиме. На современных доменных печах контролируют до 170 параметров, характеризующих технологический режим, состояние печи и вспомогательного оборудования. Контролируемыми параметрами являются: состав и свойства шихтовых материалов, жидкого чугуна и шлака; параметры дутья и колошниковога газа (состав, давление, расход, температура и др.); распределение температур и состава газа по сечению и высоте печи; параметры загрузки (масса и количество порций в подаче и порядок их загрузки, работа конусов или лотковых загрузочных устройств, уровень и профиль засыпи, скорость схода шихты и др.); статическое давление в печи по ее высоте и перепады давления; вынос колошниковой пыли; температура кладки шахты, горна и лещади; работа холодильников; боковое давление шихты в печи; параметры работы воздухонагревателей и воздуходувных машин и др. Наряду с давно применяемыми обычными приборами и датчиками контроля (термопары, расходомеры, манометры и т.п.) внедряют новые специальные приборы и устройства: горизонтальные зонды, перемещаемые ниже уровня засыпи для контроля здесь состава и температуры газов; стационарные зонды-балки для контроля тех же параметров выше уровня засыпи; лазерные, микроволновые, гамма- и рентгеноимпульсные профилемеры для измерения профиля засыпи; микроволновые и радиометрические уровнемеры засыпи; устройства непрерывного контроля параметров жидких продуктов плавки в горне; встроенные в фурмы термодатчики; вертикально перемещаемые в слое шихты зонды и другие устройства для контроля уровня зоны плавления шихты в печи; автоматические рентгеноспектральные анализаторы, термовизоры, нейтронные влагомеры влажности кокса и др.

Управление ходом доменной плавки сводится к контролю основных параметров технологического режима и при их отклонении от заданных значений - к выработке и осуществлению регулирующих воздействий, ведущих к ликвидации этих отклонений и нарушений. В процессе управления работой печи приходится изменять температуру и количество дутья, количество подаваемого природного газа, соотношение между железорудными материалами и коксом, расход флюса, параметры загрузки шихты. Различают регулирование хода доменной печи сверху (изменение системы загрузки, величины подачи, уровня засыпи и т.п.) и регулирование снизу (изменение параметров комбинированного дутья).

Часть управляющих и регулирующих воздействий осуществляется персоналом вручную, а часть с помощью автоматизированных регулирующих или управляющих систем. При ручном управлении и регулировании правильность принятых решений зависит от квалификации и опыта мастера-технолога, при автоматизированном - от того, насколько заложенная в ЭВМ математическая модель адекватно отражает сложные взаимозависимости параметров доменного процесса и от надежности показаний контрольных приборов.

Старые печи наряду с ручным управлением оборудованы системой автоматизированного управления работой загрузочных устройств по заданному режиму и рядом локальных систем автоматического регулирования и стабилизации отдельных параметров процесса. Обычно это стабилизация давления под колошником, управление работой воздухонагревателей, стабилизация параметров комбинированного дутья (расход дутья, его температура, содержание кислорода в дутье, соотношение расходов природного газа и воздуха с учетом концентрации кислорода в дутье, распределение природного газа по фурмам).

Современные доменные печи оборудуют автоматизированными системами управления (АСУ ТП), обеспечивающими величину уровня автоматизации управления доменным процессом до 70 и в отдельных случаях до 90 %. Такие АСУ ТП выполняют в виде иерархической системы, включающей несколько (три-четыре) уровней автоматизации. Первый иерархический уровень включает средства автоматического контроля, измерения и диагностики входных, технологических и выходных параметров доменной плавки и работы оборудования печи; второй уровень - локальные подсистемы стабилизации и регулирования отдельных параметров процесса и работы оборудования (давления под колошником, параметров дутья, параметров работы воздухонагревателей и др.); третий уровень - подсистемы управления отдельными технологическими процессами и агрегатами (такими процессами как шихтовка и загрузка, подготовка и подача дутья в печь, распределение газового потока, тепловой режим и др.). На высшем уровне, который пока не реализован, АСУТП должна оптимизировать и согласовывать работу всех подсистем в соответствии с плановыми заданиями.

Помимо функций контроля, регулирования и управления процессами и агрегатами АСУТП обеспечивает в центральном пункте управления печью непрерывное представление значений технологических параметров в цифровой форме, путем световой индикации и в виде графиков на диаграммных самопишущих приборах и на экранах дисплеев, а также световую и звуковую сигнализацию нарушений нормального технологического режима и работы оборудования. Обеспечивается также заполнение отчетных документов.

### 3.10. Организация ремонтов, задувка и выдувка печи

Доменные печи характеризуются продолжительной кампанией работы - до 10...12 лет. Кампания - это период между капитальными ремонтами первого разряда, которые предусматривают замену всей огнеупорной кладки и всех охладительных устройств, засыпного аппарата и износившихся узлов металлоконструкций, а зачастую реконструкцию печи, т.е. ее полную замену. Длительность капитального ремонта первого разряда составляет 35...60 сут, возрастая в этих пределах при увеличении объема печи. В течение кампании, т.е. между капитальными ремонтами первого разряда, проводят два капитальных ремонта второго разряда (22...35 сут) и раз в год - капитальный ремонт третьего разряда (3...5 сут). Капитальный ремонт второго разряда предусматривает полную или частичную смену футеровки шахты, смену засыпного аппарата и защитных сегментов колошника, холодильников шахты и заплечиков. При капитальном ремонте третьего разряда заменяют засыпной аппарат и защитные сегменты колошника.

Перед капитальными ремонтами первого и второго разрядов делают выдувку печи, которая для ремонта первого разряда предусматривает освобождение печи от шихты с выпуском всего чугуна, в том числе находящегося ниже чугунных леток; для ремонта второго разряда освобождают печь от шихты и горн до уровня чугунных леток. Перед капитальным ремонтом третьего разряда опускают уровень шихты на 5...8 м ниже обычного.

*Выдувка печи.* За три-четыре часа до начала выдувки в печь загружают облегченные подачи (с уменьшенным количеством агломерата), а перед выдувкой дают 10...15 холостых подач (кокс без агломерата); печь переводят на обычное давление. Далее ведут выдувку, т.е. ведут процесс без загрузки в печь шихты, что вызывает снижение уровня шихты.

В течение выдувки в печь сверху обильно подают воду через несколько труб; испаряясь, вода отнимает тепло, снижая температуру колошниковога газа и футеровки печи. Расход воды регулируют так, чтобы температура колошниковога газа не превышала 450°С. По мере понижения уровня шихты снижают расход дутья. Последний выпуск чугуна и шлака через чугунную летку делают при подходе уровня шихты в зону заплечиков. Раньше много времени тратили на уборку застывшего чугуна в разгоревшей лещади. Теперь же жидкий чугун выпускают из ямы, образующейся в лещади, через дополнительные летки, расположенные на 2...4 м ниже оси чугунной летки. Леток делают две на разных высотах, потому что точно определить глубину разгара лещади нельзя. Может оказаться, что в нижнюю летку чугун не выйдет, так как она находится ниже уровня разгара лещади, тогда наличие верхней

летки гарантирует выход хотя бы части чугуна. Схема выпуска жидкого чугуна из разгоревшей лещади приведена на рис. 33

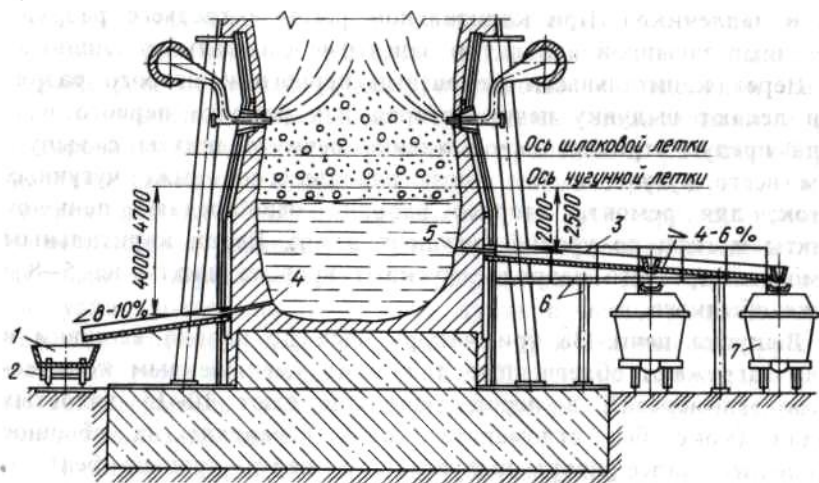


Рис. 33. Схема выпуска жидкого чугуна из разгоревшей лещади: 1 — коробка; 2 — тележка; 3 — желоба для дополнительных леток; 4, 5 — нижняя и верхняя дополнительные летки; 6 — временные опоры; 7 — чугуновозные ковши

**Задувка печи.** После строительства, реконструкции или капитального ремонта доменной печи необходимо ввести печь в действие или задуть ее. Перед задувкой печи испытывают и проверяют все оборудование и тщательно просушивают кладку печи. Для сушки отдельных участков кладки используют газ или электроэнергию. Общую сушку кладки осуществляют горячим дутьем.

Перед задувкой лещади засыпают защитным слоем шлака, на который через фурмы загружают кокс. Фурмы обкладывают дровами, иногда заплечики обшивают бревнами для предохранения кладки от ударов шихты, загружаемой через колошник. Чтобы прогреть кладку в районе чугунной летки, в нее перед задувкой печи вставляют стальную трубу диаметром до 125 мм, через которую выходят горячие газы в первые часы после задувки печи. После загрузки горна коксом через фурменные отверстия последующую задувочную шихту подают в печь через колошник.

Задувку печи ведут на облегченной шихте при расходе кокса около 2 т на 1 т чугуна, с тем, чтобы обеспечить прогрев кладки и шихты. Нормальный расход кокса наступает на 4...6-е сутки после задувки. Задувку проводят в расчете на получение основных шлаков и повышенного содержания кремния в чугуне. Работу начинают при небольшом рас-

ходе дутья и температуре 700...750 °С. Количество дутья увеличивают постепенно, пока обычно на 4...5-е сутки после задувки не достигают его нормального количества и необходимого нагрева; первый выпуск чугуна дают через сутки, а шлака - через 12...15 ч.

## **4 Оборудование и работа обслуживающих доменную печь участков**

### **4.1 Подача шихты в доменную печь**

Шихтовые материалы доставляют на колошник доменной печи к засыпному аппарату из бункеров расположенной вблизи печи бункерной эстакады, где хранится оперативный запас материалов на 6...24 ч работы печи. В старых доменных цехах, в состав которых обычно входит несколько расположенных в одну линию доменных печей, имеется общая для всех печей бункерная эстакада - два ряда бункеров, расположенных вдоль фронта печей вблизи от них. Для каждой из новых печей объемом от 3200 м<sup>3</sup> до 5500 м<sup>3</sup> предусматривают отдельную бункерную эстакаду.

Для доставки шихтовых материалов из бункеров эстакады на колошник применяют либо скиповой, либо конвейерный подъемник; высота подъема достигает 60...80 м. В старых цехах с несколькими печами (объемом 2700 м<sup>3</sup> и менее) и общей бункерной эстакадой материалы на колошник печей доставляют с помощью скипового подъемника и загружают в печь двухконусным засыпным аппаратом (см. рис. 33, а). На новых печах объемом 3200 м<sup>3</sup> и более, имеющих отдельную бункерную эстакаду, доставку материалов на колошник осуществляют конвейерным подъемником и загружают в печь, как правило, с помощью бесконусного загрузочного устройства (см. рис. 33, б).

*Скиповой колошниковый подъемник* показан на схеме поперечного разреза доменного цеха (рис. 34), т.е. разреза, перпендикулярного оси расположения печей и бункерной эстакады; для подъема материалов служат два скипа 4, передвигающиеся по параллельным рельсовым путям, уложенным на наклонном мосту 3. Скип (рис. 35) представляет собой вагонетку (тележку) объемом 4,5...20 м<sup>3</sup> с открытым передним торцом и закругленным днищем.

Бункерная эстакада - это железобетонное сооружение высотой 9...12 м, состоящее из двух рядов бункеров 7; под бункерами вдоль эстакады передвигаются вагон-весы 8, а напротив печей под бункерной эстакадой имеется скиповая яма 9, в которую поочередно опускаются

скипы. В бункера эстакады шихтовые материалы загружают сверху, доставляя

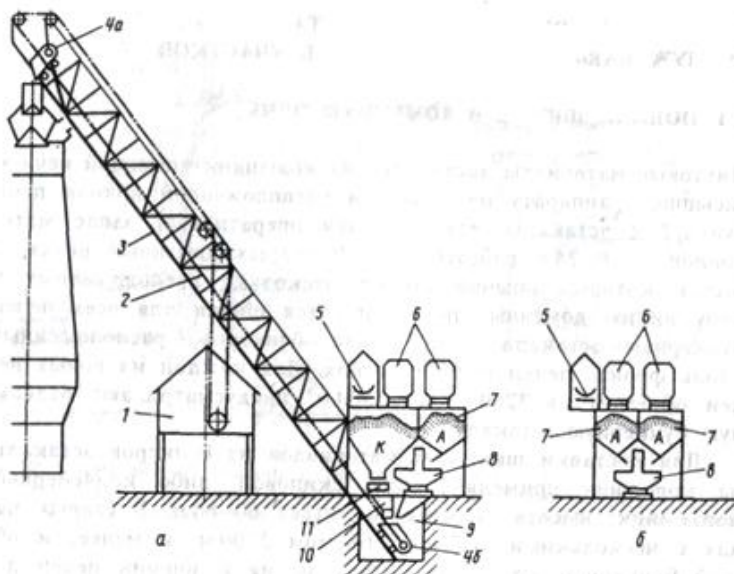


Рис. 34. Часть поперечного разреза доменного цеха:  
а - по скиповой яме и скиповому подъемнику; б — по бункерной эстакаде

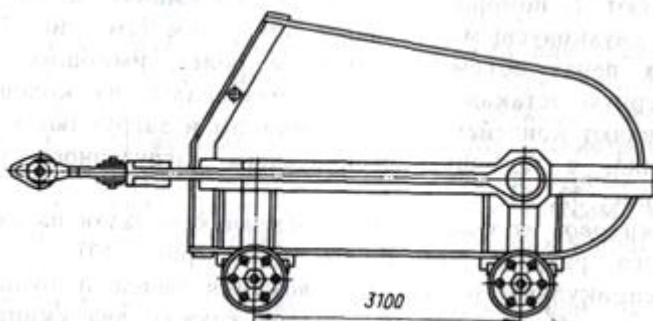


Рис. 35. Скип

их вагонами *б* или конвейером *5*; в ближайших к печи бункерах хранят кокс (*К*), в других бункерах по длине эстакады - агломерат (*А*), окатыши и добавки. Вагон-весы - это самодвижущийся электровагон с двумя карманами (бункерами) и взвешивающим устройством.

Вагон-весы, двигаясь вдоль эстакады, останавливаются у бункера с нужным материалом, выгружают из него в карманы порции шихты и затем переезжают к печи и, останавливаясь над скиповой ямой *9*, выгружают шихту в скип, который поднимается по мосту на колошник. Движение двух скипов с помощью канатов *2* обеспечивает скиповая лебедка *1*. При движении одного скипа вверх другой опускается вниз; когда один скип *4 б* загружается материалами в скиповой яме, другой *4 а* на колошнике опрокидывается, разгружая материалы в приемную воронку засыпного аппарата печи. Время подъема (опускания) скипа составляет 35...45 с.

Чтобы предотвратить измельчение кокса, обладающего невысокой прочностью, его стараются подвергать меньшему числу перегрузок. Поэтому коксовые бункера *К* располагают над скиповой ямой, и из них кокс поступает в скипы, минуя вагон-весы. Между коксовыми бункерами и скипом имеются грохот *11*, отсеивающий мелочь кокса, и весовая воронка *10* для дозирования порций кокса.

Система набора и подачи материалов в скипы вагон-весами обладает рядом существенных недостатков: мала производительность в связи с наличием холостых пробегов вагона и длительным набором шихты в карманы; невозможен отсев мелочи агломерата при его наборе в вагон-весы; сложно автоматизировать управление работой вагон-весов; напряженная работа машиниста в тяжелых условиях. Поэтому в строившихся в последнее время печах объемом 2000 м<sup>3</sup> и более вагон-весы заменены конвейерами, которые, двигаясь под бункерами, доставляют от них материалы в скипы.

*Конвейерный колошниковый подъемник.* Как показал опыт, скиповые подъемники не обеспечивают темп загрузки шихты, требуемый на печах большого объема (3200 м<sup>3</sup> и более). Поэтому на вновь сооружаемых печах объемом 3200...5500 м<sup>3</sup> для доставки шихтовых материалов на колошник стали использовать конвейеры. Общий вид одного из конвейерных колошниковых подъемников показан на рис. 36. Из бункерной эстакады *1* шихтовые материалы выдаются на непрерывно движущуюся под ними ленту конвейера, которая по галерее *2* транспортирует материалы на колошник доменной печи *6*. В бункерной эстакаде, поперечный разрез которой показан на рис. 37, бункеры *К*, *А* и *О* для хранения 5...12 часового запаса кокса, агломерата и окатышей, расположены в два ряда. Материалы на эстакаду доставляют продольным конвейером *1* и распределяют по бункерам с помощью реверсивных



передвижных поперечных 2 и продольных 3 конвейеров. Из бункеров К, А, О каждый материал выдается на грохот 4,

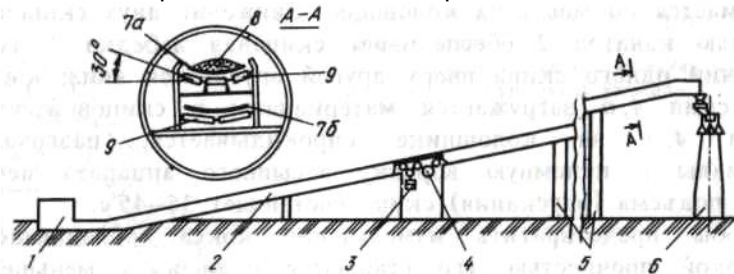


Рис. 36. Конвейерный колошниковый подъемник с грузовым натяжным устройством

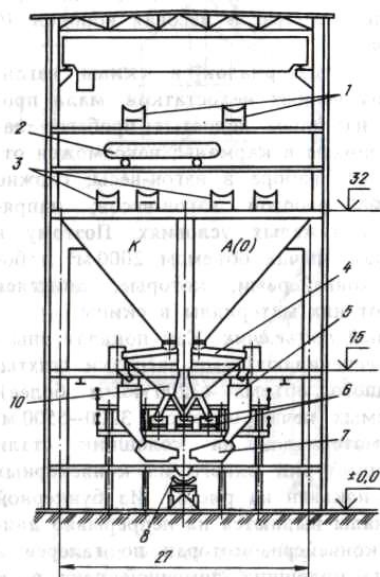


Рис. 37. Поперечный разрез бункерной эстакады с выдачей материалов на конвейер колошникового подъемника

ленту 8, движущуюся до колошника печи. Отсеянная грохотами 4 мелочь убирается вспомогательными конвейерами 6.

Ленточный конвейер колошникового подъемника движется (рис. 36) в закрытой наклонной галерее 2, которая крепится на нескольких

вертикальных опорах 5. Чтобы предотвратить скольжение материалов на наклонной ленте вниз, угол ее наклона не должен превышать  $12^\circ$ . На практике угол наклона ленты и галереи принимают в пределах  $10...11^\circ$ ; благодаря столь малому углу наклона длина ленты конвейера оказывается большой (300...500 м).

Основной рабочий орган конвейерного подъемника - резинокросовая лента шириной 2 м; ее верхняя рабочая ветвь 7а (с транспортируемым материалом 8) и холостая ветвь 7б поддерживаются опорными роликами 9. Верхней ветви с помощью крайних опорных роликов придают желобообразную форму, чтобы на ней умещалось больше материалов. Движение ленты обеспечивают электродвигатели, вращающие барабан, который огибает плотно прижатая к нему лента; постоянное натяжение ленты обеспечивают груз 3 и барабан 4.

Лента движется непрерывно, а материалы на нее в бункерной эстакаде загружают отдельными порциями с разрывами между ними; на колошнике печи материалы с ленты сыпаются в приемную воронку бесконусного загрузочного устройства, как это показано на рис. 25, б. Объем порций материала на ленте меньше или равен объему шлюзового бункера загрузочного устройства ( $37...80 \text{ м}^3$ ). Величина разрыва определяется длительностью срабатывания приемной воронки (рис. 25, б), направляющей порцию шихты либо в один, либо в другой шлюзовой бункер (10...30 с движения ленты)-

Скорость движения ленты обычно равна 2 м/с, при этом производительность подъемника достигает 30000 т материалов в сутки и более. Конвейерный колошниковый подъемник по сравнению со скиповым обладает помимо большей производительности следующими преимуществами: срок службы конвейерной ленты в несколько раз больше срока службы скиповых канатов; на 15...20% ниже затраты на сооружение скипового подъемника и ниже эксплуатационные расходы; возможна подача в одной порции нескольких материалов путем их послышной укладки на ленте; обеспечиваются условия для полной автоматизации подачи шихты на колошник.

## 4.2 Воздухонагреватели и нагрев дутья

Дутье, подаваемое в доменную печь, нагревают до  $1050...1300^\circ\text{C}$  в воздухонагревателях, называемых иногда кауперами в честь Каупера, который в 1857 г. получил патент на регенеративный воздухонагреватель с кирпичной насадкой. Доменный воздухонагреватель - это нагреватель регенеративного типа, т.е. работающий с чередованием циклов

нагрева насадки воздухонагревателя и последующего нагрева дутья путем его пропускания через горячую насадку.

Каждая доменная печь имеет три или четыре воздухонагревателя, которые располагают в линию на одном фундаменте рядом с печью (рис. 38). Дутье от воздуходувной машины поступает к воздухонагревателям 4 по воздухопроводу 7; нагретое дутье по футерованному газопроводу 6 подается в опоясывающий доменную печь кольцевой воздухопровод 7 и из него к фурмам. Труба 3 служит для выброса в атмосферу продуктов сгорания топлива, образующихся во время нагрева насадки; труба соединена с воздухонагревателями подземным бором (газоходом) 12.

Большая часть доменных печей имеет воздухонагреватели со встроенной камерой горения, а строящиеся в последние годы печи чаще оборудуют воздухонагревателями с выносной камерой горения, которые позволяют нагревать дутье до более высоких температур. Воздухонагреватель со встроенной камерой горения (рис. 39, а) имеет форму цилиндра с куполообразным верхом, высота воздухонагревателей дости-

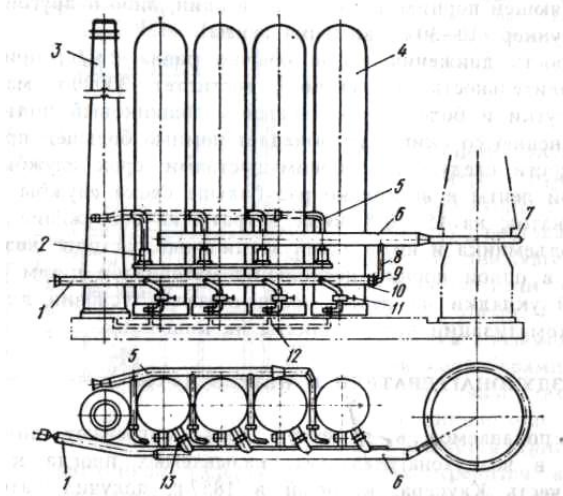


Рис. 38. Схема расположения воздухонагревателей:

1 — воздухопровод холодного дутья; 2 — газовая горелка; 3 — дымовая труба; 4 — воздухонагреватели; 5 — газопровод чистого газа; 6 — воздухопровод горячего дутья; 7 — кольцевой трубопровод; 8 — смесительный трубопровод; 9 — предохранительный клапан; 10 — смесительный клапан; 11 — клапан холодного дутья; 12 — дымовой бор; 13 — клапан горячего дутья

гает 50...55 м, наружный диаметр равен 9...13 м. Герметичный кожух выполнен из стального листа толщиной 20...40 мм, футерован изнутри. Футеровку низа стен делают из шамотного кирпича, а верхней части стен и купола из высокоглиноземистого и динасового кирпича; между этой футеровкой и кожухом укладывают слой теплоизоляционных огнеупоров.

Во внутреннем пространстве воздухонагревателя размещена полая камера горения 8 круглого или эллипсовидного сечения, площадь которого составляет 15...20 % общей площади внутреннего пространства, остальной внутренней объем заполнен насадкой 7. Насадка выложена из огнеупорного кирпича так, что образуется множество вертикальных кана-

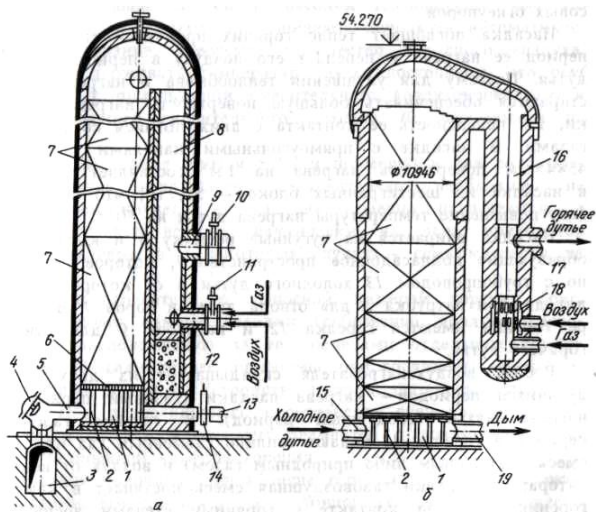


Рис. 39. Воздухонагреватели доменной печи со встроенной (а) и с выносной (б) камерами горения:

1 — поднасадочное пространство; 2 — колонны; 3 — боров; 4 — тарельчатые дымовые клапаны; 5 — патрубки; 6 — чугунная решетка; 7 — насадка; 8 — камера горения; 9 — патрубок для отвода горячего дутья; 10 — клапан; 11 — клапан горелки; 12 — горелка; 13 — трубопровод холодного дутья; 14 — клапан; 15, 17, 19 — патрубки для подвода холодного дутья, отвода горячего дутья и отвода дыма соответственно; 16 — камера горения; 18 — керамическая горелка

лов для прохода по ним газов через всю высоту насадки. Применяют две разновидности кладки насадки. Одна из них - это укладка располагаемых во много рядов по высоте насадки кирпичей толщиной 40 мм так, что они образуют между собой вертикальные каналы квадратного сечения размеров 45x45 или 60x60 мм с толщиной стенки между кана-

лами 40 мм. Другую выполняют из шестигранных блоков с несколькими круглыми сквозными отверстиями диаметром 36...45 мм; при укладке блоков друг на друга образуются вертикальные каналы круглого сечения по всей высоте насадки. Нижнюю часть насадки делают из шамотных огнеупоров, а верхнюю - из высокоглиноземистых (62...72 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) и иногда из динасовых огнеупоров.

Насадка поглощает тепло горячих продуктов сгорания в период ее нагрева и передает его воздуху в период нагрева дутья. Поэтому для улучшения теплообмена и нагрева дутья стараются обеспечивать большую поверхность нагрева насадки, т.е. поверхность ее контакта с движущимися по каналам газами. В насадке с прямоугольными каналами размером 45x45 мм поверхность нагрева на  $1 \text{ м}^3$  составляет  $25 \text{ м}^2$ , а в насадке из шестигранных блоков -  $32,7 \text{ м}^2$ , что обеспечивает повышение температуры нагрева дутья на  $50 \text{ }^\circ\text{C}$ .

Насадка опирается на чугунные решетку 6 и колонны 2, образующие поднасадочное пространство 1, которое соединено с трубопроводом 13 холодного дутья и от которого отходят два-три патрубка 5 для отвода дыма в боров 3. В камере горения имеются горелка 12 и патрубок 9 для отвода горячего дутья.

Работа воздухонагревателя складывается из двух чередующихся периодов - нагрева насадки (газовый период) и нагрева дутья (воздушный период). В течение газового периода в горелку 12 подают топливо (доменный газ или его смесь с коксовым либо природным газом) и воздух от вентилятора; из горелки газозоудшная смесь поступает в камеру горения, где при контакте с горячими стенами воспламеняется и сгорает. Горячие продукты сгорания, двигаясь по камере вверх, изменяют под куполом направление движения, проходят сверху вниз через каналы насадки, нагревают ее и уходят через дымовые патрубки 5 в боров 3 и далее в дымовую трубу (в этот период закрыты клапаны 10 и 14). Максимальная температура газов (1350...1500  $^\circ\text{C}$ ) наблюдается под куполом, а на выходе из насадки дымовые газы имеют температуру 200...400  $^\circ\text{C}$ .

После окончания нагрева насадки воздухонагреватель переводят на нагрев дутья, закрывая тарельчатые дымовые клапаны 4 и клапан 11 горелки. Холодное дутье, через открываемый клапан 14, поступает в поднасадочное пространство и движется вверх по каналам насадки, где нагревается и затем уходит через патрубок 9 и открытый клапан 10 к доменной печи.

По мере охлаждения насадки воздухонагревателя температура горячего воздуха, выходящего из него, падает. Это недопустимо для нормальной работы доменной печи, поэтому воздух нагревают до бо-

лее высокой температуры, чем это необходимо, и к нему подмешивают, используя автоматическое дозирование, требуемое количество холодного воздуха, чтобы поддерживать температуру дутья постоянной. Это осуществляется при помощи смесительного воздухопровода 8 и автоматического смесительного клапана 10, показанных на рис. 38.

Газовый период длится ~ 2 ч и примерно в два раза продолжительнее воздушного. Следовательно, необходимо не менее трех кауперов - два одновременно нагреваются, а один нагревает воздух. Фактически на печь приходится четыре каупера, а в некоторых случаях - семь кауперов на две печи.

Воздухонагреватель с выносной камерой, горения (рис. 39, б) имеет камеру насадки (собственно воздухонагреватель) и расположенную за ее пределами отдельную камеру горения 16 цилиндрической формы; они соединены между собой общим куполом. Устройство кожуха, футеровки стен, насадки 7 и поднасадочного пространства существенно не отличаются от устройства этих элементов в воздухонагревателе со встроенной камерой горения.

Нижняя половина стен камеры горения выложена высокоглиноземистым кирпичом, а в донной ее части установлена керамическая горелка 18, обеспечивающая смешивание топлива с подаваемым от вентилятора воздухом (внедрение воздуха в газовый поток из окружающей его кольевой полости горелки), что обеспечивает сгорание газа над горелкой. Такие горелки имеют большую тепловую мощность, чем обычные металлические горелки, применяемые на воздухонагревателях со встроенной камерой горения. Для подвода холодного дутья служит патрубок 15, для отвода горячего дутья - патрубок 17, для отвода дыма - 19.

Основные достоинства таких воздухонагревателей по сравнению с воздухонагревателями со встроенной камерой горения: увеличивается полезный объем (поверхность нагрева) насадки; облегчаются условия службы и повышается стойкость насадки в связи с выносом высокотемпературной камеры горения за пределы кожуха воздухонагревателя; более мощные керамические горелки наряду с увеличенной поверхностью нагрева насадки позволяют повысить температуру нагрева дутья.

При проектировании ранее строившихся отечественных доменных печей предусматривали воздухонагреватели со встроенной камерой горения с суммарной поверхностью нагрева всех воздухонагревателей  $60...69 \text{ м}^2$  на  $1 \text{ м}^3$  полезного объема печи. Для новых печей объемом  $5000...5500 \text{ м}^3$  предусматривают воздухонагреватели с выносной камерой горения и удельной поверхностью нагрева  $100 \text{ м}^2$  на  $1 \text{ м}^3$  полезного объема печи.

### 4.3. Очистка доменного газа

В современных доменных печах удельный выход доменного газа составляет 120...200 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> полезного объема в час; избыточное давление газа на колошнике равно 0,1...0,25 МПа, температура 150...400 °С; содержание пыли в газе составляет 10...40г/м<sup>3</sup> и паров воды 30...100 г/м<sup>3</sup>. Доменный или колошниковый газ используют как топливо воздухонагревателей доменных печей, коксовых печей, нагревательных колодцев и печей прокатных станков, котельных установок. Перед подачей в горелочные устройства для предотвращения выхода их из строя (засорение и др.) содержание пыли в газе должно быть не более 5 мг/м<sup>3</sup>, в связи с чем требуется обязательная его очистка. Требуется также охлаждение газа до 35... 40 °С, чтобы ограничить количество влаги в газе, подаваемом потребителям (при снижении температуры газа влага конденсируется, т.е. ее содержание в газе уменьшается).

Для каждой доменной печи сооружают индивидуальную систему отвода и очистки газа; газ к газоочистным устройствам, располагаемым на нулевой отметке, подают от колошника по наклонному газопроводу (на печах объемом 5000 м<sup>3</sup> их два). На современных печах, работающих с повышенным давлением газов, система газоочистки имеет несколько последовательно установленных газоочистных аппаратов, после которых газ проходит дроссельную группу (дроссельное устройство). Схема системы газоочистки, получившей наибольшее распространение на отечественных доменных печах, приведена на рис. 40.

В этой схеме для грубой очистки газа от пыли служит сухой пылеуловитель, для полутонкой - скруббер; тонкая очистка происходит в трубах Вентури и дроссельной группе.

От колошниковой части 1 печи газы по наклонному газопроводу поступают в сухой инерционный пылеуловитель 2 радиального типа.

Пылеуловитель (рис. 41) представляет собой цилиндр диаметром до 16 м с сужением вверху и внизу, футерованный шамотным кирпичом в один ряд. Подвод газа в пылеуловитель радиальный - через трубу, проходящую по его оси. При выходе из трубы происходит изменение направления движения газа на 180° и резкое снижение его скорости вследствие расширения, а крупные частицы пыли по инерции продолжают движение вниз и осаждаются в нижнем конусе пылеуловителя, откуда ее периодически выпускают в железнодорожные вагоны. Остаточное содержание пыли в газе 1...3 г/м<sup>3</sup>.

После пылеуловителя газ поступает в скруббер 3 (рис. 40), где происходит полутонкая очистка газа от пыли. В современных системах очистки доменного газа применяют

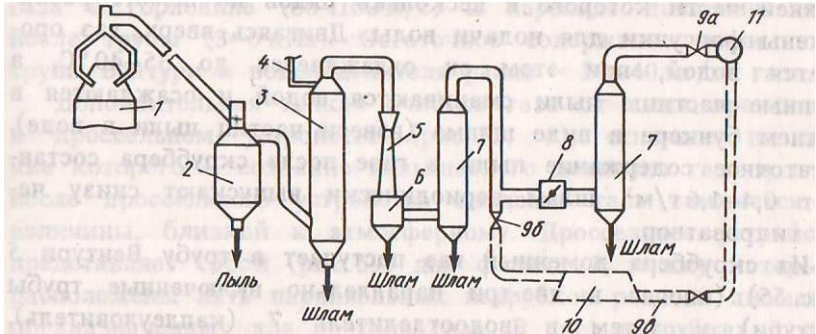


Рис. 40. Схема системы очистки доменного газа:

1 — колошниковая часть печи; 2 — инерционный пылеуловитель; 3 — скруббер; 4 — газопровод; 5 — труба Вентури; 6 — бункер; 7 — каплеуловитель; 8 — дроссель; 9 а, б, в — задвижки; 10 — ГУБТ; 11 — цеховой газопровод

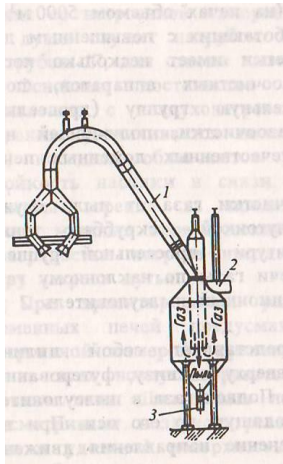


Рис. 41. Схема устройства сухого радиального пылеуловителя:

1 — газопровод от печи; 2 — труба отвода газа; 3 — устройство для выпуска пыли



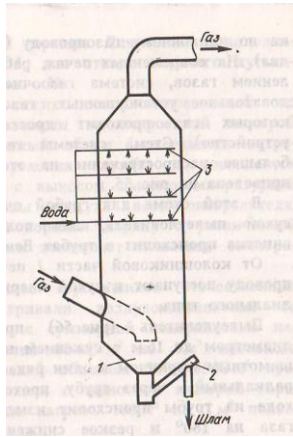


Рис. 42. Безнасадочный скруббер:  
1 — бункер; 2 — гидрозатвор; 3 — форсунки

безнасадочные скрубберы. Такой скруббер (рис.42) выполнен в виде цилиндра диаметром 6...9 м и высотой 25...40 м, в верхней части которого в несколько рядов по высоте расположены форсунки для подачи воды. Двигаясь вверх, газ орошается водой, при этом он охлаждается до 35...40 °С, а крупные частицы пыли смачиваются водой и осаждаются в нижнем бункере в виде шлама (взвеси частиц пыли в воде). Остаточное содержание пыли в газе после скруббера составляет 0,4...1,6г/м<sup>3</sup>, шлам периодически выпускают снизу через гидрозатвор.

Из скруббера доменный газ поступает в трубу Вентури 5 (рис. 40) (иногда в две-три параллельно включенные трубы Вентури) и затем в водоотделитель 7 (каплеуловитель), обеспечивающие его тонкую очистку от пыли. Труба Вентури (труба-коагулятор или турбулентный промыватель) включает суживающуюся часть - конфузор, который увеличивает скорость движения газа; цилиндрическую горловину, где достигается максимальная скорость газа и высокая степень турбулентности (перемешивания) газа и расширяющуюся часть - диффузор, в котором скорость газа уменьшается.

В конфузоре или в начало горловины подают орошающую воду, которая дробится газовым потоком на мельчайшие капли. Благодаря высокой турбулентности частицы пыли в горловине сталкиваются с каплями воды и поглощаются ими. Таким образом, в газовом потоке после трубы Вентури вместо мельчайших трудноотделимых частиц пыли содержатся значительно более крупные образования, которые можно сравнительно легко отделить от газа. Наиболее крупные капли воды с частицами пыли в них осаждаются в бункере (рис. 40, 6), а остальные отделяются от газового потока в каплеуловителе (рис. 40, 7).

В современных системах очистки доменного газа используют так называемые нерегулируемые низконапорные трубы Вентури, т.е. трубы с неизменным сечением горловины, работающие при относительно невысоких скоростях движения газа в горловине (60...100 м/с) и перепаде давления до и после трубы (3...6 кПа). Остаточное содержание пыли после трубы Вентури и водоотделителя равно ~ 20...40 мг/м<sup>3</sup> газа.

Дополнительная тонкая очистка газа от пыли происходит в дроссельном устройстве (рис. 40, 8), основное назначение которого - создание повышенного давления газа в печи; после дроссельного устройства давление газа снижается до величины, близкой к атмосферному. Дроссельное устройство представляет собой (рис. 43) два фланца 1, между которыми расположены пять параллельных патрубков разного диаметра, предназначенных для прохода газа. В трех патрубках 2 диаметром 750...1000 мм и в патрубке 6 диаметром 400 мм установлены дроссели - поворотные диски 5 с приводом от электродвигателя 8 и редуктора 9; в патрубке 3 дросселя нет.

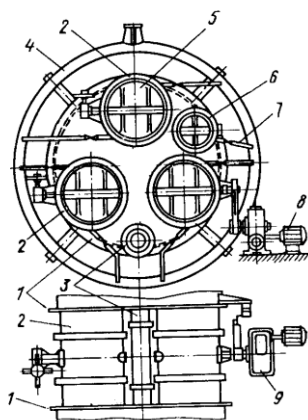


Рис. 43. Дроссельное устройство:

1 — фланцы; 2 — три патрубка диаметром 750...1000 мм; 3 — патрубок; 4 — кольцевая труба; 5 — поворотные диски; 6 — патрубок диаметром 400 мм; 7 — форсунки; 8 — электродвигатель; 9 — редуктор

Поворачивая диски на некоторый угол, уменьшают или увеличивают сечение патрубков, по которым проходит газ; уменьшение сечения патрубков ведет к повышению давления газов в печи. Три больших дросселя обеспечивают грубую регулировку давления газа; дроссель патрубка 6, связанный с регулятором, поддерживает постоянное давление газа в доменной печи.

Для обеспечения тонкой очистки доменного газа во входную часть патрубков подают воду через форсунки 7 от кольцевой трубы 4. В патрубках дроссельной группы скорость газа достигает 250...300 м/с, в связи с чем они работают как газоочистной аппарат по тому же принципу, что и трубы Вентури, обеспечивая поглощение пыли каплями воды. Далее газ проходит через каплеуловитель 7 (рис.40) и задвижку 9 а, поступая в цеховой газопровод 11 очищенного доменного газа. Содержание пыли в газе после дроссельной группы составляет 2...3 мг/м<sup>3</sup>. По газопроводу 4 (рис. 40) газ отводят на колошник для уравнивания давления в межконусном пространстве.

В последние годы многие доменные печи с целью экономии энергоресурсов оборудуют газовыми утилизационными бескомпрессорными турбинами - ГУБТ, которые вырабатывают электроэнергию за счет ис-

пользования энергии повышенного давления доменного газа. Подаваемый в ГУБТ доменный газ высокого давления обеспечивает вращение турбины, являющейся приводом электрогенератора, вырабатывающего электроэнергию; давление газа в турбине снижается до атмосферного. ГУБТ позволяет возратить до 40 % энергии, израсходованной на сжатие доменного дутья, при этом себестоимость электроэнергии примерно в два раза ниже, чем при ее выработке на заводской теплоэлектроцентрали (ТЭЦ).

ГУБТ устанавливают после газоочистных аппаратов параллельно дроссельному устройству, как это пунктиром показано на рис. 40. Очищенный доменный газ направляют в ГУБТ 10 путем открытия задвижек 9 б и 9 в; после ГУБТ доменный газ поступает в общецеховой газопровод 11 доменного газа. При пропуске газа через ГУБТ дроссельная группа находится в закрытом положении, а давление на колошнике печи регулируется имеющейся в ГУБТ диафрагмой. В случае остановок ГУБТ (неполадки, ремонты и др.), газ пропускают через дроссельное устройство, что обеспечивает работу доменной печи на повышенном давлении.

В зависимости от пропускной способности ГУБТ и выхода газов от доменной печи возможны различные варианты сочетания печей и ГУБТ: одна печь - одна ГУБТ, несколько доменных печей - одна ГУБТ, одна доменная печь - две ГУБТ (для печей объемом 5000 м<sup>3</sup>). Ориентировочно число рабочих часов турбины в году принимают 7000...8000; выработку электроэнергии турбинами ГУБТ - 6, 8 и 12, соответственно, около 40, 60 и 80...90 млн. кВт · ч в год.

#### **4.4 Выпуск и уборка чугуна**

*Литейный двор.* Для выпуска жидких чугуна и шлака доменные печи, как отмечалось ранее, оборудованы чугунными и шлаковыми летками. Из леток чугун и шлак попадают в желоба, по которым они стекают в чугуновозные и шлаковозные ковши (на некоторых печах шлак по желобам поступает на установки припечной грануляции).

Для размещения чугунных и шлаковых желобов и оборудования, обслуживающего летки и фурменные приборы, вокруг доменной печи сооружают площадку — литейный двор, располагаемый на уровне чугунных леток; литейный двор заключен

в здание, охватывающее нижнюю половину доменной печи. Под литейным двором расположены железнодорожные пути, по которым под сливные носки (концы) чугунных и шлаковых желобов подают чугу-

новозы и шлаковозы, в ковши которых из желобов поступают продукты плавки.

**Выпуск чугуна.** На печах с одной чугунной леткой происходит 8...10 выпусков чугуна в сутки, на печах с двумя летками 10...14, на печах с тремя-четырьмя летками 15...20; при этом на печах с двумя-четырьмя летками они работают последовательно - после закрытия одной летки открывают следующую.

Чугунную летку открывают с помощью сверлильной бурмашины, удаляющей из канала летки огнеупорную массу вращающимся буром диаметром 70...80 мм. Одна из конструкций сверлильной машины показана на рис. 60. Основа машины - колонна 4 крепится своим основанием 10 к площадке литейного двора. На колонне закреплены с возможностью вращения вокруг нее направляющая балка 3 и поддерживающий ее кронштейн 2. По балке 3 с помощью механизма 7 передвигается каретка 8, в которой закреплен сменный бур 11 и механизм его вращения 9.

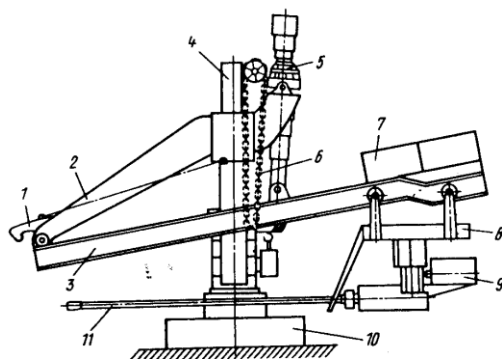


Рис. 44. Поворотная сверлильная машина для вскрытия летки:

1 — защелка; 2 — кронштейн; 3 — направляющая балка; 4 — колонна; 5 — механизм изменения угла наклона балки и бура; 6 — цепь; 7 — механизм перемещения каретки; 8 — каретка; 9 — механизм вращения бура; 10 — основание колонны; 11 — сменный бур

Для вскрытия летки поворачивают вокруг колонны 4 балку так, чтобы бур был направлен вдоль оси летки; с помощью защелки 1 крепят балку к кожуху печи и включают механизм 9 вращения бура и механизм 7, обеспечивающий движения каретки и бура к оси печи, т.е. сверление канала летки. После вскрытия канала летки бур из нее выводят путем передвижения каретки вправо и затем, вращая балку 3, отводят бур в сторону от летки. Угол наклона балки и бура изменяют с помощью

механизма 5, воздействуя вручную на цепь 6.

Закрытие летки после выпуска чугуна осуществляют густой огнеупорной леточной массой с помощью электропушки. Используют две разновидности леточных масс. Одна из них состоит из увлажненной глины и молотого кокса (40...70%), иногда с добавкой каменноугольного пека до 17 %. Другая - безводная леточная масса - включает огнеупорную глину, шамотный порошок, молотый кокс и каменноугольную смолу (19...29%).

Летку закрывают с помощью одноцилиндровой пушки с электрическим приводом (электропушки), одна из разновидностей которой показана на рис. 45. Пушка работает как шприц, ее основным рабочим органом является цилиндр 2, внутри которого перемещается поршень, выталкивающий легочную массу через носок 1. Пушка опирается на колонну 3,

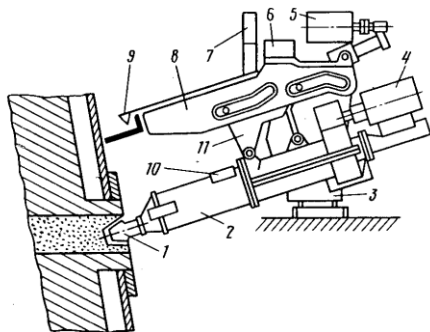


Рис. 45. Электрическая пушка для забивки летки:

1 — носок; 2 — цилиндр; 3 — колонна; 4 — механизм,двигающий поршень; 5 — механизм движения тележки; 6 — механизм поворота пушки; 7 — привод; 8 — лафет; 9 — защелка; 10 — люк; 11 — тележка

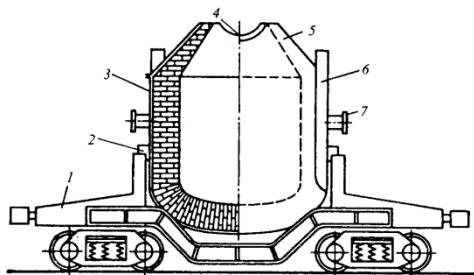


Рис. 46. Чугуновозный ковш:  
 1 — ходовая тележка; 2 — опорная цапфа; 3 — ковш; 4 — отверстие горловины; 5 — горловина; 6 — щека; 7 — цапфа

вокруг которой ее можно поворачивать с помощью механизма 6; колонна своим основанием закреплена на литейном дворе в стороне от летки.

Для закрытия летки пушку поворачивают, подводя цилиндр 2 и носок 1 к летке, и фиксируют ее положение, опуская с помощью привода 7 защелку 9, которая цепляется за скобу на кожухе печи. Далее включают механизм 5 движения тележки 11, которая своими роликами перемещается в направляющих пазах лафета 8, обеспечивая прижатие носка 1 к летке. Затем с помощью механизма 4,двигающего поршень, выталкивают леточную массу из цилиндра через отверстие носка 1 в канал летки. После закрытия летки поворачивают с помощью механизма 6 пушку, отводя ее от летки. Леточную массу в цилиндр загружают через люк 10, объем цилиндра равен 0,25...0,5 м<sup>3</sup>. Управление пушкой дистанционное.

**Уборка чугуна.** Выходящий из летки чугун по желобам литейного двора стекает в ковши чугуновозов, транспортирующих его в сталеплавильные цехи или на разливочные машины доменного цеха. Применяют чугуновозы с открытым грушевидным ковшом и ковши миксерного типа (передвижные миксеры). Чугуновоз первого типа показан на рис.46. Он представляет собой железнодорожную тележку 1 с ковшом 3 грушевидной формы. Ковш устанавливают на тележку мостовым краном, поднимая за две цапфы 7; на тележку ковш опирается четырьмя цапфами 2. Ковш футерован шамотным кирпичом, вместимость ковшей равна 90...140 т. Отверстие 4 горловины 5 служит для приемки выпускаемого из доменной печи чугуна и для слива чугуна из ковша, осуществляемого путем наклона ковша. Щеки 6 используют для опоры наклоняемого ковша на разливочной машине. Такие ковши служат для

транспортировки чугуна в миксерные отделения сталеплавильных цехов и на разливочные машины доменного цеха.

Чугун в ковшах миксерного типа перевозят в переливные отделения сталеплавильных цехов.

*Разливочные машины.* В случае необходимости отправлять потребителям чугун в твердом виде его разливают в чушки (слитки) на разливочных машинах. Для этого в доменном цехе предусматривают разливочное отделение, в котором устанавливают несколько разливочных машин. Разливочная машина (рис. 47) представляет собой две наклонные параллельно движущиеся конвейерные ленты 7, огибающие звездочки 2 и 10. Каждая лента выполнена из двух пластинчатых цепей, на которых закреплены формы - мульды; цепи опираются на ролики 6; звездочка 10 соединена с приводом, обеспечивающим движение ленты.

Процесс разливки чугуна заключается в следующем. Поступивший на чугуновозе от доменной печи ковш 4 наклоняют с помощью кантовального устройства 5, при этом ковш своими щеками опирается на стэнд 1. Сливаемый из ковша 4

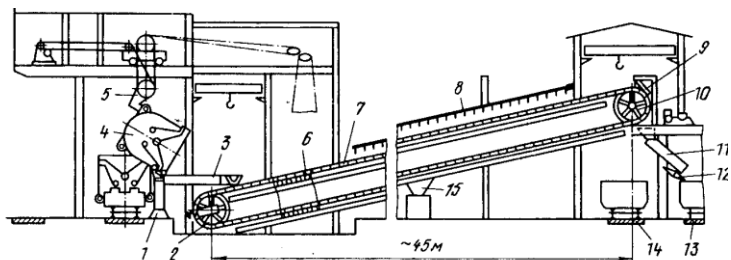


Рис. 47. Разливочная машина:

1 - стэнд; 2, 10 — огибающие звездочки; 3 — желоб для слива чугуна; 4 — ковш; 5 — кантовальное устройство; 6 — ролики; 7 — конвейерные ленты; 8 — водопровод; 9 — ударное устройство; 11, 12 — перекидные желоба; 13, 14 — железнодорожные пути; 15 — обрызгиватель

чугун по желобу 3 с двумя сливными носками поступает в мульды двух движущихся вверх конвейерных лент 7. В процессе движения лент чугуна в мульдах, поливаемый водой через брызгала водопровода 8, застывает.

При огибании конвейером звездочки 10 затвердевшие чушки чугуна подвергаются ударам устройства 9 для выбивания чушек и выпадают из мульд. Далее они попадают на перекидные желоба 11 и 12, позволяющие без остановки машины направлять чушки на железнодорожные платформы, стоящие на путях 13 либо 14.



Опорожненные мульды после звездочки 10 движутся вниз в опрокинутом положении и их обрызгивают известковым раствором с помощью обрызгивателя 15, что предотвращает приваривание чугуна к мульдам. Масса отливаемых чушек составляет либо 18...23, либо 45 кг, скорость движения ленты равна 11,3 м/мин, производительность машин равна 122...204 т/ч.

#### 4.5 Выпуск и уборка шлака

Из доменных печей объемом 3200...5500 м<sup>3</sup>, имеющих четыре чугунные летки, практически весь шлак выпускают через чугунные летки вместе с чугуном в главные желоба, оборудованные устройством (скиммером) для разделения чугуна и шлака; после скиммера шлак отводится из главного желоба по отводному шлаковому желобу. Из доменных печей объемом 2700 м<sup>3</sup> и менее, имеющих одну-две чугунные и две шлаковые летки, шлак выпускают как через шлаковые летки (верхний шлак), так и через чугунные (нижний шлак). По шлаковым желобам литейного двора шлак поступает либо в ковши шлаковозов, устанавливаемых под сливными носками желобов (ковшевой способ уборки шлака), либо на установки припечной грануляции (бесковшевой способ уборки). Большую часть (~ 95 %) доменного шлака перерабатывают и используют в строительстве.

*Ковшевая уборка шлака* применяется на всех строившихся до недавнего времени доменных печах. При этом способе уборки выпускаемый из печи шлак по шлаковым желобам стекает в ковши шлаковозов, транспортирующих его на установки переработки жидкого шлака (грануляционные и другие) и в небольших количествах в шлаковые отвалы. Шлаковоз показан на рис. 48. Он представляет собой несамходную железнодорожную тележку, в опорном кольце 5 которой закреплен съемный шлаковый ковш 6. Опорное кольцо двумя цапфами 4 с зубчатыми секторами 3 опирается на два лафета 2 тележки 1; винтовой или зубчатый механизм 7 обеспечивает поворот опорного кольца с ковшом вокруг оси цапф, и тем самым слив жидкого шлака из ковша. Шлаковый ковш (чашу) 6 отлипают из стали, объем ковша составляет 11, 16 или 16,5 м<sup>3</sup>

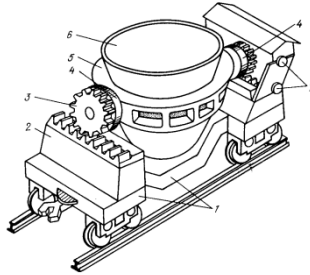


Рис.48. Шлаковоз:

1 — тележка; 2 - лафеты; 3 — зубчатые секторы; 4 — цапфы; 5 — опорное кольцо; 6 — съемный шлаковый ковш; 7 — механизм поворота опорного кольца

Большую часть шлака при ковшевой уборке от печей перерабатывают путем мокрой и полусухой грануляции, получая гранулы размером 1...10 мм; гранулированный шлак используют и качестве сырья для производства бетонов, цемента и др. Более перспективной считают полусухую грануляцию, так как она позволяет получать гранулированный шлак со значительно меньшей влажностью и с меньшим расходом воды на грануляцию.

Полусухую грануляцию осуществляют на гидрожелобных и барабанных установках. На гидрожелобной установке жидкий шлак из ковша шлаковоза сливают в стальной желоб, в который подают струями воду под давлением 0,4...0,7 МПа, раздробляющую поток шлака на капли (гранулы), которые застывают и отбрасываются на склад на расстояние до 40 м. На барабанных установках жидкий шлак и поток воды подают на лопасти вращающегося барабана, раздробляющего шлак на мелкие капли.

Мокрую грануляцию осуществляют на бассейновых и желобных установках. Бассейновая установка представляет собой заполненный водой бассейн глубиной 2...6 м и вместимостью до 5500 м<sup>3</sup>. Жидкий шлак сливают в бассейн, наклоня ковш шлаковоза; в воде жидкий шлак в результате ее бурного испарения раздробляется на гранулы и застывает. На желобных установках жидкий шлак сливают в желоб, в который подают воду под давлением 0,15...0,5 МПа, что вызывает образование шлаковых гранул.

Часть жидкого шлака используют для получения литого щебня. При этом шлак сливают в бетонированную траншею и затем поливают его водой. Застывший шлак разрабатывают экскаватором и после дробления используют либо в качестве балласта при строительстве автомобильных и железных дорог, либо заполнителя для бетонов.

Шлаковую пемзу получают, сливая шлак в траншею при орошении водяными струями, что вызывает вспучивание затвердевающего шлака и получение пористого продукта, используемого в качестве наполнителя легких бетонов.

Немного доменного шлака используют для получения шлаковой ваты. Из переплавляемого в вагранках или специальных печах шлака с помощью центробежного дутьевого устройства или многовалковой центрифуги формируют тонкие волокна (вату), применяемую для тепло- и звукоизоляции в строительстве.

Немного шлака отправляют в шлаковый отвал, сливая с насыпи, на которой проложен железнодорожный путь для шлаковозов. Впоследствии шлак из отвалов перерабатывают, используя при строительстве шоссежных дорог. Из отвального шлака извлекают также чугунный скрап.

Новые и реконструированные доменные цехи не должны иметь шлаковых отвалов; это обеспечивает значительную экономию земельной площади, уменьшает загрязнение окружающей среды и позволяет получать из жидкого шлака более ценные продукты - гранулированный шлак и др.

*Припечная грануляция.* Вновь сооружаемые доменные печи оснащают установками припечной грануляции, что позволяет на 15...30 % снизить капитальные затраты и эксплуатационные расходы, прежде всего за счет сокращения большого парка шлаковозов; уменьшить численность обслуживающего персонала; более полно использовать шлак, так как при перевозке и ковшах 15...30% шлака теряется в виде корок и настелей на ковшах; уменьшить загрязнение атмосферы в связи с размещением установок в закрытом кожухе и улавливанием в нем выделяющихся при грануляции вредных сернистых газов.

Одна из современных установок припечной грануляции доменных шлаков показана на рис. 49.

Доменную печь оборудуют двумя такими установками, располагаемыми симметрично с двух противоположных сторон печи, причем каждая установка имеет две автономные рабочие линии; к одной из них шлак от печи поступает по ответвлению ба шлакового желоба, а к другой - по отверстию бб (рис. 49).

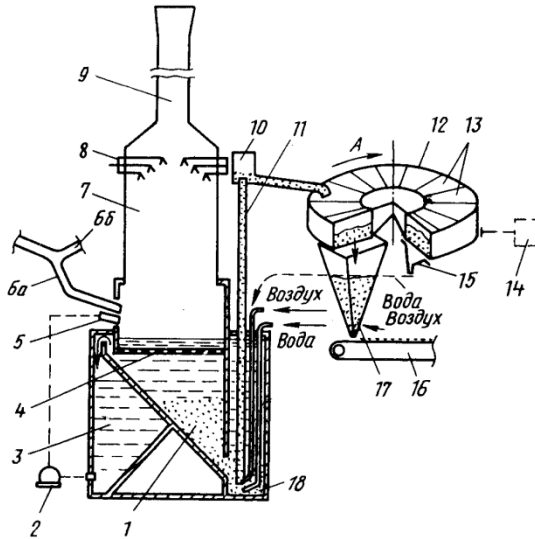


Рис. 49. Установка придоменной грануляции шлака:

1 - бункер; 2 - насос; 3 - бункер; 4 - решетка; 5 - гранулятор; 6, а и б - шлаковые желоба; 7 - скруббер; 8 - форсунки; 9 - труба выбросов газов в атмосферу; 10 - сепаратор; 11 - эрлифт (труба); 12 - обезвоживатель; 13 - секции обезвоживателя; 14 - привод; 15 - водосборник; 16 - конвейер; 17 - бункер; 18 — колодец

Под желобом 6 а расположен гранулятор 5, подающий струи воды под давлением, которые раздробляют стекающий с желоба шлак на гранулы. Смесь воды, пара и гранул поступает в бункер 7; решетка 4 предотвращает попадание в бункер крупных предметов. Пар и газы поступают в скруббер 7 и выбрасываются через трубу 9 в атмосферу. В скруббер через форсунки 8 подают известкованную воду, которая поглощает из пара и газов сернистые соединения. Вода, поступающая через решетку 4 в бункер 3, вновь подается в гранулятор насосом 2.

Шлаководяная пульпа (гранулы шлака с водой) из бункера 1 поступает в колодец 18, откуда ее поднимают вверх с помощью эрлифта - трубы 11, в которой подъем осуществляется за счет подаваемого в нижнюю часть трубы сжатого воздуха; для взмучивания пульпы под трубу 11 подают воду. Поднимаемая эрлифтом пульпа попадает в сепаратор 10, где происходит отделение отработанного воздуха, а затем самотеком по наклонному трубопроводу сливается в обезвоживатель 12 карусельного типа, который с помощью привода 14 вращают по направлению стрелки А. Обезвоживатель разделен на шестнадцать от-

дельных секций 13, имеющих решетчатое откидывающееся дно. Пульпа последовательно поступает в каждую из секций, и за время вращения обезвоживателя вода пульпы стекает через решетчатое дно секций 13 в водосборник 15, откуда поступает в бункер 1. Днища секций 13 открываются над бункером 17 и гранулы высыпаются в него, где дополнительно осушиваются подаваемым снизу воздухом. Из бункера 17 гранулы попадают на конвейер 16 и далее на склад.

Каждая из четырех линий установки рассчитана на прием всего выпускаемого из доменной печи шлака; на больших печах интенсивность выхода шлака достигает 5...10 т/мин. Значительная часть установки (низ бункера 1, камеры 13 и колодца 18) расположена под землей.

#### 4.6. Работа доменных печей и экология

Доменные печи и ряд участков доменного цеха вызывают заметное загрязнение воздушной среды пылью и вредными газами. Потенциальный источник загрязнения - доменный (колошниковый) газ, выделяющийся в количестве 120...200 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> объема печи в час и содержащий 22...30 % токсичного газа СО и 10...40 г/м<sup>3</sup> пыли. Доменный газ улавливают, очищают от ныли и используют в качестве топлива.

Основные участки, загрязняющие атмосферу пылегазовыми выбросами в доменном цехе - это литейные дворы, системы шихтоподачи, загрузочные устройства печей, установки грануляции шлака, разливочные машины, устройства для выгрузки пыли из сухих пылеуловителей.

*На литейном дворе* основное количество запыленных газов выделяется у чугунных и шлаковых леток, над чугунными и шлаковыми желобами при выпуске продуктов плавки и на местах слива продуктов плавки в ковши; выделяются СО, сернистый газ и пыль (оксиды железа, графит, а также оксиды Si, Ca, Mg). На новых и реконструируемых печах рекомендуется установка отсасывающих зонтов над летками, покрытие чугунных и шлаковых желобов съемными плитами, установка зонтов-кабин над местами слива чугуна и шлака из желобов В ковши с отсосом газов от этих устройств и их последующей очисткой от пыли.

Сильно пылящими являются *шихтоподачи*, в которых загрузку материалов в скипы осуществляют вагон-весами. На современных печах с конвейерной подачей шихты на колошник места пересыпки ма-

териалов (с конвейеров, из бункеров и др.) заключают в укрытия, из которых газы отводят в газоочистку. На печах с двухконусным засыпным аппаратом источником значительного загрязнения атмосферы могут быть выбросы газа из межконусного пространства. Они происходят при опускании малого конуса и в период выпуска газа из иежконусного пространства и содержат СО и пыль (в основном, оксиды железа и, кроме того, оксиды кремния, кальция, магния, марганца и углерод).

Снижение выбросов пыли достигают двумя способами: либо очисткой газов, либо созданием в межконусном пространстве ббльшего давления, чем на колошнике, что предотвращает переток грязного газа из печи в межконусное пространство.

*Установки грануляции жидких шлаков* — источники больших парогазовых выбросов. Образующиеся при обработке шлака водой они содержат сероводород и в меньшем количестве сернистый ангидрид. При грануляции основным токсичным веществом является сероводород  $H_2S$ . Действенным способом улавливания сернистых соединений в самом гидрожелобе является добавка известкового раствора к воде, подаваемой на гранулятор (подщелачивание воды). Новые грануляционные установки рекомендуется размещать в закрытом кожухе и очищать улавливаемые парогазовые выбросы путем впрыскивания в их поток известкованной воды.

*При разливке чугуна на разливочных машинах* выделяется газ, содержащий пыль (графит, оксиды железа). Для его улавливания над местами разливки размещают поворотные зонты с отсосом от них газов в рукавные фильтры.

В системах очистки доменного газа пыль, осаждающаяся в сухих пылеуловителях, периодически выпускают в вагоны, при этом несмотря на увлажнение пыли много ее (~ 1 кг на 1т чугуна) выделяется в атмосферу; содержание пыли в воздухе в месте выгрузки достигает  $250 \text{ г/м}^3$ .

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали: учебник для вузов, 3-е изд. перераб. и доп. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 544 С.
2. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия: учебник для вузов, 6-е изд. перераб. и доп. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 768 с.: 253 ил.
3. Еланский Г.Н., Линчевский Б.В. Кальменев А.А. Основы производства и обработки металлов : учебник. – М.: МГВМИ, 2005. – 416 с.
4. Статистический анализ химического состава плавок износостойкого чугуна в условиях баймакского машиностроительного завода. Заматаев Н.Г., Потапов Г.М., Потапов М.Г., Воронков Б.В., Ахметов Ю.Г. Литейные процессы. 2000. С. 44.
5. Новые СВС-материалы для электроискрового легирования с использованием ультрадисперсных порошков Левашов Е.А., Кудряшов А.Е., Потапов М.Г. Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2000. № 6. С. 67.
6. Разработка нового состава износостойкого чугуна для оливок деталей насосов Потапов М.Г. диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова. Магнитогорск, 2002.
7. Разработка нового состава износостойкого чугуна для оливок деталей насосов Потапов М.Г. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук / Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова. Магнитогорск, 2002.
8. Опыт повышения износостойкости деталей грунтовых насосов 8ГР Заматаев Н.Г., Потапов Г.М., Потапов М.Г. Литейщик России. 2004. № 10. С. 7.
9. High-strength cast iron as the material of the future Zamataev N.G., Potapov G.M., Potapov M.G. Литейное производство. 2004. № 12. С. 6.
10. Синтез нового состава износостойкого чугуна для отливок специального назначения, исследование его структуры и свойств Потапов М.Г., Петроченко Е.В., Шекунов Е.В., Молочкова О.С. Литейщик России. 2005. № 7. С. 12-15.
11. Формирование структуры и свойств ванадиевых чугунов при их затвердевании в различных формах Колокольцев В.М., Петроченко Е.В., Емельюшин А.Н., Потапов М.Г. Известия высших учебных заведений. Черная металлур-

- гия. 2005. № 4. С. 41-43.
12. Отливки из специальных чугунов Колокольцев В.М., Соловьев В.П., Молочков П.А., Потапов М.Г. Магнитогорск, 2006.
  13. Чугун Колокольцев В.М., Саитов Р.Р., Никифоров Б.А., Брялин М.Ф., Воронков Б.В., Полетаев В.В., Молочков П.А., Потапов М.Г. патент на изобретение *RUS 2299922* 12.09.2005
  14. Взаимосвязь химического состава, механических свойств и износостойкости среднехромистых чугунов для сортопрокатных валков. Колокольцев В.М., Столяров А.М., Молочков П.А., Потапов М.Г., Мулякко М.Н., Цыбров С.В. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2009. № 3. С. 15-18.
  15. Разработка новых сплавов для литого инструмента Потапов М.Г., Молочков П.А., Долгополова Л.Б. Литейные процессы. 2010. № 1. С. 78-86.
  16. Влияние термической обработки на свойства и структуру износостойкого чугуна марки ИЧ300Х16Ф8 Молочков П.А., Потапов М.Г., Березова С.В. Литейные процессы. 2010. № 1. С. 140-145.
  17. Разработка теоретических и технологических основ производства и восстановления методом электрошлакового переплава прокатных стальных валков, исследование технологии изготовления чугунных валков центробежным способом путем математического моделирования, лабораторных и практических исследований. Вдовин К.Н., Колокольцев В.М., Ячиков И.М., Потапов М.Г., Егорова Л.Г., Молочков П.А., Синецкий Е.В., Нефедьев А.А., Лисовская М.А., Феоктистов Н.А., Зайцева А.А., Березова С.В., Быков А.А., Волков С.Ю., Машинин Д.В., Дегтярева Т.М. отчет о НИР № 02.740.11.0509 от 15.03.2010 (Министерство образования и науки)
  18. Влияние кальций-стронциевого карбоната на структуру и свойства чугунов Молочков П.А., Синецкий Е.В., Потапов М.Г., Молочкова О.С. Литейные процессы. 2013. № 12. С. 134-139.
  19. К вопросу получения ферроникеля селективным восстановлением бедных железохромоникелевых руд Бигеев В.А., Потапова М.В., Потапов М.Г. Литейные процессы. 2015. № 14. С. 23-29.
  20. Влияние параметров доменной плавки на результаты работы доменных печей в условиях ОАО «Уральская Сталь» Морозова Д.А., Шаповалов А.Н., Потапов М.Г. Теория и технология металлургического производства. 2015. № 1 (16). С. 26-29.
  21. Установление основных параметров процесса металлургиче-



- ского обогащения ферроникеля, полученного из железохромоникелевых руд халиловского месторождения Бигеев А.М., Арсланова М.В. Известия Челябинского научного центра УрО РАН. 2004. № 1. С. 132-136.
22. Расчет материального и теплового балансов процесса дефосфорации чернового ферроникеля, полученного из железохромоникелевых руд халиловского месторождения Бигеев А.М., Потапова М.В. Депонированная рукопись № 57-В2004 13.01.2004
  23. О возможности получения ферроникеля частичным восстановлением железохромоникелевых руд Бигеев А.М., Потапова М.В. Наука и производство Урала. 2005. № 1. С. 7-10.
  24. Расчет материального и теплового балансов процесса получения чернового ферроникеля из бедных железохромоникелевых руд. Бигеев А.М., Потапова М.В. Депонированная рукопись № 549-В2005 19.04.2005
  25. Разработка технологической схемы производства рафинированного ферроникеля из бедных железохромоникелевых руд Потапова М.В. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Магнитогорск, 2006
  26. Разработка технологической схемы производства рафинированного ферроникеля из бедных железохромоникелевых руд Потапова М.В. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук / Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова. Магнитогорск, 2006
  27. Способ получения ферроникеля Степашин А.М., Бигеев А.М., Потапова М.В., Бигеев В.А., Арсланов В.Г., Горбунов В.В. патент на изобретение RUS 2310694 04.10.2005
  28. Пути снижения содержания азота в стали, выплавленной в ДСП. Потапова М.В., Гаряева Я.В. Теория и технология металлургического производства. 2011. № 11. С. 69-72.
  29. Выбор и определение расхода восстановителя при получении ферроникеля частичным восстановлением металлургических шлаков ОАО «Уфалейникель». Бигеев В.А., Потапова М.В., Гаряева Я.С. Наука и производство Урала. 2012. № 8. С. 40-43.
  30. Совершенствование технологии раскисления-легирувания стали в условиях мартеновского цеха ОАО «Уральская Сталь» Потапова М.В., Потапов М.Г., Воробьев Б.С., Шаповалов А.Н. Литейные процессы. 2012. № 11. С. 95-102.
  31. Современные технологии внедоменной десульфурации чугуна

- Потапова М.В., Ишмуратов Р.А., Насыров Т.М. Теория и технология металлургического производства. 2014. № 1 (14). С. 26-27.
32. О способах воздействия на процесс формирования стальной непрерывнолитой заготовки Столяров А.М., Сомнат Б., Потапова М.В., Дидович С.В. Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. № 1 (45). С. 24-27.
  33. Математическое моделирование зависимости толщины слоя затвердевшего металла на выходе из кристаллизатора МНЛЗ и оптимизация условий безаварийной разливки металла г. Магнитогорск, 2014.
  34. К вопросу получения ферроникеля селективным восстановлением бедных железохромоникелевых руд Бигеев В.А., Потапова М.В., Потапов М.Г. Литейные процессы. 2015. № 14. С. 23-29.
  35. Сближение технологий выплавки стали в кислородном конвертере и дуговой сталеплавильной печи Бигеев В.А., Колесников Ю.А., Федянин А.Н., Потапова М.В., Писчаскина А.В., Абдрахманов Э.И. Теория и технология металлургического производства. 2015. № 2 (17). С. 35-39.
  36. Определение рационального состава ферроникеля, полученного селективным восстановлением из бедных железохромовых руд. Бигеев В.А., Потапова М.В., Писчаскина А.В., Потапов М.Г., Бережная Г.А. сб. Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство материалы Двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции. 2015. С. 69.
  37. Основные аспекты получения низкосернистой стали с ограниченным содержанием водорода Бигеев В.А., Николаев А.О., Писчаскина А.В., Потапова М.В., Потапов М.Г. сб. Металлургия: технологии, инновации, качество Под общей редакцией Е.В. Протопопова. 2015. С. 122-128.