

Авторы:

Е.Ф. Вегман, Б.Н. Жеребин, А.Н. Похвиснев, Ю.С. Юсфин,  
И.Ф. Курунов, А.Е. Пареньков, П.И. Черноусов

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА: Учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и  
доп. / Под редакцией Ю.С. Юсфина. — М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. —  
774 с.: ил.

ISBN 5-94628-120-8

В книге приведены сведения о сырых материалах доменной плавки, методах оценки их качества, современных способах подготовки железных руд к плавке. Освещены теоретические и технологические вопросы окискования железных руд и концентратов. В настоящем третьем издании учебника значительно расширен раздел, посвященный истории производства чугуна и железа. Приведены новые данные о сырьевой базе металлургии. В соответствии с современными представлениями рассмотрены процессы в горне доменной печи и движение шихты и газов в печи. Впервые в отечественной литературе изложен метод расчета показателей доменной плавки, разработанный А. Рисом. Введены новые главы, посвященные вопросам эксплуатации печей и изложению проблемы «атлодоменное производство и окружающая среда».

Для студентов металлургических вузов, а также инженерно-технических работников предприятий черной металлургии.

ISBN 5-94628-120-8

© Е.Ф. Вегман, Б.Н. Жеребин,  
А.Н. Похвиснев, Ю.С. Юсфин,  
И.Ф. Курунов, А.Е. Пареньков,  
П.И. Черноусов, 2004  
© ИКЦ «Академкнига», 2004

Предисловие ..... 9

Раздел 1. История металлургического производства ..... 11

1.1. Древняя металлургия ..... 14

1.1.1. Закономерности появления и развития металлургии. .... 14

1.1.2. Древние металлы ..... 18

1.1.3. Минералы железа в древней истории ..... 21

1.1.4. Распространение технологии извлечения железа из руд ..... 22

1.1.5. Древние технологии экстракции железа ..... 25

1.2. Металлургия железа в Средневековье. .... 31

1.2.1. Пути прогресса в металлургии железа ..... 31

1.2.2. Ландшафт — важнейший металлургический ресурс ..... 31

Средневековая ..... 33

1.2.3. Каталонский горн ..... 37

1.2.4. Домницы и доменные печи ..... 39

1.2.5. Древесный уголь ..... 42

1.2.6. Итоги развития металлургии железа в Средневековье ..... 47

1.2.6.1. Формирование двухстадийной схемы ..... 47

«Руда—чугун—ковкое железо» ..... 47

1.2.6.2. Основы современной черной металлургии ..... 49

1.3. Развитие техники и технологии металлургической ..... 51

переработки железных руд в XVIII—XX веках ..... 51

1.3.1. Коксование каменного угля ..... 51

1.3.2. Начало изучения процессов металлургии железа ..... 54

1.3.3. Формирование современной технологии и ..... 56

техники извлечения железа из руд ..... 56

Раздел 2. Сырые материалы доменной плавки ..... 63

2.1. Каменноугольный кокс ..... 63

2.1.1. Процесс коксования ..... 63

2.1.2. Устройство коксовых печей и пехов ..... 68

2.1.3. Качество кокса .....	73
2.2. Железные руды .....	76
2.2.1. Классификация и генезис железных руд .....	76
2.2.2. Оценка качества железных руд .....	87
2.2.3. Важнейшие месторождения железных руд .....	107
<b>Раздел 3. Подготовка железорудного сырья к доменной плавке .....</b>	<b>119</b>
3.1. Современная схема подготовки сырья к доменной плавке .....	119
3.2. Агломерация железорудного сырья .....	131
3.2.1. Общие вопросы .....	131
3.2.2. Конвейерные агломерационные машины .....	136
3.2.3. Газодинамика агломерационного процесса .....	148
3.2.4. Твердофазные процессы .....	156
3.2.5. Плавление шихты, кристаллизация расплава и образование конечной микроструктуры агломерата .....	162
3.2.6. Удаление вредных примесей из шихты при спекании металлургического сырья .....	168
3.2.7. Агломерационный процесс с тепловой точки зрения .....	171
3.2.8. Качество агломерата .....	178
3.3. Производство железорудных окатышей .....	184
3.3.1. Получение сырых окатышей .....	184
3.3.2. Высокотемпературное упрочнение окатышей .....	189
3.3.3. Получение окатышей безобжиговым путем .....	205
3.3.4. Металлургические свойства окатышей .....	206
3.3.5. Сравнение металлургических свойств агломерата и окатышей .....	213
3.3.6. Производство металлизованных окатышей .....	214
<b>Раздел 4. Доменный процесс .....</b>	<b>216</b>
4.1. Процессы удаления влаги, летучих и разложения плавильных материалов .....	216
4.2. Процессы восстановления в доменной печи .....	219
4.2.1. Структура и свойства оксидов железа .....	220
4.2.2. Термодинамика восстановления оксидов железа .....	222
4.2.3. Термодинамика восстановления оксидов попутных элементов .....	230
4.2.4. Кинетика восстановления оксидов в доменной печи .....	238
4.2.5. Влияние различных факторов на скорость восстановления .....	249
4.2.6. Параметры процесса восстановления в доменных печах и их связь с технико-экономическими показателями доменной плавки .....	256
4.3. Образование чугуна и его свойства .....	273
4.3.1. Формирование чугуна .....	273
4.3.2. Свойства чугуна .....	277

4.3.3. Микропримесные элементы в доменном производстве .....	280
4.4. Доменные шлаки .....	292
4.5. Поведение серы в доменной печи .....	316
4.5.1. Взаимодействие сернистых газов с шихтой .....	317
4.5.2. Сера в чугуне и шлаке .....	319
4.5.3. Термодинамика реакций десульфурации между чугуном и шлаком .....	323
4.5.4. Внедоменная обработка чугуна .....	333
4.6. Теплообмен в доменной печи .....	338
4.6.1. Основы теплопередачи в слое кусковых материалов .....	338
4.6.2. Тепловые балансы и показатели тепловой работы доменной печи .....	345
4.6.3. Зональные тепловые балансы доменной плавки .....	352
4.7. Процессы в горне доменной печи .....	361
4.7.1. Горение топлива в фурменных зонах .....	361
4.7.2. Слоевой и циркуляционный режимы горения топлива в фурменных зонах .....	364
4.7.3. Механизм поступления кокса в фурменные очаги. Структура слоя кокса вдоль оси воздушных фрум .....	367
4.7.4. Состав газа на выходе из фурменных зон .....	371
4.7.5. Теоретическая температура горения топлива в фурменных зонах .....	375
4.7.6. Форма и размеры фурменных очагов .....	383
4.7.7. Температура и давление газов в горне .....	392
4.7.8. Окислительно-восстановительные процессы в горне .....	395
4.8. Распределение и движение шихты и газов в доменной печи .....	397
4.8.1. Движение шихтовых материалов и жидких продуктов плавки в печи .....	398
4.8.1.1. Движение шихтовых материалов .....	398
4.8.1.2. Движение жидких продуктов плавки в печи .....	405
4.8.2. Газопроницаемость столба шихты и движение газов в печи .....	406
4.8.2.1. Газопроницаемость столба шихты .....	406
4.8.2.2. Движение газов и контроль за их распределением по сечению печи .....	410
4.8.3. Средства и методы распределения материалов и газов по сечению печи .....	413
4.8.4. Ход доменной печи и ее производительность. Показатели удельной производительности печи .....	421
4.8.5. Влияние повышенного давления на ход и технико-экономические показатели работы доменной печи .....	426
4.9. Расчеты состава шихты, материального и теплового балансов доменной плавки .....	429
4.9.1. Метод Рама-Похвиснева .....	429

4.9.1.1. Тепловые эквиваленты .....	429
4.9.1.2. Тепловые эквиваленты элементов и оксидов .....	430
4.9.1.3. Определение расхода шихтовых материалов доменной плавки .....	438
4.9.1.4. Определение состава колошникового газа доменной плавки .....	448
4.9.1.5. Расчет материального и теплового балансов плавки .....	452
4.9.2. Метод расчета Риста .....	457
4.9.2.1. Общее описание метода .....	457
4.9.2.2. Расчет состава шихты и показателей доменной плавки .....	462
4.9.2.3. Определение расхода кокса .....	471
4.9.2.4. Определение расхода дутья и выхода колошникового газа .....	471
4.9.2.5. Определение состава колошникового газа .....	472
4.9.2.6. Материальный и тепловой балансы плавки .....	475
<b>4.10. Ресурсосбережение и интенсификация доменной плавки</b> .....	479
4.10.1. Нагрев дутья .....	479
4.10.2. Обогащение дутья кислородом .....	483
4.10.2.1. Влияние кислорода на технологию выплавки чугуна .....	483
4.10.2.2. Ресурсо-экологическая оценка роли кислорода в доменном процессе .....	488
4.10.3. Воиной пар в дутье .....	490
4.10.4. Вдувание углеродсодержащих веществ в доменную печь .....	492
4.10.5. Доменная плавка на металлизированной шихте .....	512
4.10.6. Технико-экономические показатели плавки .....	516
<b>Раздел 5. Конструкции доменных печей и оборудование</b>	
<b>доменных пехов</b> .....	518
<b>5.1. Профиль доменной печи</b> .....	519
5.1.1. Общее понятие о профиле .....	519
5.1.2. Основные размеры профиля и его составные части .....	520
5.1.3. Развитие профиля доменной печи .....	522
5.1.4. Определение размеров профиля .....	533
<b>5.2. Конструкции доменной печи</b> .....	543
5.2.1. Фундамент .....	543
5.2.2. Металлоконструкции .....	545
5.2.3. Колонны и опорные кольца .....	548
5.2.4. Кожух .....	549
5.2.5. Колошниковое устройство .....	553
5.2.6. Газоотводы .....	555

<b>5.3. Кладка доменной печи и ее конструкции</b> .....	555
5.3.1. Кладка лещади .....	559
5.3.2. Горн печи .....	566
5.3.3. Оборудование горна .....	567
5.3.4. Кольцевая воздухоподводящая труба и воздухопровод горячего дутья .....	577
5.3.5. Заплевники .....	578
5.3.6. Распар и шахта .....	581
5.3.7. Защитное крепление колошника и купола шахты .....	583
<b>5.4. Охлаждение доменной печи</b> .....	585
5.4.1. Основные способы охлаждения .....	585
5.4.2. Конструкции охлаждательных приборов .....	593
5.4.3. Охлаждение лещади .....	596
<b>5.5. Загрузочные устройства доменной печи</b> .....	600
<b>5.6. Загрузка доменных печей</b> .....	622
5.6.1. Рульный двор. Бункерные эстакады для хранения шихты. Оборудование для транспортировки ее в бункера .....	622
5.6.2. Системы набора, взвешивания и подачи шихты на колошник .....	626
5.6.3. Оборудование подбункерного помещения и скиповой ямы. Питатели рудных и коксовых бункеров, грохоты для отсева мелочи .....	630
5.6.4. Колошниковые подъемы .....	639
<b>5.7. Литейный двор и его оборудование. Технологический транспорт для уборки продуктов плавки и их разливки</b> .....	643
5.7.1. Общее устройство литейных дворов .....	643
5.7.2. Желоба для выпуска продуктов плавки .....	648
5.7.3. Механизмы для обслуживания горна доменной печи .....	651
5.7.4. Механизация работ на литейном дворе .....	657
5.7.5. Механизация трудоемких работ .....	661
5.7.6. Технологический транспорт .....	662
5.7.7. Разливочные машины .....	667
<b>5.8. Воздухонагревательные аппараты</b> .....	671
5.8.1. Устройство и работа воздухонагревателя. Совершенствование его конструкции .....	671
5.8.2. Огнеупорная кладка .....	675
5.8.3. Оборудование воздухонагревательных аппаратов .....	681
<b>5.9. Очистка доменного газа</b> .....	692
5.9.1. Общая характеристика газоочистки .....	692
5.9.2. Труба и полутонкая очистка газа .....	693
5.9.3. Тонкая очистка газа .....	696
5.9.4. Очистка газа в трубах-распылителях и дроссельная группа .....	698

<b>Раздел 6. Эксплуатация доменных печей</b> .....	702
<b>6.1. Организация сырьевого хозяйства в доменном цехе</b> .....	702
6.1.1. Шихтовые материалы и подготовка их к плавке в цеховых условиях .....	703
6.1.2. Качество кокса .....	703
6.1.3. Складирование, уśredнение сырых материалов и загрузка их в доменную печь .....	705
<b>6.2. Технология доменного производства</b> .....	706
6.2.1. Ровный ход .....	707
6.2.2. Контроль работы печи по визуальным наблюдениям .....	709
6.2.3. Контроль работы печи по данным контрольно-измерительных приборов .....	710
6.2.4. Регулирование хода доменной печи различными методами .....	714
6.2.5. Регулирование режима горна изменением высоты и параметров воздушных фур .....	728
6.2.6. Автоматизация и механизация доменного производства .....	729
<b>6.3. Расстойка хода доменных печей</b> .....	730
6.3.1. Холодный ход .....	771
6.3.2. Горячий ход .....	733
6.3.3. Подписание шихты и меры по его предупреждению .....	734
6.3.4. Загромождение горна .....	737
6.3.5. Образование настывлей .....	738
6.3.6. Аварии на доменных печах .....	740
<b>6.4. Задвка и выдвка доменных печей</b> .....	741
6.4.1. Задвка печи .....	741
6.4.2. Раздувочный период .....	744
6.4.3. Остановка доменной печи .....	748
6.4.4. Выдвка доменной печи .....	751
<b>6.5. Правила обслуживания доменных печей в особых условиях работы</b> .....	754
<b>Раздел 7. Перспективы развития доменного производства</b> .....	757
<b>Рекомендуемая литература</b> .....	767
<b>Приложение</b> .....	768

## ПРЕДИСЛОВИЕ

В 1978 и 1989 году вышли в свет первое и второе издания учебника для студентов металлургических вузов «Металлургия чугуна». Книга получила положительный отзыв специалистов и являлась учебным пособием для студентов, обучающихся по специальности «Металлургия черных металлов».

Между тем в последнее десятилетие XX века в технологии производства чугуна произошли крупные изменения. Сместились производственные приоритеты, решающие позиции заняли проблемы ресурсосбережения и особенно энергосбережения, на второй план отошли вопросы роста производительности. Больше внимание стало уделяться показателям качества продукции, взаимосвязям производства с окружающей средой. Все это потребовало внести определенные коррективы в содержание учебника.

В третьем издании учебника значительно расширен раздел, посвященный истории производства чугуна и железа. Приведены новые данные о сырьевой базе металлургии. С учетом растущего значения комплексного использования сырья значительно расширен подраздел, в котором излагаются процессы восстановления попутных элементов. Основательно переработан материал, посвященный процессам, протекающим в горне доменной печи, и проблемам движения материалов и газов в печи. Впервые в отечественной литературе полностью изложен метод расчета показателей доменной плавки, разработанный А. Ристом. В учебник введены новые главы по вопросам эксплуатации печей и изложению проблемы «атлгодоменное производство и окружающая среда».

За время, прошедшее с момента выхода второго издания, ушли из жизни авторы профессора Е. Ф. Вегман и А. Н. Похвиснев. В процессе подготовки третьего издания было сделано все возможное, чтобы бережно сохранить материалы, подготовленные в свое время этими замечательными учеными-металлургами. В то же время к работе над учебником были привлечены их ученики И. Ф. Курунов, А. Е. Пареньков и П. И. Черноусов.



При подготовке третьего издания авторы старались использовать последние достижения металлургической науки и практики агломенного производства, учесть все замечания читателей по содержанию и методике изложения материала второго издания учебника.

*Заслуженный деятель науки Российской Федерации,  
профессор, доктор технических наук Ю. С. Юсфин*

## Раздел 1

# ИСТОРИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

«Когда варвар, продвигаясь вперед шаг за шагом, открыл самородные металлы и научился плавить их в тигле и отливать в формы, когда он <...> создал бронзу и, наконец, когда еще большим напряжением мысли он избрал горн и добыл из руды железо — левый десятых борьбы за цивилизацию было выиграно».

*Льюис Генри Морган*

Периодизацию истории человечества принято осуществлять на основе достижения цивилизацией определенного уровня развития, т. е. типа орудий труда и идущих на их изготовление материалов. Такая естественно-историческая периодизация, общепринятая в настоящее время, была предложена в 1816 г. Кристианом Юргенсоном Томсеном (1788—1865), датским археологом, коммерсантом и филантропом, получившим всемирную известность в качестве знатока древней истории человечества.

Особой заслугой Томсена является последовательная систематизация археологических находок. Распределяя их в хронологическом порядке в зависимости от материала, из которого они были изготовлены, Томсен разделил антропогенную историю на три периода — «века»: каменный, бронзовый и железный. После того, как в конце XIX в. французским химиком Пьером Бертелло было установлено, что наиболее древние из известных металлургических изделий были изготовлены не из бронзы, а из меди, к хронологической таблице был добавлен еще один век — медно-каменный, и она таким образом приобрела хорошо известную современную форму (таблица). Нетрудно заметить, что многие важнейшие революционные события в развитии цивилизации хронологически совпадают, а часто и непосредственно связаны с освоением новых металлургических технологий, новых металлов и сплавов.

Итак, согласно общепринятой строгой естественно-исторической классификации, в настоящее время мы живем в железном веке, поскольку именно железо и его сплавы являются основным конструкционным материалом современной цивилизации. Несмотря на быстрое развитие производства конструкционных пластмасс, алюминия и цемента, на ближайшую перспективу (по крайней мере 100—200 лет) железо, безусловно, сохранит эти ведущие позиции.

# Некоторые важнейшие события в истории цивилизации и металлургии

Основные металлы	Исторические эпохи и периоды		Время, лет	Важнейшие достижения в истории цивилизации	Развитие металлургии		
Сталь	Железный век	Новейшая история		1900	Броненосный флот	Появление электростале- плавильной печи	
Чугун		Новое время		1800	Железнодорожный транспорт	Изобретение агломерационных процессов	
				1700	Революция в естествознании	Появление конвертера и марте- новской печи	
				1600	Начало промышленной революции	Первые датированные открытия металлов металлурга- ми А. Кронстедтом, Г. Брандтом	
Ковкое железо		Позднее	Средневековье	1350	Книгопечатание	Огнестрельная техника	Каменноугольный кокс
		Раннее					Формирование двухстадийной схемы «чугун—сталь» Первое описание прокатного стана Леонардо да Винчи
				500	Первые университеты	Доменная печь	Первые профессиональные гильдии металлургов
				Появление стремени	Волочение железной проволоки		

		Латенский период		Древний мир	↑ Новая эра • ↓ До новой эры 500	Алхимия (первое глубокое обобщение научных знаний)  Начало монетного обращения	Первые специализированные производства в металлургии (Римская империя)  Начало переработки шлаковых отвалов (Древняя Греция)
		Галльштадтский период					
Бронза	Бронзовый век				1200	Появление длинного железного меча Письменность Колесные повозки	Синтетический чугун (Индия, Китай) Сыродутный горн Создание системы рециклинга металлолома (Египет) Оловянная бронза Мышьяковая бронза
		Поздний Ранний					
Медь	Каменный век	Хальколит	Эпоха шлифованного камня	Первобытное общество	3000	↑ Патриархат • ↓ Матриархат	Литейное производство
		Неолит			6500	Предписьменность «Неолитическая революция»	
Самородные золото и медь			Эпоха тесанного камня		10000	Начало термообработки изделий	Тигельная плавка
		Мезолит			40000	Использование красок из минералов железа и меди	
		Палеолит			2,5 мл. лет	Использование гематитовой краски для защиты от насекомых	Ковка самородных металлов

## 1.1. ДРЕВНЯЯ МЕТАЛЛУРГИЯ

### 1.1.1. Закономерности появления и развития металлургии

По современным представлениям, первыми металлами, с которыми мог познакомиться древний человек, были так называемые «самородные» металлы — золото и медь.

Отметим, что не только благородные металлы могут присутствовать в самородной форме, известно, что в виде чистого металла в природе обнаружены железо, цинк и алюминий. Самородное (теллурическое, от лат. «Tellus» — Земля) железо встречается в виде мелких листочков и чешуек, вкрапленных в горные породы, чаще всего в базальты. Оно может также образовывать небольшие сплошные кусочки неправильной формы. В XIX в. самородное железо находили, например, вблизи побережья Гренландии (о. Диско), в Германии (г. Кассель), во Франции (провинция Овернь), в США (штат Коннектикут). Теллурическое железо всегда содержит значительное количество никеля, а также примеси кобальта, меди и платины (от 0,1 до 0,5 мас. % каждого элемента); оно, как правило, очень бедно углеродом.

Известны также находки самородного чугуна, например, на островах Русский (зап. Петра Великого) и Борнео (Малайский архипелаг), а также в бухте Авария-Бэй (Новая Зеландия), где самородный чугун был представлен минералом когенитом — железо-никель-кобальтовым карбидом. По современным представлениям, теллурическое железо и чугун могли образоваться при взаимодействии высокотемпературной расплавленной магмы с каменным углем или при подземных пожарах угольных пластов на поверхности их контакта с железной рудой.

Собственно металлургическое производство, т. е. процесс извлечения (экстракции) металлов из руд, берет свое начало в эпоху «неолитической революции» (10–6 тыс. лет до н.э.), когда человечеством была освоена технология термической обработки изделий. Первыми изделиями, полученными по этой технологии, были керамические, а первым термическим агрегатом — костер без принудительного дутья, обеспечивающий температурный уровень 600–700 °С. С этого момента начинается рост температурного потенциала цивилизации, т. е. температурного уровня процессов термообработки изделий и извлечения металлов из руд (рис. 1.1). Нетрудно заметить «ступенчатый» характер кривой роста температуры. Скачки в ходе кривой отражают освоение и внедрение в производство новых более совершенных термических устройств, полные участки монотонного медленного уве-

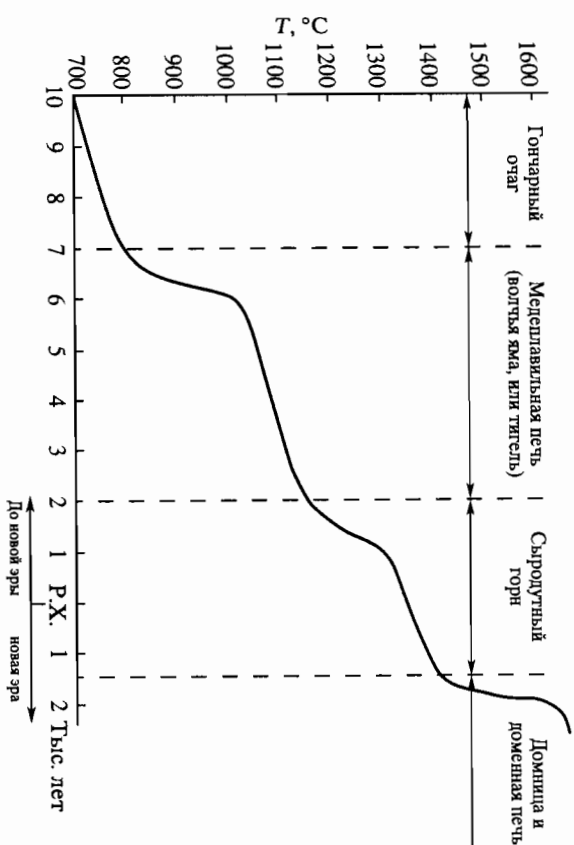


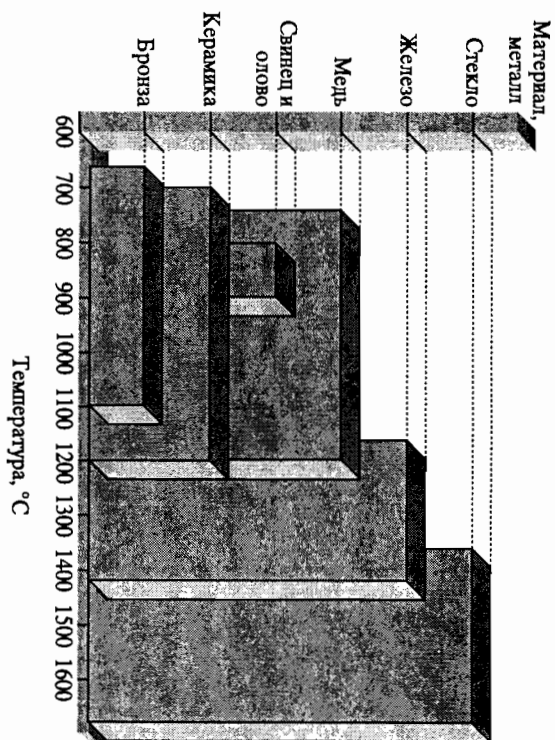
Рис. 1.1. Изменение температурного уровня процессов экстракции металлов из руд в основных металлургических агрегатах

личения потенциала связаны с постепенным усовершенствованием конструкции уже известных агрегатов.

Температуры, необходимые для экстракции некоторых металлов из руд и термомеханической обработки основных материалов и металлов древности, приведены на рис. 1.2. Для производства того или иного материала человечество должно достигнуть определенного прогресса в развитии конструкций термических устройств и технологии термообработки. Основные металлургические агрегаты обеспечивали определенный температурный уровень (табл. 1.1).

Однако достижение определенного температурного потенциала не является достаточным условием для производства нового материала (металла) и изделий из него, необходимы также:

- знания о минералах, содержащих извлекаемые металлы, или о минералах, использование которых совместно (в виде шихты, представляющей собой совокупность твердых сыпучих материалов, заправляемых в металлургический агрегат) позволяет получить металл (сплав) с требуемыми свойствами;
- знания конструкции агрегата, предусматривающей не только обеспечение необходимой температуры, но и условия для восстановления металла из его рудного минерала (как правило, оксида);



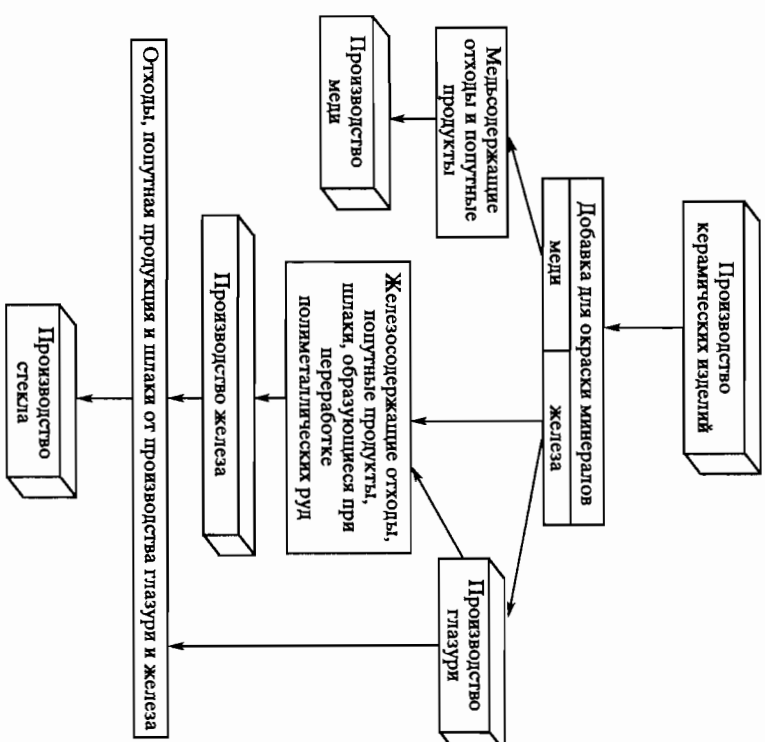
**Рис. 1.2.** Температурный уровень процессов изготовления и производства основных материалов и металлов

- навыки и умения механической и термической обработки вновь получаемых металлов или материалов для придания им соответствующего товарного вида и потребительских качеств.
- Исходя из вышеказанного, наиболее вероятным представляется постепенное «открытие» новых материалов и металлов первоначально в качестве побочных продуктов или отходов уже освоенных ранее производств (рис. 1.3).

**Основные металлургические агрегаты**

*Таблица 1.1*

Тип агрегата	Температурный уровень, °C
Костер без принудительного дутья	600–700
Гончарный очаг (горн) – печь с принудительным дутьем	700–950 (впоследствии – до 1200)
«Волчья яма» – агрегат для экстракции металлов из руд	900–1200
Сырчатый горн	До 1350
Доменная и печь Эдуэлла для стекловарения	До 1450
Доменная печь	> 1450



**Рис. 1.3.** Схема постепенного освоения новых материалов и металлов

Близкое «общение» человека с металлами насчитывает не менее 12 тыс. лет, однако древнейшие археологические находки металлургических предметов имеют существенно менее почтенный возраст. Древнейшие изделия из золота и меди датируются 7-м тысячелетием до н. э., из свинца и рудного железа – 6-м тысячелетием до н. э., из серебра – 5-м тысячелетием до н. э.

Разница в несколько тысячелетий между предполагаемым знакомством человека с металлами и известными их раритетами, по мнению специалистов, объясняется чрезвычайной редкостью и высокой ценностью металлургических изделий в те далекие времена, что не позволяло помещать их в захоронения даже самых уважаемых членов общества. Однако, с точки зрения проблемы использования ресурсов, вышеупомянутое обстоятельство можно оценить и по-другому. Вопрос об

отходах металлургического производства имеет такой же возраст, как и сама металлургия. Рано или поздно металлургические изделия теряли свои потребительские качества, даже в те времена, когда они использовались только в виде украшений. Но в отличие от предметов из камня и керамики, разрушение которых было необратимым, металлургические изделия могли быть восстановлены. Таким образом, с освоением технологий экстракции и металлообработки человечество вступило в эпоху принципиально новых производственных отношений — эпоху глобального рециклинга ресурсов.

Для овладения технологией широкого кустарного (в современном понимании этого слова, а для эпохи Древнего мира — промышленного) производства бронзы человечеству понадобилось не менее 2 тыс. лет, а для железа — от 3 до 5 тыс. лет. В результате началом железного века большинство ученых считают ~1200 г. до н.э.

Период с 1200 до 500 г. до н.э. получил название «талышталтского», или раннего железного века. Его название происходит от небольшого городка *Hallstatt* в Австрии, вблизи которого в середине XX в. профессором Феттерсом (Австрия) и Шабером (Германия) были проведены обширные археологические раскопки. Талышталтский период, как правило, определяется как переходный от бронзового века к собственно железному. В это время общее количество изделий из бронзы существенно возрастает по сравнению с предыдущей эпохой, а железо лишь постепенно «осваивает» все новые виды орудий труда и только к концу талышталтского периода становится металлом цивилизации номер один.

Латенский период железного века происходит также от географического названия — залива Ла-Тен Невшаттельского озера (Швейцария). Данный период характеризуется полным вытеснением железом всех остальных известных в то время металлов из военной и производственной сфер.

## 1.1.2. Древние металлы

В настоящее время наиболее распространена следующая версия знакомства человека с металлами. Вначале наши пращуры обратили внимание на самородные золото и медь. Затем они позаканились с метеоритным железом и самородным серебром. Следующим шагом на пути прогресса стали добыча рудного (жильного) золота и выплавка меди из легковосстановимых руд. В дальнейшем были изобретены способы производства меди, свинца, серебра и ртути из сульфидных руд. После этого освоены технологии получения бронзы и рудного железа. Наконец, еще одним металлом, открытым челове-

ством, стало олово. Перечисленные металлы получили особое название — «семь металлов Древности».

Первыми рудными месторождениями, освоенными человеком, были золотые россыпи. Золотые самородки находились в массе песков и травяни и представляли собой продукты разрушения торных лоточных пород, которые в течение длительного времени подвергались действию речных потоков. Добыча и металлургия золота поднимались на новую ступень развития в эпоху Римской империи, когда в торно-металлургических технологиях стала применяться ртуть.

Золото сыграло выдающуюся роль в развитии цивилизации. При добыче жильного золота были созданы технологии, применявшиеся затем при разработке месторождений других металлов: серебра, меди, свинца, олова, ртути и железа. Золото стало первым металлом, который научились обрабатывать холодной ковкой, из него стали отливать изделия и получать проволоку.

По существу, все металлургические технологии, применявшиеся в эпоху Древнего мира к серебру, меди, свинцу, олову и ртути, были первоначально отработаны на золоте. В ряду древних металлов исключением из правил являлось железо, технологии извлечения которого из руды и термомеханической обработки стали новой ступенью в развитии металлургии.

Металлическое серебро впервые получили из жил в породах, а не промывкой речных песков, поскольку в отличие от золота извлечение серебра из них затруднено. Именно этим можно объяснить тот факт, что в медном веке серебро ценилось дороже золота. Дешевле золота серебро стало лишь после того, как древние мастера освоили процесс его получения из свинцовых руд.

Свинец от большинства других металлов отличают присутствие его в природе в виде довольно непрочных химических соединений, а также низкая температура плавления. Наиболее распространенный минерал свинца — галенит. Мягкость свинца не позволяла ему конкурировать с медью, бронзой или железом в качестве материала для производства орудий труда. Но он оказался прекрасным материалом для изготовления труб и деталей водопроводов. Построенные в Вавилоне и признанные одним из семи чудес света висячие сады Семирамиды орошались водой через сложную систему колодцев и труб, сделанных из свинца.

Основным ртутным минералом и единственным, образующим рудные скопления, является киноварь. Это красивый камень, словно покрытый аллыми пятнами крови. Отсюда и происходит его название («*kipnabati*» в переводе с греческого «кровь дракона»). Киноварь бы-

ла одной из первых минеральных красок, освоенных человеком; ее использовали в Древнем мире практически повсеместно. Широкое применение ртуть в металлургии Древнего мира началось после того, как была открыта ее способность, подобно свинцу, экстрагировать и концентрировать золото. Благодаря свинцу и ртути были заложены основы технологии рафинирования металлов.

Задолго до знакомства с медью в виде металла человек научился распознавать многие ее минералы, так как они часто располагаются непосредственно на поверхности земли и имеют яркую окраску. Это, например, малахит, бирюза, азурит, хризоколла и др. Несколько позднее человек познакомился с сульфидом меди — халькопиритом (от греч. «халькос» — медь и «пирос» — огонь), который и стал основной медной рудой в эпоху Древнего мира. Для освоенных первых месторождений меди в Азии и Европе характерно присутствие минералов никеля и мышьяка. Поэтому древние предметы из рудной меди содержат значительное количество никеля (иногда до 5 мас.%) и мышьяка (до 2 мас.%).

Наиболее древний способ плавки медной руды — тигельный: руду смешивали с древесным углем и помещали в тигли, изготовленные из глины, перемешанной с костной золой. Тигли были небольшие — их диаметр составлял 10–15 см.

При всех своих достоинствах медь имела и очень существенный недостаток: медные инструменты быстро затуплялись. Поэтому на протяжении медно-каменного века (хальколита) камень успешно конкурировал с медью, что и нашло отражение в названии века. Решающий шаг в переходе от камня к металлу был сделан после изобретения бронзы.

Первые бронзы были мышьяковыми. Минералы мышьяка часто присутствуют в медных месторождениях. Эти минералы, например реальгар и аурипигмент, обладающие ярким цветом, были известны человеку еще в каменном веке. Реальгар из-за оранжево-красного цвета считался магическим камнем, а аурипигмент ассоциировался с солнцем. Сплавы с некоторым содержанием мышьяка получался естественным путем уже при производстве меди. Положительное влияние присутствия в шихте минералов мышьяка на качество выплавляемого металла было рано замечено древними металлургами: в некоторых регионах производство мышьяковых бронз началось еще в 5-м тысячелетии до н. э. Ранний бронзовый век представляет собой эпоху безраздельного господства мышьяковой бронзы.

Олово пришло на смену мышьяку только во 2-м тысячелетии до н. э. Оно не присутствует в природе в самородном виде, а его единст-

венный промышленный минерал касситерит (от греч. «касситерос» — олово) является трудновосстановимым и малораспространенным. Тем не менее и этот минерал был известен человеку уже в глубокой древности, так как касситерит является спутником (хотя и редким) золота в россыпных месторождениях.

По-видимому, впервые оловянная бронза была произведена из полиметаллической руды, добытой из глубинных участков медных месторождений, в состав которой наряду с сульфидами меди входил и касситерит. Преимущество оловянной бронзы перед медью и мышьяковой бронзой заключались в высокой твердости, коррозионной стойкости и прекрасной полируемости. Создавать многие предметы быта и оружие стало возможным только после освоения технологии производства и обработки оловянной бронзы. Это относится, например, к изготовлению длинных мечей, бритвенных ножей и особенно к полированным зеркалам. Можно сказать, что появление оловянной бронзы ознаменовало переворот в древней магии.

Освоение технологии производства бронзовых изделий существенно обогатило знания древних металлургов. При выплавке бронзы впервые была освоена технология составления шихты из нескольких компонентов, а при обработке сплава стали применяться горячая ковка и закалка изделия.

### 1.1.3. Минералы железа в древней истории

История первобытного общества была неразрывно связана с камнем и изделиями из него. Возраст древнейших каменных орудий около 2,5 млн. л. Именно в камне была впервые найдена и воплощена форма таких известных орудий труда, как топор, серп, нож, молоток.

К моменту первой выплавки металла процессы поиска, добычи камней и изготовления из них орудий труда достигли небывалых высот и превратились в настоящую индустрию. Были известны в древности и минералы железа, обладавшие ярко выраженными поисковыми признаками. Это, прежде всего, лимонит, гематит, сидерит и пирит.

На земной поверхности железо в двухвалентной форме медленно выщелачивается из горных пород водами, содержащими растительные гумусовые кислоты. На открытых местах, в насыщенной кислородом воде озер, лугов и болот, оно окисляется до трехвалентного и осаждается в виде нерастворимого осадка, образуя «озерные», «луговые» и «дерновые» руды. По-видимому, именно лимонит во всем многообразии проявлений и стал первой рудой, из которой люди научи-



лись извлекать железо. Название минерала происходит от греческого «леймон» — заливной луг или болото.

Гематит получил свое название от греческого слова «гэма» — кровь, что связано с вишневым или сурручно-красным цветом минерала. Синонимы гематита — «кровавик», «красный железняк». Плотный гематит — великолепный минерал для вырезания различных фигурок. Именно от гематита происходит слово «тема», обозначающее резной камень. Другой сферой применения гематита была медицина. Знаменитый медик античности Диоскор называл гематит в числе пяти главных камней для врачевания (наряду с янтарем, лазуритом, нефритом и малахитом).

Вначале гематит применяли в виде минеральной краски, которая наносилась на тело для опутывания кровососущих насекомых. Древнейшая находка гематитовых красок в захоронениях датируется примерно 40 тыс. лет до н.э. Практически все известные человечеству фрески каменного века, созданные 15–20 тыс. лет назад, написаны красными и коричневыми оксидами и гидроксидами железа.

Название минерала сидерита происходит от греческого слова «сидерос» — железо (которое, в свою очередь, означает «звезда», т. е. железо — это звездный металл, приходящий с неба). Особенно большое значение сидеритовые руды сыграли в развитии металлургии железа раннего Средневековья, когда главным центром его производства стали Альпы.

Широко применяемый в древности минерал пирит относится к классу сульфидов. Его название происходит от греческого слова «пиррос» — огонь, огнеподобный. От удара по нему появляются искры, поэтому в древности кусочки пирита служили идеальным кресалом.

#### 1.1.4. Распространение технологии извлечения железа из руд

По современным представлениям, первоначально металлургия железа появилась не в одном, а в нескольких регионах. Чаше родины технологии экстракции железа из руд называют Малую Азию и предгорья Гималаев в истоках Инда (так называемое Пятиречье — «Пенджаб»), реже — Индокитай и Алтайско-Уральский регион.

Считаются древнейшими (датируемые 6-м тысячелетием до н.э.) предметы из железа рудного происхождения — небольшие крицы, выплавленные в тиглях, обнаружены при раскопках Аладжа-Хюка в Анатолии (территория современной Турции). Поэтому первооткрывателями технологии производства железа из руд, как правило,

считаются хатти — индоевропейские племена, называвшие железо «хапалки». Высокий уровень добычи и применения железа явился отличительной особенностью производственной культуры хаттского, а затем и хеттского общества (хетты заселили территорию Анатолии во 2-м тысячелетии до н.э.) в сравнении с другими наиболее развитыми цивилизациями Древнего мира.

Прямыми наследниками хеттских металлургических традиций многие историки признают расенов, как они называли себя сами, или этрусков, как их называли римляне. В X–V вв. до н.э. этрусские государства составляли наиболее могущественный союз Северной Италии.

Этруская металлургия базировалась на трех крупнейших для того времени полиметаллических месторождениях: на севере металлосодержащие рудники располагались в районе Сиены, на юге — в горах Толфау Чивитавеккья. Главным же районом добычи руд, прежде всего железных, был остров Ильва (современная Эльба). Реки называли этот остров Этальия («дымный») из-за сильного дыма от множества плавиных печей. Историк Диодор Сикул сообщает, что издали вместо острова виднелась лишь «густая пелена дыма».

Археологи обнаружили на земле этрусков шахты, тоннели, конусообразные плавилины и гигантские кучи шлака. Шахты оказались настолько богатыми, что их стали снова эксплуатировать во время Второй мировой войны на нужды итальянской военной промышленности. Итальянские исследователи подсчитали, что за период своего 200-летнего расцвета (VI–V вв. до н.э.) этруски выработали по крайней мере полмиллиона тонн железа.

Необходимо отметить, что добываемая на Ильве руда представляла собой минерал сидерит. При его термообработке выделялось большое количество углекислого газа, что затрудняло ход плавки. Поэтому процесс проводили в две стадии: сначала руду обжигали в открытых печах простой конструкции, а потом плавили в сырцовых горнах для получения кричного железа. Такая обработка руды требовала больших затрат древесного угля, и леса на острове были быстро вырублены. После этого производство железа переместилось на материк.

По распространенной в настоящее время теории хаттский термин для обозначения железа — «хапалки» через финикийское слово «парциллум» вошел в этрусский язык как «феррум». Римляне заимствовали это название и производили его как «феррум». Именно так теперь называют железо в качестве химического элемента. Возможно, русское слово «железо» происходит от древнехаттского корня и иранского слова «жальжа» (по другой версии основу слова составляет древнеславянский корень «лез» (лезвие) или «рез» (резать)).

Ослабление этрусского государства связано с постоянным давлением на него с севера кельтских племен, располагавших высокоразвитой металлургической индустрией. В I в. до н.э. Этрурия была поглочена набравшей силу Римской империей.

Ролью кельтов в истории человечества, так же как хеттов и этрусков, ученые заинтересовались совсем недавно, около полувека назад. Сегодня кельтская цивилизация считается вершиной европейской предыстории, первой разновидностью общевропейской культуры. Эпоха между 800 и 400 г. до н.э. известна как время расселения кельтов по территории Европы. В период наивысшего расцвета кельтской цивилизации их «государство» располагалось на территории современной Франции, Бельгии, Швейцарии, Германии, Австрии, Италии, Британии, Чехии, Венгрии, Болгарии и Турции.

Основу кельтской экономики составляли скотоводство, горное дело и металлургия. Горное производство размещалось главным образом в шедрах на ископаемые ресурсы Альпах. Здесь кельты добывали железо, медь, олово, свинец, ртуть, в том числе и из глубоко залегающих (свыше 100 м глубиной) месторождений. В Альпах были построены первые в Европе соляные шахты.

Достижения кельтов не были бы возможны без развития металлургического производства, дававшего орудия труда для всех остальных отраслей хозяйства. Экспериментальное воспроизведение кельтской металлургии показало, что в их сырцовых горнах можно было достичь температуру до 1400 °С.

Высочайших результатов достигли кельты в изготовлении так называемых «наварных» изделий, у которых на мягкую железную подоснову наваривалось (методом печной или кузнечной сварки) стальное лезвие. Длинные (до 80 см) мечи, изготовленные таким способом, были страшным оружием того времени. Сталь для «остативания» оружия и инструментов кельты получали главным образом науглероживанием железа в пламени древесного угля. Однако существовал и гораздо более эффективный способ, о котором сообщает древнегреческий историк Диодор Сицилийский из Агринона: «Они (кельты. — *Прим. авт.*) закапывали прокованные железные пластины в землю и держали их там до тех пор, пока ржавчина не съела все слабые части. Из оставшихся более прочных частей они ковали свои превосходные мечи и другое оружие. Изготовленное таким образом оружие разрезает все, что попадает на его пути, ибо ни щит, ни шлем и ни тем более тело не могут противостоять удару этого оружия, настолько велики преимущества такого железа...».

Дело в том, что полученная в горне железная крица была очень неоднородна по химическому составу. Она представляла собой смесь железа и стали и даже после тщательной проковки участки с низким содержанием углерода чередовались с участками с высоким содержанием углерода. Такая неоднородность была причиной неравномерной коррозии, так как во влажной земле участки с низким содержанием углерода окисляются намного быстрее. После длительного пребывания в земле мягкие участки крицы разрушались и оставалась сталь. Этот дорогой и длительный процесс получения стали кельтские кузнецы использовали в особых случаях, когда надо было изготовить оружие особо высокого качества.

В современном английском и немецком языках для обозначения железа применяются слова, восходящие к кельтскому термину «изарн». Предполагается, что в немецкий язык кельтское «*isarn*» попало в результате постепенной трансформации через древнегерманское «*eisarn*» в современное «*eisen*».

В средневековой Англии в употреблении были несколько слов, обозначающих железо и созвучных кельтскому прообразу: «*isetp*», «*isen*» и «*igen*». Современное «*iron*» стало общепотребимым в середине XVII в.

### 1.1.5. Древние технологии экстракции железа

Способы производства железа (стали) из руд в тиглях, помещенных в специальные горны (подобные древнейшим торнам, применявшимся для изготовления керамических изделий), и в ямах, названных в Западной Европе «волчьими», были первыми в истории цивилизации. Оба способа являются металлургическими приемами, унаследованными от освоенного ранее производства меди и бронзы, с существенными усовершенствованиями, связанными с природными отложениями руд металлов и их поведением в ходе плавки.

**Тигельная плавка.** Тигельная плавка металлов в домашнем очаге представляла собой общедоступный кустарный способ производства; с освоением же технологии получения металлов в «волчьих ямах» металлургия становится особым ремеслом — первой настоящей самостоятельной индустрией в истории цивилизации. Однако необходимо отметить, что архаичная «волчья яма» уже к началу новой эры была практически повсеместно вытеснена гораздо более прогрессивным металлургическим агрегатом — сырцовым горном, тигельный же процесс выплавки железа из руд получил дальнейшее развитие (преж-

де всего в странах Азии), поскольку позволял, хотя и в небольших количествах, получать сталь высочайшего, даже по современным стандартам, качества.

Для плавки применялись тигли цилиндрической формы, высотой до 1,2 м и внутренним диаметром до 12 см. Толщина стенок составляла от 2 до 4 см. Материалом для изготовления тиглей служила специальная смесь из песка и жаростойкой глины. Тигли изготавливались по «шаблону» — матерчатому чулку. Они могли выдерживать температуру до 1650 °С. Сверху тигли закрывались полусферическими крышками с отверстиями в центральной части для выхода газов во время плавки.

В состав шихты входили: железная руда, древесный уголь и флюсы, из которых наиболее часто использовался доломит. Все шихтовые материалы предварительно дробились до крупности лесного ореха и тщательно перемешивались. Шихту загружали в предварительно обожженные тигли, которые помещались в горн и частично засыпались гравием для устойчивости и равномерного прогрева. Выступавшие над гравием части тиглей обжидывались древесным углем, камышом и кустарниковыми растениями, создававшими при горении высокую температуру. По мере повышения температуры в тигле начинался процесс восстановления оксидов железа углеродом древесного угля, затем плавился шлак и, наконец, свежеевосстановленное железо.

Окончательный состав стали формировался в нижней части тигля в результате просачивания капель металла через слой ранее образовавшегося и более легкого шлака. Тигель оставался в горне после окончания процесса до полного остывания. Остывший слиток металла извлекали, разбивая тигель. Его масса редко превышала 2–3 кг, но этого количества было вполне достаточно для изготовления клинка или деталей доспехов.

Секрет высокого качества тигельной стали заключался в длительном контакте сначала крицы, а позднее — расплавленного металла с железистым шлаком. При этом из металла в шлак переходили наиболее вредные, с точки зрения качества металла, примеси: фосфор и сера.

**Сыродутный горн** (рис. 1.4) стал первым металлургическим агрегатом, специально предназначенным для производства железа из руд. Его конструкция являлась следствием стремления древних металлургов повысить интенсивность поступления в агрегат воздуха, что было необходимым условием для увеличения температуры процесса.

Сначала для экстракции железа из руды использовали «вогчыи ямы», их иногда применяли еще в начале новой эры. Например, в ямах диаметром до 1,5 м и глубиной до 0,6 м обрабатывали железную

руды германские племена. Ямы обязательно устраивались в местах интенсивного естественного движения воздуха: на холмах, в предгорьях, лесных просеках. Однако очень быстро пришли к тому, что наиболее эффективным способом усиления дутья является сооружение над ямой надстройки — своеобразной аэродинамической трубы.

В основании древнейших из известных сыродутных горнов располагались все те же круглые ямы, стенки которых были обмазаны толстым слоем глины. Именно к ямам подводились каналы для нагнетания в агрегат воздуха. Над ямами из прутьев сплетали коническую конструкцию, которую затем обмазывали огнеупорной глиной. Впоследствии сыродутные горны перестали сильно углублять в землю, что значительно облегчило их обслуживание.

По данным последних археологических исследований, первые сыродутные горны появились в начале 2-го тысячелетия до н. э. Широкое, практически повсеместное распространение они получили в латенском периоде железного века, т. е. в V–I вв. до н. э.

Название горна «сыродутный» (сырое дутье) появилось в середине XIX в., когда для подачи воздуха в доменные печи стали использовать мощные паровые машины, а сам воздух — подогревать. После этого архаичные печи, в которые дутье подавалось с помощью привода от водяных колес, а тем более за счет мускульной работы человека, быстро стали неконкурентоспособными. Именно такие печи получили название «сыродутные».

В настоящее время, с точки зрения истории металлургической техники, принято деление агрегатов для экстракции железа из руд по виду основного продукта процесса:

- «сыродутный горн» — агрегат, в котором при любых параметрах процесса может быть получено только кричное железо;
- «домница» — печь, в которой в зависимости от условий плавки можно было производить либо кричное железо, либо чугун, либо оба продукта одновременно;
- «доменная печь» — агрегат, в котором при любых параметрах плавки может быть выплавлен только чугун.

Другое название сыродутного горна, используемое в специальной литературе, — «низкий горн» — указывает на то, что его высота не превышала рост человека (т. е. составляла не более 1,5 м), и он легко обслуживался мастерами-металлургами вручную.

Температура нагрева материалов в сыродутных горнах не превышала 1300 °С, что является недостаточным для плавления получавшегося в результате процесса низкоуглеродистого железа. Поэтому продукт «плавки» была «крица», представлявшая собой пористый (по-

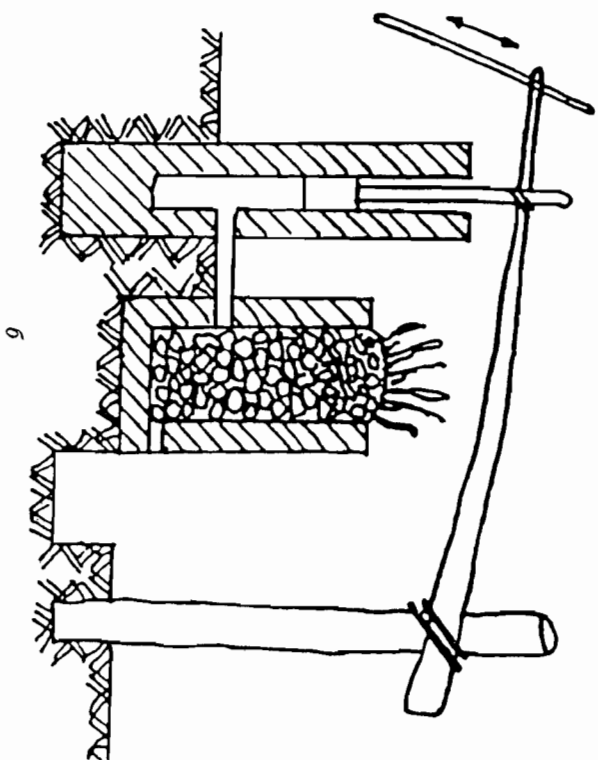
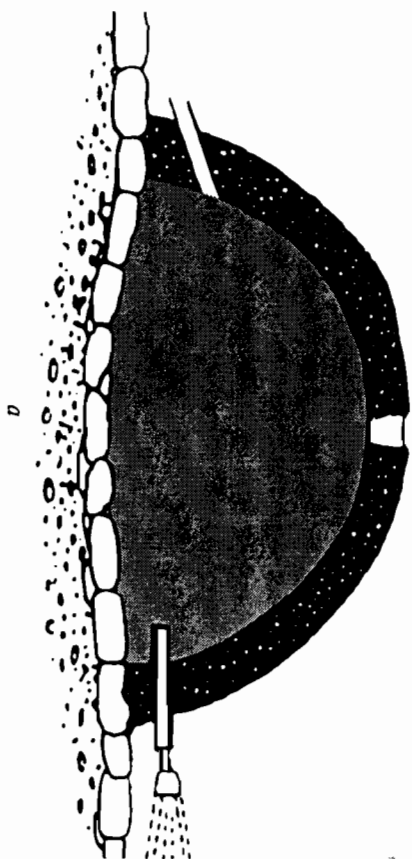
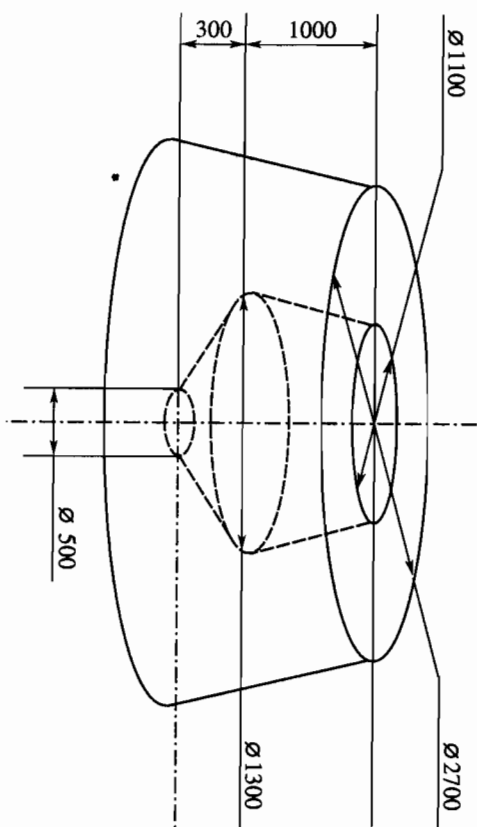
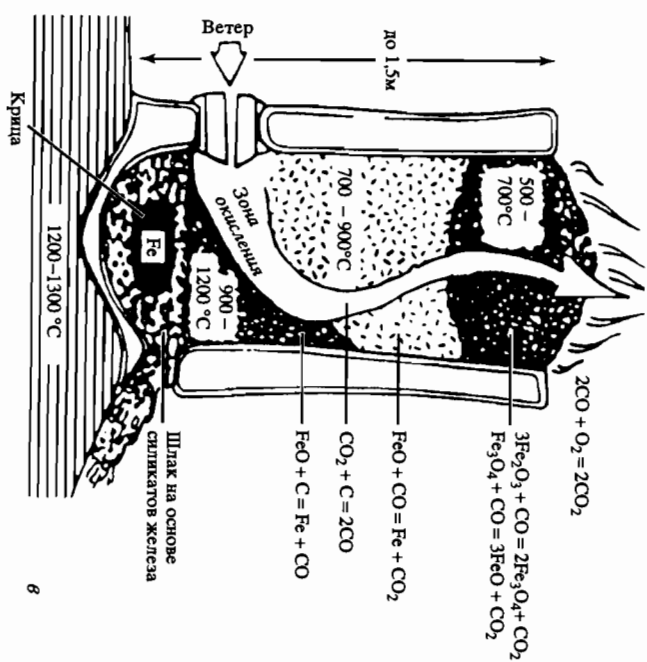


Рис. 1.4. Сыродутный горн

а — «переходная» форма от «вогчей ямы» к «низкому» горну;  
б — горн с ручной поршневой воздушной охлаждающей.



в — принципиальная схема сыродутного процесса;  
з — схема сыродутного горна (Индонезия, XIX в.)

хожий на гудку) материал — спек неравномерного по химическому составу железа со шлаком. Шлак постоянно вытекал из печи через специальный канал в ее нижней части. Отсюда происходит еще одно название сыродутного горна, особенно часто применяемое в немецкой литературе, — «печь с бегущим шлаком». Главной составляющей шлака, как и в случае тигельной плавки, был силикат железа, поэтому потери железа со шлаком были чрезвычайно высоки и достигали на начальном этапе освоения технологии 80% количества железа, загруженного в агрегат. Тем не менее сыродутный горн во многих регионах Азии и Африки просуществовал до конца XIX в., а народы некоторых отдаленных регионов (например, на островах Индийского и Тихого океанов) применяют его до сих пор.

Рассмотрим наиболее распространенную конструкцию сыродутного горна. Как правило, он строился из высокоогнеупорной глины на каркасе из плетеных прутьев. Для укрепления стенок печи часто применялись деревянные обручи, а иногда ее полностью помещали в деревянный сруб или обкладывали камнями. У славянских народов и в Скандинавии распространение получила конструкция, в которой нижняя часть печи располагалась в землянке, а верхняя незащително выступала над поверхностью земли.

Внутреннее пространство печи представляло собой два усеченных конуса с общим большим основанием (хотя нередко использовались и другие конфигурации: усеченные пирамиды, цилиндры и т. п.). Горн снабжался одним или несколькими глиняными фурмами — соплами (от старослав. «сопеть», т. е. дуть) диаметром, постепенно уменьшавшимся в направлении внутреннего пространства печи, как правило, от 60 до 25 мм. В фурмы вставлялись дутьевые мехи, причем если использовалась одна фурма, то в нее вставлялись два меха, попеременная работа которых обеспечивала относительно постоянный приток воздуха в печь. Для выхода шлака внизу печи оставляли канал, перед которым рыли углубление для скапливающегося расплава.

В древности добывали главным образом руды, представлявшие собой карбонаты или гидроксиды железа. При нагреве они выделяли большое количество газов, препятствующих нормальному ходу процесса. Поэтому перед загрузкой в горн руду, как правило, укладывали в кучи с дровами, разводили костры и в течение суток прокачивали. Затем ее измельчали до крупности лесного ореха и перемешивали с древесным углем, составляя шихту.

Сыродутный горн просушивали и прогревали, разводя внутри него костер на продолжительное время. Затем горн примерно на две трети высоты наполняли древесным углем и лишь после этого укла-

дывали шихту. Над верхней частью горна снова укладывали древесный уголь так, чтобы образовалось небольшое коническое возвышение. Воспламенение древесного угля осуществляли через канал для выпуска шлака, который наполняли мелкими дровами и хворостом. Подача в горн дутья приводила к разжиганию угля, углевод которого в условиях недостатка кислорода горел до монооксида углерода (СО). Таким образом, в печи создавалась восстановительная среда, способствовавшая восстановлению железа из оксидов. По мере выгорания угля и образования жидкого шлака небольшие чешуйки восстановленного железа опускались в низ печи, свариваясь друг с другом. Таким образом, в результате процесса, продолжавшегося около суток, формировалась одна или несколько криц. На первых порах освоения технологии масса крицы редко превышала 1–2 кг. Однако впоследствии научились производить крицы массой 25–40 кг, а в наиболее производительных каталонских горнах — даже до 120–150 кг.

Для извлечения крицы из горна приходилось разрушать часть его стенок. Поэтому каждой новой плавке предшествовали работы по восстановлению конструкции печи, а также обмазка внутреннего пространства агрегата глиной, установка новых сопел, прочность которых, вплоть до изобретения металлургических фурм, была очень низкой.

Извлеченная из горна с помощью ломов или специальных клещей крица содержала большое количество включений шлака и несгоревшего угля. Поэтому ее подвергали механической обработке деревянными молотками для удаления вышеупомянутых примесей. Только после этого приступали к термомеханической обработке металла.

## 1.2. МЕТАЛЛУРГИЯ ЖЕЛЕЗА В СРЕДНЕВЕКОВЫЕ

### 1.2.1. Пути прогресса в металлургии железа

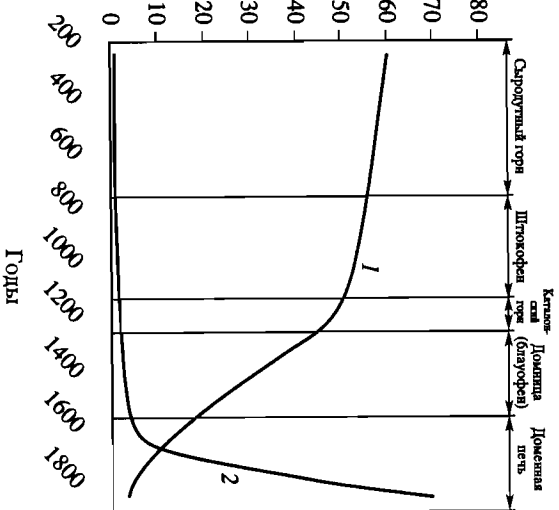
Более чем два тысячелетия тигельный и сыродутный способы экстракции железа из руд развивались параллельно практически на всей территории планеты, где была известна металлургия. Однако с наступлением новой эры ситуация изменилась. На Востоке основное развитие получил тигельный способ производства. В Азии существовало много (по меркам эпохи) легкодоступных природно-легируемых месторождений железных руд, что позволяло получать в тиглях в результате плавки сразу высококачественную сталь.



В Европе ситуация была в корне иной: легкодоступных природных легируемых месторождений здесь было всегда меньше, чем в Азии, а многие из известных уже в значительной степени были выработаны кельтами. Крайне неблагоприятной была демографическая ситуация, которая усугублялась экспансией и опустошительными набегами завоевателей с Востока.

В сложившихся условиях требовался новый подход к металлургии железа, необходимо было добывать высококачественности каждого отдельного агрегата, чтобы обеспечивать потребности в инструментах и эффективно расходовать имеющиеся и не всегда качественные ресурсы. Достичь упомянутых целей можно было только одним путем, намеченным предыдущим ходом развития металлургии, — повышением интенсивности подачи дутья в агрегат, что и пытались планомерно осуществлять европейские металлурги начиная с эпохи Средневековья.

То, что увеличение интенсивности подачи дутья в агрегат позволяет повысить его производительность, достаточно очевидно — уголь горит быстрее и быстрее заканчивается процесс производства кричного железа. В отношении же экономики ресурсов выигрыш заключался в повышении температурного уровня процесса, а затем, по мере увели-



**Рис. 1.5.** График изменения содержания  $\text{FeO}$  в шлаках (1, в мас. %) по мере повышения интенсивности дутья (2, в  $\text{м}^3/\text{мин}$ ) и увеличения высоты агрегата

чения размеров печей, в улучшении условий теплообмена и, как следствие, более полном восстановлении железа из оксидов. На рис. 1.5 показано, как снижалось содержание железа в шлаке по мере повышения интенсивности дутья и соответствующавшего ему увеличения высоты агрегата. Таким образом, «вынужденный» путь развития западно-европейской металлургии железа привел к появлению в позднем Средневековье крупного индустриального производства и заложил основы гегемонии Европы в мире в последующие столетия.

### 1.2.2. Ландшафт — важнейший металлургический ресурс Средневековья

В раннем Средневековье сама природа способствовала развитию технологий металлургии железа в Скандинавии и Альпах.

И в Скандинавии, и в Альпах в VII–VIII вв. стали строить сыродутные горны выше человеческого роста, причем увеличение высоты агрегата происходило очень интенсивно, и к концу тысячелетия строились печи высотой до 5 м. В чем причина такого изменения конструкции агрегата? Изначально стремились к повышению производительности печи. Однако полученный «побочный» эффект неожиданно превзошел первоначальные ожидания средневековых мастеров. Дело в том, что с увеличением высоты горнов в них стали существовать условия теплообмена между опускающимися сверху железорудными материалами и поднимающимися снизу, от фурм, восстановительным газом. Можно сказать, что в печи появилось «дополнительное» тепло. В результате стали более полно протекать реакции как восстановления железа из оксидов, так и науглероживания свежеевостановленного железа. Таким образом, получаемая крица стала более равномерной по химическому составу: в ней повысилось содержание железа, а само железо стало более насыщено углеродом.

В вышеупомянутых печах, так же как и в сыродутных горнах, производимым продуктом оставалась твердая крица, но вместе с тем в связи с развитием в агрегате процессов теплообмена их также можно отнести и к категории шахтных печей (которые считаются доминантными, домненными и ваграночными печами, появившимися позднее). «Двойственная» природа обсуждаемых скандинавских и альпийских средневековых печей нашла отражение в их названиях. В Скандинавии такие печи назывались «осмундскими» («осмунд» — крица), в Альпах высокие сыродутные горны называли «штюкофен» (от нем. «штюк» — крица и «офен» — печь) в отличие от обычных сыродутных горнов, за



которыми закрепилось название «реннофен» — печь с «бегущими» шлаком.

Развитие металлургии железа в Альпах и в Скандинавии базировалось на прекрасном ресурсном фундаменте. В обоих регионах были в достатке легкодоступные богатые железные руды. Сначала их добывали непосредственно на поверхности земли, а по мере истощения открытых месторождений железную руду стали извлекать из штолен — горизонтальных или наклонных горных выработок. Такое ведение горной добычи особенно широко практиковалось именно в Альпах, где распространённым видом геологической структуры были «горсты» — поднятые по разломам участки земной коры, богатые рудами металлов.

Помимо залежей руд цветных и черных металлов, горсты располагали лесистыми ущельями и быстрыми горными потоками. Таким образом, в распоряжении средневековых металлургов находились богатые ресурсы качественной древесины для выжигания угля и мощные потоки воды для приведения в действие водоналивных колес, обеспечивавших подачу в штюкофены необходимого количества дутья. Однако широкое использование дутевых средств началось в конце 1-го тысячелетия, до этого металлурги использовали главным образом естественное движение воздуха.

Северную Европу часто называют страной ветров, возможно, наиболее образно это отношение к природе Скандинавии и арктических архипелагов выразил Виктор Гюго, который писал: «Северные фьорды и архипелаги — это царство ветров. Каждый глубоко врезающийся в побережье залив, каждый пролив между многочисленными островами превращается в поддувальный мех». Постоянное движение воздуха характерно и в Альпах, особенно в провинции Штирия. Таким образом, средневековый металлург, работавший с крупнейшими агрегатами своего времени — штюкофенами и осмундскими печами, должен был быть специалистом — «ландшафтоведом», т.е. должен был уметь, подобно мореплавателю, управляющему кораблем, «поймать ветер», чтобы извлечь железо из руды.

Штюкофены (рис. 1.6) и осмундские печи обеспечивали самый высокий температурный уровень термических процессов раннего Средневековья. Температура продуктов плавки (крицы и шлака) в них достигала 1400 °C, но условия науглероживания металла в печах все же еще не позволяли получать в них чулун. Нужен был еще один шаг, еще некоторое увеличение высоты агрегата, чтобы получить новое качество — новый продукт процесса, высокоуглеродистый сплав чулун. Этот шаг был сделан после появления печей шахтного типа — «дом-

нип» (русское название), или «бгауофенов» (немецкий термин), в начале XIV в.

Рассмотрим теперь работу штюкофенов и осмундских печей более подробно. Отметим, что конструкция агрегатов была очень похожей, различалось только «внешнее оформление»: осмундские печи, как правило, заканчивались в деревянные срубы, а конструкция штюкофенов усиливалась снаружи каменной кладкой. Печи строили многогранного сечения, чаще всего в виде двух четырехгранных призм с общим большим основанием. Фурма использовалась одна и устанавливалась горизонтально в нижней части печи таким образом, что ниже нее располагались лишь отверстия для выпуска из печи шлака.

Перед началом плавки внутреннее пространство печи обмазывали огнеупорной глиной и набивали угольным порошком. Затем производили «обжигание горна», которое заключалось в прогреве кладки путем сжигания дров и некоторого количества древесного угля. После этого печь наполовину загружали порцией древесного угля, перемешанного с небольшим количеством легкоплавкой железной руды. В результате плавления этой первой (выражаясь современным языком доменщика, — «задувочной») шихты, стенки нижней части печи покрывались своеобразным защитным слоем — «тарнисажем». Только после такой длительной подготовки агрегата переходили собственно к процессу плавки.

Шихту готовили тщательно: куски руды, представлявшей собой красный или бурый железняк с содержанием железа около 50 мас.%, дробили до крупности гороха или лесного ореха; древесный уголь, требовавший к качеству которого непрерывно возрастали, измельчали до размера грецкого ореха. Оба компонента шихты отделили от мелких частиц и пыли вручную. Печь наполовину заполняли древесным углем, а затем загрузку руды и угля производили последовательно горизонтальными слоями толщиной не более 10–12 см.

После воспламенения древесного угля в нижней части печи, где проходила реакция неполного горения углерода угля до монооксида углерода (CO), достигалась температура свыше 1500 °C у газов и 1400–1450 °C у продуктов плавки. Наверху печи (на колошнике, на-

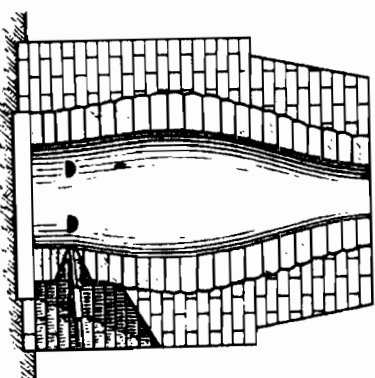


Рис. 1.6. Штюкофен

звание происходит от слова «колоша» — мера твердого сыпучего материала) температура отходящих газов, состоящих в основном из СО и азота, составляла 700–900 °С. Поэтому отходящий газ при взаимодействии с кислородом воздуха воспламенился и непрерывно горел в течение всей плавки. Основным механизмом восстановления железа из оксидов была их реакция с твердым углеродом, поэтому содержание СО<sub>2</sub> (образующегося при восстановлении железа монооксидом углерода) в отходящих газах было ничтожным.

Главной составляющей шлака, как и в обычных сыродутных горнах, был силикат железа. Шлак содержал 45–50 мас.% монооксида железа, 25–35 мас.% кремнезема, 4–6 мас.% глинозема, до 5 мас.% извести и магнезии и до 15 мас.% монооксида марганца. Кроме того, в шлаке в значительных количествах присутствовали шелочи, фосфор (иногда более 1 мас.%) и сера. Железистые шлаки отличались высокой жидкоподвижностью, поэтому они легко вытекали из печи через отверстия в стенках, расположенные несколько ниже уровня фурмы. Присутствие в рудях монооксида марганца, взаимодействовавшего с кремнеземом, облегчало восстановление железа и уменьшало его потери в ходе плавки.

В результате плавки получался металл с низким содержанием кремния (менее 0,05 мас.%), марганца (менее 0,5 мас.%) и фосфора (менее 0,01 мас.%). Содержание углерода в различных участках крицы колебалось в широких пределах — от 0,05 до 1,5 мас.%. Как известно, температура плавления низкоуглеродистого железа, составлявшего основную массу крицы, 1480–1520 °С, поэтому крица получалась твердой. Однако с повышением высоты печей и улучшением условий теплообмена содержание углерода в крице увеличивалось, и в начале 2-го тысячелетия ее часто извлекали из штокофенов оплавленной.

Плавка продолжалась от 4 до 6 ч, после чего раскаленную до белого каления крицу клешами извлекали через пролом в передней стенке горна. Пролом делался в месте установки фурмы, что позволяло одновременно производить контроль за ее состоянием и, при необходимости, замену сопла дутьевого устройства. В крице оставались включения угля и шлака, составлявшие до 10 % ее массы. Поэтому крицу уплотняли деревянными молотами, а затем тщательно проковывали кузнечным молотом для удаления шлака из мелких пор. Потери железа со шлаком и в результате отбраковки по-прежнему оставались высокими и могли достигать половины от количества железа, попавшего в печь с рудой. Все это за сутки, с учетом постоянного ремонта печи, успевали произвести 2–4 крицы.

Высоким был и расход древесного угля: непосредственно на процесс экстракции железа из руды он составлял 3–4 кг на килограмм «сырого» железа, еще столько же топлива требовалось сжечь при переработке сырья в товарный продукт. С учетом же того, что при производстве древесного угля масса продукта составляла не более 15% массы дров, общий расход высококачественной древесины на производство 1 кг железа достигал почти 50 кг. Потребность в древесном угле была столь высока, что к концу тысячелетия пришлось существенно усовершенствовать технологию его производства: от архаичного способа выжигания в ямах перешли к более производительной и экономической технологии получения продукта в кучах диаметром свыше 3 м.

### 1.2.3. Каталонский горн

Увеличение высоты металлургического агрегата, применявшегося в конструкции штокофенов и осмундских печей, было лишь одним из направлений увеличения интенсивности его работы. Собственно производительность процесса экстракции железа из руды во все времена определялась интенсивностью подачи в печь дутья. В раннем Средневековье был разработан еще один способ повышения производительности сыродутного горна, который заключался в разработке конструкции низкой, но интенсивно работающей печи, постоянно подпругаемой шихтой. По пути создания такого горна пошли металлурги Юго-Западной Европы. В X–XI вв. здесь была разработана технология плавки железа в горнах, получивших название «каталонских».

Каталонские горны появились сначала в испанских, а затем и во французских Пиренеях. Современники выделяли три модификации этих агрегатов: собственно каталонский горн — самый крупный по размерам и производительности (рис. 1.7), а также наваррский и бискайский горны, несколько меньших размеров. Параметры горнов: длина от 0,6 до 1,2 м, ширина от 0,6 до 1,0 м и глубина 0,5–0,8 м. Таким образом, объем рабочего пространства пиренейских горнов составлял всего лишь 0,3–0,9 м<sup>3</sup>, т.е. в 5–10 раз меньше штокофенов, и тем не менее они практически не уступали своим «высоким» собратьям в производительности.

Необходимо отметить, что каталонский горн применялся только для заводского производства металла в средневековых Испании и Франции. Монополия на производство железа высокого качества была необходима этим странам, активно осуществлявшим в то время создание единых государств из многочисленных феодальных кня-

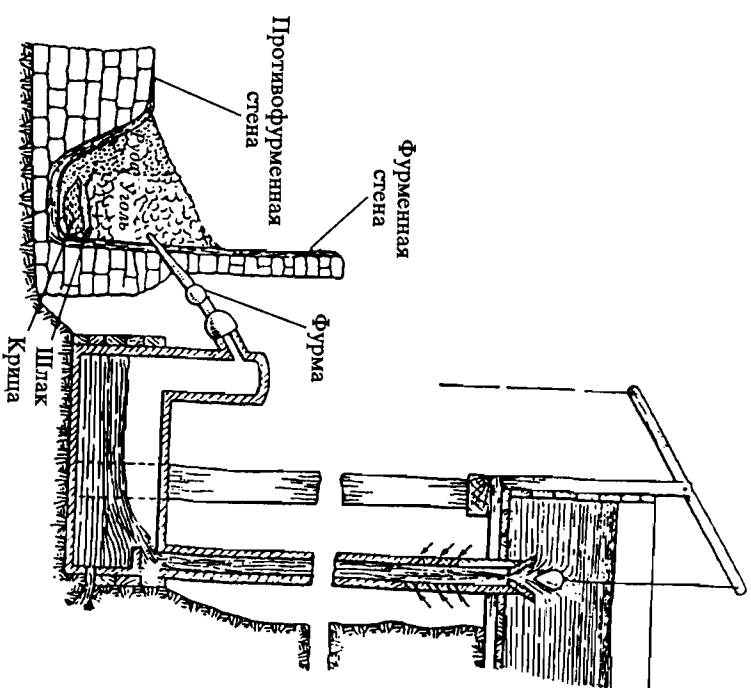


Рис. 1.7. Каталонский горн

жеств. Имели Испания и Франция и мощных внешних врагов, препятствовавших объединению государств. Испания осуществляла реконкисту — освобождение из-под многовекового арабского влияния, а Франция боролась за лидерство в регионе с Бургундским герцогством, на территории которого располагались Вогезы — важнейшая металлургическая провинция средневековой Европы. Таким образом, пиренейские металлургические заводы имели стратегическое значение для этих крупнейших государств Средневековья.

На каждом железорудном заводе сооружали не менее 10 каталонских горнов. Они располагались вдоль одной общей стены, строившейся со стороны реки, на которой устраивались водонагивные колеса, приводящие в действие дутьевые мехи. Эта стена называлась «заводской». К ней примыкали «фурменная» и «противофурменная» стены. В фурменной стене под углом около  $40^\circ$  от уровня земли уста-

навливалась коническая слетка сплюснутая фурма из красной меди длиной около 20 и диаметром 2—3 дюйма. Противофурменная стена устанавливалась со значительным наклоном наружу и выполнялась с изогнутым сводом для удобства извлечения кирпичей из горна. В лицевой стене предусматривались отверстия для ломов (два) и выпуска шлака, а также специальное устройство для установки «шесточной» железной доски, которая меняла угол наклона для регулировки загрузки в горн шихтовых материалов.

#### 1.2.4. Домницы и доменные печи

Итак, как уже отмечалось выше, на рубеже XIII—XIV вв. на крупных металлургических мануфактурах Европы для привода воздушных мехов стали постоянно использоваться водонагивные колеса. Это позволило увеличить интенсивность дутья до  $5 \text{ м}^3/\text{мин}$ , а высоту печей — до 6 м. Такое, первоначально только конструктивное изменение агрегата привело к принципиально новому процессу — в печах стали получать новый сплав железа с углеродом — чугун.

Необходимо отметить, что чугун был известен металлургам и ранее. В середине I-го тыс. до н.э. его получали методом тигельной плавки в Индии и Китае. Для этого в тигли помещали кричное железо и древесный уголь и вели плавку в течение нескольких суток. Чугун, получаемый таким способом, называется «синтетическим».

В начале новой эры в Китае была изобретена специальная печь для выплавки чугуна из кричного железа — так называемая «китайская вагранка». В отличие от современной ваграночной печи, представляющей собой агрегат шахтного типа со значительным перепадом температуры между горном и колошниковом печа, китайская вагранка, по существу, представляла собой сыродутный горн высотой не более метра, переоборудованный для переплава кричного железа в контакте с древесным углем в чугун. Вагранка снабжалась специальным дутьевым ящиком, работа которого обеспечивала интенсивный приток воздуха в агрегат. Уже в эпоху Боржоихса Царств (IV—III вв. до н.э.) китайцы научились получать сложные чугунные отливки и положили начало художественному чугунному литью (рис. 1.8).

Металлургические печи, в которых стало возможным выплавлять из руд не только кричное железо, но и чугун, получили название «домниц», или «блурофенов». Русское название происходит от слова «дмение», что означает «дутье». По поводу происхождения немецкого названия существуют две версии: по одной из них в основе слова также лежит корень, связанный с потоком воздуха, по другой — название

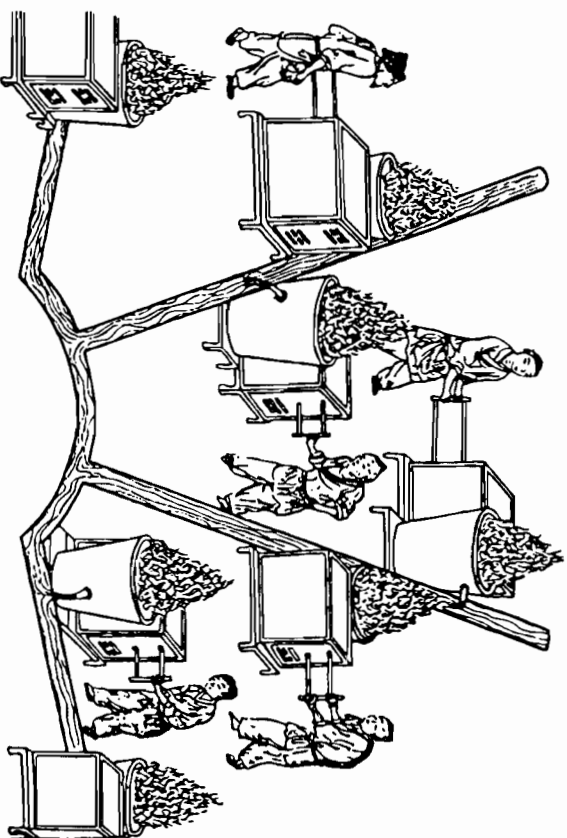


Рис. 1.8. Устройство каналов для транспортировки жидкого чугуна от вагранок к литейной форме

происходит от «железной лазури» (Eisenblau) — тугоплавкой руды, для переплавки которой впервые и были построены печи большой высоты.

Активное применение литых металлургических шлаков для производства артиллерийских снарядов привело к быстрому раскрытию литейных свойств чугуна, который сначала собственно и принимали за тяжелый шлак. Однако овладеть технологией изготовления сложных отливок из чугуна оказалось непростым. Определяющую роль в этом процессе сыграло развитие огнестрельной техники. К концу XV в. было освоено производство чугунных ядер всех видов (в том числе полых — для бомб). В середине XVI в. научились отливать цельнотрубные артиллерийские орудия. Автором этой технологии считается Питер Боуде — мастер-литейщик, работавший в литейной мастерской Генриха VIII Тюдора в городе Бакстедде графства Суссекс.

Успехи английских литейщиков периода «малой промышленной революции» имели далеко идущие последствия: вскоре чугунолитейное производство освоило технологию изготовления труб для водопроводов и канализации, решеток бытового (главным образом для каминов) и строительного назначения, а также для садово-парковой архитектуры. С развитием технологии ваграночной плавки из чугуна стали отливать предметы быта: сковороды, подвешенники и т.п. Таким

образом, был сделан важный шаг в распространении глобального рециклинга изделий из железа: то, что нельзя было «перековать», можно было «переплавить» в вагранках. Во многих городах Европы начала XVII в. возникали целые кварталы мастеров по переработке железного лома. Чугун превратился в основной металл цивилизации.

Английское («pig iron») и немецкое («feiskeisen») названия металла, а также русское название слитка чугуна («чушкан») происходят от способа разливки металла в товарные слитки. Литейные формы («штыки») для чугуна располагались в непосредственной близости от главного жेलоба, в который из доменных или доменной печи выпускался расплавленный металл. Такое размещение главного жेलоба относительно форм было похоже на свинью, кормящую поросят. Русское название металла — «чугун» — считается прямым заимствованием из тюркских языков (вошедших в алтайскую языковую группу).

Благодаря возможности производить в одном агрегате и густотое железо, и жидкий чугун доменные в некоторых регионах Европы сохранились до конца XIX в. Наиболее трудоемкой операцией при эксплуатации доменниц являлось извлечение крицы, сопровождавшееся останковкой дутья и ремонтом кладки горна. Конструкция «открытая грудь», или «передний горн», позволила проникать в нижнюю часть печи, не разрушая огнеупорную кладку (см. рис. 1.9). Длина переднего горна равнялась толщине кладки, а ширина и высота соответствовали размерам крицы (масса которой достигала 400–500 кг). Перед подачей дутья передний горн заполняли кусками шлака, мелким углем и закрывали чугунной плитой. Чугун и шлак выпускали из печи 2–3 раза в сутки через отверстие (летку) в пороге, закрываемое специальной глиной и песком.

Первые доменные печи представляли собой доменницы, переоборудованные для постоянного производства чугуна. Наиболее активно такие печи строились во второй половине XV в. в Италии, Нидерландах, Бельгии. В Германии доменные печи долгое время не строили, предпочитая им блауфены.

Производство чугуна в доменных печах росло медленно. В течение длительного периода индустрия чугуна имела следующие особенности:

- затраты на строительство доменных печей существенно превосходили затраты на строительство других металлургических печей;
- в случае применения древесного угля низкого качества доменные печи быстро выходили из строя и требовали дорогостоящих ремонтов;
- доменные печи нуждались в наиболее мощном воздушном оборудовании.

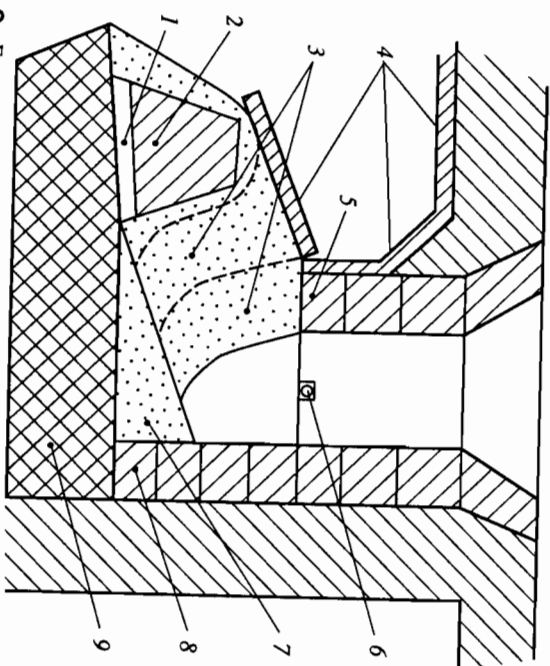


Рис. 1.9. Горн с «открытой груделью»

1 — канал для выпуска чугуна и шлака; 2 — порог; 3 — засыпка из доменного шлака и мелкого древесного угля; 4 — чугунные плиты; 5 — тепель; 6 — воздушная фрума; 7 — набойка из огнеупорной глины и древесного угля; 8 — «торпедный» камень; 9 — лещадь

### Развитие воздушной техники

Таблица 1.2

Устройства для подачи дутья в металлургические агрегаты	Количество дутья, м <sup>3</sup> /мин
Ручные меха	До 1
Клиновые меха с водяным приводом	До 5
Водотрубная воздушная «трюма» (изобретена Джанбатиста дела Порта в 1589 г.)	5–7
Клиновые меха с приводом от водоналивного колеса	10–15
Поршневые деревянные воздушники	20–30
Поршневая воздушная с чугунными цилиндрами конструкции Дж. Сметона, 1760 г.	60–70

Поэтому до XIX в. конкурентоспособными оставались доминанты и каталонские горны. Резкий скачок в развитии доменного производства и повсеместное вытеснение доменных печами других агрегатов, применявшихся для экстракции железа из руд, произошел после усовершенствования дутьевых средств, благодаря которому стало воз-

можным существенное увеличение высоты и производительности печи (табл. 1.2). Это произошло в ходе промышленной революции на рубеже XVIII–XIX вв.

Вышеупомянутое обстоятельство нашло отражение в названиях агрегатов: в немецком («Hochofen») и французском («Haute-fourneau») языках печь называется «высокой», а в английском («Blast furnace») и русском («Доменная») — «Дутьевой».

### 1.2.5. Древесный уголь

До сих пор, рассматривая технологии извлечения и обработки металлов, мы лишь изредка упоминали основное металлургическое топливо Древнего мира и Средневековья — древесный уголь. Вместе с тем, это такой же необходимый компонент металлургического производства, как и руда. Без древесного угля процесс извлечения металлов из руд был бы просто невозможен.

Неспециалисту может показаться, что для металлургических целей можно использовать продукт пиролиза любой древесины. Однако сложность применяемых древними мастерами процессов указывает на то, что выжит древесного угля стал настоящим искусством на самой ранней стадии освоения технологии извлечения металлов. Особенно важное значение качество древесного угля приобрело после появления сыродутных горнов. При обработке железной руды древесный уголь выполняет функции не только источника тепла и восстановителя, но и обеспечивает газодинамические параметры процесса. Когда в нижней части горна происходит плавление железистого шлака, древесный уголь остается твердым кусковым материалом, что обеспечивает возможность свободного прохода продуктов горения через слои вязких тестообразных материалов, начинающих переходить в жидкое состояние.

Уже в эпоху Древнего мира, когда производство древесного угля осуществлялось в ямах (практически таких же, которые применялись в наиболее древних процессах плавки руд), к выбору твердого топлива для сыродутного процесса подходили очень тщательно. С появлением же в средневековой Европе агрегатов высотой сначала 3–4 м, а затем и более 5 м, требования к качеству древесного угля резко возросли. Наиболее значимой характеристикой стала прочность материала, поскольку он должен был выдерживать всю массу железных руд и флюсов, тестообразных и жидких продуктов плавки, заполнявших весь объем агрегата.

После широкого распространения технологии доменной плавки к середине XVI в. древесный уголь превратился в самый дорогостоящий



сырьевой материал, используемый при производстве первичного черного металла, и его расход стал определять экономическую эффективность всего производства в целом. Кроме того, качество древесного угля стало определяющим параметром длительности кампании печи (т.е. времени ее безаварийной работы).

Рассмотрим технологию производства древесного угля в эпоху позднего Средневековья (рис. 1.10). В это время в Европе повсеместное распространение получил ручной способ выжигания угля. Процесс начинался с выбора древесины. Деревья не должны были быть сучковатыми или изогнутыми, практически к ним предъявлялись требования, аналогичные требованиям к так называемой «корабельной» древесине. Заготовка леса производилась поздней осенью или зимой, т.е. в то время, когда древесина содержала наименьшее количество влаги.



Рис. 1.10. Производство древесного угля в Европе в эпоху позднего Средневековья

Термической обработке древесины предшествовала длительная сушка в естественных условиях.

Бригада угольщиков, как правило, состояла из 8–10 человек. Мастер и помощник подготавливали ток — место для углежжения, покрывали кучу, наблюдали и регулировали процесс углежжения, разбирали (разламывали) кучу с готовым углем. Двое или трое настильщиков перемещали дрова от места рубки и складывали в кучу. Четверо или более работников занимались плетением шитов из соломы и веток, которые использовались для укрепления «покрышки» кучи. Такая бригада одновременно обслуживала 8–12 куч диаметром в основании до 5 м.

Важнейшее значение для успеха углежжения имел выбор местности для тока. Необходимо было обеспечить: ровную поверхность земли, защиту от сильного ветра, близость источников воды (для «тушения» готового угля). Почвенный слой должен был быть сухим и не слишком плотным, «чтобы давать снизу доступ атмосферному воздуху». Кладка кучи начиналась с устройства центральной части — трубы. Она обычно изготавливалась из нескольких вертикальных шестов, вбитых в землю и скрепленных тонкими деревянными распорками и перевязками. Труба служила для разжигания кучи и организации естественной тяги в нее воздуха.

Поленья укладывались концентрическими слоями от трубы к периферии, как можно плотнее и с небольшим наклоном, необходимым для поддержания впоследствии земляной «покрышки» кучи. Всего устраивалось от трех до пяти ярусов поленьев, причем в верхнем ярусе — «голове» кучи — они укладывались горизонтально. В остальных ярусах — вертикально.

При этом соблюдались следующие правила:

- поленья ставились сердцевинной к центру кучи;
- пустоты между поленьями заполнялись мелкими дровами или углем;
- поленья нижнего яруса укладывались толстым концом (комлем) вверх, а остальных ярусов — толстым концом вниз.

Выравнивание поверхности кучи осуществлялось заполнением мелкими дровами и головнями от предыдущих операций углежжения всех промежутков между поленьями. Затем у основания (подолшвы) кучи на высоту 6–12 дюймов делали пояс, состоящий из мелких ветвей, укрепленных деревянными рогаками, воткнутыми в землю. Пояс являлся опорой для «покрышки» кучи, обеспечивал выход газов в начале процесса и приток воздуха впоследствии.

«Покрышка» кучи производилась в два этапа. Сначала из зеленого дерна, мха, хвороста, листьев и т.п. укладывался слой высотой 3–4



дньюма. Затем формировали второй слой из смеси сухой земли и угольного порошка из старых токов высотой до 2 дюймов у основания и до 4 дюймов на голове кучи. Нижние ярусы кучи подвергали легкой трамбовке, с подветренной стороны покрывали усиливали плетеными цитатами и хвоей.

Зажигали кучу всегда на рассвете, потому что первые 16–18 ч процесс требовал тщательного наблюдения. Для зажигания в трубу поледовательно помещали горящие угли, далее, до верху, качественные угли и, наконец, увлажненный угольный мусор.

Пиролиз, или сухая перегонка дерева без доступа воздуха, проводится при максимальной температуре процесса 600–650 °С. При этом сначала происходит сушка дерева (до 150 °С), затем выделение легколетучих смол (до 300 °С) и, наконец, выделение летучих веществ и обугливание древесины (300–500 °С). Вообще для обеспечения процесса обугливания теплом достаточно около 20 мас. % дров, но при кучном способе получения древесного угля бо́льшая их часть просто сгорала. Поэтому выход готового продукта в Средневековье составлял лишь 12–15% массы исходной древесины.

О ходе процесса обугливания судили по дыму, выходящему из кучи. В первые сутки куча «парила», выделяя пары желтовато-серого цвета, тяжелые, стелющиеся по земле. В это время в куче образовывались пустоты вследствие неравномерного выгорания дров, и их необходимо было заполнить новыми дровами, головнями и углями, возобновляя каждый раз покрывку кучи (эту операцию часто называли «кормлением» кучи).

В последующие 3–4 дня усиливали покрывку кучи, уплотняя все возникающие в ней щели и периодически смачивая поверхность водой. Через 8–10 дней в подовшве кучи устраивали небольшие отдушины. Пар, выходящий из них, постепенно становился все более «легким» и голубоватым. Выжигание считалось законченным, когда из отдушины начинало выходить пламя.

Очень ответственной операцией была разборка кучи после окончания улежжения. Ее производили через небольшие отверстия диаметром около одного фута. Уголь выгребали тонким слоем специальным крюком и тут же быстро закладывали отверстие землей для предотвращения загораения угля в куче.

Вынутый уголь «тушили», обливая водой или (реже) засыпая землей. Отверстия устраивали каждый раз на новом месте, постепенно разрабатывая новый слой рядом с предыдущим.

Охлажденный уголь подвергали тщательной сортировке. Крупный, размером более кулака, предназначался для доменных печей;

средний, от кулака до грецкого ореха, использовался в кричных горнах; мелкий, от ореха до горошины — для обжиги руды и извести. Угольный порошок, головни и необугленное дерево использовались при формировании новых куч.

Вследствие частого контакта с землей в ходе процесса улежжения и особенно разборки кучи древесный уголь всегда содержал значительное количество земляного мусора, песка и т.п. Поэтому перед загрузкой в печь его отмывали в специальных чанах с водой.

Химический состав древесного угля, полученного из разных сортов древесины, имел небольшие колебания: например, содержание углерода составляло 86–89 мас. %, золы — от 0,8 до 2,0 мас. % у мягких и смолистых пород и от 3,0 до 3,6 мас. % у твердых пород.

## 1.2.6. Итоги развития металлургии железа в Средневековье

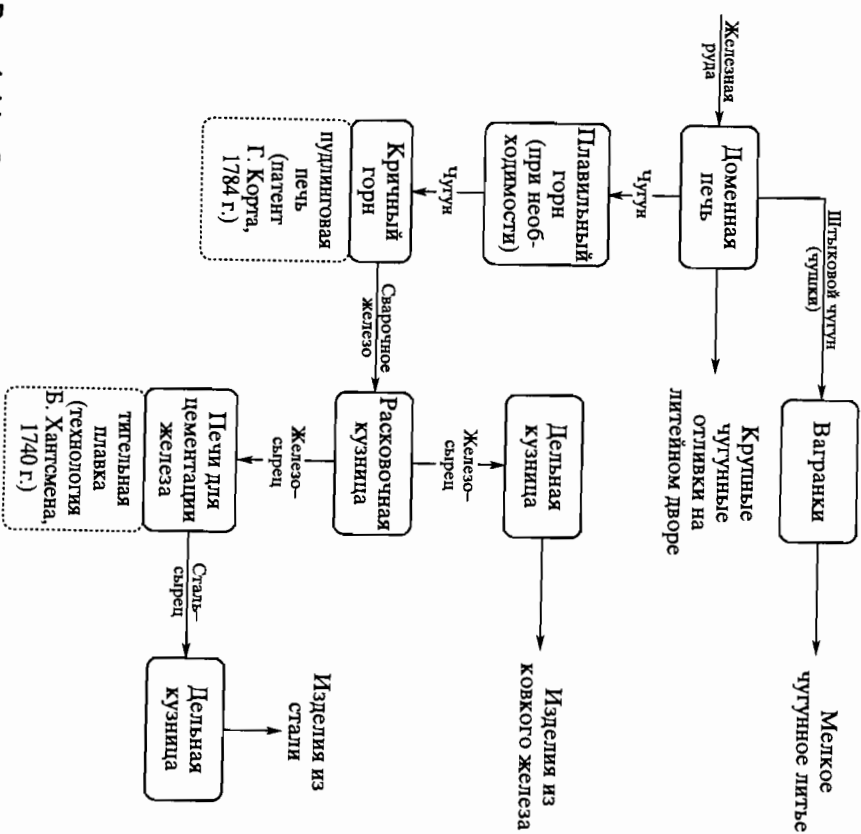
### 1.2.6.1. Формирование двухстадийной схемы

«руда–чугун–ковкое железо»

Преимущества промышленного производства из железной руды чугуна, обусловленные высокой производительностью процесса, экономией древесного угля и возможностью утилизации в печах лобых железных отходов, были очевидны уже в середине XVI в. Однако для широкого распространения доменной плавки в качестве основного мануфактурного способа производства железных изделий необходимо было разработать технологию передела чугуна в ковкий металл. Такая технология была создана во второй половине XVI в. в Бельгии и получила название «фришевание», т.е. «оздоровление» (или «очистка») чугуна. Фришевание быстро распространилось на предприятиях Англии, а затем Швеции и других европейских стран.

Сушность процесса фришевания заключалась в окислении примесей чугуна в струе воздушного дутья в ходе плавления и стекания капель чугуна по древесному уголю. При этом из чугуна последовательно удалялись кремний, марганец, фосфор и углерод. По мере удаления из металла углерода он переходил в тестообразное состояние, и в результате на полу печи формировалась крица с небольшим количеством шлака, источником которого служили окисленные примеси чугуна и зола древесного угля. Поэтому полученные крицы тщательно проковывали.

Фришевание осуществляли в «кричных» горнах. Причем передел (переплавку) чугунов с низким содержанием примесей проводили в



**Рис. 1.11.** Основная технологическая схема мануфактурного производства железных изделий (конец XVI – вторая половина XIX в.)

один этап. Если же переделу подвергались металлы с высоким содержанием примесных элементов, то первый горн, в котором получался высокоуглеродистый жидкий металл, назывался «плавиным», а окончательное «оздоровление» чугуна проводили во втором «кричном» горне. Процесс frierования прекращали после подбема поверхности тестобразного металла на уровень фурмы. После этого металл домали собирали (накатывали) в одну-две крицы, которые затем извлекали из горна и проковывали. Масса крицы достигала 80–120 кг.

Полученный в процессе frierования металл представлял собой ковкое железо с такими же свойствами, как и у железа, выплавлено-го в сыродутных горнах или домницах. Однако ввиду различия техно-

логии получения ковкое железо, выплавленное из чугуна, получило название «сварочного».

С освоением процесса frierования, который впоследствии был заменен пудлингованием чугуна, сложилась основная технологическая цепочка мануфактурного производства изделий из железа (рис. 1.11), которая просуществовала до второй половины XIX в.

### 1.2.6.2. Основы современной черной металлургии

В эпоху позднего Средневековья по существу сложилась принципиальная структура черной металлургии нашего времени. Кроме того, в Средние века широко распространение получили процессы волочения железной проволоки (технология волочения наиболее успешно развивалась сначала викинги, а затем итальянцы) и получения «белой жести», т. е. жести с защитным покрытием из олова (монополию на производство «белой жести» долгое время сохраняла Германия). Также были созданы основы прокатного производства (одним из первых изобретателей прокатных станков был Леонардо да Винчи). Большое развитие в Средневековье получили междоународные металлургические компании (железные и стальные изделия и полуфабрикаты были одним из основных товаров Ганзейского союза), к XVI в. сформировались национальные рынки металлов.

В Средневековье началось формирование научной металлургии. Ее признанным основоположником считается Георгийс Агрикола (1494–1555), создавший фундаментальное произведение «12 книг о металлах» (опубликовано в 1556 г. в Базеле). Эта своеобразная горно-металлургическая энциклопедия только в XVI–XVII вв. переиздавалась 9 раз; она служила прекрасным практическим руководством специалистов горного дела и металлургов всей Европы. Книга включает двенадцать разделов. В первых шести содержатся сведения по минералогии и горному делу, приводятся оригинальная классификация минералов, излагаются основы оценки и способы разработки всех известных в то время месторождений руд металлов. В седьмом разделе описывается «пробирное искусство» оценки состава и качества руд. В восьмом разделе излагаются способы обогащения и подготовки руд к металлургической переработке, а в девятом — способы выплавки черновых металлов. Десятый раздел посвящен методам разделения и рафинирования металлов, в одиннадцатом разделе описывается металлургическое оборудование. В двенадцатом разделе изложены процессы получения солей, соды, серы, битума, селитры, купороса, квасцов и производства стекла.

Не менее значимым и более ранним, чем труд Атриколы, является произведение итальянского инженера и ученого Ванноччо Бирингуччо (1480–1539) «Пиротехника» (издано в 1540 г. в Венеции, четырежды переиздавалось в XVI в.). Книга включает десять глав: в первой и второй описываются руды и свойства металлов и некоторых важнейших для промышленности того времени полезных ископаемых. Кроме того, во второй главе приводится описание различных видов плавильных металлургических печей, в том числе шахтных (доменных) печей с большими воздушными мехами. В третьей главе излагаются основы «пробирного искусства» и устройство литейных заводов. Аффинаж золота и приготовление кислот и травильных растворов приведены в четвертой главе. В пятой описано получение сплавов и литейных цветных и драгоценных металлов. В шестой главе изложены технологии отливки пушек и колоколов; в седьмой подробно описано оборудование металлургических цехов; в восьмой — способы формовки и отливки мелких предметов. В девятой главе собраны рецепты химических составов, способы обработки железа и олова, отливки букв для шрифтов, ювелирные технологии и прочее. В десятой главе разбираются вопросы приготовления пороха, обращения с артиллерийскими орудиями, установки мин и т.п.

Необходимо отметить, что Атрикола хорошо знал книгу Бирингуччо. Он писал об этом труде: «Ванноччо Бирингуччо из Сиены ... разобрал ... вопрос о выплавке, отделении и плавни металлов. Однако он лишь вскользь коснулся способов переработки некоторых руд. Более ясно он изложил способы получения некоторых сплавов... Всех остальных предметов, о которых я пишу, он не коснулся вовсе или если коснулся, то слегка». Таким образом, труды Бирингуччо и Атриколы дополняли друг друга.

Прямым следствием активного развития металлургии и прежде всего военно-металлургических отраслей промышленности стал энергетический кризис, охвативший к началу XVII в. всю Западную Европу. В результате вырубки высококачественной древесины для выжигания древесного угля в Англии, Германии, Франции и других странах были уничтожены сотни тысяч гектаров лесов. Первой с дефицитом строительной древесины столкнулась Англия: в 1584 г. королевой Елизаветой I был издан указ, запрещающий строительство новых металлургических и стекольных заводов, а на рубку леса была введена система патентов. Однако принятые меры не смогли остановить сведение лесов. В итоге в 1615 г. был принят закон о полном запрещении использования дров даже для целей отопления жилищ и о переходе на применение каменного угля. Вскоре аналогичные акты были приняты во многих других европейских странах.

Таким образом, эпоха «нового времени», наступившая в истории цивилизации с началом XVII в., действительно стала новым временем для металлургии железа. Признанные центры железодельного производства переживали жестокий кризис. В этих условиях должны были появиться новые страны, способные принять на себя роль лидеров в черной металлургии. Эти страны должны были обладать богатыми лесными и водными ресурсами, месторождениями качественных железных руд. Они должны были также стремиться к агрессивной внешней торговой политике для обеспечения активного торгового баланса (в значительной степени за счет продажи металлургического сырья и материалов), и при этом развитие металлургии в этих странах должно было осуществляться по пути создания преимущественно крупных государственных или монополизированных предприятий со строительством агрегатов большой мощности. Такими государствами стали стремившиеся к гегемонии в Европе Швеция — во второй половине XVII в., а затем и Россия — начиная со второй половины XVIII в.

В остальных регионах Европы в это время в основном развивалась технология металлообработки и рециклинга железных изделий с использованием импортного древесного угля, а также шли активные поиски замены древесного угля, которым в итоге стал каменноугольный кокс.

## ■ 1.3. РАЗВИТИЕ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД В XVIII–XX ВЕКАХ

### 1.3.1. Коксование каменного угля

Как уже отмечалось выше, твердое топливо в сыродутных горнах, доминирах и доменных печах выполняло многочисленные специфические функции. Поэтому найти замену древесному углю оказалось чрезвычайно сложно, и поиски заняли более столетия.

Возможно, первая в мире доменная плавка на специально подготовленном каменном угле была осуществлена Д. Доллеем (1599–1684) в районе г. Доллей (Англия). К сожалению, его закрытые патенты 1619 и 1638 гг. утеряны, поэтому неясно, идет ли речь об опыте коксования каменного угля или об успешном применении плотных углей — антрацита и «сплина».

Известно, что в 1621 г. Э. и М. Шейнлбедам (Фрайберг, Германия) был выдан патент на выжиг кокса из торфа, а в 1638 г. процесс коксования каменного угля описал И. И. Бехер (Германия).

Однако успешные опыты получения и применения каменноугольного кокса были осуществлены лишь в XVIII в. Начал эксперименты по коксованию каменного угля кучным способом Абрахам I Дерби (1677–1717) на легендарном заводе в Коулбруклейле (Шропшир, Англия), который в настоящее время является известным индустриальным историческим памятником. В 1717 г. выплавка чугуна в Коулбруклейле велась с использованием твердого топлива в пропорции: 2 части древесного угля, 1 часть торфа, 5 частей каменноугольного кокса.

Первую доменную плавку только на коксе осуществил Абрахам II Дерби (1711–1763) в 1735 г. В историю вошел и третий представитель династии английских промышленников Абрахам III Дерби (1750–1791), при котором через реку Северн (близ г. Коулбруклейла) был построен первый железнодорожный мост.

Кучное коксование каменного угля (рис. 1.12) было чрезвычайно трудоемким процессом, требовало больших производственных площадей, сопровождалось выделением большого количества токсичных газов. Длительность процесса достигала 6–10 суток, а выход годного (кокса с насыпной массой 350–360 кг/м³) не превышал 50% массы угля.

Первые печи для производства кокса появились во второй половине XVIII в. в Моравии. Они получили название «шамбурских стойл» за внешнее сходство со стойлами для содержания лошадей. Следующим шагом в развитии техники коксования стало строительство ульевых печей (рис. 1.13). При этом способе тепло для коксования полу-

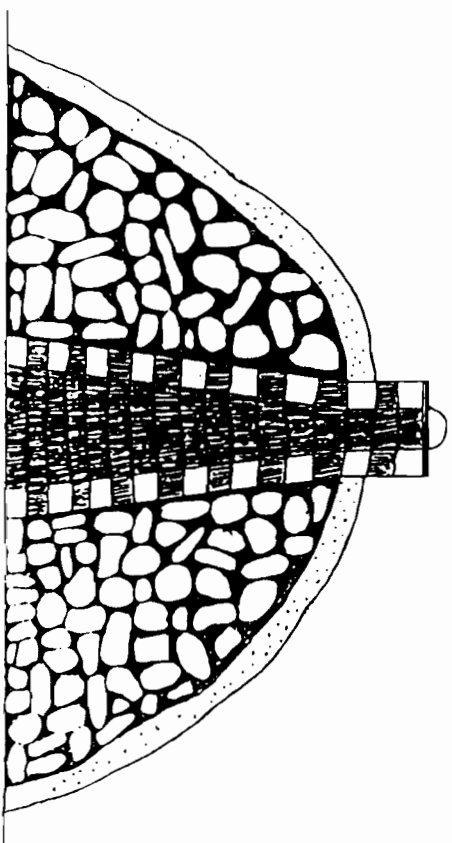


Рис. 1.12. Кучное коксование каменного угля

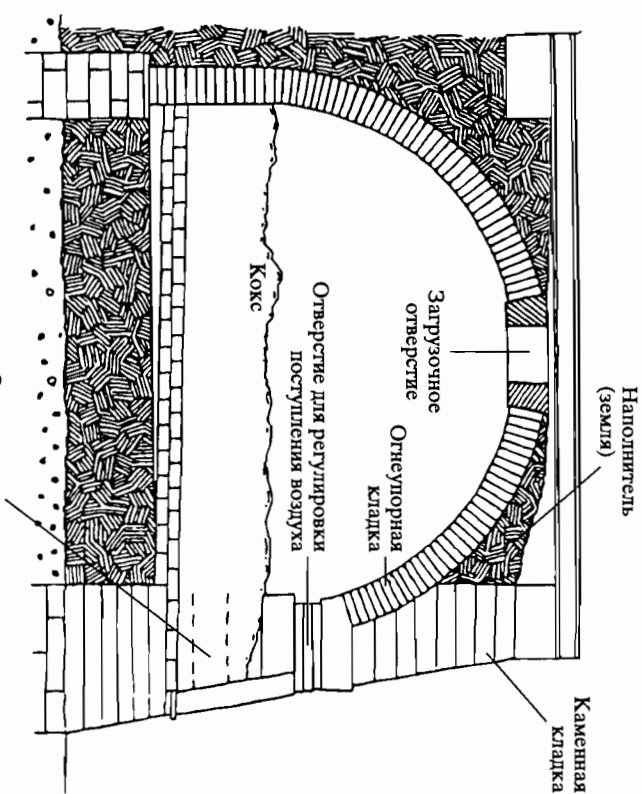


Рис. 1.13. Ульевая печь для коксования каменного угля

чали сжиганием в подоволовом пространстве газообразных продуктов пиролиза угля. Длительность коксования уменьшилась до 3 суток, а выход годного возрос до 65 мас.%. Во второй половине XIX в. ульевые печи стали объединять в группы (батареи) с общим бортовым для отвода дымовых газов и общими для всех печей устройствами загрузки угля и выгрузки кокса.

Дальнейшие изменения в конструкции и технологии коксования касались в основном создания отопительных простенков, расположения угольной шихты вертикальными слоями, применения коксовыталкивателей и создания систем улавливания коксового газа. Одной из первых удачных конструкций такого типа считается печь, изобретенная Э. Коппе и внедренная в производство в 1860–1870 гг. в Бельгии и Германии.

Выплавка чугуна на коксе в Западной Европе и США быстро возрасла: в 1850 г. 70% всех доменных печей работали на коксе, а в 1900 г. — 95%.

### 1.3.2. Начало изучения процессов металлургии железа

Основой для развития теоретических представлений о процессах металлургии железа послужили исследования Рене Антуана Фершюппе де Реомюра (1683—1757). Реомюр осуществил многолетние эксперименты с ковким железом, сталью и чугуном в прекрасно оборудованной лаборатории в замке Бермондьер на севере Франции (рис. 1.14). Он первым применил микроскоп в исследованиях структуры сплавов железа, разработал классификацию чугунов по характеру излома, предложил способ измерения твердости чугуна и стали с помощью семиступенчатой склерометрической шкалы. Венцом научного творчества Реомюра стала теория науглероживания железа, давшая первое научное объяснение различию в свойствах ковкого железа, стали и чугуна.

Следует особо отметить, что во времена Реомюра углерод еще не был идентифицирован как химический элемент, поэтому Реомюр называет его в своих трудах «сернисто-солевой материей» или «горючей составляющей древесного угля». Главные результаты своих исследований Реомюр изложил в двух книгах, изданных в 1722 г. в Париже: «Искусство превращения ковкого железа в сталь» и «Искусство умягчения литого чугуна».

По Реомюру, «основой (сплавов железа. — *Прим. авт.*) является чистая железная субстанция, соединенная с большим или меньшим количеством сернисто-солевой материи, причем больше всего ее содержится в чугуне и меньше всего в ковком железе, в стали содержится среднее количество. ... Добавляя сернисто-соловую материю в мягкое железо, можно получить сначала сталь, а затем чугун».

Взгляды Реомюра были далеко не сразу оцены и восприняты специалистами и учеными. Потребовалось почти столетие для того, чтобы особая роль углерода в сплавах железа стала очевидной и общепринятой. В одном из популярных учебников по металлургии железа середины XIX в. отмечалось: «Свойства железа в различных его металлических соединениях зависят от многих тел (химических элементов), среди которых углерод играет столь важную роль, что рассматривается отдельно в теории железа; действие же других тел ограничивается только изменением свойств металла, уже охарактеризованного углеродом».

В XVIII в. широкое распространение получает справочная научно-техническая литература. Первой учебно-справочной книгой по металлургии железа считается трактат Э. Сведенборга (1688—1772) «Де фетто» (1734 г.).

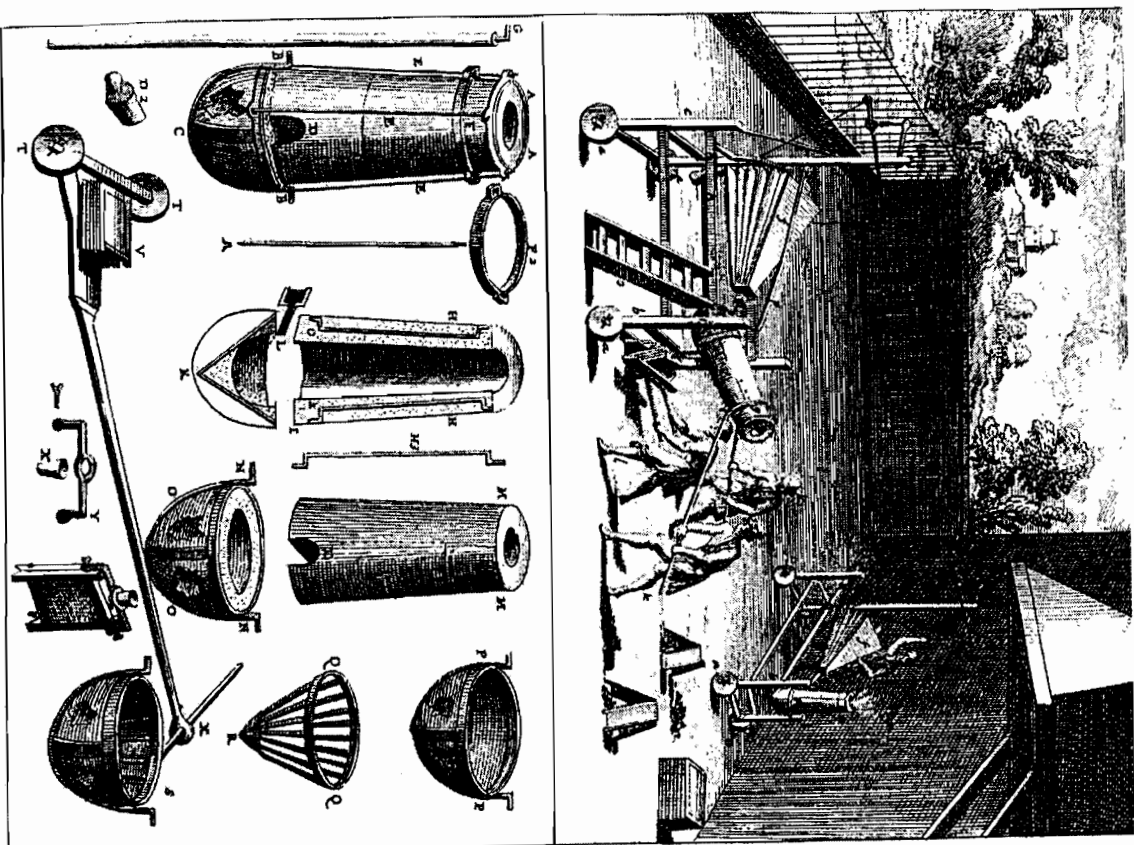


Рис. 1.14. Лаборатория Р. Реомюра

В конце XVIII в. революция в естествознании открывает возможности для физико-химического описания металлургических процессов. Большое значение для понимания сути процессов, происходя-



ших в металлургических агрегатах, имели создание А. Лавуазье (1743–1794) теории горения (1777 г.) и труды М.В. Ломоносова (1711–1765).

В начале XIX в. важным инструментом в металлургических исследованиях и технологиях становится химический анализ. На первом предпринятии того времени – металлургическом заводе в г. Серене (Бельгия) в 30-х годах XIX в. был введен постоянный химический анализ железорудных материалов и флюсов на содержание  $\text{FeO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , серы, фосфора, мышьяка, марганца, титана и цинка, кроме того, определялось содержание в материалах углекислоты ( $\text{CO}_2$ ).

Однако уже тогда специалисты указывали на необходимость более детального контроля химического состава металлургических материалов. В этом смысле характерно высказывание Й.Д. Берцелиуса в «Traité de Chimie» (глава о железе): «Составление рудной шихты имеет большую важность в отношении к качеству полученного железа. Железное производство весьма много бы выиграло, если б железные руды <были> подвержены столь же точным анализам, какие делаются часто из простого научного любопытства».

В первой половине XIX в. формируются представления об особой важности в металлургии окислительно-восстановительных процессов и условий формирования шлаков. В упомянутом выше учебнике «Traité de Chimie» за 1851 г. сообщается: «Самые удобные к переработке руды те, которые не только восстанавливаются при низкой температуре, но, кроме того, содержат составные части шлаков в состоянии тесной смеси». В это же время активно исследуются газы, образующиеся в результате металлургических процессов. Первые исследования газов доменных печей были проведены Р.В. Бунзеном на заводе «Векебергген» в Гессене (Германия) в 1839 г. В следующее десятилетие опыты по определению химического состава газов по всей высоте доменных печей были проведены на французских заводах в Клервале и Оденкуре П.Е. Эбелманом.

Вышеописанные научные достижения позволили поднять представления о доменном процессе на новый качественный уровень, в результате чего в трудах по металлургии железа середины XIX в. появился раздел «Теория доменных печей».

### 1.3.3. Формирование современной технологии и техники извлечения железа из руд

Началом промышленной революции принято считать 1733 год, когда Джоном Кеем был изобретен механический челнок для ткацких

станков. Отметим, что это событие практически совпадает с внедрением в металлургическое производство доменной плавки на каменно-угольном коксе. Начиная с 1735 г. совершенствование конструкции и технологии доменной плавки и изобретения в области металлургии железа вообще следуют одно за другим практически непрерывно.

В XIX в. были изобретены эффективные способы передела чугуна в сталь, и процесс получения стали из руды сделался двухступенчатым с чугуном в виде промежуточного продукта передела. Процесс производства стали из чугуна вел в окислительных кричных горнах, а затем в пуллитновых печах (Г. Корт, 1784 г.), конвертерах (Г. Бессемер, 1856 г. и С. Дж. Томас, 1878 г.), мартеновских печах (Эмиль и Пьер Мартены, 1864 г.) и кислородных конвертерах. История развития способов плавки железных руд показывает, что доменная печь была изобретена не каким-либо одним лицом, она явилась плодом коллективного творчества многих поколений металлургов, осуществивших постепенный многовековой переход от примитивных сырцовых горнов к доминам и, наконец, к доменным печам. Последующая история доменного производства вплоть до наших дней представляет собой непрерывную цепь открытий и изобретений, позволивших усовершенствовать конструкцию печей и технологию доменной плавки. Наиболее важные из этих изобретений перечислены ниже.

Создание водоохлаждаемых воздушных фурм связано с именем Конди (1802 г., завод «Кальдер», Шотландия). Нагрев дутья перед подачей в печь был предложен Нельсоном в 1828 г. (завод «Клайд», Шотландия). С 1857 г. для этих целей используются регенеративные кирпичные доменные воздухоподогреватели Э. Каупера.

Первые опыты использования доменного газа в качестве топлива на металлургических заводах были проведены французом Фабер дю Фором в 1832 г. В 1886 г. Люрман предложил использовать доменный газ для газовых двигателей на воздухоудельных станциях. В 1889 г. на заводе «Серен» (Бельгия) была пущена доменная газозовоудельная машина.

В разное время были предложены способы ведения доменной плавки на дутье, состав которого отличается от состава атмосферного воздуха. В 1825 г. Нельсон (Шотландия) предложил метод работы на осушенном от водяных паров дутье, осуществленный впоследствии в 1890 г. Фрайером (США) и в 1904 г. Гейли (США). К 1830 г. относится предложение немецкого химика Штрёмейера о вдувании в доменную печь паровоздушного дутья. В 1871 и 1876 г. Г. Бессемер берет патенты на вдувание в печь воздушного дутья, обогащенного кислородом, и на метод работы с высоким давлением газов в рабочем пространстве доменной печи. В 1926 г. патент Гескаппа предусматривает вдувание



угольной пыли в доменную печь через фурмы вместе с воздушным дутьем. Вдувание природного газа, мазута и нефти в фурмы было предложено Барнетом еще в 1838 г.

Значительные изменения претерпевают конструкции доменных печей, ползая на высота которых достигает теперь 33–35 м, полезный объем — 5600 м<sup>3</sup>, а также конструкции доменных цехов. Загрузка шихты в печь в настоящее время чаще всего осуществляется с помощью засыпного аппарата Парри (1850 г.) и распределительного аппарата Мак-Ки (1907 г.). В 1950 г. советские изобретатели А.П. Любимов и Е.Н. Тихомиров предложили первый в мире засыпной аппарат, в котором вместо большого конуса использовалась вращающаяся наклонная доска (лоток). В 1972 г. французская фирма «Поль Вюрт» усовершенствовала эту конструкцию, меняя угол наклона вращающейся доски.

Честь изобретения водоохлаждаемой шлаковой фурмочки принадлежит немецкому доменщику Ф. Люрману (1867 г.). Конструкции водоохлаждаемых холодильников кладки печи были предложены американцами Кеннеди (1884 г.) и Гейли (1887 г.). Система испарительного охлаждения доменных печей была изобретена советскими инженерами А.М. Андоньевым и Г.Е. Крушевым в 1958 г. Над совершенствованием профиля рабочего пространства и конструкции доменных печей работали крупнейшие ученые во многих странах.

Отметим работы английского металлурга Дж. Гиббонса (1839 г.), работавшего над созданием рационального профиля доменной печи. В 1866 г. французский инженер А. де Ватер составил первые тепловые балансы доменной плавки и предложил метод определения расхода кокса. В 1872–1877 гг. французский инженер Луи Грюнер опубликовал результаты замеров и вычислений, позволившие оценить эффективность использования восстановительной способности печных газов, высказать рекомендации по уменьшению удельного расхода кокса при выплавке чугуна. Эти работы не потеряли своего значения и до сих пор. Значительный вклад в теорию доменного процесса был сделан шведским инженером Р. Оккерманом (1871 г.), обобщившим эффекты, наблюдаемые на печах при применении горячего дутья. Большое влияние на развитие теории и практики металлургии чугуна оказали работы акад. М. А. Павлова. Результаты исследования хода доменного процесса, методы расчета профиля доменной печи отражены в его монографии «Металлургия чугуна». В 1937–1944 гг. А.Н. Похвисневый впервые разработал алгоритмы автоматического управления доменной плавкой.

В 1941 г. А.Н. Рами предложил первый в мире эффективный метод теоретического расчета удельного расхода кокса на доменную плавку,

который широко используется сегодня во всем мире. В середине 40-х годов Б.И. Князевым сформулированы основы теории теплообмена доменного процесса.

В России первые доменные печи были построены на р. Тулице (недалеко от г. Тулы) в 1632 г. первый уральский чугун был получен в 1701 г. на Каменском заводе. В XVIII в. древесно-угольные доменные печи Урала имели максимальную для того времени производительность — до 14 т/сут для одной печи. С 1768 по 1804 г. Россия занимала первое место в мире по выплавке чугуна (25000–180000 т в год) и экспортировала его в Англию. Металлургия Юга России ведет начало от 1845 г., когда были построены доменные печи Керченского завода. Однако низкое качество фосфористого чугуна из керченских руд создавало трудности со сбытом продукции завода. Впоследствии в годы Крымской войны завод был взорван. В 1870 г. русский промышленник Пастухов финансировал строительство Сулинского металлургического завода, работавшего на местном антраците. В 1869 г. Новороссийское акционерное общество построило первые печи Юзовского завода, а Брянское акционерное общество — Александровский (1886 г.) и Каменский (1889 г.) заводы. Технический уровень доменных цехов России был крайне низок. Перед Первой мировой войной в стране не было скиповых подъемников, разливочных машин, агрегатированных лент, какой-либо механизации на литейных дворах. В 1913 г. в России было выплавлено 4,64 млн. т чугуна (пятое место в мире).

В годы Первой мировой и Гражданской войн металлургия была в значительной степени разрушена; ежегодная выплавка чугуна в 1919–1922 гг. не превышала 0,2 млн. т. Довоенный уровень производства чугуна был достигнут только в 1929 г. За годы первых пятилеток были сооружены новые цехи и металлургические заводы с крупными доменными печами: Магнитогорский и Кузнецкий комбинаты (1932 г.), «Азовсталь» и «Запорожсталь» (1933 г.), «Криворожсталь» и Новопитетский (1934 г.), Новотурьинский (1935 г.) и Нижнетагильский (1940 г.). Многие старые цехи были реконструированы. Созданный в 1926 г. Государственный институт проектирования металлургических заводов (Гипромез) к 1931 г. завершил работу над первым типовым проектом доменной печи полезным объемом 930 м<sup>3</sup> (до Гражданской войны было построено 14 таких печей). В мае 1930 г. на Керченском металлургическом заводе была пущена в эксплуатацию первая в СССР агрегатированная лента. Перед началом Великой Отечественной войны были выплавка чугуна в СССР достигала 14,9 млн. т (третье место в мире после США и Германии). В годы войны в связи с разрушением металлургических заводов Украины и Центра выплавка

чугуна сначала упала до 4,78 млн. т (1942 г.), а затем по мере строительства печей на Урале, в Сибири и восстановления металлургии в освобожденных районах вновь резко возросла. В годы послевоенных пятилеток выплавка чугуна в СССР увеличивалась в среднем на 3,2–4,5 млн. т в год, что к 1970 г. вывело Советский Союз на первое место в мире по производству чугуна.

Максимальный объем печей СССР изменялся следующим образом, м<sup>3</sup>: в 1931 г. — 930, 1938 г. — 1300, 1952 г. — 1386, 1958 г. — 1513 и 1719, 1960 г. — 2002, 1965 г. — 2300, 1967 г. — 2700, 1970 г. — 3000, 1972 г. — 3200, 1974 г. — 5000, 1986 г. — 5580.

Техника доменного производства в России продолжает совершенствоваться и до настоящего времени. Прогресс в области доменного производства, несомненно, приведет к дальнейшему увеличению производительности печей, повышению производительности труда, к снижению удельного расхода кокса на выплавку чугуна. Выполнение этих задач возможно лишь на базе использования наиболее передовой технологии, новой техники, изобретений. Вместе с научными сотрудниками научно-исследовательских институтов, с преподавателями вузов и ИТР отрасли, студенты металлургических институтов будут с первого года обучения и до окончания института принимать самое активное участие в разработке новой передовой технологии доменной плавки и во внедрении ее в практику производства доменными цехами страны.

### Основные события в металлургии железа в XVIII–XX веках

- 1735 г. — Первая доменная плавка Абрахама II Дерби с использованием в качестве твердого топлива только каменного угольного кокса (Колбруксвилл, Англия).
- 1740 г. — Изобретение Бенжамина Хантсменом тигельного способа выплавки стали из чугуна (Хендсфорт, Англия).
- 1755 г. — Первое применение паровой машины конструкции Винкельсона на доменной печи завода «Бредли» (Англия).
- 1769 г. — Установка паровых цилиндрических воздухоудных машин с чугунными цилиндрами конструкции Дж. Уатта на Каронском заводе (Шотландия).
- 1784 г. — Изобретение пудлингования чугуна Г. Кортом (Портемут, Англия).
- 1794 г. — Конструкция шахтной ваграночной печи Уилкинсона (Англия).
- 1802 г. — Установка водоохлаждаемых фурм на заводах «Бредли» (Англия) и «Кальдер» (Шотландия).
- 1811 г. — Патент Оберто (Англия) на использование физического тепла доменного газа в теплотехнических целях.
- 1812 г. — Предложение Ж. А. Гассенфратта (Франция) о введении первого в истории техники показателя ресурсосбережения.
- 1824 г. — Первые опыты Холфилда (Англия) по электроочистке доменного газа.
- 1828 г. — Патент № 5701 Дж. Нельсона (Англия) на нагрев дутья в воздухонагревателе перед его подачей в доменную печь.
- 1831 г. — Предложение Д. Дейвиса (Англия) о вдувании угля в фурмы доменной печи.
- 1838 г. — Патент Барнетта (Англия) на вдувание в доменные печи природного газа и нефти.
- 1839 г. — Статьи Дж. Гиббонса (Англия) о «естественном» рациональном профиле доменной печи.
- 1842 г. — Применение мокрого очистителя колошникового газа от пыли (скруббера) конструкции Маннгейма (Германия).
- 1850 г. — Изобретение Парри (Англия) засыпного аппарата «воронка—конус» для загрузки шихты в доменную печь.
- 50-е годы XIX века — Строительство (в США) доменных печей высотой более 20 метров, работавших без применения древесного угля.
- 1855 г. — Патент Г. Бессемера (США) на способ передела чугуна в сталь, позволивший начать возникновению новой схемы металлургии железа—чугун—литая сталь.
- 1857 г. — Изобретение Э. Каупером (Англия) кирпичного регенеративного воздухонагревателя.
- 1861 г. — Патент В. Сименса и Ф. Сименса (Англия) на регенеративную сталеплавильную печь.
- 1867 г. — Большая золотая медаль Всемирной выставки в Париже вручена П. Мартену (за качество металла, выплавленного в печи конструкции Сименсов).

- 1871 г. — Патент № 117246 Г. Бессемера (США) на способ доменной плавки с повышенным давлением в рабочем пространстве печи.
- 1875 г. — Выплавка в доменной печи феррохрома (Брустлейн, Франция).
- 1877 г. — Патент С. Дж. Томаса (Англия) на выплавку стали в конвертере с основной футеровкой.
- 1887 г. — Изобретение Ф. Гербельном и Т. Хантингтоном (Англия) технологии агломерационного обжига сульфидных руд.
- 1904 г. — Пуск первой однофазной печи конструкции Эру на заводе «Халькомб» (США).
- 1911 г. — Пуск первой в мире аглоленты на заводе «Брук» в Бедборо (шт. Пенсильвания, США).
- 1912 г. — Патент № 35124 А. Андерсена (Швеция) на технологию производства окатышей из твердых концентратов.
- 1923 г. — Первый опыт работы доменных печей на дутье, обогащенном кислородом (Утре, Бельгия).
- 1932 г. — Первые опыты В. Люккена и Л. Кребера (Германия) по получению офлюсованного агломерата.
- 1947 г. — Первые опыты непрерывной разливки стали (ЦНИИЧМ, Сор-мовский завод, СССР).
- 1953 г. — Изобретение LD-процесса (кислородно-конвертерной плавки) (Австрия).
- 1956 г. — Получение формованного кокса из некоксуемых углей Д.М. Сапожниковым (СССР).
- 1957 г. — Первая доменная плавка с вдуванием природного газа на заводе им. Петровского (СССР).
- 1964 г. — Первый в мире промышленный опыт замораживания доменной печи И.Д. Баллона (Енакиевский завод, СССР).
- 1969 г. — Пуск первой шахтной печи для производства губчатого железа по способу Мидлрекса (Портленд, США).
- 1971 г. — Патент (АС № 506628 от 03.03.1971) Московского института стали и сплавов на технологию переработки пластмасс в доменных печах (СССР).
- 1993 г. — Промышленное внедрение технологии вдувания пластмасс в доменные печи (Бремен, Германия).
- 1996 г. — Первые промышленные опыты по вдуванию в доменные печи технологических материалов — пыли шредлинг-установок и замасленной окатины (Айзенхюттенштадт, Германия).

## Раздел 2

# СЫРЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

## 2.1. КАМЕННОУГОЛЬНЫЙ КОКС

### 2.1.1. Процесс коксования

Каменный уголь, запасы которого очень велики, не может быть, к сожалению, непосредственно использован в качестве топлива в шахтных печах. Уголь содержит 20–40% летучих веществ, которые уже при нагреве до 250–350 °С и выше начинают интенсивно выделяться, разрывая куски самого прочного угля с образованием угольной пыли. Эта пыль забивает пустоты между более крупными кусками руды, агломерата, окатышами, резко ухудшает газопроницаемость столба шихты в печи, затрудняя горн печи угольной пылью и мусором. Работа доменных печей на угле всегда связана со снижением технико-экономических показателей плавки, а затем с тяжелыми последствиями хода и авариями.

С начала железного века основным горючим в сыродутных горнах, а затем в доминцах и доменных печах был древесный уголь — продукт пиролиза (обугливания без доступа воздуха) древесины при 350–650 °С. Наиболее древним является так называемый «кучной» способ производства древесного угля. В современных углевыжигательных печах вагонетки с древесными чурками последовательно проходят через секции камерной печи, где идет пиролиз древесины и куда непрерывно подают нагретые в топках продукты сгорания дров и угля. Такие печи позволяют полностью уловить ценные газообразные продукты переугливания дров. Выход древесного угля из дров колеблется обычно в пределах от 60 до 74 объемн. %, его кажущаяся плотность равна 0,38 г/см<sup>3</sup> (березовый уголь); 0,29 г/см<sup>3</sup> (сосновый уголь); 0,26 г/см<sup>3</sup> (ельовый уголь). Насыпная масса 1 м<sup>3</sup> сухого печного древесного угля составляет 130–200 кг/м<sup>3</sup>. Механическая прочность древесного угля невелика и позволяет осуществлять плавку на нем лишь в доменных печах с полезной высотой до 18 м.

Древесный уголь обладает высокой реакционной способностью и горючестью, что связано с его огромной пористостью (80–87%). В связи с этим древесный уголь горит перед воздушными флуидами доменной печи в окислительных зонах небольшого объема, что препятствует работе с высоконагретым дутьем, также уменьшающим размеры окислительных зон.

По химическому составу древесный уголь выгодно отличается от кокса малой зольностью (1–2% А) и чистотой по сере (<0,05% S) и фосфору (0,1–0,07% Р). Содержание нелетучего углерода составляет в печном угле 72–75% при 26% летучих веществ, выделяющихся при его нагреве в доменной печи. Чистота древесного угля позволяет выплавлять высококачественный перелетный и литейный чугуны. Однако быстрое увеличение масштабов древесноугольной доменной плавки привело к уничтожению значительной части лесов в европейских странах.

В настоящее время выплавка древесноугольного чугуна в больших масштабах ведется лишь в Бразилии, где на огромных площадях в бассейне реки Амазонки вырубается леса, а оборот рубки эвкалипта составляет всего 7 лет (для сравнения: оборот рубки хвойных деревьев на Урале 60–70 лет). В 1982 г. в Бразилии в 134 малых доменных печах было выплавлено на древесном угле 4,4 млн. т чугуна.

В связи с ограничениями рубки леса в XVI–XVIII вв. были вновь предприняты многочисленные попытки доменной плавки на каменном угле, но все они закончились неудачей. Необходимо было создать новое искусственное топливо для доменных печей. Таким топливом и стал каменноугольный кокс.

Процесс высокотемпературного коксования угля заключается в пиролизе угля без доступа воздуха при 900–1100 °С в течение 14–18 ч.

Рассмотрим процесс коксования более подробно. Перед загрузкой в коксовую печь угольная шихта измельчается до фракции <3 мм. Компоненты шихты усеиваются по составу на специальных складах, затем тщательно смешиваются.

После укладки шихты в печь и выравнивания поверхности шихты планиром печь тщательно терметизируется. Нагрев шихты в печи происходит только посредством теплопроводности от двух ее стен, внутри которых в отопительных простенках сжигается смесь доменного и коксового газов при температурах до 1350–1400 °С. Выделяющиеся из шихты газы немедленно отводятся из печи через специальные отверстия. Как уже упоминалось выше, главной причиной разрушения кусков каменного угля в доменной печи является интенсивное выделение из угля большого количества летучих. Поэтому задача про-

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

Различают следующие последовательно протекающие стадии высокотемпературного коксования каменного угля:

1. Сушка угля при температуре до 100–120 °С.
2. Нагрев угля до 300–350 °С. Коксующийся уголь на этой стадии проходит лишь физический прогрев частиц без разрушения (деструкции) легкоплавких соединений – битумов, при распаде которых и выделяются летучие вещества. Так, высококачественный коксующийся кузнецкий уголь при нагреве до 300 °С выделяет лишь до 12–15% всей массы летучих. Битумы в этом угле не разрушаются вплоть до плавления. Наоборот, некоксующийся уголь на этой стадии выделяет большую массу летучих, битумы в них подвергаются деструкции, уголь теряет способность плавиться; кокс из такого угля не может быть получен.
3. Размягчение и плавление угля при 350–500 °С. Первыми плавятся легкоплавкие битумы. В образовываемся первичном расплаве растворяется вся остальная масса угольной шихты. Лишь небольшая часть угольных частиц сохраняет свою индивидуальность и не растворяется в жидкой фазе. Из расплава интенсивно выделяются летучие, что резко меняет его химический состав, увеличивает вязкость. Поры в коксе – это пузыри и трубки, по которым двигались летучие в массе расплава; стенки их твердеют и сохраняются затем в готовом продукте.
4. При 500–600 °С расплав затвердевает в виде первого, еще слабого в механическом отношении продукта – полуккокса, содержащего обычно еще около 50 мас.% всех летучих исходной угольной шихты.
5. При 600–1100 °С осуществляется многочасовое прокалывание кокса, что позволяет почти полностью удалить из него летучие, провести частичную графитизацию вещества кокса, т. е. превращение аморфного углерода в кристаллический гексагональный графит. Степень графитизации готового кокса оценивается, по экспериментальным данным, в 15–20%. Именно в ходе перекристаллизации и спекания вещества кокса при 600–1100 °С его прочность и твердость возрастают в 30–40 раз.

На рис. 2.1 показана форма рабочего пространства коксовой печи, которая представляет собой прямоугольный параллелепипед, слегка расширяющийся в сторону выдачи кокса. Процесс коксования идет в ней от двух продольных стен печи в направлении к оси печи (рис. 2.2). Так как объем готового коксового пирога обычно несколько меньше

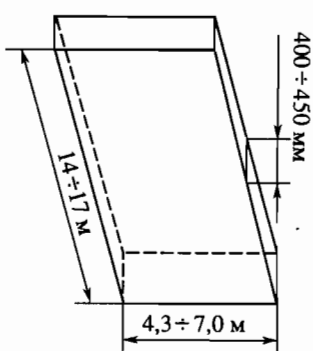


Рис. 2.1. Камера коксовой печи

объема угольной шихты, по оси пирога образуется вертикальная трещина — «развал». Таким образом, длина куска кокса обычно составляет приблизительно половину ширины камеры коксовой печи.

Средний выход металлургического кокса ( $>25$  мм) из валового составляет 93–94%. В процессе коксования угольная шихта теряет 300–330 м<sup>3</sup> летучих/т шихты. Выделяющиеся из коксовой печи летучие («тризный» коксовый газ) направляются в химические печи, где из них извлекают смолы, аммиак, бензол и другие ценные компоненты. Дальнейшая переработка их дает возможность получить лаки, краски, растворители, сульфат аммония, пиридиноле, сульфат аммолин, серу, лекарства и взрывчатые вещества, минеральные масла и другие ценные продукты общим числом до 500. Очищенный («чистый») коксовый газ содержит: 60 Н<sub>2</sub>; 26 СН<sub>4</sub>; 2,7 N<sub>2</sub>; 2,6 СО<sub>2</sub>; 2,2 С<sub>т</sub>Н<sub>т</sub>; 0,5 О<sub>2</sub>. Его теплота сгорания близка к 18 400 кДж/м<sup>3</sup>. Коксовый газ широко используется на металлургических заводах для отопления коксовых батарей, мареновских печей, кауперов, а в последнее время и для выдувания в фурмы доменных печей с целью экономии кокса.

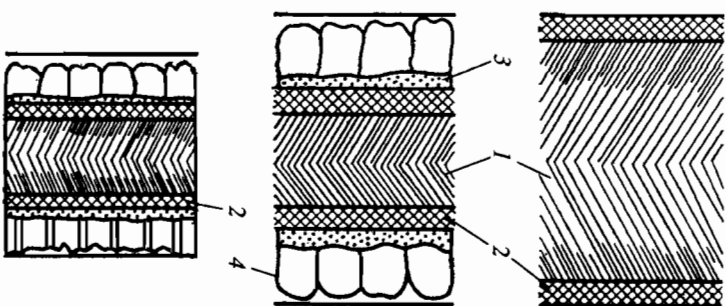


Рис. 2.2. Стадии коксования угля

1 — шихта; 2 — пластический слой; 3 — полужококс; 4 — кокс; 5 — осевая вертикальная трещина

За последние годы традиционный процесс коксования угля был значительно усовершенствован. Предварительное брикетирование угольной шихты или ее трамбовка в самой коксовой печи позволяют увеличить массу шихты в камере печи, улучшить качество кокса и повысить производительность печей.

Особенно эффективен предварительный подогрев угольной шихты нагретым азотом в реакторе с кипящим слоем до 180–220 °С. Как видно из данных рис. 2.3, при коксовании холодной влажной угольной шихты температура в осевой зоне коксовой печи (200 мм от стенки печи) даже через 11 ч после начала коксования составляет только 500 °С.

Она достигает 1000 °С лишь через 14 ч. Подогрев шихты перед ее загрузкой в печь позволяет сократить период коксования до 6–8 ч, т. е. на 40–50%, повысить производительность коксовых печей в среднем в 2 раза. Во многих странах ощущается нехватка коксующихся углей, запасы которых невелики. Весьма характерным примером в этом отношении является современное положение Кузбасса, в котором только 7–12% всех запасов угля относятся к категории коксующихся. Напомним, что некоксующиеся угли интенсивно отдают летучие вещества при температуре до 350 °С. При этом они теряют способность плавиться и образовывать прочный спекившийся продукт. Запасы таких углей практически неисчерпаемы, что придает особую важность проблеме получения прочного кокса из некоксующихся углей. Эффективная методика получения кокса из такого рода углей была разработана проф. Л. М. Сапожниковым в 1955 г. в Институте горючих ископаемых АН СССР. Основная идея изобретения заключается в скоростном нагреве угольной шихты ( $<3$  мм) в установках с кипящим слоем в вихревых камерах. Скорость нагрева в этих аппаратах настолько высока, что угольная шихта при температуре до 350 °С не успевает отдать в газовую фазу летучие вещества и частично плавится. После выдержки (1–2 мин) в области плавления угольного вещества шихта

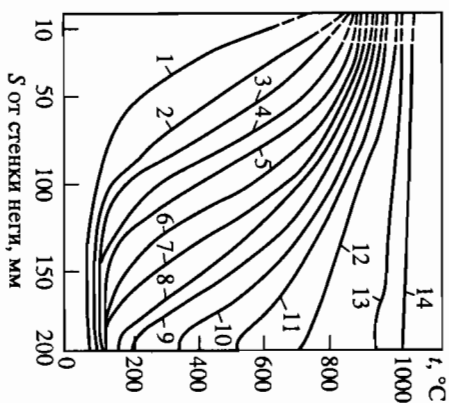


Рис. 2.3. Распределение температур в коксовой печи по ее ширине. Обшая ширина камеры печи 407 мм. Температура в отопительных простенках 1300 °С. Цифры на кривых — время (ч) от начала коксования

формуются под небольшим давлением (0,2—0,5 МПа) в брикеты, подвешиваемые затем прокаливанию в шахтной печи, где по мере опускания они проходят температурные зоны от 350 до 800 °С (время прокаливания ~2 ч). Прочность формованного кокса, полученного по рассмотренной технологии, оказывается более высокой, чем прочность обычного кокса. Первая доменная плавка на формованном коксе, проведенная в СССР в 1972 г., дала положительные результаты. Ход доменной печи и технико-экономические показатели плавки на новом топливе были лучше, чем на донецком коксе. Многочисленные опыты за рубежом также показали, что формованный кокс является полноценной заменой обычного каменноугольного кокса.

## 2.1.2. Устройство коксовых печей и цехов

Процесс коксования осуществляется в коксовых печах. Каждая коксовая печь (рис. 2.4) снабжена двумя герметичными дверями по торцам. В своде печи имеются три отверстия для загрузки шихты из трех бункеров загрузочного ватона. Под печью располагаются кирпичные регенераторы. Грязный коксовый газ через газосборник и газоотводы направляется в химические цехи. С машинной стороны печь обслужи-

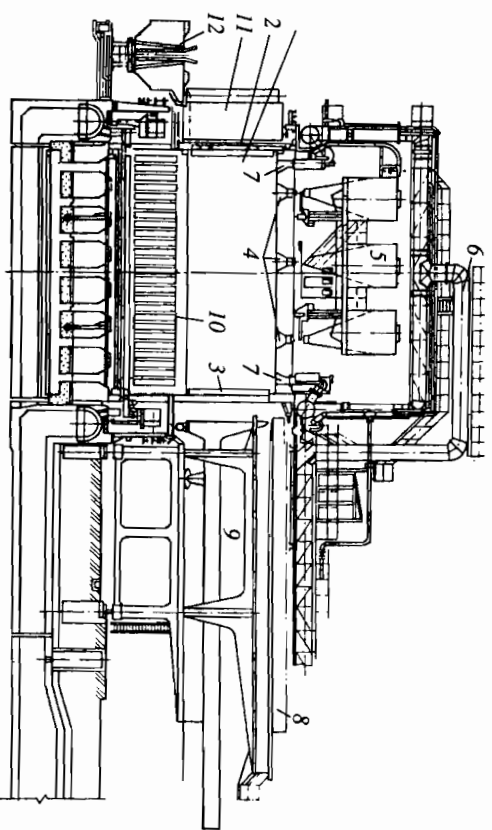


Рис. 2.4. Вид коксовой батареи в разрезе

1 — коксовая печь; 2, 3 — герметичные двери печи; 4 — отверстия для загрузки печи шихтой (во время коксования отверстия герметично закрыты крышками); 5 — загрузочный ватон; 6 — газоотвод; 7 — отверстия для отвода грязного коксового газа; 8 — планир; 9 — штабга коксовывающего; 10 — регенератор; 11 — дверцеваемая машина; 12 — тупильный ватон

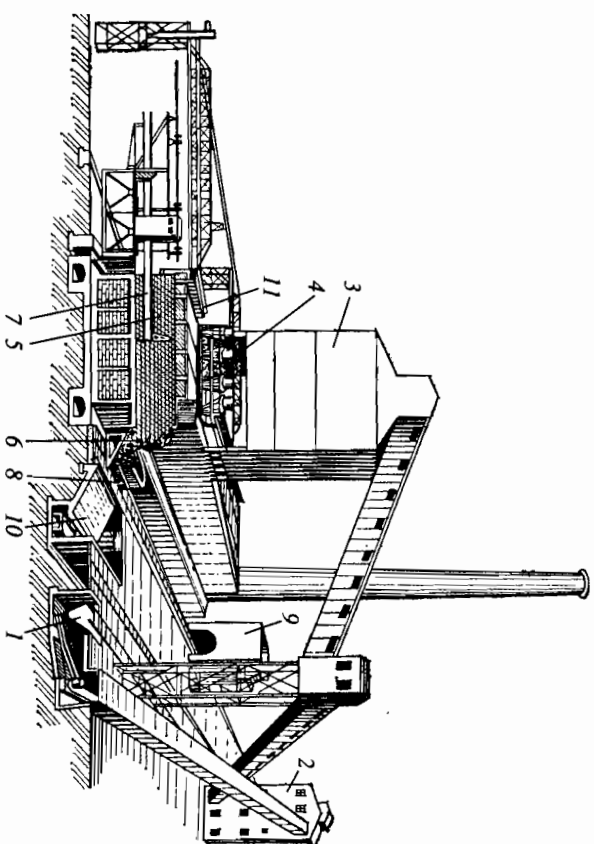


Рис. 2.5. Общий вид современной коксовой батареи

1 — приемный бункер для сырого каменного угля; 2 — отделение для дробления и смешения угля; 3 — распределительная башня; 4 — погрузочная тележка; 5 — камера коксования; 6 — кокс; 7 — коксовывающий ватон; 8 — тупильный ватон; 9 — тупильная башня; 10 — платформа для загрузки охлажденного кокса; 11 — отвод коксового газа

вается перемешивающим по рельсовому пути коксовывающим. С помощью штанта эта машина выталкивает коксовый пирог из печи. Предварительно с коксовой стороны дверцеваемая машина снимает дверь. Кокс направляется в тупильный ватон. После тушения кокса ватон он выгружается на наклонную рампу и конвейером направляется на коксорегенерацию. Коксовывающий ватон снабжен также перемешивающей по горизонтали штангой-планиром, с помощью которой выравнивается поверхность угольной загрузки перед началом коксования.

Коксовые печи (объем каждой до 42 м<sup>3</sup>) располагаются параллельно по 70—80 шт., образуя коксовую батарею (рис. 2.5). Ее обслуживают коксовывающий ватон, дверцеваемая машина, загрузочный и тупильный ватоны, распределительная угольная башня. Производительность коксовой батареи на холодной влажной шихте достигает 2200 т кокса/сут. (до 0,8 млн. т кокса/год).

Рассмотрим теперь подробнее устройство коксовых печей в батарее. Стены печей выложены из высокоогнеупорного динасового кирпича. Печи разделяются полыми отопительными простенками, внут-



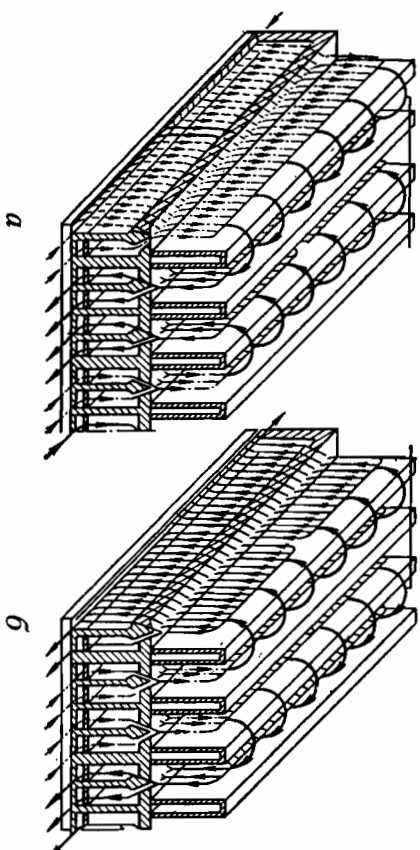


Рис. 2.6. Схема движения газов в печах с перекидными каналами

ри которых сжигается смесь коксового и доменного газов и развивается температура до  $1400^{\circ}\text{C}$ . Через стенки печей тепло продуктов сгорания передается теплопроводностью к угольной шихте в рабочем пространстве каждой печи.

Каждая коксовая печь батареи заключена между двумя отопительными простенками. Под каждым простенком располагаются два кирпичных регенератора. Наиболее распространены две принципиально различные конструкции коксовых печей. Первая из них (с перекидными каналами) показана на рис. 2.6. Доменный газ и воздух для горения сначала подогреваются раздельно в паре регенераторов под одним из отопительных простенков, например под левым, по отношению к данной коксовой печи (рис. 2.6, *a*). К этим газам присоединяется также холодный коксовый газ. Смесь вспыхивает и горит в левом отопительном простенке. Продукты сгорания перебрасываются над коксовой печью по специальным перекидным каналам и опускаются вниз уже по правому отопительному простенку. Далее продукты сгорания при температуре  $1300\text{--}1350^{\circ}\text{C}$  входят в два регенератора под правым отопительным простенком, нагревают их кирпичные насадки и уходят в дымовую трубу с температурой  $300\text{--}400^{\circ}\text{C}$ . Через  $20\text{--}30$  мин во всей коксовой батарее осуществляется перекидка клапанов, направление газовых потоков меняется на обратное (рис. 2.6, *b*). Теплые газы греют регенераторы под левыми простенками. Такая система позволяет добиться равномерности обогрева стен коксовой печи и в значительной мере утилизировать тепло дымовых газов.

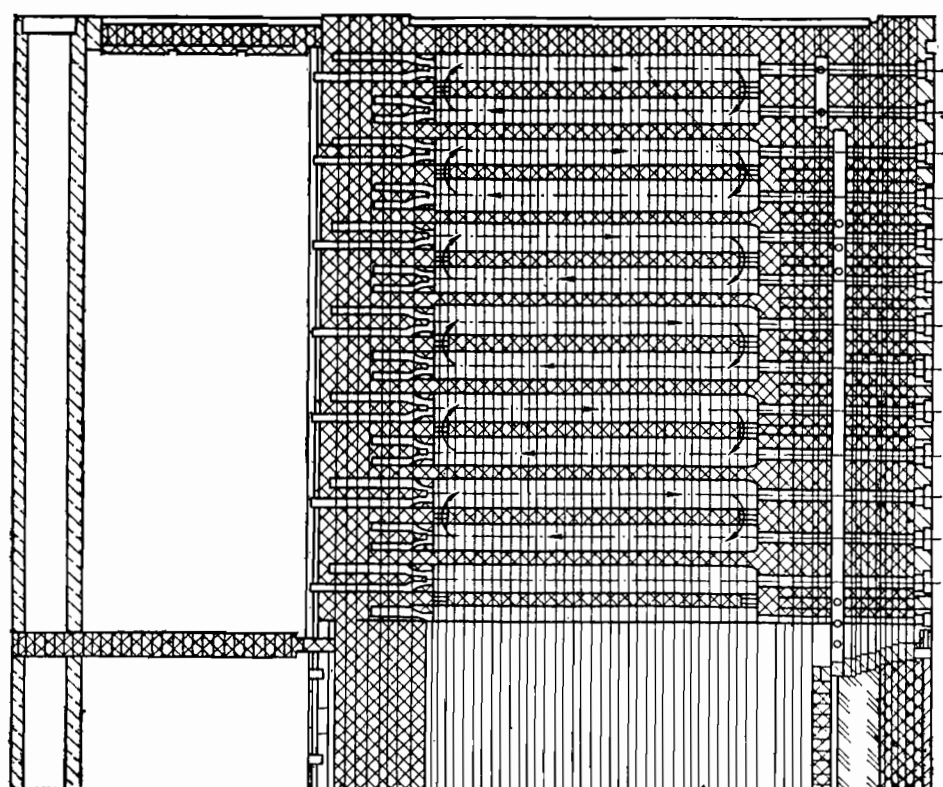
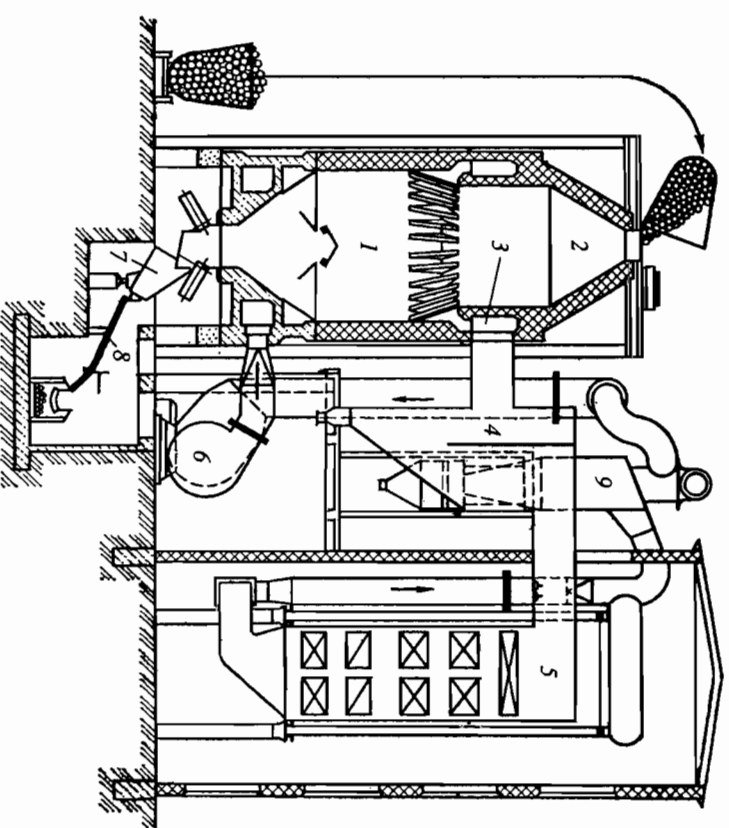


Рис. 2.7. Печи с парными вертикалами и рециркуляцией продуктов сгорания (поперечный разрез по простенку)

Система печей с парными вертикалами показана на рис. 2.7, на котором видно устройство одного отопительного простенка (разрез параллельно-продольной оси коксовой печи и перпендикулярно оси коксовой батареи). Простенок разделен глухими перегородками на секции, каждая из которых состоит из двух вертикалов, соединенных сверху и снизу отверстиями в разделительных стенках. На рисунке показаны направления движения пламени, продуктов сгорания. Доменный газ и воздух здесь также нагреваются в регенераторах под простенками и вместе с холодным коксовым газом подаются в левые вер-



**Рис. 2.8.** Общий вид камерной установки сухого тушения кокса

1 — камера тушения; 2 — форсмастер; 3 — верхний колеблющийся канал с зоной косых холмов; 4 — пылеосаждительный бункер с переторолкой; 5 — когел-утилизатор; 6 — пылесос; 7 — разгрузочное устройство; 8 — рампа холодного кокса; 9 — циклоны

тикалы снизу вверх. Затем продукты сгорания и пламя проходят через соединительные отверстия в верхних частях парных вертикалов и опускаются сверху вниз по правым вертикалам. Часть продуктов сгорания рециркулируется и подсыпается вновь в левые вертикалы через нижние соединительные отверстия. Это делается для разбавления газовой смеси, предотвращения горения смеси в узкой по высоте зоне, т. е. повышения равномерности обогрева коксовой печи. Главная часть дымовых газов при 1300—1350 °С входит в регенераторы и греет их кирпичную кладку. Через 20—30 мин осуществляется перекидка клапанов и направление газотоков меняется на обратное. Система печей с парными вертикалами сложнее, чем система с перекидными каналами, но она дает большую равномерность обогрева печи. Расход тепла на коксование холодной и влажной угольной шихты составляет 2200—2600 кДж/кг влажной шихты.

Готовый пирог кокса выгружается в тушильный вагон и по традиционной технологии заливается водой (4—5 м<sup>3</sup>/т кокса).

К сожжению, мгновенное охлаждение создает в кусках кокса значительные внутренние напряжения, увеличивает его трещиноватость. Кроме того, в зависимости от расхода воды влажность кокса меняется в широких пределах (от 2 до 10%), что затрудняет шихтовку в доменном цехе. Тепло коксового пирога теряется при такой технологии безвозвратно.

Современная прогрессивная технология сухого тушения кокса холодным азотом предложена Г. Вундлерихом (Германия) в 1917 г. (рис. 2.8). По этой схеме раскаленный (1000—1050 °С) кокс затрубаивается сверху в бункер, через который непрерывно продувается азот. Теплый кокс (200—250 °С) выдвигается из нижней части бункера. Нагретый азот направляется в пылеулавливатели, а затем в паровой котел, где получают перегретый до 450 °С водяной пар. Таким образом удается почти полностью утилизировать теплоту коксового пирога, осуществлять охлаждение кокса по шадящему графику, улучшить качество кокса и снизить до минимума его влажность (1,5—2,0%).

Расход циркулирующего по контуру охлаждения азота составляет в таких установках 75 000—80 000 м<sup>3</sup>/ч. После парового котла остаточная теплота азота может быть использована для сушки и подогрева угольной шихты перед коксованием.

### 2.1.3. Качество кокса

Углерод кокса является в доменной печи химическим реагентом, участвующим в процессах прямого и косвенного восстановления железа и других элементов.

Стоя перед фурмами доменной печи в нагретом дутье, кокс обеспечивает плавку теплом. Температура в зоне горения до 2100 °С создает условия для нормального хода процессов восстановления в рабочем пространстве печи. Кроме того, кокс разрыхляет столб шихты в печи, улучшая ее газопроницаемость. В нижней части доменной печи (в заплечиках, горне), где только кокс остается в твердом состоянии, создается подвижная коксовая насадка, воспринимающая значительную часть веса столба шихтовых материалов. С учетом сказанного к качеству кокса предъявляются весьма жесткие требования.

Ниже приведен технический анализ каменноугольного кокса некоторых промышленных районов мира, % (на сухую массу):

	АС	SC	УТ	C <sub>нет</sub>
Из кузнецких углей (Россия) ...	10,0–11,0	0,45–0,70	До 1,5	85,0–89,0
Из донецких углей (Украина) ...	9,0–11,0	1,5–2,0	До 1,5	85,0–89,5
Из печорских углей (Россия) ...	10,5–10,7	0,54–0,57	До 1,2	86,5–87,5
Коннельсвилльский (США) ...	8–15,9	0,62–1,30	0,3–1,3	83,8–91,1
Русский (Германия) ...	9,8–10,2	0,9–1,2	До 1,9	86,7–87,4
Деремский (Англия) ...	10,7	0,9–1,1	0,5–1,2	87,49
Индийский ...	21,9	0,56	0,98	76,56

Влажность готового кокса, зависящая от режима тушения, не превышает 5%. Минимальную влажность (0,1–0,5%) получают при сухом тушении кокса, когда вместо заливки водой охлаждение ведется в токе азота.

Зольность кокса оказывает влияние на выход доменного шлага и прочность кокса. Считается, что каждый 1% увеличения зольности приводит к снижению производительности доменных печей на 1–2% и повышению удельного расхода кокса на 1,2–2,0%.

В бывшем СССР повышенной зольностью характеризовался кокс из каратандинских углей. Содержание  $\text{SiO}_2 + \text{A}_2\text{O}_3$  в золе кокса достигает 70–80%. Зола кокса имеет существенно кислотный характер, т. е., присоединяясь к шлаку в горне доменной печи, понижает его основность.

При коксовании приблизительно половина серы, входящей в угле в состав пирита, уходит с коксовым газом главным образом в составе сероводорода. Сульфатная сера переходит частично в троилит ( $\text{Fe}_3\text{S}_4$ ). Часть сульфидной серы вымывается водой при тушении готового кокса. В среднем содержание серы в коксе на 18–20% меньше, чем в угольной шихте. Исследования минералогического состава донецкого кокса позволили установить, что 17,9–22,2% серы кокса входит в состав сульфидов, 1,6–7,3% — в состав сульфатов, 71,3–76,7% — в структуру собственно угольного вещества («органической» серы). Содержание серы в донецком коксе в 2–3 раза выше, чем в кузнецком. Высокая сернистость донецкого кокса приводит к необходимости работы с высокоосновными вязкими шлагами, обесценивающая способность которых высока, и к ухудшению хода доменных печей с соответствующим снижением технико-экономических показателей плавки. Считается, что при увеличении содержания серы в коксе на 0,1% удельный расход кокса в среднем возрастает на 1–1,4%.

Содержание остаточных летучих веществ в коксе зависит от температуры и продолжительности коксования. По общепринятым техническим условиям, содержание летучих в коксе не должно превышать 1,5%. Одной из наиболее важных характеристик кокса является также

содержание в нем 83–88% нелетучего углерода (в расчете на рабочее топливо).

К физико-химическим характеристикам кокса относятся его порочность и реакционная способность. Горючесть кокса определяется скоростью взаимодействия его вещества с кислородом. До сих пор не существует единой точки зрения по вопросу о влиянии горючести кокса на показатели доменной плавки. Так, Копперс (1931 г.) считал, что высокая горючесть кокса предопределяет повышенные технико-экономические показатели работы доменных печей. В работах Р. Банзена (1926 г.), наоборот, отмечались высокие скорости горения кокса любой горючести перед фурмами и предпочтение отдается коксу с пониженной горючестью. Современные представления о влиянии величины окислительных зон перед фурмами доменной печи на совершенство хода в большой мере согласуются со взглядами Банзена. Согласно этим представлениям, снижение горючести кокса увеличивает размер окислительных зон, обтекаясь опускание шихты в печи.

Реакционная способность кокса определяется величиной константы скорости его взаимодействия с двуокисью углерода при 1100 °С. Промышленными опытами, проведенными в ФРГ, показано, что доменный кокс пониженной реакционной способности в меньшей степени реагирует с двуокисью углерода и в шахте доменных печей. Понижение реакционной способности кокса во всех случаях приводило к снижению удельного расхода кокса и повышению производительности печей.

По внешнему виду качественный кокс отличается столбчатой структурой, серебристым блеском поверхности куска; такой кокс не пачкает рук. Прочность кокса по ГОСТ 8929–65 определяется путем обработки пробы кокса (50 кг, фракции >60 мм) во вращающемся глухом барабане (диаметр 1 м, длина 1 м, скорость вращения 25 об/мин, время обработки 4 мин). Внутри барабана к рабочей поверхности приварены четыре уголка, усиливающие разрушение кусков кокса при вращении барабана. Показателями прочности кокса являются выходы фракций >25 мм ( $M_{25}$ ) и <10 мм ( $M_{10}$ ) после барабанного испытания. Помимо этих простых показателей прочности, в разное время были созданы комплексные, учитывающие выход различных фракций кокса после барабанного испытания. Так, показатель  $\Pi_K$  Ильзедер (ФРГ) связывает выход (D) фракции >60 мм перед барабанным испытанием с выходами A и C фракций соответственно >60 и <40 мм после испытания, %:  $\Pi_K = (A \cdot 100 / D) - C$ .

Значительное распространение получил также показатель прочности Графа (ФРГ):  $K = AD / [100 (\alpha + 0,75S)]$ . В эту формулу, помимо уже

упоминавшихся выходов фракций *A* и *D*, входят выходы фракций <10 мм (*a*) и 20–40 мм (*b*) после барабанного испытания. Установлена отчетливая связь между величиной показателя Графа и совершенством хода доменных печей.

По пористости (45–55%) кокс занимает промежуточное положение между плотным каменным (1–10%) и древесным (75–85%) углем. Насыпная масса кокса близка к 450 кг/м<sup>3</sup>.

Качество кокса во многом влияет на ход доменных печей. Прочный пористый кокс разрыхляет мелкие шихты, улучшая и газопроницаемость. Слабый в механическом отношении кокс создает угрозу замусоривания горна коксовой пылью, ухудшает сход шихты в печи, снижая ее газопроницаемость. Химический состав и влажность кокса ежемесячно проверяются заводскими лабораториями. Эти данные, дополненные сведениями о показателях прочности кокса, сообщаются затем персоналу доменного цеха, использующему полученную информацию при управлении ходом доменных печей.

## 2.2. ЖЕЛЕЗНЫЕ РУДЫ

### 2.2.1. Классификация и генезис железных руд

Железными рудами называют горные породы, переработка которых экономически выгодна на данной стадии развития техники. Начало интенсивной добычи железных руд в Европе, Северной Африке и на Ближнем Востоке относится к эпохе перехода от бронзового к железному веку на рубеже II и I тысячелетий до н. э. Первоначально использовали лишь очень богатые железом и чистые от вредных примесей руды. Однако со временем по мере увеличения масштабов выплавки сыродутного кричного железа, а затем чугуна и стали в сфере металлургического передела неизбежно вовлекались все более бедные железом типы сырья, добыча которого оказывалась выгодной благодаря совершенствованию техники горных работ, обогащению и плавки руд. Еще в XVIII в. на Уральских доменных печах использовались руды, содержащие свыше 65% Fe. В наше время плавка в доменных печах Северного и Центрального Урала ведется на агломерате и окатышах, получаемых из концентрата обогащения качканарских руд, содержащих в среднем лишь 14–16% Fe. Постепенное обеднение проплавляемых руд железом несколько замедлилось лишь в последние годы, когда были открыты новые крупные месторождения богатых руд.

Доступная наблюдению верхняя часть земной коры мощностью ~16 км содержит в среднем около 4,9% Fe, входящего в состав более чем 350 минералов и горных пород. Такие широко распространенные горные породы, как гранит, сиенит, диабаз и базальт, содержат 3–9% Fe. Однако в настоящее время столь бедные железом породы еще не используются металлургией.

Промышленное значение имеют лишь те оксиды, карбонаты и силикаты железа, в которых концентрация этого элемента оказывается достаточно большой.

Железные руды не являются мономинеральными образованиями, они состоят из устойчивых сочетаний минералов и относятся поэтому к группе горных пород. Слагающие железную руду минералы делятся на две группы. К первой группе относят так называемые рудные минералы, содержащие главную массу всего железа руды. Остальные минералогические составляющие, совсем не содержащие железа или содержащие его в незначительном количестве, называются пустой породой.

Железные руды классифицируют по типу рудного минерала и по характеру пустой породы.

Классификация железистых руд по типу рудного минерала приведена в табл. 2.1. Различают магнетитовые, маргитовые, гематитовые, сидеритовые, шамозитовые, турингитовые руды, бурые железняки. Магнетитовые руды (магнитные железняки Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>) составляют основу многих крупных железорудных месторождений. Магнетитовая руда обычно чрезвычайно плотна, обладает однородной массивной или равномерно вкрапленной структурой. В большинстве случаев пористость магнетитовых руд не превышает нескольких процентов, что обуславливает пониженную восстановимость их в доменных печах. При добыче этих руд не образуется большого количества мелочи. Однако из-за повышенной сернистости часто приходится дробить магнетитовую руду и подвергать ее затем окискованию на агломерационных лентах, удаляя при этом до 98–99% всей серы.

Во многих случаях месторождения магнетитовых руд магматического происхождения. Вещество руды таких месторождений представляет собой некую жидкую, а затем закристаллизовавшуюся железистую магму. Процесс кристаллизации магмы чрезвычайно сложен и к настоящему времени изучен еще недостаточно. Началу кристаллизации часто предшествует дифференциация (расслоение) магмы, вызванная отсутствием неограниченной растворимости силикатно-окисного и сульфидного расплава. Последний располагается обычно под слоем силикатно-окисного расплава. Дифференциация магмы

продолжается и в ходе ее кристаллизации, так как плотность кристаллов отличается от средней плотности расплава, что обуславливает массовое погружение или всплывание кристаллов в маточном расплаве.

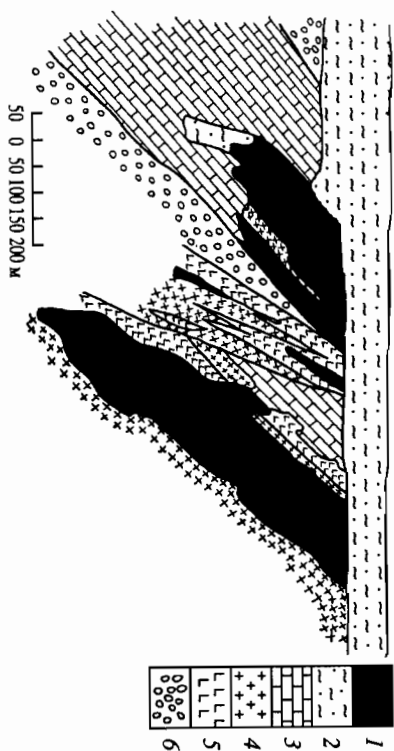
На первых стадиях охлаждения из расплава выпадают кристаллы силикатов (оливина, пироксенов, роговой обманки, полевых шпатов), шпинели.

Остаточный железистый расплав застывает последним, заполняя пустоты между зернами минералов пустой породы и более или менее равномерно распределяясь по всей массе руды. Так образуется равномерно вкрапленная структура магнетитовых руд.

Один из возможных вариантов кристаллизации магмы заключается в том, что остаточный железистый расплав может частично отделиться растущими кристаллами силикатов и концентрироваться в виде крупных скоплений, имеющих после застывания монолитную массивную структуру, состоящую почти исключительно из магнетита.

Расплавленная железистая магма, прорвавшаяся на отдельных участках из глубин земли в твердую земную кору, интенсивно реагирует с породами вмещающих горных пород (контактная зона), частично растворяя и существенно меняя их состав. Твердые, чаще всего карбонатные породы, окружающие скопление кристаллизующейся магмы, под действием железистого расплава, горячих водных растворов и паров в значительной мере насыщаются железом, переходя в так называемые скарные минералы, среди которых затем кристаллизуются из растворов собственно магнетит. Стреление магматического месторождения с контактной скарновой зоной приведено на рис. 2.9.

Магнетит устойчив на воздухе лишь при температурах выше 1383 °С. При температурах, преобладающих у поверхности земли, магнетит медленно окисляется до гематита по поверхности зерен и по плоскостям отдельности, имеющим относительно большую пористость, более проницаемым для окисляющих агентов. Окислителями, кроме кислорода и углекислого газа воздуха, могут быть водные растворы. Особенно активно окисление магнетита рудного тела идет в той его части, которая в большей мере подвержена воздействию воздуха и воды (обычно это участки рудного тела, расположенные ближе к поверхности земли). Чистый магнетит содержит 31% FeO (формула  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  может быть представлена в виде  $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ). В зоне окисления магнетита рудного тела образуется гематит, т. е. содержание FeO в продукте окисления постепенно уменьшается. При  $\text{Fe}_{\text{общ}}/\text{FeO} < 3,5$  частично окисленную руду все еще называют магнетитовой. При  $\text{Fe}_{\text{общ}}/\text{FeO} = 3,5-7,0$  продукт окисления становится полумартитом, а при  $\text{Fe}_{\text{общ}}/\text{FeO} > 7$  мартитом. Таким образом, полумартит и мартит яв-



**Рис 2.9.** Геологический разрез Сарбайского железорудного месторождения  
1 — рудные залежи (магнитный железняк); 2 — пески и глины; 3 — известняки; 4 — скарные на контакте с рудным телом; 5 — плотные роговики; 6 — сиениты

ляются продуктами низкотемпературного окисления магнетита в естественных условиях земной коры и представляют собой тонкую смесь двух минералов: гематита и магнетита. В сильно окисленных мартитах под микроскопом с трудом можно обнаружить среди вторичного гематита остатки магнетитового вещества, не подвергшегося окислению. Мартитовые руды содержат обычно значительно меньше серы, чем коренная магнетитовая руда. Обратный процесс — восстановление гематита углеродистыми веществами до магнетита (мушкетовитизация) — в природе наблюдается значительно реже.

Магнетит кристаллизуется из магмы часто вместе с ильменитом ( $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$ ). Последний может кристаллизоваться рядом с магнетитом в виде крупных зерен или тонких вростков в зернах магнетита. При обогащении таких руд (титано-магнетитов) стареются магнетит отделять от ильменита, т. е. получить титаносодержащий концентрат.

Атомы титана, марганца, никеля, цинка могут замещать в кристаллической (обратной шпинельной) решетке магнетита позиции двухвалентного железа, образуя соответственно ульвешпинель  $\text{TiO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ , магнезиоферрит  $\text{MgO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ , якобит  $\text{MnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ , франклинит  $\text{ZnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ , Trevorит  $\text{NiO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ . При замещении позиций трехвалентного железа в решетке магнетита атомами алюминия и хрома образуются соответственно алумомангнетит (до 15%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) и хромомагнетит (до 2%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ). Существует также ванадиевый магнетит — кульсонит (до 4,84% V). В небольшом количестве в магнетите растворим и кальций.



Характеристика важнейших рудных минералов железа

Разновидности железных руд	Минерал	Химическая формула	Тип кристаллической решетки	Цвет	Цвет черты на фарфоровом бисквите	Блеск	Магнитность	Твердость по шкале Мооса	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Максимальное содержание железа при отсутствии пустой породы
Магнетитовые (магнитные железняки) Полумартиты и мартиты	Магнетит	$\text{Fe}_3\text{O}_4$	Кубическая	Железо-черный	Железо-черный	Полуметаллический или металлический	Сильно магнитен	5,5—6,5	5,17	72,4
	Магнетит и гематит	$\text{Fe}_3\text{O}_4$ и $\text{Fe}_2\text{O}_3$	—	Черный, темно-красный	Темный, темно-красный	Полуметаллический	С увеличением степени окисления магнитность падает	5,5—6,5	5,1—5,2	70—72,4
Гематитовые (красные железняки)	Гематит	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$	Тригональная	Стальной серый, землистые разновидности красного цвета	Вишнево-красный	Металлический и полуметаллический		5,5—6,5	5,26	70,0
Бурые железняки	Гидрогематит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ $n < 0,5$	Тригональная	Ярко-красный	Вишнево-красный	Полуметаллический	Немагнитный	4,5—6,5	4,2—4,6	69,0
	Турьит	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	—	Темно-бурый	Красный	То же	То же	4,5—6,5	4,0—4,6	66,1

Сидеритовые шпатовые железняки)	Гётит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	Ромбическая	То же	Красновато-бурый	Алмазный до полуметаллического	»	4,5—5,5	4,0—4,4	62,9
	Гидрогётит	$3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	То же	Кирпично-красный, коричневый	То же	То же	»	4,0—4,5	3,0—4,4	60,8
	Лимонит	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	Скрыто кристаллический минерал	Темно-бурый до черноты	Желто-коричневый	Полуметаллический	Немагнитный	4,0	3,3—4,0	59,8
	Ксантосидерит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	То же	Желто-коричневый	То же	То же	То же	3,0	3,0—4,0	56,1
	Лимнит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	Скрыто кристаллический	Желтовато-бурый	Желтовато-бурый	Полуметаллический	Немагнитный	3,0	2,5—4,0	52,2
	Сидерит (железные шпаты)	$\text{FeCO}_3$	Тригональная	Желтовато-бурый, серый с буроватым оттенком	Белый	Стеклянный	»	3,5—4,5	3,9	48,3
	Шамозитовые и тюрингитовые	$(\text{Mg}, \text{Fe})_4 \times [\text{Al}(\text{Si}_3\text{AlO}_{10})(\text{OH})_6] \cdot n\text{H}_2\text{O}$	Моноклинная	От оливково-зеленого до черного	Зеленовато-серый	То же	То же	2—3	3,03—3,19	42,0
	Тюрингит	$(\text{Mg}, \text{Fe})_{3,5} \times [\text{Al}, \text{Fe}]_{1,5} \times [\text{Si}_{2,5}\text{Al}_{1,5}\text{O}_{10}] \times (\text{OH})_6 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	То же	Оливково-зеленый	Зеленоватый	»	»	2—3	3,1—3,2	37,0



Особую разновидность магнетитовых месторождений представляют так называемые россыпи, или магнетитовые пески, образующиеся при выветривании первичных магматических магнетитовых месторождений на берегу океана. Образующиеся под действием ветра, воды, смени температуры и многих других причин мелкие продукты разрушения рудного тела уносятся затем морской волной. При этом легкая пустая порода руды (кварц, плотность  $2,65 \text{ г/см}^3$ ) уносится водой значительно дальше в море, чем в 2 раза более тяжелый магнетит (плотность  $5,2 \text{ г/см}^3$ ). Песок многих островов Тихого океана, побережья Черного моря от Новороссийска до турецкой границы содержит большое количество зерен магнетита. Магнетитовый песок Черноморского побережья Кавказа содержит  $50\% \text{ Fe}_2\text{O}_3$  и около  $23\% \text{ FeO}$ , т. е. почти  $53\%$  железа.

Следующую группу в системе классификации железных руд составляют гематитовые руды (красные железняки,  $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ). В плотных кристаллических разновидностях («железный блеск» спекуларит) цвет гематита меняется от стального до стально-черного. Для порошковых разновидностей характерен красный цвет («гематикос» — по-греч. кровавый). Встречаются также листовая железная слюдка, натечная колломорфная почкообразная разновидность (красная стеклинная голова) и порошковая разновидность (железная сметана). Марганец может входить в тригональную кристаллическую решетку гематита, образуя биксбит ( $\text{Fe, Mn}_2\text{O}_3$ ). При низкотемпературном окислении магнетита ( $300\text{--}400^\circ\text{C}$ ) образуется кубическая (или, по последним данным, тетрагональная при  $a : b : c = 1 : 1 : 3$ ) разновидность оксида железа:  $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$  (маггемит, оксимагнетит), лишь незначительно уступающая магнетиту по магнитным свойствам (плотность  $4,4\text{--}4,85 \text{ г/см}^3$ ).

Гематитовые руды могут образовываться в природе прежде всего в результате дегидратации осадочных бурых железняков при условии повышенной температуры в сухом жарком климате у дневной поверхности или в глубинных слоях земной коры (на каждые  $100 \text{ м}$  погружения в кору земли температура возрастает в среднем на  $3^\circ\text{C}$ ). В значительных количествах гематит образуется также при окислении магнетитовых руд кислородом воздуха (мартит).

При кристаллизации магмы из расплава выделяются значительные количества водяных паров, конденсирующихся затем при соприкосновении с относительно более холодными горными породами. Эта так называемая магмогенная вода содержит в растворенном виде большие количества железа, оксиды которого выпадают затем из раствора, образуя гидротермальные месторождения гематитовых руд.

Выплавка чугуна базируется сейчас главным образом на железных рудах осадочного происхождения, среди которых особое значение

имеют докембрийские осадочные месторождения. Отложение первичного вещества этих руд из вод Мирового океана происходило более  $0,6$  млрд. лет, а часто и более  $1\text{--}2$  млрд. лет тому назад. Этот процесс, связанный с превышением предела растворимости железа в морской воде, шел в то время чрезвычайно интенсивно. Именно к этому периоду относится образование большинства наиболее крупных железорудных месторождений мира, на долю которых приходится не менее  $65\text{--}70\%$  мировой выплавки чугуна.

На рис. 2.10 приведен геологический разрез Яковлевского месторождения Курской магнитной аномалии, образование которой относится к докембрийской эпохе. Она из наиболее характерных черт месторождений такого рода состоит в том, что богатые мартитовые и гематитовые руды располагаются всегда поверх чрезвычайно мощных скоплений бедных магнетитовых и гематитовых кварцитов.

Последовательность образования такого рода месторождений еще не вполне ясна. Согласно одной из существующих в настоящее время точек зрения, вещество первичного докембрийского осадка состояло главным образом из кварца, гематита и магнетита. Последний переходил в зоне окисления в мартит. Подземные воды, растворяя кварц и некоторые другие компоненты железистых кварцитов, подвергали их естественному обогащению. Такая схема объясняет появление участ-

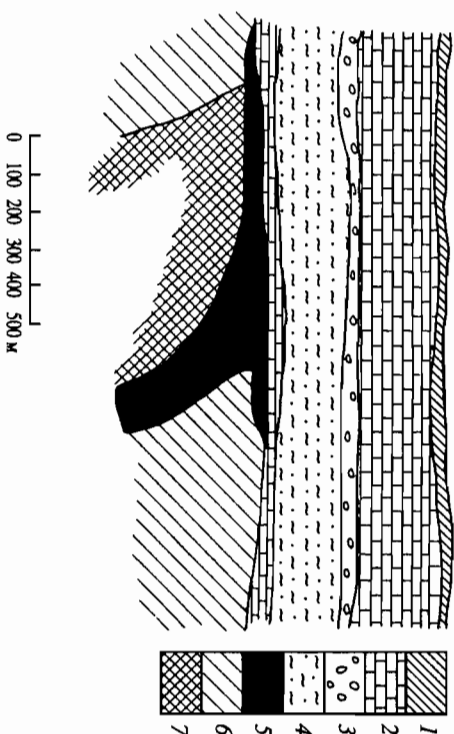


Рис. 2.10. Геологический разрез Яковлевского железорудного месторождения КМА

1 — кварциты; 2 — мартит и меловые отложения; 3 — пески; 4 — глины; 5 — богатые гематитовые и мартитовые руды; 6 — сланцы; 7 — железистые кварциты. Вывих кровли над рудным телом  $500 \text{ м}$

ков богатых руд на поверхности зоны бедных железистых кварцитов, толщина которой измеряется иногда километрами. Водные растворы вызвали также вторичную карбонизацию части рудного вещества и его гидратацию (докембрийские руды содержат наряду с гематитом и магнетитом также некоторое количество сидерита и бурого железняка). Другая точка зрения заключается в том, что первичное вещество докембрийских месторождений состояло из сидерита и бурого железняка, остатки которых сохранились на отдельных участках и до настоящего времени.

Процесс растворения кремнезема водными растворами (выщелачивание кварцитов) приводит к постепенному увеличению пористости руды, что обуславливает обычно довольно высокую восстановимость богатых докембрийских руд. Руды этого типа часто чисты по сере и фосфору, почти не содержат цинка, свинца, сурьмы, олова, меди, мышьяка. При добыче богатых руд докембрийских месторождений образуется много мелочи, нуждающейся в последующем окисковании методом агломерации. Весьма характерно также глубокое залегание рудного тела, что связано с большим возрастом руд, пласты которых перекрыты сверху относительно более молодыми осадочными породами. Под действием огромного веса кровли руда прессуется, ее обычная слоистая текстура сменяется сланцеватой. Боковые усилия, возникающие при горообразовании, приводят к образованию волнообразных складок (плотчатая текстура руды).

Вещество руды подвергалось, кроме высоких давлений, действию высоких температур, водных растворов и других факторов, приведших к существенным изменениям структуры и состава докембрийских руд. В связи с этим докембрийские руды относят обычно к категории осадочных метаморфизованных руд («метаморфоз» — по-греч. превращение, изменение).

Следующую группу железных руд составляют бурые железняки. Этим общим названием охватывается группа из семи разновидностей с общей формулой  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ , начиная от наиболее бедного гидратной водой гидротематита и кончая лимонитом (см. табл. 2.1). Рентгеновское исследование показывает, однако, что только гётит (назван в честь немецкого поэта Гёте) является самостоятельным минералом. Гидротематит представляет собой твердый раствор воды в гематите. Гётит является тонкой механической смесью гидротематита и гётита. Твердые растворы воды в гётите. Выделяют также прозрачную рубиновую слюдку (лепидокрокит,  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ ), игольчатый бурый железняк и пустотелые секретиции бурого железняка — жерды, образовавшиеся при заполнении пустот первичными гелями гидроксидов железа.

На практике формулу бурого железняка определяют по потере массы предварительно высушенной пробы руды, прокаливаемой затем при 900–1000 °С до постоянного веса.

Бурый железняк обычно имеет осадочное происхождение. Текстура месторождений бурых железняков обычно слоистая или оолитовая («оол» — по-греч. ядро, «литое» — камень). Оолиты образуются на дне морей, озер и болот при коагуляции гелей оксидов железа вокруг песчинок кварца, полевого шпата или других минералов, играющих роль затравок. Оолиты имеют концентрически зональное строение и состоят из последовательно расположенных слоев рудного вещества и пустой породы. Число слоев может быть очень большим (до 25–30), а размер оолита достигает иногда нескольких миллиметров («искряная» и «обовая» руды). Крупные скопления бурых железняков возникают также при окислении верхних зон сидеритовых месторождений. Бурые железняки чрезвычайно рыхлые руды; при их добыче образуется много мелочи.

Следующую группу составляют сидеритовые руды обычно осадочного или гидротермального происхождения. Сидерит, содержащий марганец в твердом растворе, называется олитонитом. С матнезитом ( $\text{MgCO}_3$ ) сидерит образует непрерывный ряд твердых растворов. Промежуточными членами этого ряда являются сидероплезит (более 70–80%  $\text{FeCO}_3$  и 30–20%  $\text{MgCO}_3$ ), меззит и пистомезит (30–70%  $\text{FeCO}_3$  и 70–30%  $\text{MgCO}_3$ ) и брейнерит (до 30%  $\text{FeCO}_3$  и 70%  $\text{MgCO}_3$ ). Обычен также контакт сидерита с анкеритом  $2\text{CaCO}_3 - \text{FeCO}_3 - \text{MgCO}_3$ . Сидерит встречается чаще в виде зернистых агрегатов или в виде сфероидальных, шаровых выделений (сферосидерит).

Силикатные шамозитовые и тюрингитовые руды образуют следующую группу в классификации железных руд. Рудный минерал относится в таких рудах к группе слюдоподобных силикатов зеленого цвета — хлоритов.

Оксид двувалентного железа — вюстит ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), получаемый в технике в больших количествах, в природе встречается крайне редко (иоцит). Как показали исследования, дно океанов и морей устлано железомарганцевыми конкрециями, диаметр которых достигает 5–10 см. Предполагается, что конкреции образуются в результате работы бактерий или короткозамкнутых гальванических элементов на дне океанов. Согласно другой точке зрения, металлы выделяются на дне океана при соприкосновении магмотенной воды, фильтрующейся из глубин земного шара и содержащей железо, марганец и другие металлы в растворе, с морской водой\*. По предварительным данным, запасы кон-

\* Конкреции содержат до 49% Mn, до 25% Fe, до 1,8 Ni, до 0,2% Co, до 1,4% Cu и много других ценных элементов.

крешии только на дне Тихого, Атлантического и Индийского океанов приближаются к 1000 млрд. т, но подводная добыча конкреций связана с необходимостью создания специальных тралов или захватов, так как большая часть конкреций лежит на глубине более 3 км.

Деление железных руд на группы зависит и от характера пустой породы: кремнистой, глиноземистой, магнезиальной. Кроме того, выделяется группа руд с самоплавкой пустой породой.

Большая часть добываемых железных руд относится к группе руд с кремнистой пустой породой, представленной главным образом кварцем ( $\text{SiO}_2$ , тригональный, немагнитный, твердость 7, плотность  $0,65 \text{ г/см}^3$ , белого цвета, стекланный блеск), отчасти опалом ( $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ) и халцедоном ( $\text{SiO}_2$ , скрытокристаллический). Поскольку достаточная подвижность доменных шлаков достигается при  $\text{CaO/SiO}_2 = 0,9 \div 1,1$ , то при агломерации к рудам этой группы в качестве флюса добавляют известняк. В природе существуют, однако, руды, для которых указанное соотношение оказывается равным  $0,6 \div 1,1$ . Такие руды, плавка которых возможна без основного флюса, называются самоплавкими (или рудами с самоплавкой пустой породой) и высоко ценятся металлургами.

В глиноземистых железных рудах пустая порода состоит из сложных природных алюмосиликатов кальция, магния, калия, железа и др. По условиям технологии доменной плавки шлаки при выплавке передельного чугуна не должны содержать более  $10\text{--}12\% \text{ Al}_2\text{O}_3$ , а при выплавке литейного чугуна — более  $18\text{--}20\% \text{ Al}_2\text{O}_3$ . В связи с этим чрезмерно высокое содержание глинозема в пустой породе руды осложняет ведение доменной плавки и вынуждает добавлять в шихту руды с кремнистой пустой породой.

В жарком и влажном тропическом климате активно идет растворение кремнезема руды в подземных водах. Глинозем в этих условиях, наоборот, обнаруживает значительную устойчивость к растворению, не уносится водой, что приводит к резкому увеличению его содержания в пустой породе (в этих рудах  $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2 = 4 \div 5$ ). Продуктом выветривания железосодержащих пород в тропиках являются так называемые латериты (или руды с латеритовой пустой породой). Глинозем придает им характерную кирпично-красную окраску и пластичность во влажном состоянии («латер» — по-испански кирпич). Обычно эти руды плавят в смеси с кремнеземистыми рудами, что позволяет получить шлаки нужного состава. Что касается руд с магнезиальной пустой породой, то в них чаще всего присутствуют повышенные количества оливина  $\text{MgFeSiO}_4$ , магнезиоферрита  $\text{MgO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ , шпинели  $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ .

## 2.2.2. Оценка качества железных руд

При определении промышленной ценности железорудных месторождений, кроме металлургических свойств руды учитывают многие географические, геологические и экономические факторы. Так, близость месторождения к железным и шоссейным дорогам, речным, озерным или морским портам значительно облегчает строительство рудника, транспортировку добытой руды на металлургические заводы. Наличие в районе месторождения крупных населенных пунктов, благоприятные климатические условия облегчают привлечение рабочей силы на строительство рудника, сокращают стоимость капитальных затрат на сооружение шахтерских поселков. Характерным примером в этом отношении являются крупные месторождения докембрийских богатых гематитовых и маргитовых руд пика Итабара и Мату-Гросу в Бразилии, из которых первое, расположенное в 350 км к северу от Рио-де-Жанейро, интенсивно эксплуатируется, а второе, в верховьях Амазонки вдали от городов (2000 км от побережья Атлантического океана) в зараженной малярией местности, не разрабатывается, несмотря на большую потребность в руде. В России неблагоприятным географическим положением характеризуется Нижнетунгусское железорудное месторождение, удаленное от ближайшей железной дороги на 1500 км.

Важным критерием оценки месторождений являются и запасы руд. Согласно принятой в бывшем СССР системе, различают следующие категории запасов железных руд. К категории А (промышленные запасы) относятся месторождения или участки месторождений, по которым проведено разведочное бурение по частой сетке скважин и форма рудного тела выявлена с достаточной точностью. При этом к разряду А<sub>1</sub> промышленных запасов относят руды, технология обогащения, окискования и плавки которых разработана исследователями организациями и заводами в промышленном масштабе; к разряду А<sub>2</sub> — руды, технология переработки которых еще нуждается в разработке или изучена в лабораторных условиях. Утверждение месторождения по категории А является основанием для начала строительства металлургического завода.

К категории В (вероятные запасы) относятся месторождения, обнаруженные по редкой сетке скважин, что делает затруднительным определение точной формы рудного тела. Если месторождение отнесено к категории В, то это может служить основанием лишь для проектирования, но не для строительства металлургического завода.

К категории С (ориентировочные запасы) относят месторождения, форма рудного тела в которых известна лишь в самых общих чертах.

При этом к разряду  $C_1$  причисляют месторождения, на которых пробурены единичные разведочные скважины, а к разряду  $C_2$  — месторождения, запасы которых определены на основании изучения выходов пластов руды на дневную поверхность, а также по чисто теоретическим соображениям. Запасы руды по категории  $C$  могут использоваться только при перспективном планировании развития металлургии и являются недостаточными для начала проектирования металлургических заводов.

В США и Западной Европе используют несколько иную классификацию запасов. При строительстве и проектировании заводов исходят из так называемых «исчисленных», «измеренных» (США) запасов ( $A + B$ ), «предположительных» (США) запасов ( $C$ ). Термин «разведанные» запасы, часто употребляемый в технической литературе, относится к сумме категорий  $A + B + C_1$ . Категории разведанности относятся только к железным рудам («балансовые запасы»), а не к «забалансовым» породам, переработка которых в настоящее время является экономически убыточной.

Государственным балансом России на 1.01.2008 г. учтены 193 месторождения железных руд. Из них 173 месторождения с балансовыми запасами 101,0 млрд. т, в том числе по категории  $A + B + C_1$  — 56,8 млрд. т со средним содержанием железа 35,9% и по категории  $C_2$  — 44,2 млрд. т с содержанием железа 46,5%. В настоящее время железорудная база России считается крупнейшей в мире (рис. 2.11).

Разрабатывается 57 месторождений (50% запасов категории  $A + B + C_1$ ), прогнозные ресурсы оцениваются в 105,2 млрд. т. Размеща-

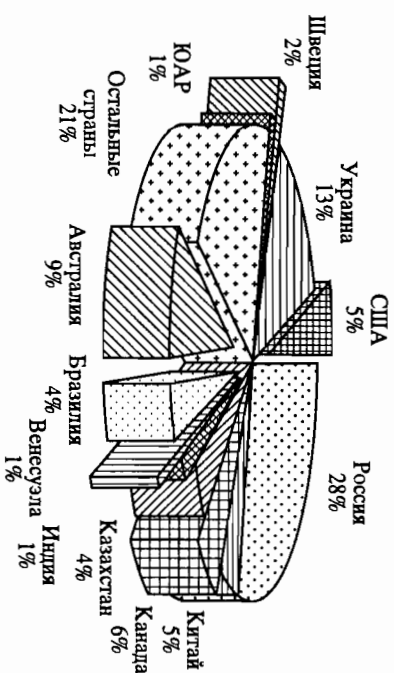


Рис. 2.11. Мировые подтвержденные запасы железных руд — 198,9 млрд. т (по данным ФГУНПП «Аэрогеология», 2000 г.)

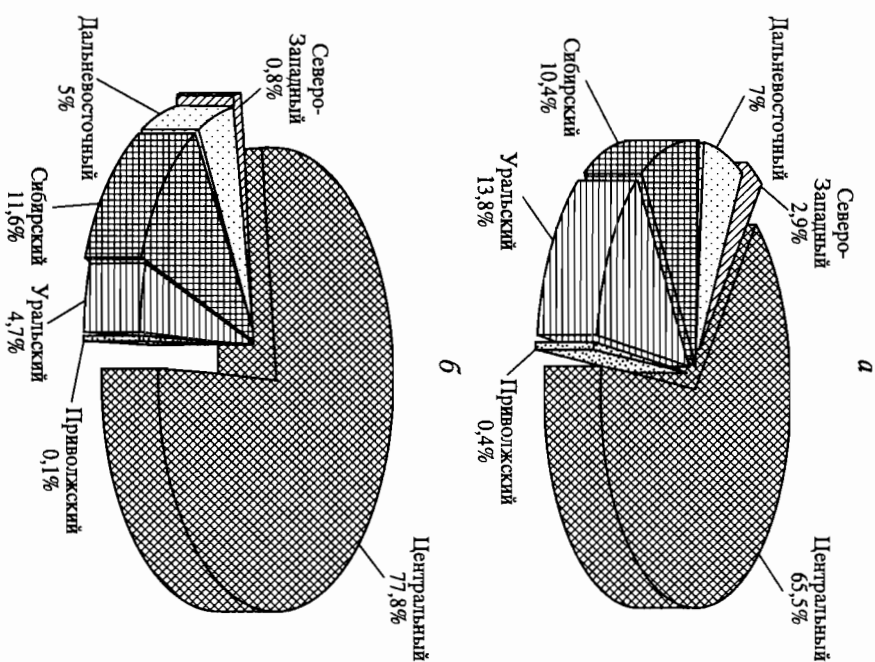


Рис. 2.12. Распределение ресурсов железных руд России по федеральным округам  
а — балансовые запасы (101,0 млрд. т); б — прогнозные ресурсы (105,2 млрд. т)

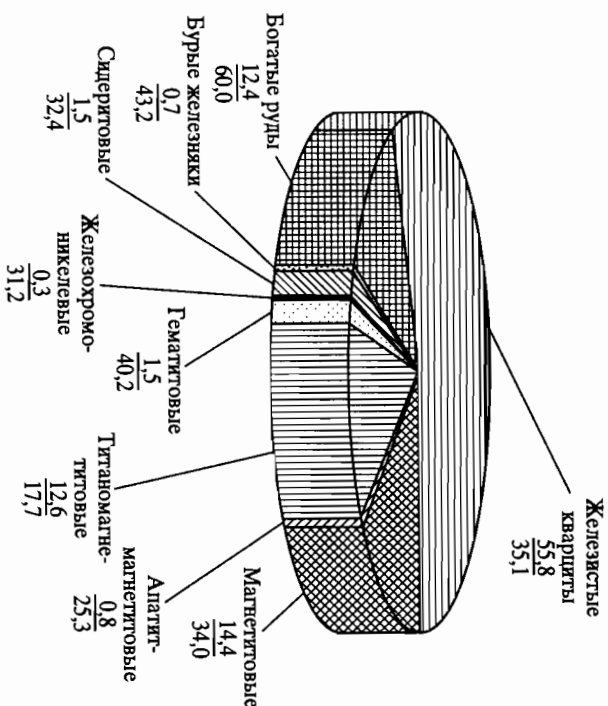
ются запасы и прогнозные ресурсы на территории страны неравномерно: 68,4% общих балансовых запасов и 78,6% прогнозные ресурсов находятся в западных регионах (Центральном и Северо-Западном округах). Балансовые запасы и прогнозные ресурсы по округам представлены на рис. 2.12.

Особенностью железорудной базы России является концентрация ресурсов железных руд в уникальных и весьма крупных по масштабу месторождениях. Так, от общих запасов железных руд категории  $A + B + C_2$  запасы 19 уникальных (более 3 млрд. т) и весьма крупных (1—3 млрд. т) составляют 82,7%; 22 крупных (300 млн. т — 1 млрд. т) —

10,4%; 42 средних (50–300 млн. т) — 5,8%; 91 мелких (до 50 млн. т) — 1,1%. При этом среднее содержание железа в ресурсах соответственно составляет 39,5; 32,8; 34,8; 36,9. Повышенное содержание железа в рудах весьма крупных и уникальных месторождений связано со значительными запасами богатых (содержание  $Fe_{\text{общ}}$  до 60%) гематит-мартитовых руд в Белгородском рудном районе Курской магнитной аномалии (КМА).

Среди промышленных запасов железных руд страны преобладают четыре типа руд. На их долю приходится 95,2% запасов страны — это железистые кварциты, доля которых 55,8%, магнетитовые — 14,4%, титаномангнетитовые — 12,6% и богатые гематит-мартитовые руды — 12,4% (рис. 2.13).

Важным элементом оценки рудных месторождений является и характер залегания рудного тела. Глубокое залегание рудных пластов связано с необходимостью сооружения дорогостоящих шахт, с большими расходами электроэнергии для подъема руды на поверхность земли, освещения, вентиляции шахт и откачки подземных вод из зон разработки. Примером чрезвычайно неблагоприятных горно-гео-



**Рис. 2.13.** Промышленные запасы различных типов железных руд России и содержание в них железа (в числителе — доли запасов категории  $A + B + C_1$ , %; в знаменателе — содержание железа, млрд. т)

логических условий залегания рудного тела может служить Яковлевское месторождение КМА, в котором высота кровли над рудой достигает на отдельных участках 500 м (см. рис. 2.10). Кровлю составляют восемь водоносных пластов, что создает сложные гидрогеологические условия для горных работ и требует отвода подземных вод в сток или искусственного замораживания грунта в районе рудника. Залегание рудных тел непосредственно у поверхности земли и возможность добычи руды открытыми разработками (карьером) значительно удешевляют добычу руды и повышают ценность месторождения. В СССР в 1985 г. 85,8% железной руды добывалось открытыми разработками.

Следующими элементами оценки качества руд являются их физическое состояние и обогатимость. Прямое использование руды в доменных печах невозможно, так как поток доменного газа выносит из их рабочего пространства рудные частицы размером менее 2–3 мм, которые оседают затем в пылеуловителях. Добыча пылеватых руд поэтому связана с необходимостью строительства дорогостоящих агломерационных фабрик, что значительно обесценивает такие руды. Количество мелочи особенно велико при добыче бурых железняков, гидротематитовых и гематитовых руд. Так, богатые руды КМА при добыче дают до 85% мелочи, нуждающейся в окусковании. Средний выход фракции >10 мм из богатых криворожских руд не превышает 32%; выход фракции >5 мм из добываемого керченского железняка не превышает 5%.

Обогащение руд производится с целью повышения в них концентрации железа или снижения содержания вредных примесей. В обоих случаях задача состоит в более или менее полном отделении рудного минерала от пустой породы, сульфидов. Обогащение облегчается, если пустая порода почти не содержит железа, а частицы рудного минерала имеют вид относительно крупных зерен. Такие руды относятся к категории легкообогащаемых. Тонкая вкрапленность рудных частиц и повышенное содержание железа в пустой породе делают руду труднообогащаемой.

Примером легкообогащаемых руд могут служить магнетитовые руды Оленегорского месторождения. Магнитная сепарация (разделение в магнитном поле) позволяет легко отделить кварц пустой породы от магнетита. При обогащении такой руды (31,5% Fe) получают концентрат, содержащий до 63% Fe. К разряду труднообогащаемых руд можно отнести, например, керченские, мойка которых приводит к повышению содержания железа в концентрате до 44,7% против 40,8% железа в исходной руде. В отмытой от руды пустой породе содержится до 29–30% Fe.



Химический состав железной руды во многом предопределяет ее металлургическую ценность. По содержанию железа руды делятся на богатые, нуждающиеся в сортировке и окисковании, и на бедные, непригодные для обогащения и окискования. Граница между этими сортами руд сильно колеблется в зависимости от минералогического типа руды. К богатым рудам относятся магнетитовые и гематитовые руды, содержащие более 45–48% Fe, бурые железняки и сидериты, содержащие соответственно более 37–40 и более 27–30% Fe. Нижний предел содержания железа, при котором руда еще может быть обогащена с достаточным экономическим эффектом, составляет 14–16%.

Железные руды часто содержат полезные (Mn, Ni, Cr, V) и вредные (S, P, As, Zn, Pb, Си) примеси. Марганец значительно улучшает механические свойства чугуна и стали и, кроме того, способствует десульфурации жидкого металла в ковшах. Никель и хром повышают коррозионную стойкость стали, ее свариваемость и физико-механические свойства. Благоприятное воздействие на качество стали оказывают ванадий и титан, однако повышенное количество титана в руде затрудняет ведение доменной плавки.

Сера придает металлу красноломкость. В рудах сера входит в состав пирита ( $\text{FeS}_2$ ), пирротина ( $\text{FeS}$ ), гипса ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), барита ( $\text{BaSO}_4$ ). Подавляющая масса сульфидной серы (до 98–99%) удаляется из руд в ходе агломерации. В тех же условиях сульфатная сера удаляется лишь на 50–70%. В перелыном чугуне не должно быть более 0,05% S. Интенсивная десульфурация руд при агломерации и чугуна в доменных печах позволяет использовать руды, содержащие до 1,5–2% S.

Фосфор вызывает хладноломкость стали. В ходе агломерации и доменной плавки весь фосфор руды переходит в агломерат и чугун. В рудах фосфор входит в состав фтор- и хлоратапита  $3[\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5]$   $\text{CaF}_2$ ,  $3[\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5]$   $\text{CaCl}_2$  и вивинита  $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ . В мартеновском чугуне допускается содержание фосфора не более 0,3, в томасовском 1,6–2,0 и в бессемеровском до 0,07%.

Мышьяк понижает свариваемость металла, ухудшает его физико-механические свойства и сверх того является сильным ядом, следы которого недопустимы в металлоизделиях, применяемых в пищевой промышленности (консервные банки, баки для варки пищи и т. п.). В рудах мышьяк содержится в составе арсениопирита ( $\text{FeAsS}$ ), реальгара ( $\text{AsS}$ ), аурипигмента ( $\text{As}_2\text{S}_3$ ), скоролита ( $\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ).

Цинк и свинец присутствуют в рудах соответственно в составе сфалерита ( $\text{ZnS}$ ) и галенита ( $\text{PbS}$ ). Эти элементы не растворяются в чугуне и не могут поэтому влиять на его качество. Однако пары цинка способны в доменной печи проникать в швы кирпичной футеров-

ки. Последующая кристаллизация металлургического цинка и пинкита ( $\text{ZnO}$ ) в кладке приводит к увеличению ее объема, к разрывам кожуха шахты печи. Свинец способствует разрушению лещадки доменной печи. Удаление цинка и свинца из руд возможно при агломерации с хлорирующими добавками ( $\text{CaCl}_2$ ,  $\text{NaCl}$ ).

Мель также относится к вредным примесям в железных рудах. Она понижает свариваемость получаемого металла и придает ему красноломкость. Обычно мель содержится в рудах в составе халькопирита ( $\text{CuFeS}_2$ ) или малахита ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$ ). В небольших количествах мель в чугуне допускается лишь при производстве нержавеющей стали и کرو-вельного железа, так как повышает коррозионную стойкость металла.

К одним из наиболее важных металлургических свойств руд относятся их пористость, восстановимость и размягчаемость. Характер пористости руды во многом предопределяет поверхность взаимодействия газообразного восстановителя с веществом руды. Принято оп-ределить общую пористость руды и распределение пор по крупности. Общая пористость  $Q$  определяется из соотношения, %:

$$Q = (\rho_{\text{истр}} - \rho_{\text{каж.р}}) 100 / \rho_{\text{истр}},$$

где  $\rho_{\text{истр}}$  — истинная плотность руды,  $\text{г/см}^3$ , т.е. масса абсолютно плотно-го вещества руды (при отсутствии пор) в  $1 \text{ см}^3$ ;  $\rho_{\text{каж.р}}$  — кажущаяся плот-ность руды,  $\text{г/см}^3$ , т.е. масса пористого вещества руды в  $1 \text{ см}^3$ .

Истинную плотность руды определяют пикнометрическим спосо-бом. По ГОСТ 15053-69 в пикнометр (мерная колба с удлиненным горлом, вместимость 50 мл, масса  $M_{\text{пикн}}$ ) высыпают измельченную до крупности  $<0,2 \text{ мм}$  и высушенную при  $105-110^\circ \text{C}$  до постоянной массы навеску руды ( $M_{\text{р}}$ ). Масса навесок материалов истинной плот-ностью 3; 3–4; 4–5; 5–6 и 6–7  $\text{г/см}^3$  составляет соответственно не ме-нее 5; 8; 13; 18 и 25 г. Затем пикнометр наполняют дистиллированной водой (плотность воды  $\rho_{\text{в}}$  при  $20^\circ \text{C}$  известна из справочника) до от-метки  $V_0$  (обычно 0,05 л, рис. 2.14, а). Вода входит в поры руды. При этом появляется возможность определить массу воды  $M_{\text{в}}$  и ее объем:

$$M_{\text{в}} = M_{\text{в+р+пикн}} - M_{\text{р+пикн}},$$

$$V_{\text{в}} = M_{\text{в}} / \rho_{\text{в}}.$$

Объем руды  $V_{\text{р}}$  определяется как разность полного объема пикно-метра и объема воды:  $V_{\text{р}} = V_0 - V_{\text{в}}$ .

Зная массу руды  $M_{\text{р}}$  и ее объем  $V_{\text{р}}$ , легко вычислить истинную плотность:  $\rho_{\text{истр}} = M_{\text{р}} / V_{\text{р}}$ ,  $\text{г/см}^3$ .

По ГОСТ 15053-69 в качестве рабочей жидкости, кроме воды, раз-решается использовать керосин. В научных исследованиях для этой



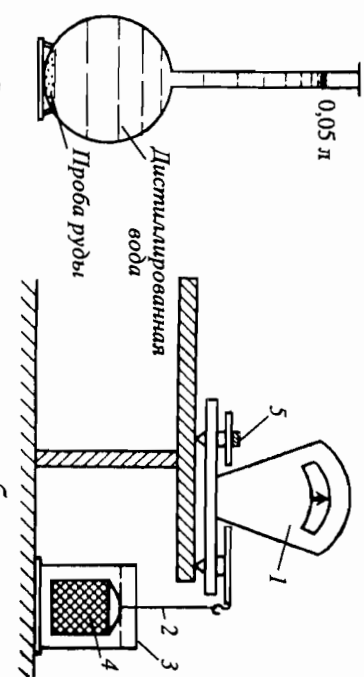


Рис. 2.14. Пикнометр (а) и схема взвешивания в воде образцов (б), покрытых с поверхности парафином  
1 — весы; 2 — стальная проволока; 3 — сосуд с водой; 4 — корзина; 5 — уравновешивающий груз

цели часто применяют спирт. Плотность этих жидкостей при температуре опыта следует брать из справочников.

Для определения кажущейся плотности куски руды обвязывают ниткой и, держа за нить, погружают в расплавленный (60–65 °С) парафин. Масса пробы должна быть не менее 2 кг. Извлеченные из расплава парафина образцы оказываются покрытыми толстой парафиновой водонепроницаемой оболочкой. Подготовленные таким образом образцы в корзине подвешивают снизу к одной из чашек весов (рис. 2.14, б) и взвешивают сначала на воздухе, а затем погруженными в воду. По закону Архимеда вес образцов, погруженных в воду, уменьшается:  $(P_{r+n}^{вода})_{возд} - (P_{r+n}^{вода})_{вод} = V_{r+n}^{d_{вода}}$  (где  $V_{r+n}^{d_{вода}}$  — объем образца руды в парафиновой оболочке, см<sup>3</sup>, так как внутри пор образца вода не входит;  $d_{вода}$  — удельный вес воды, 10 мкН/см<sup>3</sup>).

Объем парафиновой оболочки, см<sup>3</sup>:  $V_n^{(M_{r+n} - M_r)/\rho_n}$ . Остается определить истинный объем образца руды (см<sup>3</sup>) и его кажущуюся плотность, г/см<sup>3</sup>:  $V_r^{(M_r - V_n \cdot \rho_{каж.р})} = M_r/V_r$ .

Таким способом можно определять также общую пористость агломерата, кокса, огнеупоров.

Метод определения объема пор различной крупности (метод SK)\* был предложен англичанами Г. Саундерсом и Г. Трессом в 1945 г. Образцы руды погружают в ртуть, воду и воздух. При атмосферном давлении ртуть входит в поры диаметром  $>17 \cdot 10^3$  нм, вода — в значитель-

\*По начальным буквам South Kensington.

но мелкие поры, воздух — практически во все поры руды. Таким образом, помимо общей пористости, удается определить распределение пор по крупности на три группы.

Р. Лаузи, Г. Риттером и Л. Дрейком в 1941–1945 гг. был разработан способ ртутной порометрии, заключающийся в нагнетании ртути в поры образца руды под давлением от 0,1 до 1000 МПа. Минимальный радиус пор  $r$ , в которые ртуть может войти при давлении  $p$ , связан с коэффициентом поверхностного натяжения  $\sigma$  и углом смачивания  $\theta$  соотношением  $r = -2\sigma \cos \theta / p$ .

Этот метод позволяет не только определить объем пор различной крупности, но также получить расчетом их суммарную поверхность, что, как будет показано ниже, позволяет оценить и восстановимость образца. Пористость железных руд меняется в чрезвычайно широких пределах: от 0,5–1% у плотных магнетитовых руд до 25–50% у бурых железняков. При разложении гидратов и карбонатов, а также в ходе процесса восстановления пористость руды может существенно увеличиваться.

Восстановимость руды называют ее способностью с большей или меньшей скоростью отдавать кислород, связанный с железом, газообразному восстановителю. Чем выше восстановимость руды, тем меньше может быть время ее пребывания в доменной печи, что дает возможность форсировать плавку. При одинаковом времени пребывания в печи легковосстановимые руды отдают печным газам больше кислорода, связанного с железом. Это позволяет снизить удельный расход кокса на выплавку чугуна. Таким образом, с любой точки зрения повышенная восстановимость руды является весьма желательным свойством и высоко ценится в рудах. Наивысшей восстановимостью обладают обычно бурые железняки и сидериты. За ними в порядке уменьшения восстановимости следуют тематит и магнетит.

На рис. 2.15 показано устройство установки системы А. Н. Похвиснева и М. С. Гончаревского для определения восстановимости руд, агломератов, окатышей и других видов сырья по ГОСТ 17212-71. Образцы руды (навеска 300 г, крупность 10–15 мм) помещают в корзину 6 из нихромовой проволоки, подвешенную снизу к одной из чашек термомосов 1. Восстановление ведется в вертикальной реакционной трубке 4 электропечи 5. Температура в рабочем пространстве трубки измеряется двумя термометрами в точках, из которых одна располагается на 5 мм ниже дна корзины, а вторая — внутри исследуемой пробы, на 40 мм от ее поверхности. Газ-восстановитель подается в реакционную трубку через нижнюю пробку печи после тщательной очистки. Восстановителем служит водород, вводимый в систему из баллона 16, снабженного редуктором. Расход водорода контролируется рео-

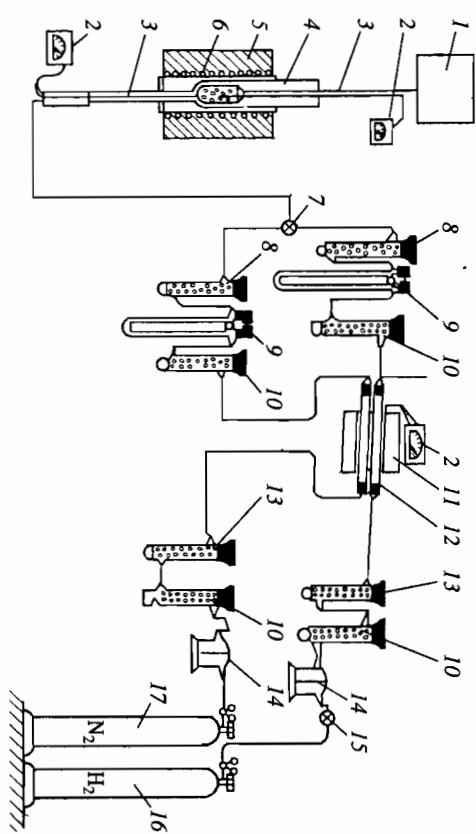


Рис. 2.15. Установка для определения восстановимости руд, алломеров и окатышей

1 — весы для непрерывного взвешивания образца руды; 2 — термопары для непрерывного измерения температуры в рабочем пространстве вертикальной реакционной трубки 4 (внутренний диаметр 60 мм); 5 — электрическая печь сопротивления (температура нагрева  $800 \pm 10^\circ\text{C}$ , длина изотермической зоны равна 1,5 высоты испытываемой пробы); 6 — корзинка диаметром 52 и высотой 140 мм из жаропрочной сетки с квадратными отверстиями (0,5–1 мм); 7 — реометр типа РДС для измерения расхода газов; 8 — электронагреватель (хлористый кальций, аскарит); 9 — реометры типа РДС для измерения расхода газов; 10 — поглотительный сосуд с хлористым кальцием; 11 — поглотительные сосуды с антимоном; 12 — реакционные трубки с мелкой стружкой; 13 — склянки Тисенко с азотом или аргоном; 14 — баллон с кислородом; 15 — баллон с азотом или аргоном; 16 — газовый кран; 17 — баллон с азотом или аргоном.

метром 9. Опыт начинают продувкой всей установки азотом из баллона 17 через реометр 9 и далее через трехходовой кран 7. К началу опыта в реакционной трубке устанавливается заданная температура (чаще  $800 \pm 10^\circ\text{C}$ ), при которой и проводится прокаливание образца до постоянной массы в течение 50 мин. На этой стадии опыта из образца удаляются углекислота карбонатов, гидратная и гидроскопическая вода. Продувка системы азотом (6 л/мин) обеспечивает, кроме того, взрывобезопасность работы, так как препятствует скоплению водорода с воздухом в реакционной трубке.

Перед началом опыта необходимо отрегулировать расход газа-восстановителя. Установлено, что до определенного расхода газа общая скорость восстановления лимитируется скоростью внешней диффузии реагентов и продуктов реакции у поверхности образца. В этих условиях результаты опыта резко меняются в зависимости от малейших изменений расхода газа. Наоборот, сверх определенного предела (ско-

рость газа на пустое сечение реакционной трубки для оксида углерода 2,5–3,5, для водорода 1,1–1,2 см/с) скорость процесса перестает зависеть от расхода газа и лимитируется лишь диффузией внутри пор образца. По ГОСТ 17212-71 расход водорода должен быть равен 6 л/мин при внутреннем диаметре реакционной трубки 60 мм. Поворот трехходового крана 7 считается началом собственного опыта, так как при этом водород направляется в реакционную трубку, а азот — в атмосферу. Масса образца начинает убывать в связи с тем, что часть кислорода, связанного с железом, переходит в газовую фазу. Изменение массы образца фиксируется экспериментатором каждые 5 мин.

По результатам строится кривая восстановления образца (рис. 2.16).

Обычная продолжительность опыта не превышает 60 мин. Опыт завершается продувкой всей системы азотом. Важным условием проведения опытов является точное соблюдение постоянства температур и расхода газа-восстановителя, уровень которых в сильной степени влияет на результаты эксперимента.

Существуют многочисленные разновидности этой методики. В качестве восстановителя могут быть использованы монооксид углерода, по-лучаемый в специальном газогенераторе, метан, светильный газ или газ, близкий по составу к колошниковому газу доменных печей. В последнее время за рубежом используют установки, в которых масса пробы руды достигает нескольких килограммов, что значительно увеличивает представительность полученных данных. Существуют установки, в которых имитируется опускание куска руды в доменной печи. С этой целью заранее определяется распределение температуры по высоте реакционной трубки (максимальная температура в центральной зоне трубки). В ходе опыта за 4–6 ч корзинка с образцом постепенно опускается из зоны умеренных температур в область наивысших температур. Одновременно меняется и состав газа-восстановителя, в котором отношение  $\text{CO}_2 : \text{CO}$  все время возрастает, как это имеет место в доменных печах.

Разработана система, в которой на неподвижно подвешенный образец постепенно надвигается зона высоких температур подложной печи, пере-

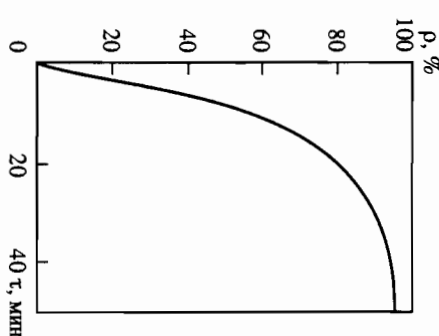
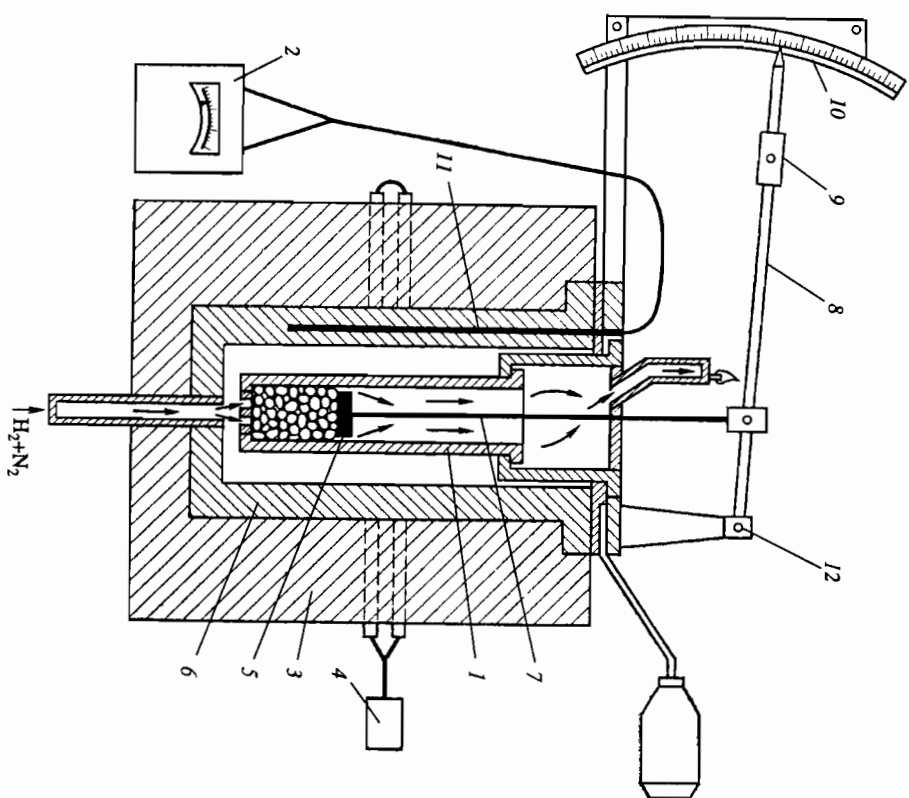


Рис. 2.16. Кривая восстановления единичного образца руды КМА диаметром 15 мм при  $800^\circ\text{C}$  в токе 1,5 м/мин  $\text{H}_2$



**Рис. 2.17.** Настольный прибор конструкции МИСИС для определения размягчаемости сырья в восстановительной атмосфере

1 — стакан из жаропрочной стали; 2 — гальванометр; 3 — нагревательная печь; 4 — силикатовые стержни; 5 — поршень со штоком; 6 — стальной полый цилиндр; 7 — рычаг; 8 — груз; 9 — шкала; 10 — термометр; 11 — ось поворота рычага

мешающей на роликах по вертикальным рельсам. Используются также установки, в которых непрерывное взвешивание образца заменено непрерывным контролем количества и состава отходящих газов.

Размягчаемость руды, агломерата, окатышей определяется на установке конструкции МИСИС (рис. 2.17).

Опыт ведется в печи 3 с силикатовыми нагревательными стержнями 4, сила тока в которых регулируется реостатом. Температура в печи из-

меряется гальванометром 2 с термопарой, вставленной в гнездо стального стакана. Проба руды, измельченной до крупности 1—2 мм, помещается в стакан-цилиндр с лырчатым дном 6. На поверхность слоя руды давит поршень 5, шток 7 которого шарнирно прикреплен к рычагу 8. Рычаг поворачивается вокруг оси 12, фиксируя положение поршня на шкале 10. Нагрев пробы осуществляется в течение первых 45 мин опыта со скоростью 14 град/мин (имитация интенсивного нагрева руды в верхней части шахты) и далее со скоростью 5—6 град/мин. Общая продолжительность опыта 2 ч, что соответствует паданию шихты в нижнюю часть шахты доменной печи. Расход газовой смеси, которая вводится через нижнее отверстие стакана 1 и отверстия в днище реакционного цилиндра 6 непосредственно в слой руды (окатышей, агломерата), составляет 0,3 л/мин  $H_2$  + 1,1 л/мин  $N_2$  при нагреве пробы до 900 °С и 1,1 л/мин  $H_2$  + 0,3 л/мин  $N_2$  при  $t > 900$  °С, что обеспечивает в ходе опыта к 900 и 1200 °С соответственно содержание 80—90% металлического железа под плунжером к концу опыта. После выхода из пробы восстановительный газ проходит в зазор между плунжером и внутренней поверхностью стального реакционного цилиндра и далее в выхлопную трубу. Меняя положение груза 9, увеличивают нагрузку от 0 (первая минута опыта) до 0,65 кгс/см<sup>2</sup> (65 кПа) к концу опыта. Нагрузка по другому варианту может быть установлена постоянной — 0,65 кгс/см<sup>2</sup> (65 кПа). Таким образом, совместное закономерное изменение давления плунжера, температуры и состава газа позволяет по возможности имитировать условия опускания железорудного сырья в шахте доменной печи.

На рис. 2.18 показаны типичные кривые размягчения материалов разного типа. Магнетитовые руды и агломерат обычно после термического расширения пробы (участок 1—2) дают некоторую небольшую усадку от точки 2 к точке 3 при температурах 400—1000 °С, которая связана с потерей прочности рудными частицами при нагреве и восстановлении и с появлением пластичных востыга и особенно металлического железа под плунжером. В точке 3 появляются первые порции расплава, объем пробы под плунжером начинает быстро уменьшаться. Точка 3 — начало размягчения. Концом размягчения условно считается точка 4, соответствующая потере пробой 40% первоначальной высоты. Разность температур ( $t_k - t_n$ ) =  $\Delta t$  называется интервалом размягчения сырья.

Гематитовые руды и окисленные окатыши ведут себя в рассмотренных условиях совершенно иначе. После термического расширения пробы (участок 1—2) проба начинает вепучиваться, т. е. увеличиваться в объеме в результате перестройки тригональной кристалличе-

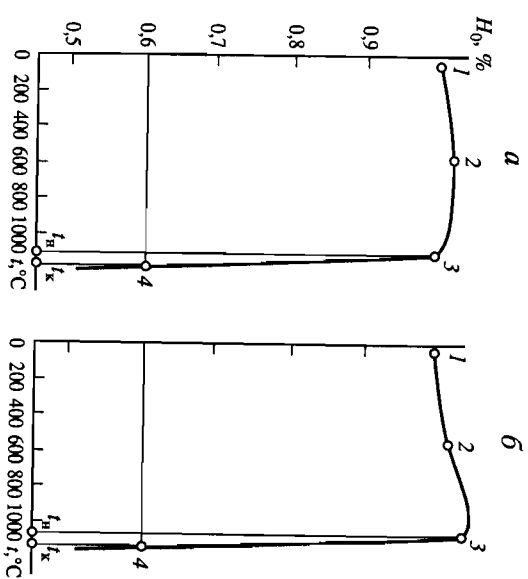


Рис. 2.18. Характер кривых размягчения гематитовых материалов в восстановительной атмосфере  
а — магнетитовые руды, алгомерат; б — гематитовые руды, окатыши

ской решетке гематита (плотность  $5,26 \text{ г/см}^3$ ) в тетрагональную решетку (матемита  $4,4\text{--}4,85 \text{ г/см}^3$ ). Воспучивание гематитовой шихты в процессе восстановления должно учитываться при проектировании профиля доменной печи. В частности, следует уменьшать в этом случае угол наклона стен шахты печи, уменьшая боковое давление шихты на стены. Высота столбика шихты под плунжером начинает быстро уменьшаться лишь при появлении расплава (точка 3). В доменной печи вязкие тестообразные массы шлака создают значительное сопротивление прохождению газов, поэтому с точки зрения совершенства хода печи желательно работать на руде с наиболее высокой температурой начала размягчения. В этом случае руда не размягчается в шахте доменной печи, шахта остается «сухой», что благоприятно сказывается на газопроницаемости столба шихты в печи. Чем короче интервал размягчения руды ( $t_k - t_n = \Delta t$ ), тем быстрее тестообразные массы превращаются в жидкий подвижный расплав, не представляющий большого препятствия для потока газов. Поэтому руды с коротким интервалом размягчения предпочтительнее иметь в шихте печей при любом уровне начала размягчения. Таким образом, вариант I на рис. 2.19 выгодно отличается от варианта II и в особенности от варианта III.

В последние годы при оценке качества руды значительное внимание стали уделять ее прочности при сушке, нагреве и восстановлении.

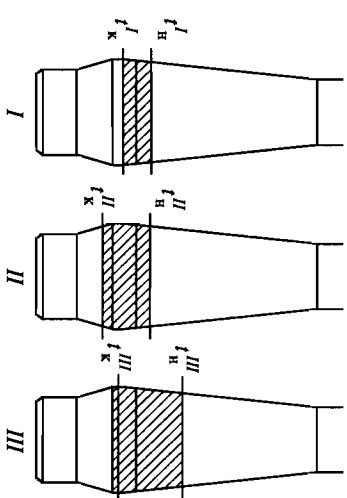


Рис. 2.19. Положение зоны тестообразных масс повышенной вязкости в доменной печи при различных характеристиках размягчаемости руды (изотермы в печи условно приняты лежащими в горизонтальных плоскостях)  
I — повышенная температура начала размягчения и короткий интервал размягчения; II — то же, при широком интервале размягчения; III — низкая температура начала размягчения и широкий интервал размягчения

Вследствие того что в состав руды входят минеральные фазы с различными коэффициентами термического расширения, при нагреве в кусках руды возникают значительные внутренние напряжения, вызывающие их рассыпание с образованием мелочи. Слишком быстрая сушка может вызвать рассыпание кусков руды под действием водяных паров. Снижение прочности железорудных материалов при сушке и нагреве называют декрепитацией.

Как показывает опыт, еще более сильное действие на прочность руды оказывает ее восстановление  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$ . На рис. 2.20 показано устройство установки, сконструированной немецкими учеными О. Бургхардтом и К. Греббе, для определения прочности руд, алгомератов, окатышей в восстановительных условиях. Пробу руды  $1,8 \text{ кг}$  в кусках  $10\text{--}12,5 \text{ мм}$  помещают в реакционном цилиндре этой установки (диаметром  $125 \text{ мм}$ ) между неподвижной колосниковой решеткой и плунжером, обеспечивающим нагрузку  $78,5 \text{ кПа}$  на поверхность пробы. Реакционный цилиндр с пробой и плунжером, а также с пневматическим устройством для создания заданной нагрузки на плунжер подвешивают к весам, что позволяет получить обычную кривую восстановления. Характер опускания плунжера также записывается приборами, и исследователю получается кривую размягчаемости пробы. Однако основное достоинство установки О. Бургхардта и К. Греббе состоит в том, что с ее помощью оказывается возможным оценить степень разрушения кусков руды в ходе восстановления. Разрушение кусков увеличивается количество мелочи, резко ухудшающей газопроницаемость восстанавли-

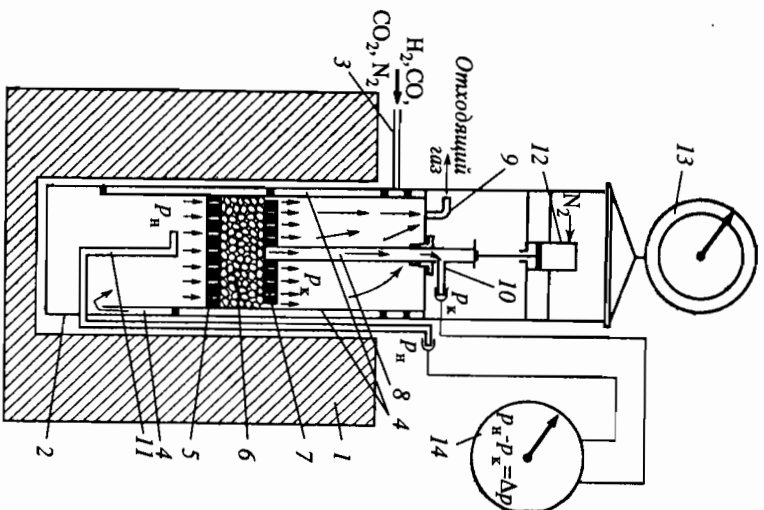


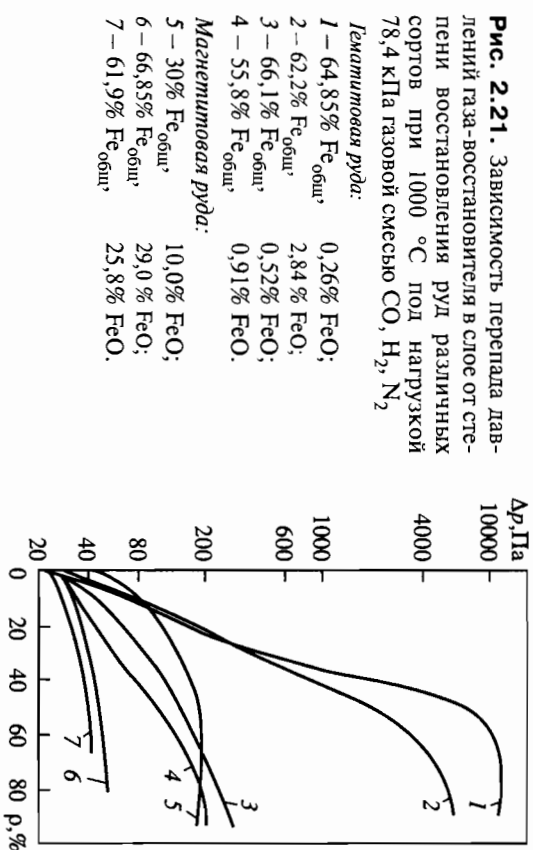
Рис. 2.20. Схема установки для определения потерь напора газа-восстановителя в слое руды. По данным О. Бурхардта и К. Гребе

1 — нагревательная печь; 2 — реакционный стакан (нежелезистая сталь); 3 — трубка подвода газа-восстановителя к реакционному стакану; 4 — полые стенки реакционного стакана для подогрева газа-восстановителя и его подвода под колосниковую решетку; 5, 6 — проба руды; 7 — плунжер с отверстиями для отвода газообразных продуктов восстановления; 8 — полый шток плунжера; 9 — патрубок отвода отходящих газов; 10 — патрубок для измерения  $P_k$  (давления газа после восстановления); 11 — трубка для замера  $P_n$  (начального давления под восстанавливаемым слоем); 12 — пневматический цилиндр для регулирования давления плунжера на слой руды; 13 — весы; 14 — дифференциальный манометр

ваемого слоя, и приводит к росту потерь напора газа при его прохождении через слой. Давление газа измеряется под колосниковой решеткой и над восстанавливаемым слоем руды в полом штоке плунжера.

Как видно из данных рис. 2. 21 (кривые 1, 2), некоторые тематитовые руды особенно сильно разрушаются уже при небольших степенях восстановления. При степени восстановления таких руд 50% величина  $\Delta p_i = P_n - P_k$  почти в 250 раз превышает исходную. В то же время многие магнетитовые руды почти совершенно не разрушаются при восстановлении (рис. 2.21, кривые 6, 7). Существует несколько причин разрушения железорудных материалов при восстановлении. Первая из них заключается в том, что процесс сопровождается перестройкой кристаллических решеток оксидов, появлением значительных внутренних напряжений; при восстановлении тематита ( $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ) схема кристаллохимических превращений выглядит следующим образом:

Рис. 2.21. Зависимость перепада давлений газа-восстановителя в слое от степени восстановления руд различных сортов при 1000 °С под нагрузкой 78,4 кПа газовой смесью  $\text{CO}$ ,  $\text{H}_2$ ,  $\text{N}_2$



Нежелезистая руда:

- 1 — 64,85%  $\text{Fe}_{\text{обш}}$  0,26%  $\text{FeO}$ ;
- 2 — 62,2%  $\text{Fe}_{\text{обш}}$  2,84%  $\text{FeO}$ ;
- 3 — 66,1%  $\text{Fe}_{\text{обш}}$  0,52%  $\text{FeO}$ ;
- 4 — 55,8%  $\text{Fe}_{\text{обш}}$  0,91%  $\text{FeO}$ .

Магнетитовая руда:

- 5 — 30%  $\text{Fe}_{\text{обш}}$  10,0%  $\text{FeO}$ ;
- 6 — 66,85%  $\text{Fe}_{\text{обш}}$  29,0%  $\text{FeO}$ ;
- 7 — 61,9%  $\text{Fe}_{\text{обш}}$  25,8%  $\text{FeO}$ .

Оксид. ....	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow$	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow$	$\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow$	$\text{Fe}_x\text{O} \rightarrow$	$\text{Fe}_{\text{мет}}$
Гематит	Магнетит	Магнетит	Вюстит	Феррит	
$d, \text{г/см}^3, \dots$	5,26	4,85–4,4	5,17	5,73	7,86
Решетка. ...	Тригональ- ная	Тетрагональ- ная или кубическая	Кубичес- кая	Кубичес- кая	Кубическая

Эти данные показывают, что переход гематита в магнетит сопровождается сначала, на стадии гематит—магнетит, увеличением объема куска на 8,6—18,3%; затем на стадии магнетит—магнетит—вюстит—феррит объем уменьшается. Весьма значительное расширение частиц оксидов на начальной стадии восстановления неизбежно приводит к разрушению кусков руды. Гематитовые материалы именно в результате этого явления подвержены вспучиванию и имеют низкую стойкость при восстановлении.

В качестве других причин разрушения руды при восстановлении можно назвать анизотропию кристаллов оксидов железа. Скорость восстановления их в различных направлениях не одинакова. Например, имеет место преимущественный рост волокнистого железа по отдельным направлениям в кристаллах вюстита.

Помимо основного показателя разрушаемости руды в восстановительных условиях, а именно перепада давления газа  $\Delta p_i$ , может быть использована и производная величина  $\varepsilon_i = \Delta p_i / (H_i T_i)$  (где  $\Delta p_i$ ,  $H_i$  и  $T_i$  — соответственно перепад давлений газа, высота слоя руды и температура



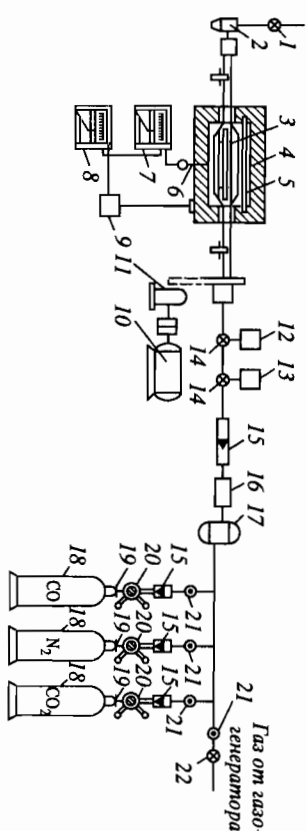


Рис. 2.22. Схема установки для определения механической прочности железорудных материалов при восстановлении (ГОСТ 19575-74)

1 — пробоковый кран; 2 — фильтр-пылеуловитель; 3 — цилиндрический барабан; 4 — электронагревательные элементы; 5 — термопара; 6 — терморегулятор; 7 — потенциометр; 8 — регистратор; 9 — реле; 10 — электроиндикатор; 11 — манометр; 12 — жидкостный манометр; 13 — оптический акустический газоанализатор; 14 — пробоковые краны; 15 — ротаметры; 16 — устройство для очистки газов от кислорода и влаги; 17 — смеситель газа; 18 — баллоны с газом; 19 — игольчатые вентили; 20 — редукторы; 21 — вентили; 22 — пробоковый кран

ра в рассматриваемый момент времени). Температура газа и его состав могут меняться по ходу опыта в соответствии с изменением условий восстановления куска руды при опускании в доменную печь. Продолжительность эксперимента 1,5—4 ч. По ГОСТ 19575-74 горячая прочность алгомеров, окатышей и железных руд (проба массой 500 г, фракция 10—15 мм) при восстановлении определяется во вращающемся барабане. Внутренний диаметр барабана 145, длина 500, толщина стенок 5—7 мм; на внутренней поверхности радиально установлены четыре полки шириной 20 мм и длиной, равной длине барабана. Барабан (рис. 2.22) вращается внутри электропечи с частотой 10 мин<sup>-1</sup>.

В течение первых 40 мин опыта температуру в печи повышают со скоростью 15 °С/мин до 600 °С. Затем за 2 ч 20 мин температуру до 800 °С повышают со скоростью 1,43 °С/мин. Во время опыта в барабан подается восстановительный газ (15 л/мин) состава, %: 32—34 CO; 62—63 N<sub>2</sub> и 3—5 CO<sub>2</sub> (допускаются примеси 1,5 H<sub>2</sub>, 0,1 O<sub>2</sub> и 0,2 H<sub>2</sub>O). По окончании опыта печь отключают и 5 мин газ охлаждает барабан до 400—500 °С, после чего барабан герметизируют и охлаждают, обдувая воздухом, до комнатной температуры. Мерой прочности материала служит содержание фракции > 10 мм в пробе после испытания. Показателями разрушаемости и истираемости сырья при нагреве в восстановительной атмосфере служат соответственно содержание фракции 0,5—5 и 0—0,5 мм в пробе после испытания. Одновре-

менно с химическим анализом определяется степень восстановления пробы за опыт. Метод был предложен Р. Линдером в 1958 г.

Рассмотренные методы определения горячей прочности в восстановительной атмосфере обладают определенными недостатками. Метод О. Бургхардта и К. Греббе не имитирует пересыпания слоя в шахте доменной печи и, кроме того, требует очень больших расходов газа-восстановителя. По методу Р. Линдера, руда подвергается не только усиленному истиранию, но также и ударным нагрузкам, что в общем не совпадает с истинной схемой нагрузок, разрушающих кусок шихты в доменной печи.

В МИСИС предложена установка для определения прочности железорудного сырья (рис. 2.23), которая состоит из силовой печи 2, реактора из жаропрочной стали 3, в котором вращается с частотой 5 мин<sup>-1</sup> вал с профилированным диском 9. На слой обрабатываемого материала 1 давит плунжер 7, давление создается с помощью груза 4. Для определения усадки слоя в процессе опыта имеется индикатор 5, а для определения перепада давления в слое — дифманометр 8. Температура измеряется с помощью хромель-алюмелевой термопары 11 и электронного потенциометра КСП-4. Навеску (200—500 г) испытываемого материала — руды, алгомерата или окатышей загружают в наклонный под углом в 45° реактор. Затем реактор возвращают в вертикальное положение, на выровненный слой материала помещают плунжер и с помощью верхнего фланца герметизируют реактор. Навеску материала до 200 °С осушествляют в токе азота (1,5 л/мин) без вращения профилированного диска.

После достижения этой температуры расход азота кратковременно увеличивают до 10 л/мин и при этом расходе определяют начальный перепад давления P<sub>0</sub>. Затем в печь подают восстановительный газ (N<sub>2</sub>, CO в смеси с N<sub>2</sub>, 2 л/мин). Опыт продолжают при непрерывном вращении профилированного диска (3—5 об/мин). Нагрев от 200 до 600 °С ведется со скоростью 15 °С/мин, а от 600 до 900 °С — за 2 ч 20 мин со скоростью 3 °С/мин. В конце опыта установку вновь продувают азотом (10 л/мин) и замеряют конечный перепад давления. После охлаждения пробы определяют также выход мелочи фракции (< 5 мм), являющийся наряду с перепадами давлений показателем горячей прочности сырья.

К проблеме оценки качества руды относятся и вопросы о цене, которую металлургический завод должен уплатить руднику за 1 т руды. Академик М. А. Павлов считал, что при определении максимальной цены на новую руду следует исходить из безусловной необходимости сохранения себестоимости чугуна в доменном цехе на прежнем уровне.

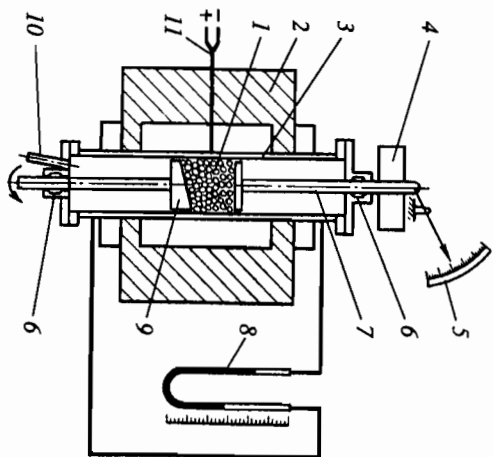


Рис. 2.23. Схема установки МИСИС для определения прочности железорудных материалов

1 — навеска исследуемого материала; 2 — силитовая печь; 3 — реактор из жаропрочной стали; 4 — груз; 5 — индикатор усадки; 6 — стальное уплотнение; 7 — плунжер; 8 — дифманометр; 9 — вращающийся вал с профилированным диском; 10 — штуцер для подвода газа; 11 — термометр

кладные расходы и отчисления и т. д.);  $Q$  — максимально допустимая себестоимость агломерата, обеспечивающая с учетом его расхода на тонну чугуна сохранение себестоимости чугуна в доменном цехе на прежнем уровне.

Сравнительную экономическую оценку возможных вариантов добычи и подготовки руд к доменной плавке лучше проводить по варианту, которому соответствует минимум приведенных затрат:

$$\Pi = C + E_{\text{норм}} \cdot K,$$

где  $C$  — сумма текущих производственных затрат (себестоимость) в расчете на 1 т продукции;  $K$  — капитальные затраты в пересчете на 1 т продукции;  $E_{\text{норм}}$  — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений (в черной металлургии принимается равным 0,12).

С учетом приведенных выше рекомендаций с целью оценки качества руд перейдем теперь к рассмотрению важнейших железорудных месторождений мира.

не. Обозначим через  $X_p$ ,  $X_n$ ,  $X_k$ ,  $X_{\text{доб}}$  (т/т агломерата) соответственно расходы новой руды, известняка, коксовой мелочи и добавок (вещицы, определяемые путем расчета агломерационной шихты комплексным методом). Примем, что цены (в руб./т) на известняк  $A_n$ , коксовую мелочь  $A_k$  и добавки  $A_{\text{доб}}$  остались неизменными. Тогда новая цена руды  $A_p$  (в руб.) определяется по выражениям:  $Q = A_p X_p + A_n X_n + A_k X_k + A_{\text{доб}} X_{\text{доб}} + \Pi$ ,  $A_p = (Q - A_n X_n - A_k X_k - A_{\text{доб}} X_{\text{доб}} - \Pi) / X_p$ , где  $\Pi$  — стоимость передела новой руды в агломерат (расходы на электроэнергию, пар, сжатый воздух и пр.) и дополнительные расходы в агломерационном цехе (зарплата, плата, ремонт, на-

## 2.2.3. Важнейшие месторождения железных руд

По данным на 1966 г., 61% всех запасов железных руд СССР принадлежит к категории докембрийских осадочных метаморфизированных руд, 13% — к категории магматических руд, 11,2% — к категории контактных месторождений, 13,1% — к категории осадочных оолитовых руд. В табл. 2.2 содержатся сведения о химическом составе руд и концентратов обогащения руд важнейших месторождений России, более подробная характеристика которых приведена ниже.

**Оленегорское месторождение** магнетитовых кварцитов (31—33% Fe) расположено в Мончегорском районе Мурманской области. Рудное тело, находящееся на глубине 1—15 м, имеет мощность до 315 м и состоит из магнетитовых и гематитовых кварцитов (соотношение магнетит : гематит в среднем для месторождения составляет 3:1). Руда относится к легкообогащаемым — при измельчении руды до крупности <0,8 мм в концентрате содержится до 63% Fe.

**Енисейско-Ковдорское месторождение** магнетитовых руд расположено на Кольском полуострове. Рудное тело при протяженности 500—600 м и ширине 400—800 м имеет мощность 150—200 м. Кроме магнетита и магнетиоферрита, руды содержат оливин и апатит, что обуславливает необычно высокое содержание в них фосфора и оксида магния. Использование концентратов сухой магнитной сепарации этих руд (фракция <0,2 мм) с таким высоким содержанием  $MgO$  (>6%) возможно лишь в смеси с оленегорским концентратом, пустая порода которого имеет существенно кислый характер. Проектом предусматривается агломерация смеси оленегорского и ковдорского концентратов, взятых в соотношении 1:1, что обеспечивает допустимое содержание  $MgO$  в доменном шлаке.

**Костомукшское месторождение** магнетитовых руд расположено в Карелии. Железистые кварциты (30—32% Fe) залегают здесь полой протяженностью 12 км (ширина до 3 км, мощность от 40 до 350 м). Основной рудный минерал — магнетит. Концентрат магнитной сепарации (см. табл. 2.2) используется на Костомукшском ГОКе для производства окатышей.

**Курская магнитная аномалия** (КМА) расположена на территории Курской, Белгородской и Орловской областей, занимая в общей сложности около 120 тыс. км<sup>2</sup>. Месторождения аномалии протянулись почти на 600 км двумя полосами шириной до 25 км каждая при расстоянии между полосами 50—60 км. Основная масса рудных тел состоит из бедных магнетитовых кварцитов (32—40% Fe), нижняя граница которых не обнаруживается даже при бурении до глубины 2—

3 км. Кварциты обогащают магнитной сепарацией (в концентрате содержится 65—68% Fe). Выше кварцитов располагаются скопления богатых руд (50—61% Fe), представляющие главным образом гематитом и маргитом. Характерна значительная пестрота минералогического состава руд, содержащих также бурый железняк, сидерит, тюрингит и шамозит, кальцит и кварц. Богатые руды разрабатываются на Стойленском, Лебединском и Михайловском рудниках-разрезах. Для КМА характерна огромная высота крыши над рудными телами (см. рис. 2.10), достигающая 100—600 м. После дробления богатых руд КМА остается до 85% мелочи, нуждающейся в агломерации. Состав пустой породы руды (сложные алюмосиликаты) затрудняет получение качественного агломерата, вынуждая увеличивать расход топлива на спекание. Руда характеризуется высокой восстановимостью. Содержание фосфора и серы в ней невелико. Перспективные запасы КМА оцениваются в 200—250 млрд. т.

В ближайшие годы предстоит освоение Яковлевского месторождения — наиболее богатого и перспективного участка КМА. Здесь богатые руды располагаются на глубине около 500 м под водоносными пластами кровли, что затрудняет горные работы.

**Качканарское месторождение** бедных (16—17% Fe) титано-магнетитовых руд расположено на Северном Урале недалеко от ст. Выя Свердловской железной дороги. Большие запасы руды, лежащей у поверхности земли, позволяют считать это месторождение основной рудной базой Северного и Центрального Урала. После обогащения магнитной сепарацией измельченной до 0,2 мм руды получают концентрат, содержащий до 62% Fe. Пустая порода концентратов характеризуется основностью  $(\text{CaO} + \text{MgO}) : (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) = 0,6 \div 0,7$ , т. е. является самоплавкой.

**Бакальское месторождение** бурых железняков и сидеритов расположено недалеко от г. Златоуста на Южном Урале. Эти руды отличаются чистотой по сере и фосфору, а также высокой восстановимостью. Поскольку в них содержится магнетитовая пустая порода сидеритов, то эти руды используют только в смеси с местным бурым железняком. Характерным является также высокое содержание марганца в руде. Агломерацию осуществляют на Бакальской и Челябинской аглофабриках.

Рассмотрим теперь крупнейшие зарубежные месторождения железных руд.

**Куроворожское месторождение** гематитовых и маргитовых руд Украины располагается в Днепропетровской области узкой полосой шириной 3 и длиной до 90 км. Глубина залегания руды достигает на отдельных участках 500 м. Добычу ведут шахтным способом и откры-

тыми (~50% всей добычи) разработками. Богатые руды (46—60% Fe), состоящие в большинстве случаев из гематита и кварца, находятся по верх скоплений бедных магнетитовых и гематитовых кварцитов. Руды чрезвычайно чисты по фосфору и сере. Магнетитовые кварциты (<46% Fe) подвераются измельчению до крупности <75 мкм и магнитной сепарации на горно-обогажительных комбинатах. Концентраты обогащения кварцитов (39—41% Fe) содержат до 65—66% Fe и служат сырьем для изготовления агломерата и окатышей.

**Курингавара** (Швеция). Месторождение магнетитовых руд магматического происхождения у северного полюсного круга. Руда содержит в среднем 59,8% Fe, 0,1—0,2% Mn. Пустая порода представлена апатитом  $3(\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5) \cdot \text{CaFe}_2$ . В связи с этим содержание фосфора находится в обратной связи с содержанием железа в руде. Так, при 68% Fe в руде содержится всего 0,03% P, а при 58% Fe >2,5% P. Добываемые открытыми разработками руды подвергают дроблению, измельчению, магнитной сепарации; в концентратах содержится 63—69% Fe. Экспорт руды и концентрата осуществляется главным образом через порт Лүлео и норвежский порт Нарвик. Запасы месторождения составляют 2,4 млрд. т.

**Ломарингский железорудный бассейн** (Франция, у г. Нанси, частично на территории Люксембурга и Бельгии). Здесь располагается одно из крупнейших в мире осадочных месторождений оолитового железняка (руды минетт) и сидеритов. В руде в среднем содержится, %: 31—35 Fe; 0,2—0,3 Mn; до 2,0 P и 0,1 S. Характер пустой породы руды на отдельных участках месторождения резко различен. По этой причине руды с кислой пустой породой (15—27%  $\text{SiO}_2$ , 3—12% CaO; 4—8%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) смешивают с рудами с основной пустой породой (15—22% CaO; 6—12%  $\text{SiO}_2$ ; 4—8%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), получая самоплавкие смеси. Ресурсы руд оцениваются в 6 млрд. т. Франция потребляет до 65% добываемой руды, экспортируя остальную ее массу в Бельгию, Люксембург и ФРГ.

**Ньюфаундленское месторождение** (Канада). На северном берегу острова Бель-Айленд в заливе Консепшен располагается крупное докембрийское осадочное месторождение гематито-сидеритовых руд оолитового строения с ресурсами (A + B + C) в 0,112 млрд. т (забалансовые резервы 3 млрд. т). В руде содержится <60% гематита; 22—23% шамозита; 2—13% сидерита; 3—7% кварца. Руды содержат в среднем 48,4% Fe при 0,7—0,9% P. Пустая порода содержит, %: 9—12  $\text{SiO}_2$ ; 3—5  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 2—3 CaO; 0,5—0,7 MgO. Разработки (рудник Вабана) ведут на глубине 600 м. Часть пластов руды расположена под дном океана.

**Месторождение у г. Лабрадор-Сити** (Канада) расположено на восточном берегу озера Вабуш (полуострова Лабрадор). Здесь на по-

## Химический состав руд важнейших железорудных

Месторождение	Fe <sub>общ</sub>	Mn <sub>общ</sub>	P <sub>общ</sub>	S <sub>общ</sub>	FeO
Северо-Запад Европейской части					
Оленегорское (докембрийское осадочное):	32,50	0,031	0,035	0,040	Нет св.
среднее по месторождению					
исходная руда Оленегорского ГОКа	29,88	0,049	0,026	0,038	10,69
концентрат Оленегорского ГОКа	65,36	0,069	0,009	0,033	25,40
Енисей-Ковдорское (матматическое):					
среднее по месторождению	31,50	Нет св.	2,86	0,18	11,9
исходная руда Ковдорского ГОКа	24,51	0,60	2,941	0,30	10,50
концентрат Ковдорского ГОКа	63,42	0,51	0,080	0,36	24,20
Африканда (матматическое), среднее по месторождению	13,5	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.
Пудожское (матматическое):					
среднее по месторождению	28,7	»	0,10	0,12	То же
концентрат мокрой магнитной сепарации	49,0	»	Нет св.	Нет св.	»
Межозерское (докембрийское осадочное), среднее по месторождению	32,9	»	0,1	0,4	»
Костомукшское (докембрийское осадочное):					
среднее по месторождению	33,8	»	0,07	0,2	»
исходная руда на Костомукшском ГОКе	31,1	»	0,082	0,25	15,33
концентрат Костомукшского ГОКа	65,74	0,08	0,024	0,34	27,81
Кировоторское (докембрийское осадочное):					
среднее по месторождению	33,0	Нет св.	0,035	0,11	Нет св.
концентрат мокрой магнитной сепарации	65,0	0,09	0,004	0,01	20,84

## Центр и Юг Европейской части

Курская магнитная аномалия (докембрийское осадочное)					
Магнититовые кварциты Южно-Коробковского участка	33,2	0,17	0,015	0,07	11,5
Комбинат КМА – руда:					
обогащательная фабрика № 1					
исходная руда	33,48	0,17	0,036	0,085	14,04
концентрат ОФ-1	66,10	0,07	0,011	0,038	28,01
обогащательная фабрика № 2:					
исходная руда	31,74	0,17	0,078	0,102	15,33
концентрат ОФ-2	66,06	0,07	0,011	0,045	28,25
Лебединская агломерация	55,74	0,10	0,042	0,026	13,38
Лебединская доменная руда	52,83	0,08	0,080	0,280	16,90
Железистый кварцит Лебединского месторождения	33,51	–	0,091	0,065	13,10

## месторождений России (1985 г.)

Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O + Na <sub>2</sub> O	П.л.п.
Северо-Запад Европейской части							
Нет св.	43,00	0,25	2,41	1,52	Нет св.	Нет св.	Нет св.
30,80	49,30	2,64	2,42	2,43	0,10	0,25	То же
65,24	7,90	0,28	0,30	0,39	Нет св.	Нет св.	»
31,77	9,0	2,7	8,4	10,5	0,40	–	–
23,35	13,70	2,27	17,70	14,90	0,50	–	–
63,70	1,20	2,24	0,62	5,90	0,89	–	1,50
Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.	–
То же	29,0	11,0	5,0	3,9	8,9	–	–
»	4,5	Нет св.	Нет св.	Нет св.	14,5	Нет св.	Нет св.
»	40–45	0,5–3,5	То же	То же	Следы	То же	То же
»	41,0	0,5	1,0	1,0	Нет св.	»	»
27,39	49,51	2,17	1,32	1,81	То же	Нет св.	2,05
63,01	8,00	0,27	0,16	0,20	0,17	»	0,50
Нет св.	42,0	0,6	1,4	1,8	Нет св.	»	Нет св.
69,70	8,19	0,22	0,55	0,35	То же	»	То же

## Центр и Юг Европейской части

34,65	44,0	3,9	2,3	2,1	Нет св.	Нет св.	Нет св.
32,22	43,45	1,36	2,01	2,78	Нет св.	То же	3,92
63,29	7,35	0,20	0,20	0,28	То же	»	0,64
28,30	44,0	1,48	2,05	3,02	»	»	3,4
62,96	7,35	0,19	0,20	0,31	»	»	0,56
64,75	11,08	2,91	1,60	1,40	»	»	4,59
56,60	8,50	4,10	1,45	0,80	0,15	0,75	9,85
33,30	42,59	1,86	1,62	1,34	0,12	0,60	–

Таблица 2.2

Месторождение	Fe <sub>общ</sub>	Mn <sub>общ</sub>	P <sub>общ</sub>	S <sub>общ</sub>	FeO
Концентраты Лебединских обогатительных фабрик					
№ 1	68,38	0,184	0,012	0,032	28,27
№ 2	67,54	0,225	0,008	0,036	27,07
№ 3	68,57	0,194	0,012	0,030	28,14
Стойленская аглолуда	51,96	0,18	0,026	0,036	5,14
Концентрат магнитной сепарации Стойленского ГОКа	65,80	0,063	0,025	0,013	26,57
Михайловская аглолуда	57,28	0,05	0,04	0,22	5,35
Концентрат магнитной сепарации Михайловского ГОКа	63,74	0,014	0,016	0,006	24,62
Руды Яковлевского месторождения	60,5	—	0,02	0,10	1,50
Урал					
Северные уральские рудники (контактные):					
Магнитовая руда	45,1–57,8	—	0,042–0,16	0,12–1,41	Нет св.
концентрат Богословская группа (контактные):	56,5	0,31	0,07	Нет св.	18,0
ауэрбаковская руда	55,68	0,25	0,028	0,045	1,8
воронцовская руда	48,6	Нет св.	0,06	3,76	Нет св.
покрывская руда	55,7	0,25	0,07	0,04	22,8
ДОФ ш. Печанская:					
исходная руда	37,92	0,33	0,041	2,25	17,85
концентрат	52,14	0,24	0,032	2,76	24,60
ДОФ ш. Первомайская:					
исходная руда	30,17	Нет св.	Нет св.		Нет св.
концентрат	43,19	Нет св.	0,030	0,13	Нет св.
Капканарское (магнитическое): бедные титано-магнетитовые руды	15,83	0,116	0,006	0,006	8,07
концентрат Качканарского ГОКа	61,49	0,116	0,007	0,006	24,37
Гора Вятгольц (контактово-метасоматическое):					
Тороблагатское рудоуправление ДОФ-3:					
мелький концентрат для агломерации	45,20	Нет св.	0,085	1,16	18,90
ДОФ-4:					
сухой мелкий концентрат МОФ:	45,38	То же	0,060	0,22	18,30
концентрат Гора Высокая (контактово-метасоматическое)	61,10	»	0,031	0,23	24,71
Высокогорское рудоуправление МОФ ВЖР:					
исходная руда	36,30	Нет св.	0,099	0,69	15,66
концентрат	58,22	То же	0,034	0,47	24,93
ДОФ ВЖР:					

Таблица 2.2 (продолжение)

Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O + Na <sub>2</sub> O	П.п.п.
68.26	4.40	0.17	0.20	0.24	—	Het cb. 0.080	0.43
65.40	5.46	0.19	0.20	0.29	—	Het cb.	0.46
66.68	4.15	0.16	0.18	0.25	—	Het cb.	0.41
68.52	13.40	5.30	1.07	0.44	—	—	5.75
64.47	7.56	0.25	0.29	0.30	0.04	0.11	0.56
75.96	10.42	1.08	1.69	0.32	—	—	4.46
63.39	10.11	0.05	0.23	0.21	0.007	0.50	0.67
84.76	5.10	2.40	3.40 Ypan	0.60	—	—	3.40
Het cb. 60.7	5.0— 18.0 11.8	2.5— 8.0 4.5	0.2— 3.6 3.1	0.2— 1.7 0.8	Het cb. To же	—	0.5
77.5	10.20	3.20	3.97	0.76	»	—	18.0
54.3	12.0 12.4	6.6 3.6	Het cb. 5.1	0.73	—	—	0.43
34.33 47.14	18.95 9.68	5.50 2.97	13.66 7.51	1.95 1.47	Het cb. To же	—	—
	12.76	3.00		Het cb.	Het cb.		
13.85	39.90	6.30	15.50	11.76	1.24	Het cb.	4.20
60.76	4.21	2.70	1.40	2.63	2.80	To же	1.92
43.57	15.00	Het cb.	6.00				
44.49	15.26	To же	9.10		To же		
69.83	6.10	»	2.40		»		
34.45 55.46	21.30 6.85	Het cb. To же	9.70 3.12		» »		



Таблица 2.2 (продолжение)

Месторождение	Fe <sub>общ</sub>	Mn <sub>общ</sub>	P <sub>общ</sub>	S <sub>общ</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O + Na <sub>2</sub> O	П.п.п.
исходная руда концентрат	34,13 36,20	» »	0,199 0,199	0,13 0,11	15,90 15,52	31,08 34,46	34,91 24,10	» »	6,87 6,81	» »	» »	» »	
Гора Лебязжа (контактово-метасоматическое месторождение) МОФ ЛебЖР:													
исходная руда	36,26	»	0,329	0,16	16,73	33,21	22,98	»	7,04	3,0	»	»	
концентрат	50,50	»	0,087	0,10	26,60	56,86	6,81	»	2,36	»	»	»	
Осокино-Александровское (контактово-метасоматическое), магнетитовая руда	27,3	»	0,29	0,13	Нет св.								
Алапаевское (осадочное)	45,95	0,22	—	0,06	—	65,7	17,3	7,2	0,48	0,67	0,04	—	7,87
Первоеуральское (магнетическое)													
Первоеуральское РУ:													
исходная руда	14,80	0,217	0,010	0,05	11,44	8,43	34,24	17,92	10,70	12,78	1,75	Нет св.	0,80
концентрат	35,52	0,193	0,010	0,03	19,10	29,66	19,73	9,63	6,75	7,8	3,50	Нет св.	0,80
Теченское (контактное), магнетитовая руда	35,4	0,39	0,07	1,17	14,4	34,6	22,0	6,0	14,0	2,0	—	—	Нет св.
Кусинское (магнетическое), титано-магнетитовая руда	54,40	0,11	—	0,10	24,0	51,10	3,70	3,25	0,02	3,58	12,56	Нет св.	
Зиганзино-Комаровское (осадочное), бурый железняк	50,40	1,15	0,08	0,018	—	72,00	13,60	2,90	0,40	0,11	—	—	9,50
Магнитогорское (контактово-метасоматическое) обогатительные фабрики:													
ПОФ-Г:													
исходная руда	26,54	0,14	0,049	0,186	1,60	36,14	36,84	12,68	1,51	0,55	Нет св.	8,99	
концентрат мойки	50,04	0,09	0,041	0,095	4,50	66,48	14,44	4,78	1,80	0,64	То же	6,12	
Сульфидная ОФ ОМС:													
исходная	53,30	Нет св.	Нет св.	2,622	24,80	48,76	10,51	3,00	4,98	1,47	»	4,41	
концентрат	56,44	То же	То же	2,728	26,10	51,90	7,99	2,32	4,14	1,31	»	4,52	
ДОФ-5:													
исходная руда	32,24	0,194	0,061	1,332	14,83	29,57	32,30	5,88	9,08	2,64	»	1,20	
концентрат	40,50	0,132	0,018	0,682	29,06	59,67	6,13	1,11	1,70	0,90	—	Нет св.	1,20
Бакальское (гидротермальное):													
силерит	34,2	1,16	0,03	0,16	28,86	16,75	6,88	2,59	2,96	8,92	—	—	31,31
бурый железняк	50,1	1,26	0,034	0,03	1,56	69,91	10,14	3,57	0,52	1,21	—	—	11,35
руда на обжит	30,16	0,97	0,011	0,158	36,92	2,05	9,50	2,80	3,20	9,80	—	—	31,92
обоженная руда	40,82	1,32	0,014	0,184	2,50	55,54	13,00	3,90	3,90	13,20	—	—	3,90
концентрат	48,85	1,63	0,011	0,128	1,10	68,50	6,00	1,83	1,61	14,50	—	—	2,70
Орско-Халиловское (осадочное), кусковая руда Ново-Киевского рудника	39,27	0,09	0,20	0,04	0,20	55,92	15,72	13,05	1,09	1,18	0,40	—	9,4
Сибирь													
Горная Шория (контактово-метасоматическое)													
концентрат:													
темир-тауский	59,5	0,21	0,07	0,67	23,0	59,5	4,77	2,81	3,50	1,63	0,16	Нет св.	2,00
олапа-балский	56,4	0,35	0,02	0,02	24,1	53,9	9,58	3,60	3,90	1,87	0,22	»	2,28
тапталовский	57,4	0,27	0,07	0,04	21,5	58,2	7,07	4,10	4,55	1,59	0,10	»	2,25
шаламский	59,75	0,34	0,05	0,38	20,0	63,2	6,12	2,89	3,12	1,95	—	»	1,12
шерегешский	59,4	0,12	0,07	0,35	19,9	62,8	4,50	4,56	2,66	1,81	—	»	2,35

Таблица 2.2 (окончание)

Месторождение	Fe <sub>общ</sub>	Mn <sub>общ</sub>	P <sub>общ</sub>	S <sub>общ</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O + Na <sub>2</sub> O	П.п.п.
Концентрат Абакурской ОП-1 ОП-2	61,2 56,2	0,21 0,39	0,03 0,04	0,74 0,14	27,79 23,80	56,54 53,84	7,48 7,66	2,40 3,20	1,75 1,35	0,98 0,02	—	»	Нет св. То же
Абаканское (контактово- метасоматическое): магнетитовая руда концентрат из окисленных руд концентрат из магнетитовых руд Тейское (контактово-метасома- тическое), концентрат Ангаро-Питский бассейн (осадочный): Нижне-Ангарское, гематитовая руда Ишимбинское, средний состав руды Нижнетунгусский бассейн, средний состав руды Ангаро-Илимский железоруд- ный район (гидротермальный): Рудногорское: магнетитовая руда концентрат Коршунское: магнетитовая руда концентрат Березовское (катагенетическое): бурый железняк сидерит Сивалгинское (контактово- метасоматическое): магнетитовая руда гематитовая руда Тажное (контактово-метасома- тическое): магнетитовая руда концентрат Кимканское (докембрийское, осадочное), магнетитовые кварциты Паринское, магнетитовая руда Николаевское (на Амуре), бурый железняк	45,5 62,52 60,45 57,0	0,07 0,19 0,15 0,31	0,19 0,11 0,11 0,03	2,30 0,29 0,52 0,06	Нет св. 17,9 20,0 22,5	Нет св. 69,5 64,2 56,5	13,8 6,20 7,38 5,00	4,2 1,36 1,50 3,07	4,1 2,30 2,28 1,78	2,1 1,20 1,40 5,82	0,20 0,13 0,35 »	Нет св. — То же »	3,5 — 1,30 4,3
	39,4	0,05	0,07	0,12	Нет св.	Нет св.	37,2	7,9	0,2	0,2	Нет св.	2,4	
	42,9 35— 40	Нет св. То же	0,039 0,03— 0,08	0,006 0,06— 0,43	То же »	»	31,0	Нет св.		Нет св. 14—16	Нет св.		
	38,4 58,0	0,09 0,15	0,44 0,30	0,05 0,01	» 18,0	» 63,0	12,4 4,6	5,8 2,2	9,9 3,2	8,4 2,8	0,2	Нет св. 0,33	9,1 4,72
	27,59 63,33	0,05 0,06	0,21 0,11	0,073 0,099	10,63 23,57	27,60 64,27	27,75 3,70	5,17 2,42	12,61 1,40	6,94 3,02	0,38 0,25	Нет св. То же	4,89 1,17
	50,4 38,0	0,70 0,76	0,11 0,07	0,04 0,94	Нет св. То же	Нет св. То же	14,7 12,4	26 2,2	0,4 1,8	0,1 1,2		Нет св. То же	9,5 27,0
	53,6 53,1	Нет св. То же	0,08 0,11	2,08 0,17	» »	12,8 8,6	5,3 3,6	0,9 2,5	2,8 1,9		Нет св. То же	2,3 —	
	44,4 64,2	—	0,05 0,01	2,08 1,11	» »	12,8 1,9	3,1 0,9	1,8 0,4	13,4 4,6	» »	3,0	10,8	
	35,6 34,1	0,7 0,26	0,26 0,23	0,01 1,19	» »	39,1 24,7	3,6 6,7	1,1 11,0	3,6 2,7		» »	8,5	
	42,92	2,19	0,17	0,04	»	7,97	2,48	Следы	—		»		

верхности земли (рудник Карол) ведется разработка докембрийского осадочного месторождения гематита, содержащего 35—40% Fe (запасы 3 млрд. т). Руда, содержащая 0,01—0,03% S, 0,03—1,14% P, 0,68—7,9% Mn, подвергается обогащению. В полученном концентрате содержится 64% Fe. Характер пустой породы кислый.

*Месторождение Верхнего озера (США).* На площади 160 км<sup>2</sup> находится эксплуатируемое с 1854 г. крупное месторождение докембрийских метаморфизованных богатых гематитовых руд с кварцевой пустой породой, располагающихся поверх пластов железистых кварцитов (таконитов) гематитовой и магнетитовой разновидности. Богатые плавящиеся руды содержат 50—51% Fe, 9—10% SiO<sub>2</sub>. Главная масса руды со-

держит мало марганца, фосфора и серы (в округе Кайкона руды содержат до 6% Mn). Общие запасы богатых руд составляют около 2 млрд. т.

Такониты, содержащие в среднем 27% Fe при 51%  $\text{SiO}_2$ , подвергнутся глубокому обогащению с получением концентратов с 64—66% Fe. Запасы таконитов в этом районе ориентировочно оцениваются в 30 млрд. т.

**Месторождение бурого железняка на острове Куба** расположено у восточной оконечности острова у порта Маари (общие запасы около 3 млрд. т). Руда содержит в среднем, %: 45 Fe; 1,7—2,0 Si; 0,8—1,0 Ni; 0,06 P; 0,04 S и имеет латеритовую пустую породу (2—6%  $\text{SiO}_2$ , 6—14%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ). Вся руда пылеватая и нуждается в агломерации.

**Красный железняк Венесуэлы** (запасы 2,2 млрд. т). Докембрийские осадочные месторождения Эль-Пао и Серро-Боливар находятся на востоке страны и разрабатываются открытым способом. Руда рудника Серро-Боливар содержит в среднем, %: 60,7 Fe; 1,78  $\text{SiO}_2$ ; 5,20  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 0,18 P. Руда месторождения Эль-Пао поставляется при содержании, %: 68,0 Fe; 0,77  $\text{SiO}_2$ ; 0,14  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 0,051 P; 80% руды экспортируется в США.

**Месторождения Итабиро и Итабирита** (Бразилия) расположены в 350 км к северу от Рио-де-Жанейро на площади 7000 км<sup>2</sup>. Это докембрийские осадочные метаморфизованные гематитовые месторождения. При добыче образуется лишь 30% мелочи. Типичный состав экспортiruемой из этого района руды, %: 66,5—70,7 Fe; 0,1—1,3  $\text{SiO}_2$ ; 0,05—0,5  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; до 0,5 Mn; до 0,03 S; до 0,08 P. Запасы руды в этом районе составляют 16,3 млрд. т.

**Месторождение Каражас** (Бразилия) в районе р. Амазонка также относится к докембрийским осадочным метаморфизованным месторождениям. Запасы оцениваются в 15—20 млрд. т. После несложного обогащения руда содержит 67% Fe. Проектная мощность рудника 35 млн. т/год.

**Месторождение латеритового бурого железняка** у г. Конакри (Гвинея). Это крупнейшее железорудное месторождение Африки (общие запасы 2,5 млрд. т, в том числе богатой руды более 1 млрд. т) состава, %: 51,5 Fe; 2,50  $\text{SiO}_2$ ; 9,80  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 0,3 MgO; до 0,06 P; до 0,60 Si; до 0,4 Ni + Co; до 0,08 Mn и до 12 п. п.

**Месторождение «железного пояса» Индии** (шт. Бихар и Орисса на северо-востоке страны, 250—300 км от Калькутты). Здесь расположено докембрийское осадочное месторождение гематитовых руд с глиноземистой пустой породой (запасы около 20 млрд. т). Богатые руды содержат, %: до 66 Fe; до 0,06 P; следы S; до 2,5  $\text{SiO}_2$ ; 1,5—4  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Относительно более бедные руды поставляются при 58—59% Fe. Значительная часть добываемой руды экспортируется в Японию.

## Раздел 3

# ПОДГОТОВКА ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ К ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ

## 3.1. СОВРЕМЕННАЯ СХЕМА ПОДГОТОВКИ СЫРЬЯ К ДОМЕННОЙ ПЛАВКЕ

Извлеченные из земных недр руды или технологенное сырье в большинстве случаев не могут быть непосредственно использованы в металлургическом производстве и поэтому проходят сложный цикл последовательных операций подготовки к доменной плавке. Отметим, что при добыче руды открытыми разработками в зависимости от расстояния между взрывными шпурами и размера ковша экскаватора величина крупных глыб руды может достигать 1000—1500 мм. При подземной добыче максимальный размер куска не превышает обычно 350 мм. Во всех случаях добываемое сырье содержит и большое количество мелких фракций.

Независимо от последующей схемы подготовки руды к плавке вся добываемая руда проходит прежде всего стадию первичного *дробления*, так как величина крупных кусков и глыб при добыче намного превышает размер куска руды, максимально допустимый по условиям технологии доменной плавки. Техническими условиями на кусковатость в зависимости от восстановимости предусматривается следующий максимальный размер кусков руды: до 50 мм для магнетитовых руд, до 80 мм для гематитовых руд и до 120 мм для бурых железняков. Верхний предел крупности кусков агломерата не должен превышать 40 мм.

На рис. 3.1 показаны наиболее распространенные схемы установок дробилок на дробильно-сортировочных фабриках. Схемами *a* и *б* решается одна и та же задача дробления руды от <600 до <200 мм. Степень дробления руды (*i*) в обоих случаях составляет  $600 : 200 = 3$ . Однако в исходной руде содержится некоторое количество фракции <200 мм, не нуждающейся в дроблении и занимающей часть рабочего пространства дробилки, снижая ее производительность. Эта фракция в результате частичного дробления перемещается, увеличивая вы-

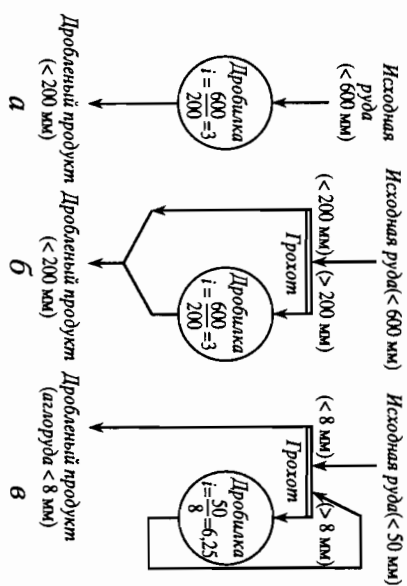


Рис. 3.1. Схема дробления

а — «открытая»; б — «открытая» с предварительным прохочением; в — «замкнутая» с предварительным и повторным прохочением

ход мелочи и расход электроэнергии на дробление. По схеме б фракция <200 мм отделивается от руды перед дробилкой. При этом осуществляется принцип «не дробить ничего лишнего». Схемы а и б характеризуются тем, что крупность дробленого продукта не проверяется, т. е. схемы «открытые». Опыт показывает, что в дробленном продукте всегда имеется небольшое количество кусков, размер которых несколько превышает заданный. В «закрытых» («замкнутых») схемах дробленый продукт вновь направляется на проход для отделения недостаточно измельченных кусков с последующим их возвратом в дробилку (рис. 3.1, в). При «закрытых» схемах дробления соблюдение верхнего предела крупности дробленого продукта гарантировано.

Устройство дробилок показано на рис. 3.2. Разрушение кусков руды в них происходит в результате раздавливающих, раскалывающих, истирающих усилий и ударов. В щековой дробилке Блэка (рис. 3.2, а) материал, вводимый в дробилку сверху, раздавливается качающейся 2 и неподвижной 1 щеками, а в конусной дробилке Мак-Кули — неподвижным 12 и вращающимся внутренним 13 конусами. Вал конуса 13 входит во вращающийся эксцентрик 18. В щековой дробилке только один ход подвижной щеки является рабочим, во время обратного хода щеки часть дробленого материала успевает выйти из рабочего пространства дробилки через нижнюю выпускную щель.

Производительность наиболее крупных щековых дробилок не превышает 450–500 т/ч. Характерными для щековых дробилок являются случаи запрессовки рабочего пространства при дроблении влажных глинистых руд. Кроме того, щековые дробилки не должны приме-

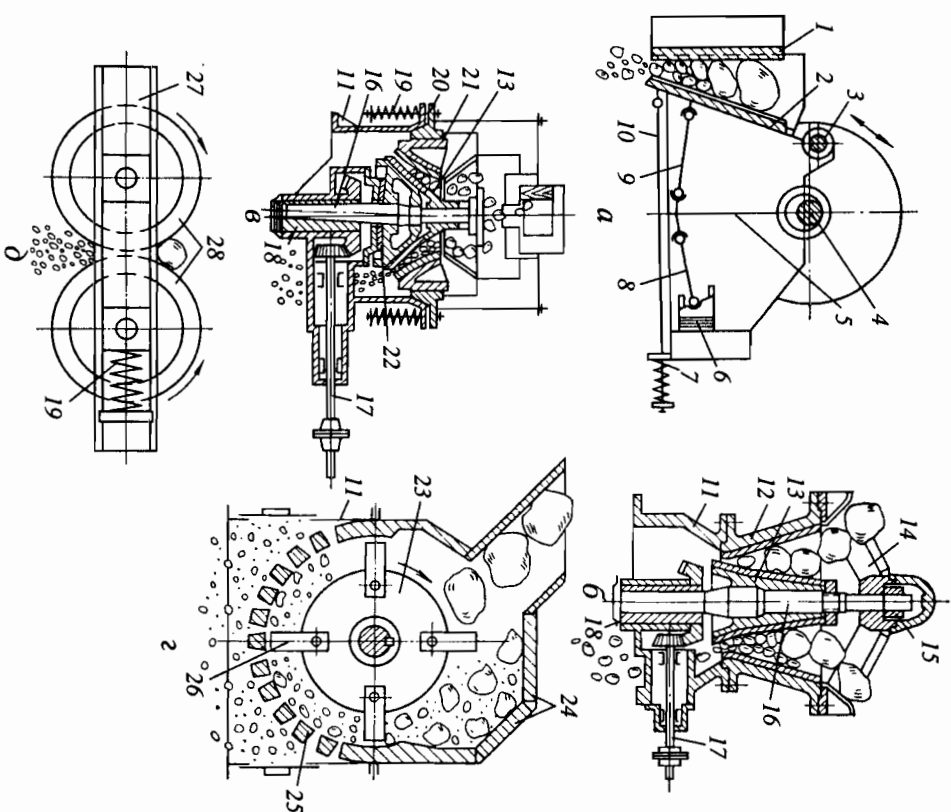


Рис. 3.2. Конструктивные схемы дробилок

а — щековая; б — конусная; в — приводная; 2 — молотковая; 3 — валковая; 4 — неподвижная щека с осью вращения; 5 — подвижная щека; 6 — эксцентриковый вал; 7 — шатун; 8 — шарнирная опора задней распорной щеки; 9 — пружина; 10 — механизм регулировки ширины разгрузочной щели; 11 — тяга замыкающего устройства; 12 — неподвижный конус; 13 — подвижный конус; 14 — траверса; 15 — шарнир подвижки подвижного конуса; 16 — вал конуса; 17 — приводной вал; 18 — эксцентрик; 19 — амортизационная пружина; 20 — опорное кольцо; 21 — регулирующее кольцо; 22 — подпятник конуса; 23 — ротор; 24 — отбойные плиты; 25 — колосниковая решетка; 26 — молоток; 27 — основная рама; 28 — дробящие валки

натся для дробления руд, имеющих плитчатое сланцевое строение куска, так как отдельные плитки в случае ориентации их длинной оси вдоль оси шели выдачи дробленого материала могут проходить через рабочее пространство дробилки не разрушаясь. Питание щековых дробилок материалом должно быть равномерным, для чего пластинчатый питатель устанавливается со стороны неподвижной щеки дробилки. Обычно щековые дробилки применяют для дробления крупных кусков руды ( $i = 3-8$ ). Расход электроэнергии на дробление 1 т руды в этих установках может колебаться от 0,3 до 1,3 кВт·ч.

В конусной дробилке ось вращения внутреннего конуса не совпадает с геометрической осью неподвижного конуса, т. е. в любой момент дробление руды происходит в зоне приближения поверхностей внутреннего и наружного неподвижного конусов. При этом в остальных зонах происходит выдача дробленого продукта через кольцевую щель между конусами. Таким образом дробление руды в конусной дробилке осуществляется непрерывно. Достижимая производительность составляет 3500–4000 т/ч ( $i = 3-8$ ) при расходе электроэнергии на дробление 1 т руды 0,1–1,3 кВт·ч.

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

Короткоконусная грибовидная дробилка Саймона (рис. 3.2, в) отличается от обычной конусной дробилки удлиненной зоной выдачи дробленого продукта, обеспечивающей полное дробление материала до заданного размера кусков.

В молотковых дробилках (рис. 3.2, г) дробление кусков руды осуществляется главным образом под действием ударов по ним стальных молотков, закрепленных на быстровращающемся валу. На металлургических заводах в таких дробилках измельчают известняк, используемый затем в агломерационных печах. Хрупкие материалы (например, кокс) могут быть измельчены в валковых дробилках (рис. 3.2, д).

После первичного дробления богатая малосернистая руда фракции  $> 8$  мм может использоваться доменными печами, фракция  $< 8$  мм, называемая «аглорудой», подвергается *окускованию* на агломерационных фабриках. Загрузка мелких фракций руды в доменные печи резко ухудшает технико-экономические показатели доменной плавки. В большом количестве мелочь выносятся из печи восходящим потоком доменного газа и оседает в пылеулавливателях. Затем ее направляют

на аглофабрику. Часть мелких фракций все же усаивается печью, резко ухудшая газопроницаемость столба шихты, так как мелкие частицы заполняют пространство между более крупными кусками. Необходимо помнить, что отделение мелочи от доменной шихты во всех случаях дает значительный технико-экономический эффект, улучшая ход процесса, стабилизируя вынос пыли на постоянном минимальном уровне, что в свою очередь способствует постоянству нагрева печи и снижению расхода кокса.

Богатые сернистые руды дробят до крупности  $< 8$  мм и подвергают *агломерации*, в ходе которой удаляется из руд 98% сульфидной серы. Бедные руды измельчают до крупности  $< 74$  мкм, чтобы разрушить сросстки рудного минерала с пустой породой, и направляют на обогащение.

На обогащательных фабриках тонкое *измельчение* руды перед обогащением производят в шаровых мельницах или в мельницах бесшарового помола. Шаровые мельницы (рис. 3.3, а) представляют собой пустотелые барабаны, футерованные плитами 1 из износостойчивой стали (аффилда с полыми цапфами 2, опирающимися на подшипники 3). Измельчаемый материал крупностью 5–12 мм вместе с водой вводится в одну из цапф 4, а пульпа (измельченный продукт с водой) выводится через противоположную цапфу. Рабочее пространство мельницы почти наполовину заполнено стальными или чугунными шариками 5, которые при вращении барабана приводом через зубчатый венец 6 движутся в каскадном или водопадном режиме. Кусочки руды, испытывая удары падающих шаров, раскалываются, раздавливаются и истираются. Производительность крупных шаровых

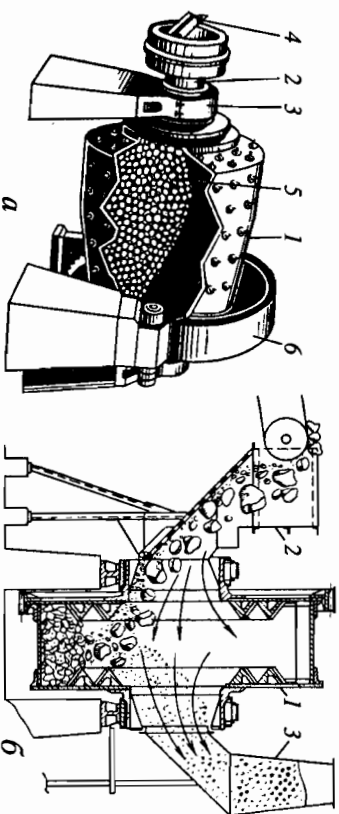


Рис. 3.3. Шаровая мельница (а) и мельница для бесшарового помола (б)



мельницы 150–200 т/сут. Расход электроэнергии для измельчения 1 т руды до крупности <74 мкм близок к 14–15 кВт·ч.

В последние годы распространение получил бесшаровой помол. Сущность процесса заключается в том, что в мельницу (рис. 3.3, б) загрузают только мелочь и крупные куски руды, которые в этом случае играют роль дробящих шаров. В мельнице типа «Аэрофол» крупные и мелкие куски руды вводятся в вращающийся барабан 1 через питатель 2 вместе со сжатым воздухом. Образующийся в барабане измельченный продукт уносится воздухом через пустотелую цапфу в шахту выдачи 3, а затем скапливается в пылеулавливателях. Если используется горячий воздух, то наряду с дроблением осуществляется и подсушка материала.

Мелочь от более крупных кусков руды отделяется на дробильно-сортировочных фабриках с помощью прохотов. Конструкция современного вибрационного прохота (рис. 3.4) включает раму с сеткой, подвешенную на пружинах или тягах, на которой установлены вращающиеся диски с неравновесными грузами. Вращение дисков осуществляется с помощью ременной передачи от электромотора. Рама прохота колеблется с большой частотой (до 2000 колебаний в минуту), что обеспечивает отделение до 97% всей содержащейся в руде мелочи (эффективность прохочения 97%). При отсеве мелочи <8 мм от руды производительность вибрационных прохотов достигает 17 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч).

**Обогащение руды** называется операция, увеличивающая содержание железа или снижающая содержание вредных примесей в руде. Обогащение позволяет существенно повысить содержание железа в шихте доменных печей, улучшить условия восстановления железа, уменьшить выход шлака, улучшая тем самым ход печи и снижая расход кокса при возрастающей производительности. Установлено, что в средних условиях плавки повышение содержания железа в шихте на 1% позволяет увеличить производительность печи на 2–2,5% при снижении удельного расхода кокса на 2–2,5%.

Получаемые на обогатительных фабриках концентраты содержат до 65–68% Fe. Эффективность обогащения оценивается по величине показателей обогащения. На обогатительных фабриках постоянно определяют содержание железа в исходной руде ( $\alpha_{Fe}$ , %), в концентрате ( $\beta_{Fe}$ , %) и в отходах обогащения — хвостах ( $\gamma_{Fe}$ , %). Чем выше содержание железа в концентрате и чем ниже оно в хвостах, тем эффективнее считается обогащение.

Выходом концентрата  $\gamma_k$  называется соотношение масс концентрата и исходной руды (последняя принята за единицу). Аналогично вычисляется и выход хвостов  $\gamma_{хв}$ . На обогатительной фабрике сумма масс концентрата и хвостов равна массе исходной руды, т. е. сумма

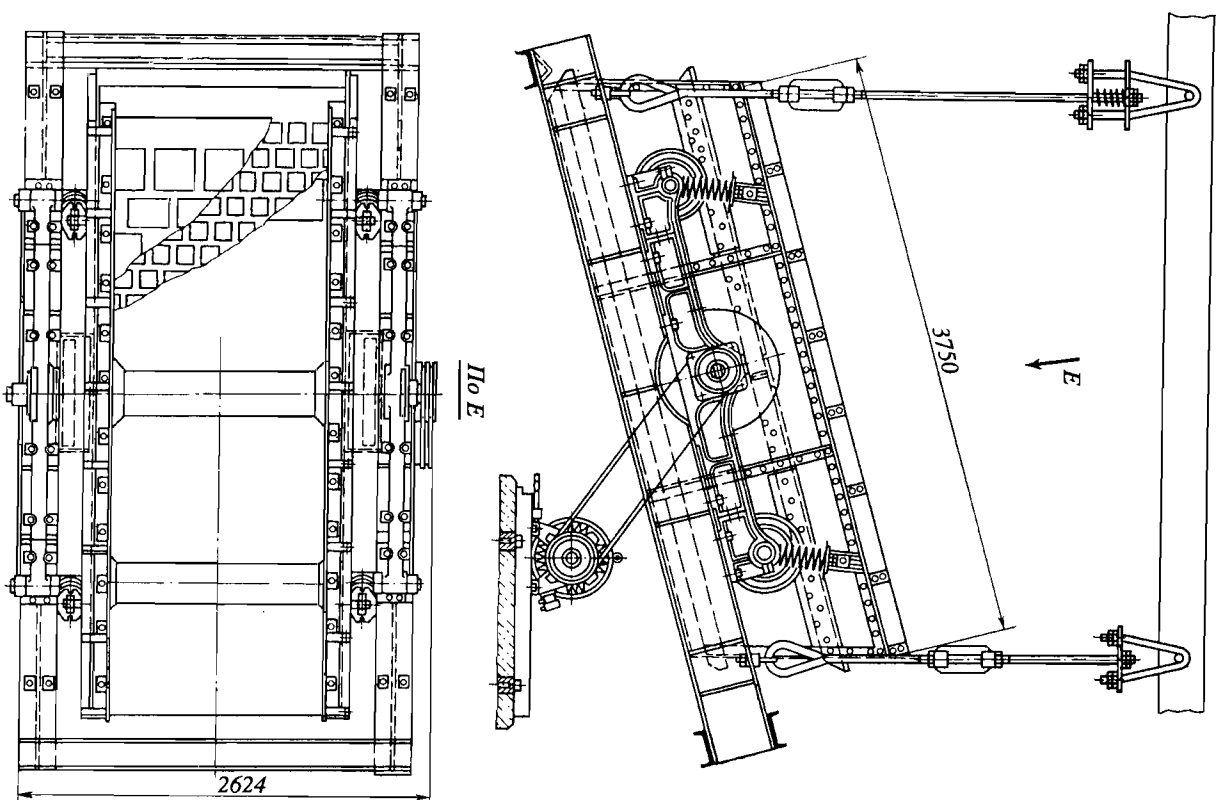


Рис. 3.4. Вибрационный прохот

выходов концентрата и хвостов равна единице:

$$\gamma_k + \gamma_{хв} = 1.$$

Выход концентрата при обогащении может быть вычислен по содержанию железа в руде, концентрате и хвостах: масса железа в концентрате  $\gamma_k \beta_{Fe}$ ; масса железа в хвостах  $\gamma_{хв} \nu_{Fe}$ ; масса железа в исходной руде  $1 \cdot \alpha_{Fe}$ . Баланс по железу:

$$\gamma_k \beta_{Fe} + \gamma_{хв} \nu_{Fe} = 1 \cdot \alpha_{Fe}, \text{ где } \gamma_{хв} = 1 - \gamma_k.$$

Тогда  $\gamma_k (\beta_{Fe} - \nu_{Fe}) = (\alpha_{Fe} - \nu_{Fe})$  или  $\gamma_k = \alpha_{Fe} - \nu_{Fe} / \beta_{Fe} - \nu_{Fe}$ .

Извлечением железа  $\epsilon_k$  в концентрат называется соотношение масс железа в концентрате и в исходной руде:  $\epsilon_k = \gamma_k \beta_{Fe} / \alpha_{Fe}$ . Аналогично может быть вычислено извлечение железа в хвосты:  $\epsilon_{хв} = \gamma_{хв} \nu_{Fe} / \alpha_{Fe}$ .

Масса железа в руде равна массе железа в концентрате и хвостах:  $1 \cdot \alpha_{Fe} = \gamma_k \beta_{Fe} + \gamma_{хв} \nu_{Fe}$ . Тогда  $1 = (\gamma_k \beta_{Fe} / \alpha_{Fe}) + (\gamma_{хв} \nu_{Fe} / \alpha_{Fe})$ , т. е.  $\epsilon_k + \epsilon_{хв} = 1$  или 100%. Таким образом, сумма извлечений железа в концентрат и хвосты равна единице.

Наконец, вычисляются коэффициенты обогащения  $K_0$  и сокращения  $K_c$ . Первый из них показывает, во сколько раз содержание железа в концентрате больше, чем в исходной руде:  $K_0 = \beta_{Fe} / \alpha_{Fe}$ , а второй — во сколько раз масса концентрата меньше массы исходной руды:  $K_c = 1 / \gamma_k$ .

Эффективность обогащения необходимо оценивать по всем показателям обогащения одновременно. Так, высокое содержание железа в концентрате может сопровождаться низким выходом концентрата и низким извлечением железа в концентрат. Наоборот, высокий выход концентрата связан с пониженным содержанием железа в нем и т. д.

Выполним пример подсчета показателей обогащения для условий Качканарского ГОКа (Северный Урал), где содержание железа в руде, концентрате и хвостах составляет соответственно  $\alpha = 15,9\%$ ;  $\beta = 61,38\%$ ;  $\nu = 6,55\%$  (1984 г.).

Выход концентрата:

$$\gamma_k = \frac{(\alpha - \nu) \cdot 100}{\beta - \nu} = \frac{15,9 - 6,55}{61,38 - 6,55} \cdot 100 = 17,05\%.$$

Выход хвостов:  $\gamma_{хв} = 100 - 17,05 = 82,95\%$ .

Извлечение железа в концентрат:

$$\epsilon_k = \frac{\gamma_k \beta_{Fe}}{\alpha_{Fe}} = \frac{17,05 \cdot 61,38}{15,9} = 65,82\%.$$

Извлечение железа в хвосты:  $\epsilon_{хв} = 100 - 65,82 = 34,18\%$ .

Коэффициент обогащения:  $K_0 = \beta_{Fe} / \alpha_{Fe} = 61,38 / 15,9 = 3,87$ .

Коэффициент сокращения:  $K_c = 1 / \gamma_k = 1 / 0,1705 = 5,86$ .

Таким образом, из 1 т руды получают 170,5 кг концентрата. При этом 65,82% Fe используется затем в металлургическом перелле, а 34,18% Fe теряется безвозвратно с хвостами. Общий расход электроэнергии на дробление, измельчение и обогащение составляет на  $\text{Ca}^{10}\text{Kе} 68,8 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}$  концентрата.

Наиболее древним способом обогащения является *мойка* руд, в ходе которой на дробленую руду во вращающемся барабане направляется сильная струя воды, способная отделить глинистую пустую породу от рудного вещества. На *концентрационных столах*, в *отсадочных машинах* для разделения рудных минералов и пустой породы используются различные плотности этих компонентов руды: 2,65 г/см<sup>3</sup> для кварцита и 5,26 г/см<sup>3</sup> для гематита. Обогащение *флотацией* основано на неодинаковых гидрофильности и гидрофобности минералов. Наибольшее распространение получил метод *магнитной сепарации* руды, когда измельченную руду пропускают через магнитное поле. Удельная магнитная восприимчивость магнетита высокая (до  $97350 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{т}$ ), в то время как кварц относится к диамагнетикам ( $-0,47 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{т}$ ).

В барабанном магнитном сепараторе Эдисона (рис. 3.5, а) неподвижный электромагнит 1 располагается внутри вращающегося барабана 2, на внешнюю поверхность которого подается обогащаемая руда с водой. Частицы пустой породы оседают на дно бака, а частицы магнетита притягиваются к поверхности вращающегося барабана и могут быть смыты с нее только вне магнитного поля, что позволяет выделить концентрат магнитной сепарации (шлих).

На рис. 3.5, б показана также конструкция ленточного магнитного сепаратора для сухой сепарации сильно магнитных руд. Конструкция включает транспортерную 1 и убирающую 2 ленты и деситительную перетордку 3. Производительность магнитных сепараторов достигает 45–50 т/ч при обогащении тонкоизмельченных магнетитовых руд.

Концентраты обогащения железных руд представляют собой весьма тонкий порошок и не могут быть загружены в доменные печи без предварительного окускования на фабриках окатышей или агломерационных фабриках.

Много внимания в металлургической промышленности уделяется *учреждению* химического состава железных руд. Содержание железа в руде и агломерате, закупаемых в данный момент в доменные печи, не должно отличаться от среднего арифметического за длительный период более чем на  $\pm 0,5 \text{ абс. \%}$ .

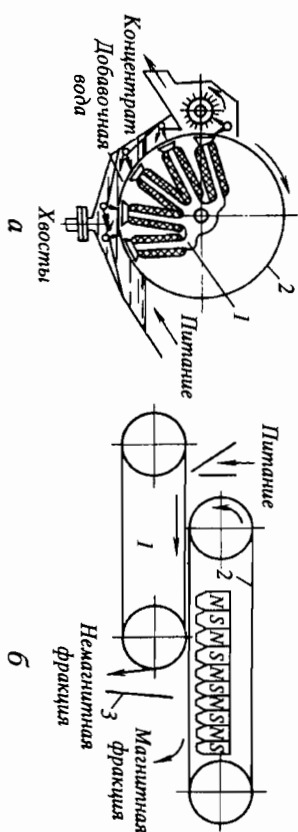


Рис. 3.5. Магнитные сепараторы  
а – барабанный для мокрой сепарации; б – ленточный для сухой сепарации

Среднеквадратическое отклонение  $\sigma$  содержания железа в разовой пробе  $a$  может быть вычислено по среднему арифметическому  $a_{cp}$  из  $n$  проб по формуле  $\sigma = \sqrt{\sum(a_{cp} - a)^2/n}$ .

Результаты работы усреднительных установок оцениваются величиной степени усреднения:  $K_{уст} = \sigma_1 : \sigma_2$  (где  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  – величины стандартных отклонений до и после усреднения). Если плавка ведется на рудях постоянного состава, то персонал доменного цеха имеет возможность снизить до предела расход кокса, работая без перебива пещей и не опасаясь аварийного похода лавания пещей. При этом достигается ровный экономичный ход доменных пещей с соответствующим повышением их производительности.

Прибывающая на металлургический завод руда выгружается на рудный двор вагоноопрокидывателем. В современных условиях более 90% рудной части шихты доменных пещей состоит из агломерата, поэтому усреднение руды ведется на агломерационных фабриках. Прежде доля неподготовленной руды в доменной шихте была значительной. По этой причине, а также для создания запасов руды на зимнее время доменные цехи имели обширные рудные дворы (рис. 3.6).

Прибывающая руда разгружается вагоноопрокидывателем 1 в рудную траншею 2, откуда мостовым рейферным краном 3 укладывается в штабель высотой до 17 м. Расстояние между длиной и короткой ногами крана, определяющее ширину штабеля, достигает 115 м. По длине рудный двор занимает весь фронт доменных пещей. Вся руда, загрузаемая в печи, проходит усреднение на рудном дворе. Для этого руду из рудной траншеи в формируемый штабель укладывают полойно. Машинист крана должен рассыпать руду по возможности более тон-

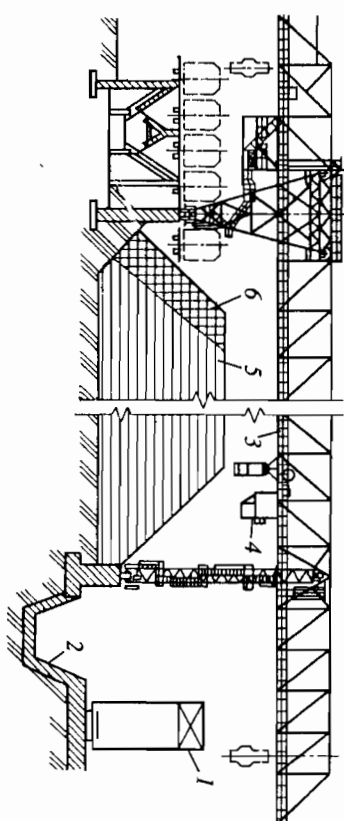


Рис. 3.6. Усреднение на рудном дворе доменного цеха

ким слоем на всю длину штабеля, перемещая по мосту тележку со слетка открытыми челюстями рейфера. При этом руду каждого эшелона составит один из горизонтальных слоев 5 формируемого штабеля. Руда стекущего эшелона, по составу отходящая от предшествующей, будет уложена выше таким же тонким горизонтальным слоем. Штабель формируют до определенной высоты. Иной порядок соблюдается при заборе руды из сформированного штабеля для загрузки ее в доменные печи. Забор руды осуществляется вразрез штабеля с таким расчетом, чтобы рейфер захватывал одновременно как можно больше слоев, усредняя тем самым состав отгружаемой со склада руды (см. рис. 3.6).

Принципы укладки руды в штабель горизонтальными слоями и забора ее из штабеля попереk слоев составляют основу любой схемы усреднения на рудных дворах. Степень усреднения возрастает с увеличением размеров штабелей руды. Для складов с рудными рейферными кранами степень усреднения  $K_{уст}$  составляет в среднем 1,8–2,2. За рубежом для усреднения руды часто используют открытые рудные дворы без мостовых кранов. Формирование штабелей и забор руды из них осуществляют машинами напольного типа. Склад системы Робинса показан на рис. 3.7, а.

Поступающая на усреднение руда укладчиком 3 рассыпается в два формируемых штабеля продолжительными слоями при движении машины вдоль оси штабелей. Число слоев в штабеле составляет 300–1000 при емкости штабеля 100 тыс. т. По окончании формирования штабелей (емкость склада до 800 тыс. т руды) руду берут попереk штабелей одно-

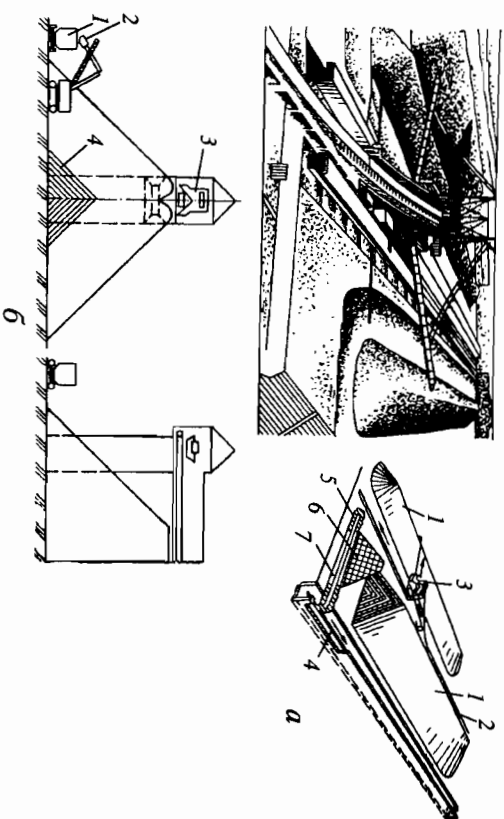


Рис. 3.7. Усреднительные склады

*а* – Робинса (формируют одновременно два штабеля руды движущимися в челночном режиме укладчиком с двумя консольными конвейерами): 1 – штабеля руды; 2 – ленточный конвейер подачи руды на склад; 3 – укладчик; 4 – ленточный конвейер уборки усредненной руды; 5 – погрузочная машина с борной 6 и скребковым транспортером 7; 6 – алгофабрики; 1 – железнодорожный вагон; 2 – экскаватор для погрузки вылавываемой со склада руды; 3 – транспортер с разгрузочной тележкой или автогостелла; 4 – схема формирования штабеля руды, концентрата

Временно из всех горизонтальных слоев с помощью бороны 6 с зубьями (400–500 зубьев, наклон к горизонту 30–60°, ход рамы бороны 500–600 мм при числе качаний в минуту до 20). Борона осыпает руду на скребковый транспортер 7. Борона и скребковый транспортер смонтированы на погрузочной машине, передающей усредненную руду на ленточный конвейер 4, расположенный обычно в траншее. На складах Робинса получают высокую степень усреднения руды ( $K_{ур} = 4+8$ ), но их эксплуатация в суровых зимних условиях связана со значительными трудностями (поломка бороны погрузочной машины и т. д.). Крытый склад такого типа сооружен на Карагинском металлургическом комбинате.

На агломерационных фабриках России получили распространение схема усреднительного склада с формированием штабелей сверху движущейся тележкой, сбрасывающей руду с ленточного конвейера, монтируемого в крытой галерее, опирающейся на матовые опоры (рис. 3.7, б). Руду из штабеля забирают с помощью экскаваторов поперек продольных слоев. Использование такой системы также позволяет добывать высоких степеней усреднения.

## 3.2. АГЛОМЕРАЦИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

### 3.2.1. Общие вопросы

Окускование пылеватых железных руд и тонких концентратов перед доменной плавкой позволяет существенно улучшить технико-экономические показатели работы доменных печей, увеличить их производительность. Значительные капитальные затраты на строительство фабрик окускования рудного сырья и расходы на их эксплуатацию сравнительно быстро компенсируются экономией кокса и ростом выплавки чугуна на предварительно окускованном сырье. В настоящее время промышленностью используются два метода окускования: агломерация руд и концентратов и производство окатышей из концентратов.

Процесс агломерации («Agglomeration» — от франц., англ. окускование, спекание, укрупнение), изобретенный в 1887 г. англичанами Ф. Геберлейном и Т. Хантинтоном, первоначально использовался в цветной металлургии для обжига и окускования сульфидных руд, сера которых служила топливом для процесса спекания.

Позднее немецкие инженеры В. Джеб (1902 г.) и С. Завельсберг (1905 г.) применили этот метод к пыритым отаркам, пылеватым железным рудам и коллошниковой пыли. Содержание серы в железных рудах обычно невелико. Поэтому рудная пыль предварительно смешивалась с 6–7 мас. % коксовой мелочи. Тепла, выделяющегося при торении коксовой мелочи, было достаточно для плавления шихты (1300–1500 °C).

Процесс спекания железной руды осуществляется первоначально в чашевых установках периодического действия. Продувка спекаемого слоя в чаше снизу вверх связана с рядом технологических неудобств, ограничивающих производительность установок. Главными из них являются высокая запыленность цехов и переход при напоре выше 5 кПа к режиму кипящего слоя. В 1906 г. А. Дуайт и Р. Ллойд предложили принцип вакуумной агломерации с просасыванием воздуха через спекаемый слой сверху вниз. При этом вакуум (до 20 кПа) под колосниковой решеткой создается с помощью отсасывающего вентилятора — эксгаустера. Ход процесса спекания руд и концентратов в чашевой установке, эксплуатируемой, как это принято сейчас, в вакуумном режиме, отражен на рис. 3.8. Первым на колосниковую решетку укладывают слой постели — агломерата крупностью 10–20 мм без топлива. Постель препятствует просыпанию шихты через за-

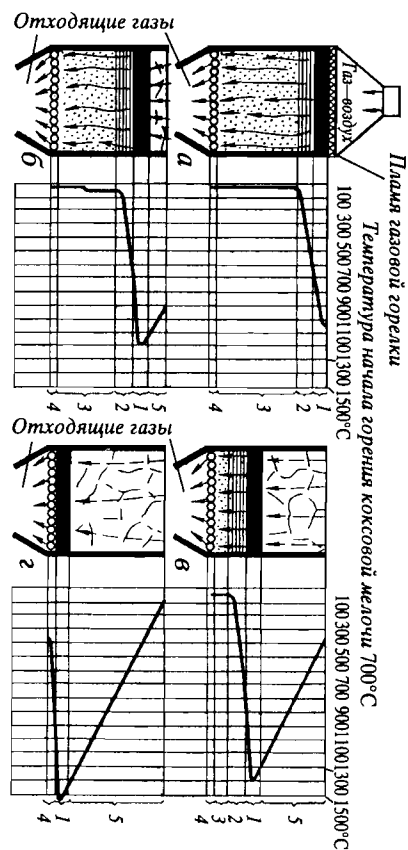


Рис. 3.8. Схематический разрез чашевой агломерационной установки в различные моменты после начала спекания

а — конец зажигания шихты пламенем газовой горелки (в верхней зоне загорелась коксовая мелочь; под зоной горения зона подогрета шихты); б — через 1—2 мин после окончания зажигания (горелка выключена и отведена в сторону; в чашу засасывается воздух; над зоной горения уже образовался слой готового агломерата); в — через 8—10 мин после начала спекания (зона горения прошла уже больше половины пути до колосниковой решетки; слой готового агломерата с каждой минутой растет); г — перед окончанием процесса (зона горения в крайнем нижнем положении). Показано также распределение температур по высоте спекаемого слоя: 1 — зона горения твердого топлива; 2 — зона сухих и подогрета шихты; 3 — зона сырой шихты; 4 — постель; 5 — зона готового агломерата

зоры между колосниками (до 6 мм), уменьшает вынос пыли. Кроме того, слой постели на конечной стадии процесса агломерации предохраняет колосниковую решетку от воздействия высоких температур, повышая ее стойкость и предотвращая приваривание пирога готового агломерата к колосниковой решетке.

В состав агломерационной шихты (табл. 3.1), кроме пылеватых руд и концентратов, входят также колосниковая пыль, известняк, извест, коксовая мелочь, антрацитовый штыб и возврат — мелкий (<5 мм) недостаточно спеченный агломерат, направляемый на повторное спекание (рис. 3.9). После тщательного смешения, увлажнения и окомкования шихта укладывается в алочашу поверх постели, после чего включают экстаузер и, подводя к поверхности спекаемого слоя газовую горелку, проводят зажигание шихты пламенем газа (1200—1300 °C). Под действием вакуума пламя втягивается в спекаемый слой шихты, состоящей из мелких частиц и комков, поверхность которых чрезвычайно велика. Например, как показывает расчет, при агломерации шихты крупностью кусков около 1 мм суммарная по-

Таблица 3.1

Средний состав шихты агломерационных фабрик черной металлургии России

Компоненты шихты	Фракция, мм	Содержание в шихте, кг/т агломерата
Агломерационная руда и шлахи	<8,0	274
Сухой магнитной сепарации		
Концентрат мокрой магнитной сепарации	<0,074	637
Отсев агломерата	<5	36
Марганцевая руда	<8	11
Колосниковая пыль	<3	27
Окалина прокатных цехов	<5	26
Конвертерный шлак	<5	2
Известняк	<3	192
Известь	<1	23
Железосодержащие шламы	<0,1	10
Различные отходы	<8	17
Коксовая мелочь	<5	42
Антрацитовый штыб	<5	22

верхность комков шихты в слое толщиной всего в 10 мм на площади спекания в 1 м<sup>2</sup> близка к 30 м<sup>2</sup>. Огромная поверхность теплообмена и значительная кажущаяся теплоемкость холодной и влажной агломерационной шихты обуславливают высокую интенсивность теплообмена между шихтой и газом. Последний, двигаясь в шихте на пути 20—30 мм, охлаждается до 800—850 °C, т. е. до температуры ниже температур воспламенения коксовой мелочи в продуктах сторания, содержащих 5—10 % O<sub>2</sub>.

Таким образом, только в этой узкой по высоте зоне (зоне горения твердого топлива) частицы коксовой мелочи нагреты до температуры воспламенения и имеют возможность гореть. Частицы топлива, расплавающиеся в шихте ниже изотермы 800—850 °C, не горят, так как еще не нагреты до температуры воспламенения, и омываются поступающими сверху продуктами сторания коксовой мелочи, содержащими всего 3—4 % O<sub>2</sub>, а для устойчивого горения коксовой мелочи в газовой фазе должно содержаться не менее 5—6 % O<sub>2</sub>. Для зажигания коксовой мелочи достаточно 45—60 с, и зажигательную горелку отводят в сторону.

В дальнейшем все необходимое для процесса агломерации тепло выделяется при горении частиц коксовой мелочи в спекаемом слое. Под зоной горения, ниже изотермы 800—850 °C, располагается зона подогрета и сушки шихты (см. рис. 3.8), куда сверху поступают проду-



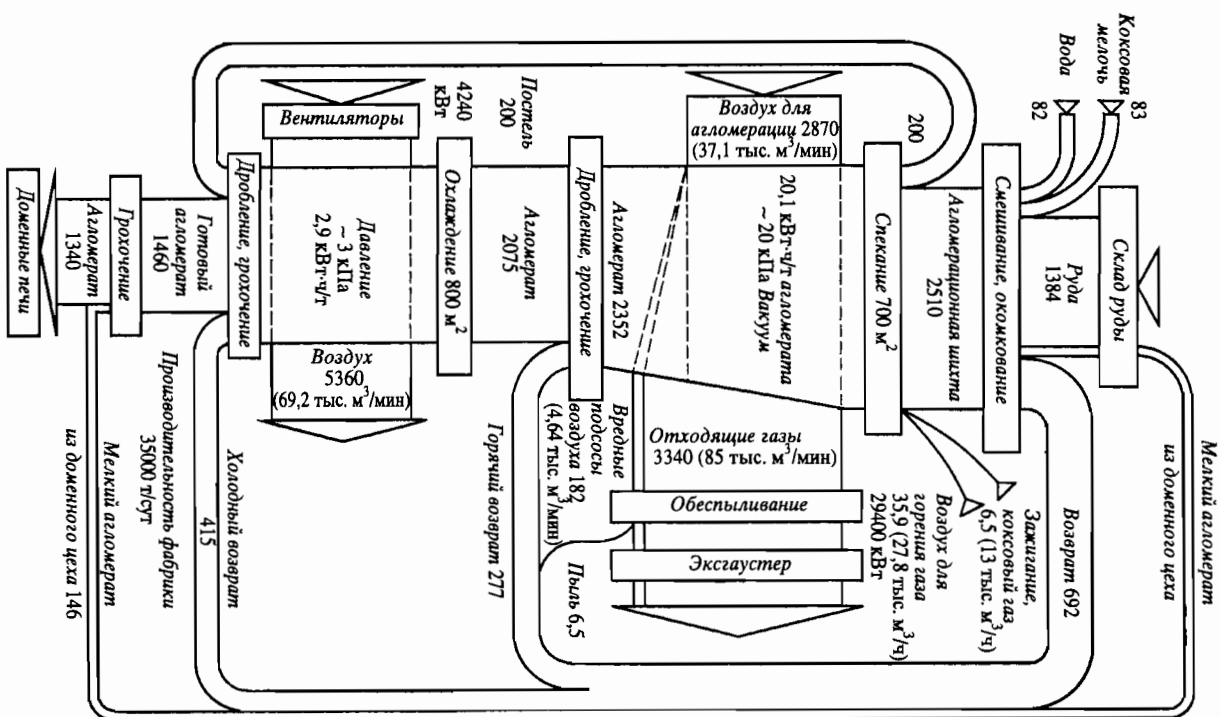


Рис. 3.9. Материальный баланс одной из агломерационных фабрик ФРГ (количество материалов, т/ч). По данным Ф. Каппеля и Г. Вендербора, 1973 г.

кты сторания. Здесь частицы твердого топлива постепенно нагреваются и воспламеняются, если в продуктах сторания содержится достаточное для горения количество кислорода, что равносильно перемещению фронта горения вниз. Поскольку к этому моменту располагавшиеся выше частицы коксовой мелочи выгорают, то зона горения твердого топлива медленно движется к колосниковой решетке, несколько увеличивая свою толщину (см. рис. 3.8) и имея перед собой зоны подогрева и сушки шихты. Ниже располагаются зоны сырой шихты и постели. Температура в зоне горения твердого топлива высокая (1200–1500 °С) и достаточная для плавления вещества шихты. После перемещения зоны горения вниз начинается кристаллизация расплава с образованием агломерата. Готовый агломерат, таким образом, есть продукт кристаллизации железнитого расплава. По мере движения зоны горения твердого топлива толщина слоя готового агломерата непрерывно увеличивается и к концу процесса агломерат занимает весь объем чаши (см. рис. 3.8).

Таблица 3.2

Показатели спекания и качества агломерата на аглофабриках СССР в 1984 г.

Показатель	Среднее значение по аглофабрикам
Вертикальная скорость спекания, мм/мин	21,6
Высота спекаемого слоя, мм	280
Доля концентратов в железорудной части шихты, %	65
Температура шихты перед началом спекания, °С	45
Разрежение, кПа	8
Температура зажигания, °С	1150–1300
Удельная производительность, т/(м <sup>2</sup> ·ч)	1,21
Расход:	
электроэнергии, кВт·ч/т агломерата	29
воды, м <sup>3</sup> /т агломерата	2
газов, м <sup>3</sup> /т агломерата:	
доменного	8,7
кокосового	6,4
природного	3,0
количество оборотного продукта возврата в аглошихте, %	25,3
Простой аглолент, %	9
В том числе текущие	4,2
Основность агломерата СаО/SiO <sub>2</sub>	1,29
Содержание, %:	
железа в агломерате	51,7
FeO в агломерате	14,0
мелочи (<5 мм) в агломерате в скипах доменных печей	16,9

Вертикальной скоростью спекания ( $v$ , мм/мин) называют скорость движения зоны высоких температур. При ее вычислении исходят из времени спекания ( $t$ , мин) и высоты ( $H$ , мм) спекаемого слоя:  $v = H/t$ .

На аглофабриках страны в зависимости от газопроницаемости шихты вертикальная скорость спекания колеблется в пределах 20–30 мм/мин (табл. 3.2). Продолжительность агломерации составляет соответственно 8–12 мин.

### 3.2.2. Конвейерные агломерационные машины

Чашевые агломерационные установки периодического действия характеризуются относительно низкой производительностью, так как почти половина рабочего времени при их эксплуатации уходит на загрузку чаш шихтой, зажигание и выгрузку готового агломерата. С изобретением в 1906 г. непрерывно действующей ленточной агломерационной машины строительство крупных чашевых агломерационных установок было сокращено и в настоящее время во всем мире не более 3 % агломерата изготавливается на установках этого типа.

Первая ленточная агломерационная машина, конструкция которой была предложена в 1906 г. американцами А. Дуайтом и Р. Ллойдом, вошла в эксплуатацию в 1911 г. Машины этого типа получили широкое распространение во многих странах. В настоящее время в мире работает более 1000 аглолент суммарной производительностью до 500 млн. т агломерата в год. Ход процесса спекания на конвейерных машинах показан на рис. 3.10.

Ленточная агломерационная машина представляет собой замкнутую цепь движущихся спекательных тележек-паллет, перемещающихся по рельсам верхней горизонтальной рабочей ветви машины под действием звездочек 12 привода, а по рельсам нижней наклонной (2–3°) холодной ветви машины в перевернутом положении под действием горизонтальной составляющей собственного веса. Захват паллет с холодной ветви и транспортировка их на верхнюю рабочую ветвь машины также осуществляются с помощью звездочек привода. На стальной раме каждой паллеты монтируется три ряда колосников. Таким образом, паллета представляет собой движущуюся колосниковую решетку. Во время движения по рабочей ветви паллеты проходят над вакуум-камерами 11, соединенными через сборный газопровод 13 с эксгаустером. Специальное уплотнение препятствует прососу воздуха в вакуум-камеры через стык с движущимися паллетами. Спекательные тележки движутся по рабочей ветви машины одна за другой без

разрывов или зазоров. Просос воздуха между тележками в вакуум-камеры исключается.

Таким образом, главная масса воздуха должна при движении паллет над вакуум-камерами проходить через слой шихты, уложенный на рабочей ветви машины. Укладка постели 2 и шихты на движущиеся паллеты производится специальными питателями 3. Зажигание шихты осуществляют с помощью стационарного газового горна 4. Время пребывания паллеты под горном составляет около 1 мин. Температура зажигания, рассчитанная на 1 м<sup>2</sup> поверхности спекаемого слоя, составляет 42–50,5 МДж/мин. С момента начала зажигания шихты паллета находится над вакуум-камерами, в которых поддерживается разрежение до 20 кПа. Под зажигательным горном зона горения топлива находится в крайнем верхнем положении. По мере движения паллет зона горения опускается вниз по направлению к колосниковой решетке, проходя весь спекаемый слой за 10–12 мин (в зависимости от высоты слоя и вертикальной скорости спекания). В тот момент, когда зона горения достигает слоя постели, паллета входит в закрутку с разгрузочной части лент, образуемое ходовым рельсом и контррельсом, опрокидывается и пирос готового агломерата сбрасывается с паллеты. Сбрасывание сопровождается легким ударом, позволяющим очистить колосниковую решетку от заклинивших в ней кусочков агломерата, а также сбросить приварившиеся к

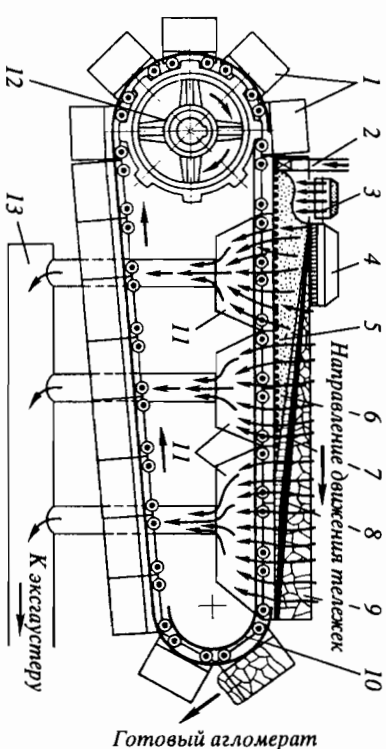


Рис. 3.10. Схема, иллюстрирующая ход процесса спекания на агломерационной машине ленточного типа

1 — спекательные тележки-паллеты; 2 — укладчик постели; 3 — челноковый питатель лент; 4 — газовый зажигательный горн; 5 — постель; 6 — зона сырой шихты; 7 — зона сушки и подогрева шихты; 8 — зона горения твердого топлива; 9 — зона готового агломерата; 10 — разгрузочный конец машины; 11 — вакуум-камеры; 12 — ведущая звездочка привода лент; 13 — сборный газопровод

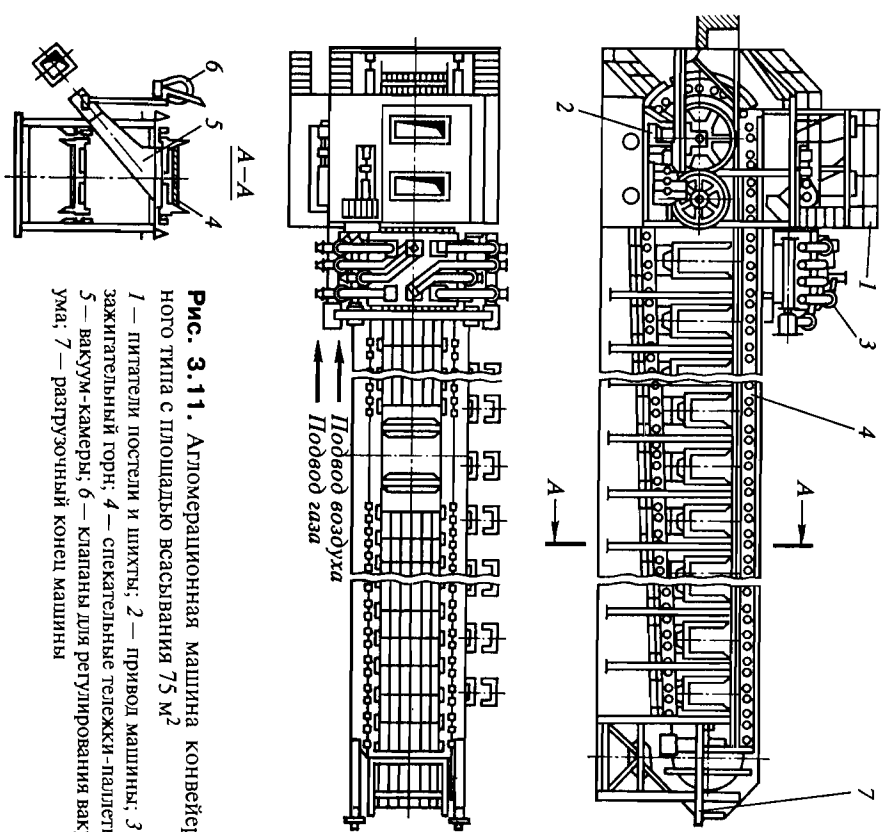


Рис. 3.11. Агломерационная машина конвейерного типа с площадью всасывания  $75 \text{ м}^2$

1 — питатели постели и шихты; 2 — привод машины; 3 — зажимательный торн; 4 — спекательные тележки-паллеты; 5 — вакуум-камеры; 6 — клапаны для регулирования вакуума; 7 — разгрузочный конел машины

Металлу колосников глыбы агломерата. С этой целью непосредственно за вакуум-камерами создается разрыв непрерывной цепи тележек, что позволяет осуществлять удар очередной разгружающейся паллеты о группы пустых перевёрнутых тележек.

Существует, однако, и другая конструкция разгрузочной (хвостовой) части машины. В ФРГ и США в ряде случаев стараются предохранить паллеты от ударов, повышая тем самым длительность их службы. Для этого поворот паллет осуществляется в разгрузочной части машины с помощью тормозных звездочек. В этом случае для обеспечения нормального схода пирога агломерата с паллеты необходимы специальные меры — плотный слой постели, автоматические приборы для определения степени законченности процесса спекания. Общий вид агломерационной ленты с площадью спекания  $75 \text{ м}^2$  показан на рис. 3.11.

Рассмотрим несколько подробнее устройство важнейших узлов агломерационной ленты. На рис. 3.12 показано устройство спекательной тележки-паллеты. Стальная рама паллеты выполнена из трех секций, соединенных болтами. Между четырьмя балками рамы находятся три ряда стальных колосников, зазоры между которыми составляют  $5-6 \text{ мм}$  (живое сечение решетки  $12-15\%$ ). Схемы установки колосников на паллеты показаны отдельно (4). Сверху к раме на болтах крепятся сменные борты, высота которых соответствует высоте спекаемого слоя. Снизу к раме прикреплены пластины уплотнения, которыми паллета на ходу касается пластин уплотнения вакуум-камер. Паллета движется по рельсам на четырех ходовых роликах; захват паллеты звездочками привода осуществляется за четыре грузовых ролика или непосредственно за раму паллеты. Полный комплект паллет агломерационных машин с площадью спекания  $50, 75$  и  $312 \text{ м}^2$  состоит соответственно из 70, 80 и 130 спекательных тележек.

Под паллетами на рабочей ветви агломерационной ленты располагаются вакуум-камеры (рис. 3.13), внутренняя поверхность которых покрывается футеровочными плитами для защиты от истирающего воздействия запыленных газов. Грубая регулировка уровня вакуума возможна на каждой камере с помощью дроссельных клапанов с ручным управлением. На наиболее крупных аглолентах с широкими паллетами применяют двусторонний симметричный отвод отходящих газов в два сборных коллектора (рис. 3.14).

Конструкции уплотнений между движущимися паллетами и неподвижными вакуум-камерами показаны на рис. 3.15. В гидравлическом уплотнении подвижные пластины, имеющие возможность перемещаться в вертикальной плоскости, прижимаются к уплотнительным пластинкам паллет резинотканевым шлангом, в который под давлением  $68-78 \text{ кПа}$  нагнетается вода (рис. 3.15, а). Под давлением воды шланг стремится к цилиндрической форме, но сплющивается под действием веса паллет и шихты. Шланги (левый и правый) уложены по верхним крошкам вакуум-камер на всю длину ленты. Если ходовой ролик паллеты наехал на кусочек руды и паллета перекосилась, т. е. пластина паллеты переместилась вместе с рамой вверх, то под действием шланга сдвинется вверх и пластина вакуум-камеры, сохраняя газоплотность стыка. В пружинном уплотнении (рис. 3.15, б) вместо упругого шланга с водой для тех же целей используется пластинчатая пружина.

Загрузка агломерационной шихты на ленту осуществляется чаще всего с помощью комбинации барабанного и челнокового питателей (рис. 3.16, 3.17). Из бункера шихты, расположенного над головной

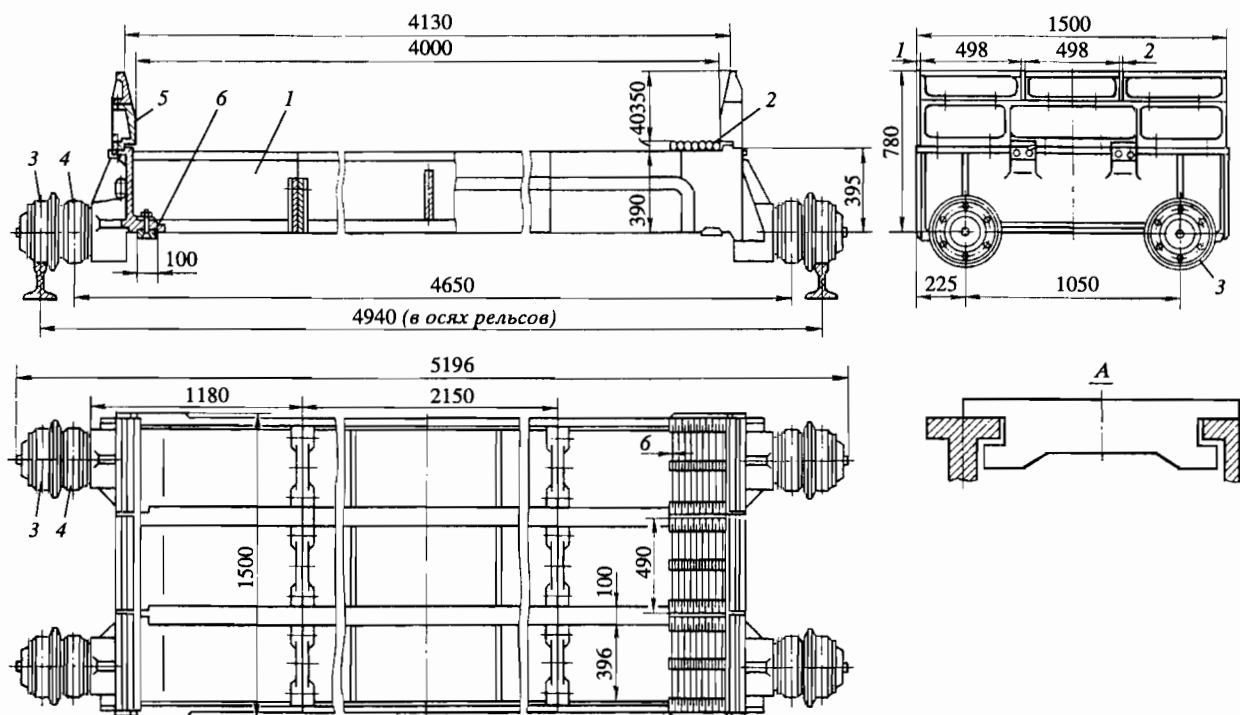


Рис. 3.12. Устройство паллеты агломерационной ленты с площадью спекания  $312 \text{ м}^2$

1 — рама; 2 — колосники; 3 — ходовые ролики; 4 — грузовые ролики; 5 — сменные борты; 6 — пластины уплотнения

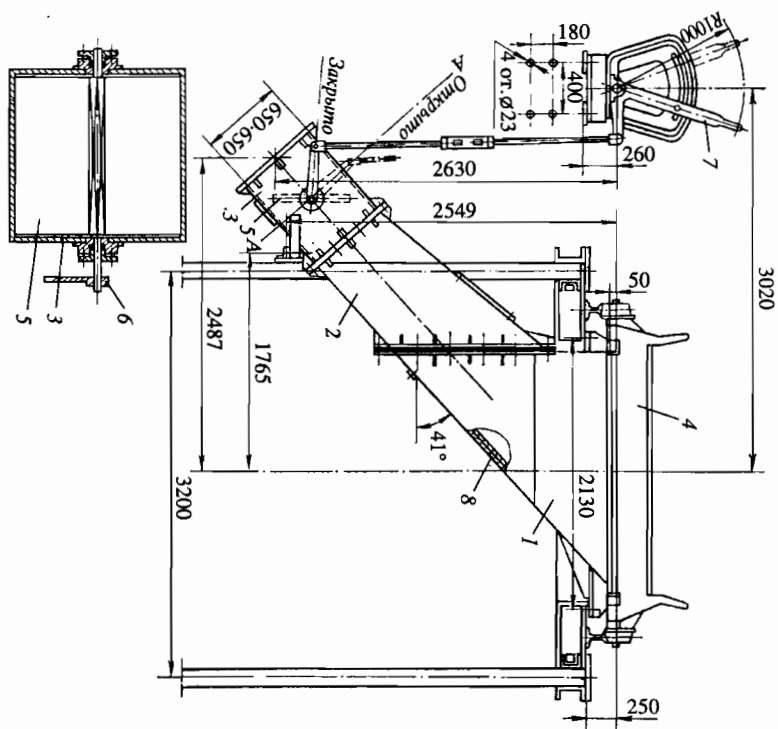


Рис. 3.13. Устройство вакуум-камер агломерационной машины с площадью спекания  $50 \text{ м}^2$

1 — верхний короб (стальной лист толщиной 10 мм); 2, 3 — патрубки; 4 — паллета над вакуум-камерой; 5 — мотыльковый дроссельный клапан; 6, 7 — рычаги ручного управления дроссельным клапаном; 8 — футеровка вакуум-камеры

частью машины, агломерационная шихта попадает сначала на подвижный челноковый конвейерный питатель, совершающий возвратно-поступательное движение по рельсовому пути, расположенному поперек оси машины. Челноковый питатель — это тележка с приводом на ходовые ролики и замкнутой резиновой конвейерной лентой, с помощью которой шихта равномерно распределяется по длине нижнего вращающегося барабанного питателя, укладываемого шихту на паллеты. В некоторых случаях для загрузки шихты используют только барабанный питатель. Производительность такого питателя зависит от числа оборотов барабана и регулируется автоматически по скорости движения паллет агломерационной ленты.

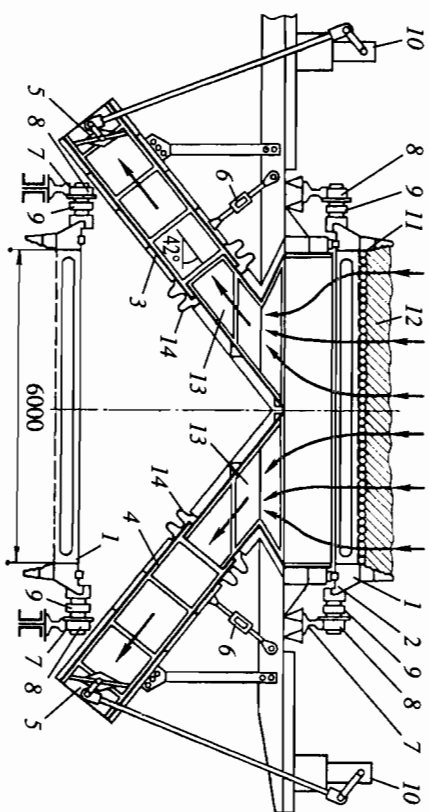


Рис. 3.14. Двусторонний отвод газов на агломерационной ленте 600 м<sup>2</sup> (проект)

1 — паллета; 2 — уплотнение; 3 — левый патрубок вакуум-камеры; 4 — правый патрубок вакуум-камеры; 5 — регулировочные мотыльковые клапаны; 6 — тиги подвески патрубков; 7 — ходовые рельсы; 8 — ходовые ролики паллеты; 9 — грузовые ролики паллеты; 10 — привод к регулировочным мотыльковым клапанам; 11 — постель; 12 — атолошита; 13 — футеровочные плиты; 14 — компенсаторы теплового расширения конструкции

В табл. 3.3 содержатся основные характеристики типовых агломерационных лент России. Одной из крупнейших агломерационных лент мира в 1986 г. была лента площадью спекания 600 м<sup>2</sup> на заводе в Касиме (Япония). Лента снабжена двумя эксгаустерами производительностью до 30 000 м<sup>3</sup>/мин (вакуум до 18,0 кПа).

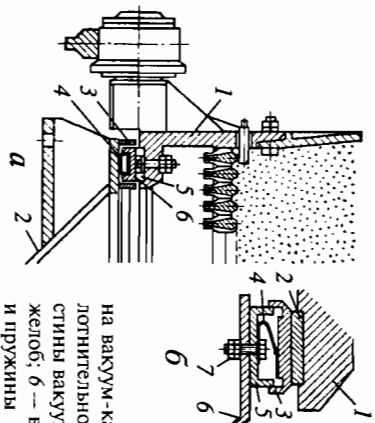


Рис. 3.15. Продольное уплотнение между паллетами и вакуум-камерами

а — гидравлическое; 1 — паллета; 2 — вакуум-камера; 3 — желоб; 4 — резиноканавый шланг с водой под давлением; 5 — уплотнительная пластина паллеты; 6 — пружинное; 1 — паллета с уплотнительной пластиной; 2, 3 — уплотнительные пластины вакуум-камеры; 4 — пластина с пружиной; 5 — желоб; 6 — вакуум-камера; 7 — болт крепления желоба и пружины

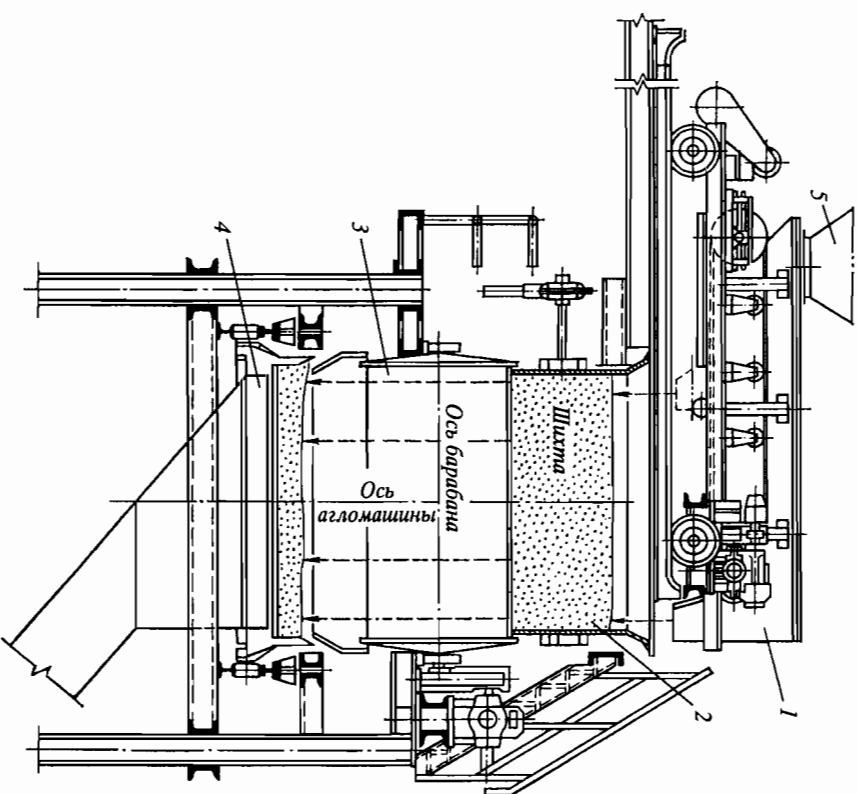
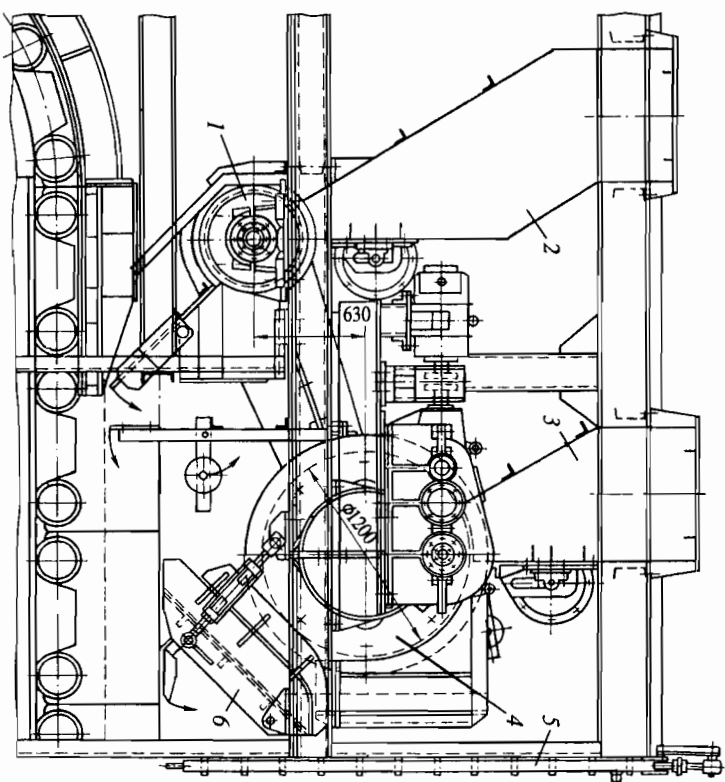


Рис. 3.16. Установка челюстного питателя над барабанным питателем  
1 — челюстной питатель; 2 — промежуточный бункер для шихты; 3 — барабанный питатель; 4 — агломерационная машина; 5 — загрузочное устройство

Современная агломерационная фабрика представляет собой сложный комплекс сооружений, механизмов и машин, обеспечивающих подготовку руд и концентратов к спеканию, собственно агломерацию и обработку готового спека. Рассмотрим схему устройства агломерационной фабрики (рис. 3.18) несколько подробнее. Бункера 3 для компонентов шихты заполняются сверху через решетки 2 реверсивным ленточным конвейером 1. Бункер возвращается конвейером 28. Дозировка компонентов шихты на сборный конвейер шихты 5 ведется с помощью весовых ленточных дозаторов 4. Дозатор представляет собой короткий ленточный конвейер, установленный под

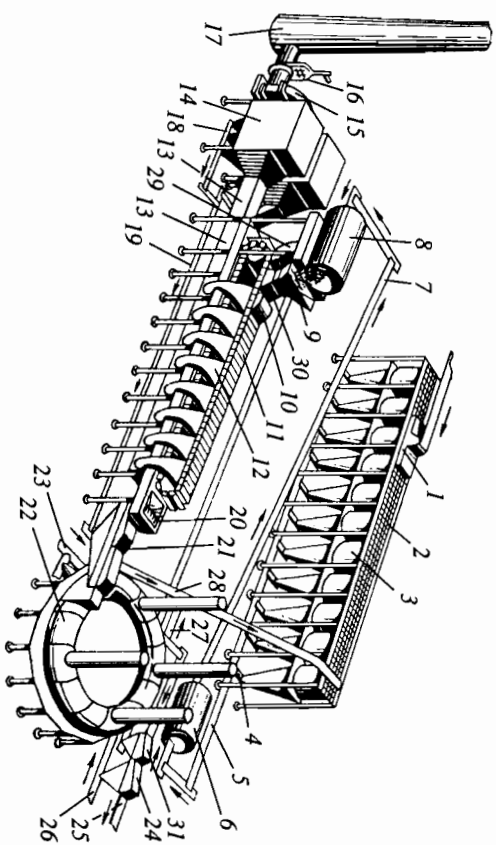




**Рис. 3.17.** Узел загрузки шихты на агломерационную машину площадью спекания  $75 \text{ м}^2$  (челноковый питатель, засыпающий шихту в бункер 3, не показан)

1 — барабанный питатель для постели; 2 — бункер для постели; 3 — бункер для шихты; 4 — барабанный питатель для шихты; 5 — труба водяной завесы, защищающей питатель от воздействия пламени зажигательного горна; 6 — лоток

торловинной бункера. Скорость движения конвейера определяет массу выдаваемого на сборный конвейер компонента шихты. Эта скорость может регулироваться с центрального пульта управления шихтовым отделением, так как масса рамы и конвейера каждого дозатора и масса лежащей на конвейере руды фиксируются специальной весоизмерительной системой, смонтированной на месдозах, обеспечивающих точность взвешивания руды до  $\pm 2\%$ . Смешивание слегка увлажненной шихты осуществляется во вращающемся барабанном смесителе 6, затем шихта по конвейеру 7 направляется к барабану-окомкователю 8. Смешанная и окомкованная шихта из бункера 9 укладывается питателем 30 на агломерационную ленту 11. Предварительно питателем 29 на колосниковую решетку укладывается постель, поданная к



**Рис. 3.18.** Упрощенная схема устройства агломерационной фабрики

ленте конвейером 26. Паллеты с шихтой проходят над вакуум-камерой 12. Над головной частью ленты установлен зажигательный горн 10. Отходящие газы по сборному газопроводу 13 подводятся к пылеуловителю 14.

Для очистки отходящих газов от пыли в большинстве случаев используются батареи мультициклонов, а иногда и электроочистки. Запыленность отходящих газов ( $10\text{--}12 \text{ г/м}^3$ ) удается снизить до  $0,15 \text{ г/м}^3$ . Это решает проблему защиты окружающей среды от выбросов пыли и резко повышает стойкость лопаток ротора эксгаустера 15. Между эксгаустером и дымовой трубой 17 устанавливаются обычно главный шибер 16, с помощью которого может быть отрегулирован режим работы эксгаустера. Отрегулировать вакуум в каждой вакуум-камере можно с помощью специальных клапанов (на рис. 3.18 не показаны; см. рис. 3.13, 3.14).

Готовый пирог агломерата падает с паллеты в валковую дробилку 20, после чего на грохотах 21 от дробленого продукта отделил горячий возврат. Голый агломерат охлаждается в охладителе 22 и далее конвейером 23 направляется на грохоты 24 холодного агломерата. После отделения постели на грохоте 24 годный агломерат конвейером 25 транспортируется в доменный цех, а возврат конвейерами 27 и 28 — в бункер возврата. К горячему возврату с грохота 21 и холодному возврату с грохота 31 добавляют пыль и шламы газоочистки, а также просыпь (конвейеры 18, 19).

Таблица 3.3

## Характеристики типовых агломерационных лент России

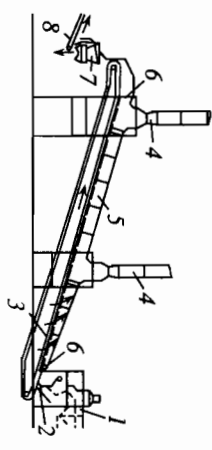
Характеристика	Тип машины			
	КЗ-50	АКМ1-75	АКМ3-85/160	АКМ7-312
Общая рабочая площадь машины, м <sup>2</sup>	50	75	160	312
Площадь, м <sup>2</sup> : спекания охлаждения пирота агломерата	50	75	85	312
Длина зоны спекания, м	—	—	75	—
Рабочая ширина паллет, м	2,0	30	34	78
Число вакуум-камер в зоне спекания	13	15	17	26
То же, в зоне охлаждения	—	—	15	—
Число эксгустеров	1	1	1	2
Производительность каждого эксгустера, м <sup>3</sup> /мин	3500	6500	6500	9000
Максимальный вакуум под лентой, кПа	9,8	11,8	11,8*	12,8
Длина зажимательного горна, м	1,83	2,25	2,70	5,60
Мощность привода, кВт	11	13	32	85
Скорость движения паллет, м/мин	1,4—4,36	1,5—4,5	1,5—6,0	1,5—7,5
Комплект паллет	70	80	151	130
Максимальная высота спекаемого слоя, м (не более)	0,3	0,3	0,3	0,35

\*Вакуум в зоне охлаждения агломерата до 4,5 кПа создается отдельным дымососом.

Охлаждение агломерата осуществляется в охладителях различных конструкций. В линейных охладителях (рис. 3.19) агломерат крупностью 5–200 мм укладывается на секционный пластинчатый конвейер. Холодный воздух просасывается через агломерат снизу вверх с помощью осевых вентиляторов.

В круглых секционных охладителях (рис. 3.20) агломерат загружается сверху в специальные камеры-секции, смонтированные на вращающейся раме. Изнутри через жалюзийные решетки сквозь агломерат вентилятором продувается воздух. Каждая секция охладителя снабжена снизу люком, который открывается автоматически при выгрузке холодного агломерата из секции. Время пребывания агломе-

Рис. 3.19. Схема устройства линейного охладителя агломерата  
1 — прохот горячего агломерата; 2 — питатель; 3 — пластинчатый конвейер охладителя; 4 — осевые вентиляторы и выхлопные трубы; 5 — кожух; 6 — торцевые уплотнения; 7 — прохот холодного агломерата; 8 — конвейер холодного агломерата

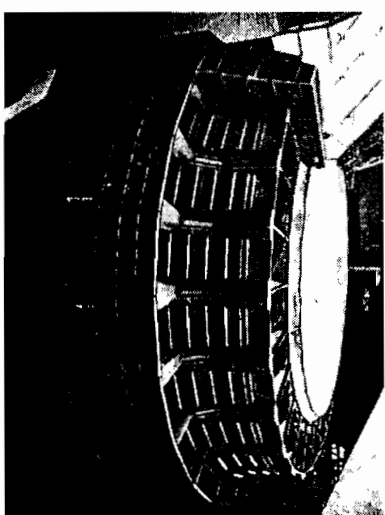


та на охладителе обычно 40–60 мин при расходе воздуха на 1 т агломерата 5000–6000 м<sup>3</sup>. При этом агломерат охлаждается до 100 °С, что позволяет затем транспортировать его в доменный цех резиновыми конвейерами.

В некоторых случаях охлаждение пирота агломерата осуществляется непосредственно на хвостовой части агломерационной ленты, как это делается, например, на агломашине АКМ3-85/160 (см. табл. 3.3). Вакуум-камеры хвостовой части ленты обслуживаются специальными дымососами. Около 45 лент в мире построено по этому принципу. Охлаждение пирота агломерата на агломерационной ленте позволяет значительно снизить капитальные затраты на строительство фабрики, уменьшить величину земельного участка под аглофабрику. Вместе с тем такая схема дает чрезмерно резкое охлаждение агломерата, ухудшая его качество. В этом случае вместе с горячим агломератом охлаждается и возврат, т. е. исключается возможность подогрева шихты перед спеканием теплой возвратом и уменьшается производительность.

В рассматриваемом случае скорость движения паллет целиком определяется скоростью охлаждения агломерата на хвостовой части лент

Рис. 3.20. Круглый секционный охладитель агломерата



ты, поэтому интенсификация процесса спекания на головной ее части становится невозможной.

Производительность агломерационной ленты (т/сут) вычисляют по формуле:  $Q = 14,4 F v k$ , где  $F$  — площадь спекания,  $m^2$ ;  $v$  — насыпная масса шихты,  $t/m^3$ ;  $k$  — вертикальная скорость спекания,  $m/min$ ;  $k$  — выход годного агломерата из шихты, %. Насыпная масса агломерационной шихты колеблется от 1,7 до 2,2  $t/m^3$ . Насыпная масса несколько ниже для сидеритовых, бурожелезняковых и сильно офлюсованных шихт. Вертикальная скорость спекания зависит от газопроницаемости шихты, величина разрежения и других факторов меняется в пределах от 0,015 до 0,33  $m/min$ . Выход годного агломерата из шихты обычно не превышает 70–80 % и зависит от выхода спека из шихты  $k_1$  и выхода годного агломерата из спека  $k_2$ . При подсчете  $k_1$  исходят из потерь массы шихты при спекании. Величина  $k_2$  зависит от прочности спека и составляет 63–78 %.

### 3.2.3. Газодинамика агломерационного процесса

Процесс агломерации связан с просасыванием или продувом газов через спекаемый слой. Количество воздуха, подведенного к зоне горения твердого топлива, определяет скорость горения частиц коксовой мелочи, а количество и температура отходящих из зоны горения газообразных продуктов реакций — интенсивность теплопередачи под этой зоной. В связи с этим вертикальная скорость спекания при вакуумной агломерации в подавляющем большинстве случаев прямо пропорциональна газопроницаемости спекаемого слоя. Следовательно, при подготовке шихты к спеканию инженерный персонал аглофабрик должен больше внимания уделять повышению ее газопроницаемости.

Зависимость между разрежением  $\Delta p$  под колосниковой решеткой, скоростью фильтрации воздуха  $W$ ,  $m^3/(m^2 \cdot c)$ , просасываемого через слой высотой  $H$ ,  $m$ , описывается уравнением Л. К. Рамзина (1928 г.):

$$\Delta p = ANW^n.$$

Иногда используют также уравнение Дарси–Вейсбаха:

$$\Delta p = N(aW + bW^2).$$

Величина коэффициентов  $a$ ,  $b$ ,  $\Delta$ ,  $n$  зависит от фракционного состава окомкованной шихты и газодинамических особенностей слоя шихты после его укладки на паллеты. Значения  $a$ ,  $b$ ,  $\Delta$  увеличиваются по мере уменьшения крупности комков шихты, ухудшения условий

окомкования, снижения количества добавок извести или других веществ, способствующих интенсификации процесса окомкования шихты. Рост этих коэффициентов приводит к снижению скорости фильтрации воздуха через слой и производительности агломерационной ленты.

Ниже приведены газодинамические характеристики агломерационных шихт, которые расположены в порядке возрастания удельного газодинамического сопротивления  $\Delta p_0/H$ , а также фактические скорости фильтрации воздуха на действующих агломерационных фабриках, коэффициенты уравнений Дарси–Вейсбаха и Рамзина:

Предприятие	$W$ , $m^3/(m^2 \cdot c)$	$H$ , $m$	$\Delta p$ , Па	$a$	$b$	$\Delta$	$n$
Бакальская аглофабрика	0,294	0,300	2590	14460	50695	54488	1,505
«Запорожсталь»	0,366	0,390	7818	14570	109850	114315	1,732
Челябинский комбинат	0,281	0,240	3895	14874	152580	147741	1,740
Карагандинский комбинат	0,290	0,450	10899	28286	190456	188823	1,659
Магнитогорский комбинат	0,336	0,198	6259	63257	91727	134245	1,326
Орско-Халиловский комбинат	0,309	0,240	6896	51363	134724	156825	1,445
«Угличермет»	0,340	0,220	7495	42767	168920	185316	1,570
Высокогорская аглофабрика	0,310	0,195	6239	39984	203965	210815	1,610
Коммунарский комбинат	0,253	0,320	7730	14572	319806	305411	1,846
НКГОК	0,240	0,260	6622	68752	155688	174868	1,350
Горноблаготатская фабрика	0,280	0,150	6063	52480	328095	323525	1,634
Качканарский ГОК	0,190	0,200	6769	70697	565433	482487	1,600
Лебяжинская фабрика	0,164	0,180	5690	93189	607045	488147	1,514

При спекании картина движения газа осложняется появлением расплава в зоне горения твердого топлива, рассыпанием в пыль комков шихты при нагреве их под зоной горения, появлением зоны перемешивания шихты, в которой протекает интенсивная конденсация воды из газа, отходящего вниз из зоны подогрева шихты. Как показали результаты исследований и расчетов, при агломерации минимальные потери напора газа имеют место в слое агломерата, порозность которого велика. Максимальные потери напора соответствуют зонам горения твердого топлива и подогрева шихты. По данным Л. И. Александрова, на границе зоны подогрева шихты с сырой шихтой образуются

ется так называемый «запирающий» слой, газопроницаемость которого понижена. Здесь на поверхности частиц сырой агломерационной шихты и между частицами шихты концентрируется пыль, получающаяся при разрушении комков шихты в зоне подогрева.

Было установлено, что при одинаковом разрезении количество воздуха, просасываемого через спекаемый слой в единицу времени, снижается с уменьшением среднего размера частиц шихты. При этом убывает вертикальная скорость спекания, производительность аглолент. Доля тонких концентратов в рудной части агломерационных шихт увеличивается с каждым годом, достигая в отдельных промышленных районах страны 60–80 %. Концентрат значительно ухудшает газопроницаемость спекаемого слоя. При замене каждые 10 % аглоруды (<8 мм) концентратом (<74 мкм) производительность установок уменьшается в среднем на 4–5 %. Производительность, достигаемая при спекании аглоруды, 1,9–2,0 т/(м<sup>2</sup>·ч) при работе на 100 % концентрата в шихте снижается до 1,0–1,3 т/(м<sup>2</sup>·ч). В этих условиях принимают специальные меры для улучшения газопроницаемости шихты.

Перед спеканием увлажненную шихту окомковывают во вращающихся барабанах, где концентрат накачивается на поверхность более крупных частиц руды и возвратается. При этом образуются мелкие гранулы диаметром до 1–3 мм. Следует опытным путем подобрать оптимальное число оборотов барабана, его угол наклона и степень заполнения шихтой. Определенный эффект дает и удлинение барабана (до 8–10 м на некоторых агломерационных фабриках). Кроме того, увлажнение шихты до оптимального уровня обеспечивает наилучшую ее комковатость, газопроницаемость и, следовательно, максимальную вертикальную скорость спекания (рис. 3.21). Непрерывный контроль фактической влажности шихты осуществляют с помощью нейтронных влагомеров, показания которых используют для автоматического поддержания влажности на оптимальном уровне.

При окомковании следует обращать также внимание на качество подаваемой в барабан воды. Установлено, что наилучшая комкующая способность у воды при pH = 1 ÷ 3 и pH = 11 ÷ 13; при использовании воды при pH = 7 ÷ 9 результаты хуже. Таким образом, небольшие добавки кислот или щелочей к воде могут существенно влиять на процесс окомкования, улучшая смачиваемость шихты водой.

При производстве офлюсованного агломерата в шихту вводят измельченный до <3 мм известняк, повышающий ее комковатость, вертикальную скорость спекания и производительность (рис. 3.22).

Еще более сильное действие оказывают добавки извести или извести-пушонки к шихте. При увлажнении шихты мельчайшие части-

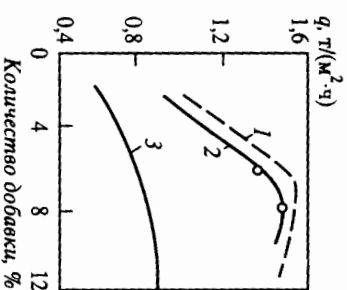
Рис. 3.21. Зависимость между влажностью шихты и вертикальной скоростью спекания

1 — шихта ММК; 2 — марганцевая руда; 3 — концентрат обогащения керченской табачной руды; 4 — оленегорский концентрат; 5 — шихта Высокогорской аллофабрики; 6 — концентрат КМА; 7 — магнетитовый концентрат НТМК; 8 — английские бурые железняки



цы известняка и извести образуют гели, являющиеся минеральными клеями. После подсыхания комков шихты, особенно при вылеживании, действие этих клеев усиливается. Известь, реагируя с водой, образует кристаллический гидрат оксида кальция — портландит  $\text{Ca(OH)}_2$ , который прочными кристаллическими мостиками скрепляет частицы шихты. В результате комочки шихты в первый период нагрева (до 400–450 °С) под зоной горения твердого топлива не рассыпаются. В настоящее время агломерационная шихта содержит в среднем 20,0–80,0 кг извести в расчете на 1 т агломерата. Кусочки возврата, особенно в шихте из тонких концентратов, увеличивают средний

Рис. 3.22. Влияние содержания извести (1), извести-пушонки (2), известняка (3) в шихте из концентрата обогащения кировских кварцитов (85%) и криноворожской аглоруды (15%) на удельную производительность агломерационной установки



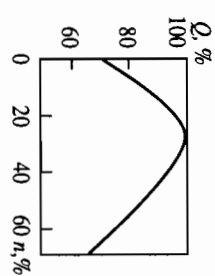


Рис. 3.23. Зависимость производительности агломерационной машины от доли возврата части шихты. По данным Г. Рауша и Ф. Каппеля, 1961 г.

рационной ленты начинает снижаться, так как возврат является браком, отходом производства (рис. 3.23). При 100% возврата в шихте производительность ленты равна нулю.

Оптимальное содержание возврата в шихте необходимо определять в каждом конкретном случае опытным путем. Поскольку количество возврата в шихте всегда равно количеству возврата, образующегося при дроблении, охлаждении и транспортировке агломерата, регулировка доли возврата в шихте возможна лишь путем изменения качества пирога агломерата. Ввод извести в шихту улучшает ее комковатость, снижая тем самым разрушающее действие возврата и уменьшая его оптимальное содержание в шихте.

При агломерации влага шихты испаряется в зоне подогрева и сушилки шихты, водяные пары присоединяются к отходящим из этой зоны газам. Разложение гидратов идет в зоне подогрева и частично непосредственно в зоне горения твердого топлива. Образующиеся при этом водяные пары также присоединяются к отходящим газам. Как показали расчеты и эксперименты, точка росы отходящих газов меняется по ходу спекания (рис. 3.24) от 30 до 60 °С. Соприкасаясь с частицами холодной шихты под зоной нагрева и сушилки, газы охлаждаются ниже точки росы, что приводит к интенсивной конденсации влаги, переувлажнению шихты на 20–35% и резкому ухудшению ее газопроницаемости. Процесс переувлажнения слоев сырой шихты идет очень быстро (3–4 мин). Затем конденсация влаги из газа прекращается, так как к этому моменту шихта пропекается до точки росы за счет теплоты конденсации при переувлажнении. Переувлажнение шихты при спекании тонких концентраторов приводит к снижению производительности агломерационной ленты на 20–30%. В. В. Виноградов установил, что это явление можно устранить предварительным подогре-

диаметр частиц. Кроме того, на поверхность кусочков возврата, являющихся центрами окомкования, налипает концентрат. Это приводит к росту газопроницаемости спекаемого слоя, повышению вертикальной скорости спекания, производительности установки и к улучшению качества агломерата. Однако выше определенного предела (20–30% массы рудной части шихты), несмотря на продолжающееся увеличение газопроницаемости

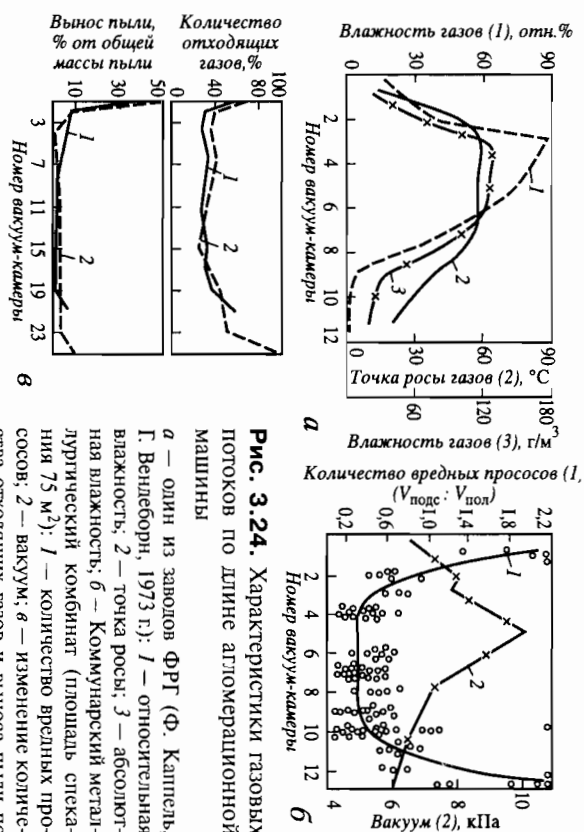


Рис. 3.24. Характеристики газовых потоков по длине агломерационной машины

а — один из заводов ФРГ (Ф. Каппель, Г. Вендборн, 1973 г.); 1 — относительная влажность; 2 — точка росы; 3 — абсолютная влажность; б — Коммунарский металлургический комбинат (площадь спекания 75 м<sup>2</sup>); 1 — количество вредных прососов; 2 — вакуум; в — изменение количества отходящих газов и выхода пыли по длине ленты (312 м<sup>2</sup>); 1 — Западно-Сибирский металлургический комбинат; 2 — Новолипецкий металлургический комбинат

вом агломерационной шихты перед спеканием до температур, превышающих точку росы отходящих агломерационных газов (60–70 °С). Нагрев шихты можно осуществлять смешиванием ее с горячим (300–500 °С) возвратом (до изобретения В. В. Виноградова горячий возврат заливали водой и подавали в шихту холодным), а также продувкой шихты в бункере паром (способ, предложенный ДоннишЧМ). В последнем случае шихта в бункере нагревается теплом конденсации пара, что сопровождается доувлажнением шихты в среднем на 1%, это необходимо учитывать при первичном увлажнении шихты в барабанных окомкователях. Подогрев шихты, каким бы способом он не осуществлялся, дает возможность полностью устранить переувлажнение и повысить производительность агломерационных машин на 20–30%, что является важным резервом аглофабрик.

Как видно из уравнения Рамзина, при постоянном разрежении количество просасываемого через спекаемый слой воздуха уменьшается с увеличением высоты слоя шихты на машине. Теоретически выгоднее работать с низким слоем (180–200 мм), получая повышенную производительность установки. На практике спекание в низком слое неизбеж-



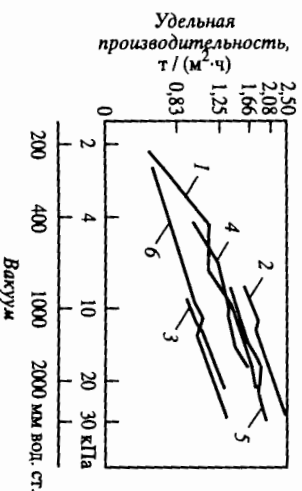


Рис. 3.25. Рост удельной производительности аглоустановки с повышением вакуума при спекании: 1, 4 — руды Венесуэлы; 2, 5, 6 — смеси богатых гематитовых руд; 3 — бурого железняка Эльзас-Лотарингии

высоком уровне удельной производительности: 1,80—1,90 т/(м²·ч).

Увеличение разрежения под колосниковыми решетками паллет позволяет увеличить при одинаковом качестве шихты скорость фильтрации воздуха  $W$  через слой (уравнение Рамзина).

В настоящее время наблюдается общая тенденция к увеличению разрежения под лентами (рис. 3.25). В Японии при спекании разрежение доходит до 18,0—20,0 кПа. Норма удельного расхода в расчете на 1 м² поверхности спекания лент также растет, составляя 100—120 м³/(м²·мин). К сожалению, увеличение разрежения сопряжено с дополнительным расходом электроэнергии, что выше определенных пределов (14,7—15,68 кПа) увеличивает себестоимость агломерата. С повышением разрежения усиливаются и вредные просоры воздуха через уплотнения под паллетами. Если принять объем газов, отсасываемых эксгаустером, за 100%, то на новых лентах с хорошо отлаженными уплотнениями вредные просоры составят 20—30%, а в обычных условиях 50—60%. Иными словами, приблизительно половина газов, отсасываемых эксгаустером, не проходит через шихту, а прорывается через уплотнения между паллетами и вакуум-камерами. В связи с этим важной задачей является разработка эффективных конструкций уплотнений.

Изменение важнейших характеристик газовых потоков по длине ленты отражено на рис. 3.24. В начальный период агломерации газопроницаемость шихты ухудшается по причине появления расплава, переувлажнения шихты, усадки слоев с уменьшением порозности слоя. При этом увеличивается разрежение (максимум находится на

но ведет к перерасходу коксовой мелочи, ухудшению качества агломерата и росту себестоимости продукта. Экономичный режим работы агломерационных лент с высоким (до 450—500 мм) слоем шихты может быть осуществлен при тщательном окомковании шихты с добавкой 70—80 кг извести на 1 т агломерата. Напротив, на заводе «Запорожсталь» высота спекаемого слоя доведена таким способом до 400 мм при очень

вакуум-камерах № 3—6 ленты). Затем начинается постепенное усиление газопроницаемости слоя из-за непрерывного роста толщины слоя готового агломерата. Резкое увеличение уровня вредных просоров воздуха на крайних вакуум-камерах лент связано с плохой работой торцовых уплотнений. Вынос пыли при агломерации наибольший на двух крайних вакуум-камерах машин. В головной части ленты некоторое количество шихты проваливается через постель, отверстия в колосниковой решетке и подхватывается отходящими газами (первый максимум пылевывоса). В процессе спекания сырая шихта под зоной подогрева и сушки, в которой имеет место разрушение рудных комочков, задерживает пыль, являясь своеобразным фильтром. Однако в хвостовой части ленты, где зоны горения, подогрева и сушки шихты вплотную подходят к колосниковой решетке, этот фильтр уже отсутствует (второй максимум пылевывоса). Целесообразны в связи с этим дополнительные пылеуловители перед сборным газоотводом на первых и последних вакуум-камерах, позволяющие улавливать главную массу пыли еще до основной очистки газов перед эксгаустером.

Необходимо отметить перспективную технологию агломерации под давлением (рис. 3.26, а). В этом случае лента с закатанным горном и питателями шихты заключена в герметичный кожух, в который с помощью воздуходувной машины нагнетается воздух. Загрузка шихты и выгрузка готового агломерата осуществляются непрерывно через системы шлюзовых клапанов и промежуточных бункеров. Обычно при вакуумном спекании перепад давлений в слое не превышает 9,8—11,8 кПа. В рассматриваемом случае при давлении над слоем до 98 кПа давление под слоем составляет 9,8—19,8 кПа (перепад давлений 88,2—78,2 кПа), т.е. газы через пылеуловитель в дымовую трубу отходят без помощи эксгаустера. Многократное увеличение перепада давлений в слое позволяет резко увеличить объем воздуха, продуваемого через 1 м² поверхности спекания за 1 мин, вертикальную скорость спекания и производительность агломерационной ленты. При спекании с давлением под слоем 98—490 кПа производительность установок увеличивается соответственно в 2—10 раз. При этом доистагается уменьшение выноса пыли в 2—3 раза, так как при сильной усадке слоя шихты (на 15—20%) под действием давления роль сырой шихты как фильтра усиливается. Кроме того, становится возможным спекание слоев шихты высотой до 1500 мм, что позволяет значительно улучшить качество агломерата и снизить расход коксовой мелочи.

Технология агломерации с надувом (рис. 3.26, б) предусматривает одновременное использование напорного вентилятора, нагнетаю-

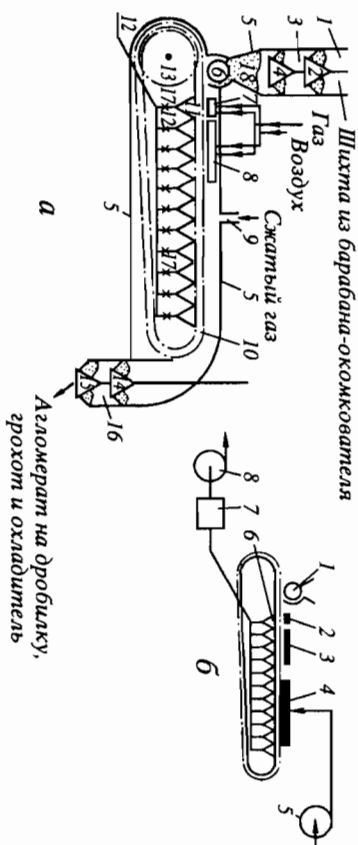


Рис. 3.26. Машины для агломерации под давлением (а) и с наддувом (б) конструкции МИСИС

а. 1 — приемная воронка; 2 — верхний конус загрузочного устройства; 3 — межконусное пространство; 4 — нижний конус загрузочного устройства; 5 — герметичный кожух машины; 6 — барабанный питатель; 7 — зажимательный торн; 8 — торска дополнительного обогрева спекаемого слоя; 9 — ввод сжатого воздуха в рабочее пространство кожуха машины; 10 — паллеты; 11 — камеры для отвода продуктов сгорания твердого топлива; 12 — сборный газотопливный продуктострой; 13 — приводные звездочки агломерационной машины; 14 — верхний конус устройства для выдачи агломерата; 15 — нижний конус устройства для выдачи агломерата; 16 — межконусное пространство; 17 — реулируемые дроссели на патрубках камер отвода продуктов сгорания; 18 — барабанный питатель; 19 — зажимательный торн; 20 — торн дополнительного обогрева спекаемого слоя; 21 — напорный колпак со сжатым воздухом; 22 — напорная воздушная машина; 23 — вакуум-камеры; 24 — пылеуловитель; 25 — экскаватор

шето воздух (2—4 кПа) в напорный колпак, установленный над второй половиной длины ленты, и экскаватора, обслуживающего снизу всю рабочую ветвь аглоленты. Такая система дает возможность повышения производительности аглоленты на 8—10% и, поднимая высоту слоя шихты, экономии до 10% коксовой мелочи.

### 3.2.4. Твердофазные процессы

Испарение гипроскопической влаги шихты при агломерации происходит в зоне сушки и подогрева шихты толщиной до 30 мм со скоростью 30—35 г/(м<sup>2</sup>·с). Эта величина, отнесенная к 1 м<sup>2</sup> поверхности комков шихты, во много раз превышает интенсивность парообразования в паровых котлах, что объясняется тесным контактом отходящих газов с подсушиваемым материалом. Установлено, что практически при любой вертикальной скорости спекания сушка шихты успеет завершиться под зоной горения твердого топлива. Это относится и к случаям спекания под давлением с максимальными скоростями; гип-

роскопическая влага никогда не попадает в зону горения и ее можно не учитывать в тепловом балансе.

Гидроксиды железа ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ), содержащиеся в большом количестве в бурожелезняковых агломерационных шихтах, начинают диссоциировать в зоне подогрева шихты (120—150 °С). Поскольку этот процесс связан с большой затратой тепла (~4200 кДж/кг  $\text{H}_2\text{O}_{\text{гидр}}$ ), подогрев частиц бурого железника идет медленно, дегидратация завершается лишь при максимальных температурах. Например, при спекании ньюфаундлендских руд в зону горения попадает не менее 10—20% гидратов шихты, а при агломерации концентрата обогащения бурожелезняковых лисаковских руд не менее 40% гидроксидов железа входит в зону горения твердого топлива. Это понижает температуру в зоне горения, уменьшает количество распыла и ухудшает качество агломерата, несмотря на высокий расход коксовой мелочи. Портландит  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  начинает диссоциировать от 450 °С. Этот процесс сопровождается разупрочнением рудных комков в зоне подогрева и сушки и ухудшением газопроницаемости спекаемого слоя.

При агломерации сидеритовых ( $\text{FeCO}_3$ ) и родохрозитовых ( $\text{MnCO}_3$ ) руд реакции диссоциации карбонатов железа и марганца также в значительной мере завершаются в зоне максимальных температур (основными твердыми продуктами диссоциации являются в данном случае соответственно  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Mn}_2\text{O}_3$ ). При агломерации, например, болгарских родохрозитовых руд до 60% всего  $\text{MnCO}_3$  шихты входит в зону горения твердого топлива, где на диссоциацию карбонатов затрачивается большое количество тепла.

Ввод известняка  $\text{CaCO}_3$  и доломитизированного известняка ( $\text{Ca, MgCO}_3$  в агломерационную шихту позволяет получать офлюсованный агломерат. Вывод известняка из доменной шихты приводит к экономии значительного количества тепла, затрачиваемого ранее на диссоциацию  $\text{CaCO}_3$  и  $\text{MgCO}_3$ , и к соответствующей экономии кокса. При агломерации на эти реакции затрачивается столько же тепла, но оно выделяется в спекаемом слое при горении гораздо более дешевого, чем кокс, суррогатного топлива (коксовая мелочь, антрацитовый штыб, тощий уголь); в этом заключается экономический эффект от применения офлюсованного агломерата. Применение офлюсованного агломерата позволяет улучшить шлакообразование, а также уменьшить содержание диоксида углерода в печных газах, т. е. повысить их восстановительную способность и улучшить шлакообразование.

Диссоциация известняка происходит в верхней части зоны подогрева шихты, но главным образом в зоне горения твердого топлива. В среднем, как показывают расчеты, продолжительность этого процес-

са при агломерации не превышает 2 мин, что заставляет предъявлять жесткие требования к крупности известняка. В известняке не должно содержаться частиц  $> 3$  мм, а в оптимальном случае он должен быть мельче 2 мм. Отклонения от этих норм неизбежно приводят к ухудшению качества агломерата, в котором в этом случае содержится многочисленные белые включения известняка и не усвоенной расплавом извести, являющиеся затем при транспортировке и перегрузках продукта центрами разрушения его кусков. Разложение известняка в зоне горения твердого топлива снижает здесь температуру в среднем на  $150-200^\circ\text{C}$ . Причины этого явления заключаются в потреблении большого количества тепла не только на диссоциацию карбонатов, но и на образование легкоплавкого расплава при пониженных в сравнении со спеканием нефлюсованных шихт температурах.

Остановимся подробнее на окислительно-восстановительных процессах при агломерации, происходящих сначала с участием твердых и газообразных фаз в зоне нагрева шихты, а затем в твердой, жидкой и газообразной фазах в зоне максимальных температур.

На рис. 3.27 показана мозаичная структура зоны горения, характерная особенностью которой состоит в том, что из-за относительно низкого расхода коксовой мелочи на процесс ( $5-7$  мас.%) далеко не все элементарные объемы шихты содержат горящие топливные частицы. Поскольку толщина зоны горения редко превышает  $20-25$  мм, создаются условия, при которых часть просасываемого через нее воздуха вообще не встречается на своем пути частиц коксовой мелочи (например, струи воздуха 2, 5, 7 на рис. 3.27). Таким образом, в то время как вокруг горящих частиц топлива ощущается нехватка кислорода, преобладают высокие температуры и восстановительная атмосфера, а также имеется прямой контакт топлива с рудными частицами; в соседних объемах, где топливо отсутствует, просасывается нагретый вышедший воздух, т. е. имеется окислительная атмосфера. В связи с этим отходящие газы агломерационных установок содержат  $3-5\%$   $\text{O}_2$ . Соотношение чисел объемов первого и второго рода в зоне горения зависит от расхода коксовой мелочи на процесс спекания.

При низких расходах топлива в зоне горения преобладают объемы, через которые просасывается нагретый воздух. Если спекается магнетитовая шихта, то в этих объемах идет интенсивное окисление магнетита  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  до гематита  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и процесс в целом является окислительным. В тепловом балансе агломерации в этом случае необходимо учитывать тепло, выделяющееся при окислении магнетита, который является здесь своеобразным дополнительным топливом. Обратную картину наблюдают при увеличении расхода коксовой мелочи до

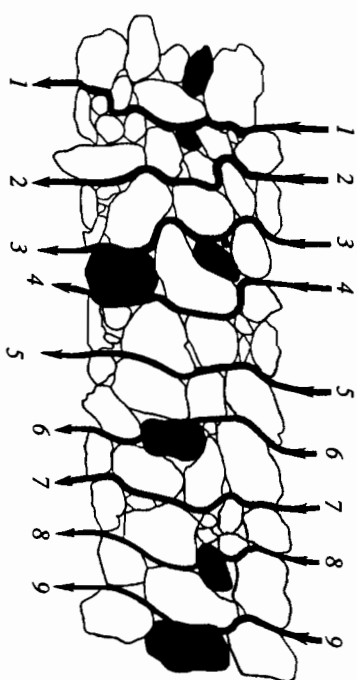


Рис. 3.27. Схема вертикального разреза зоны горения твердого топлива (без учета образования расплава в этой зоне). Черное — топливные частицы; белое — рудные частицы и флюсы. Стрелками показано направление движения струй воздуха 1—9

нормального и повышенного. При этом объемы шихты, в которых отсутствует твердое топливо, играют все меньшую роль, пока не исчезнут совсем. Вокруг горящих частиц коксовой мелочи идет интенсивное восстановление гематита  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и магнетита  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  шихты; готовый продукт содержит больше  $\text{FeO}$ , чем исходная шихта. При достаточно больших расходах топлива (рис. 3.28) восстановление может обеспечить получение не только магнетитового, но и выстигнутого ( $\text{Fe}_x\text{O}$ ) агломерата. При расходе коксовой мелочи свыше  $10\%$  в структуре агломерата появляются следы металлического железа, а при  $20-24\%$  твердого топлива в шихте степень металлизации агломерата ( $100 \text{ Fe}_{\text{мет}} : \text{Fe}_{\text{общ}}$ ) достигает  $35-40\%$  (рис. 3.29).

Первый в мире промышленный опыт производства металлизированного агломерата на стандартных агломерационных лентах ( $84 \text{ м}^2$ ) осуществлен специалистами МИСиС (1971 г.) совместно с сотрудниками

Рис. 3.28. Минералогический состав офлюсованного агломерата из богатых аглоруд в зависимости от расхода твердого топлива (количество силикатной и ферритной связи не показано). По данным Е. Ф. Вегмана, 1959 г.

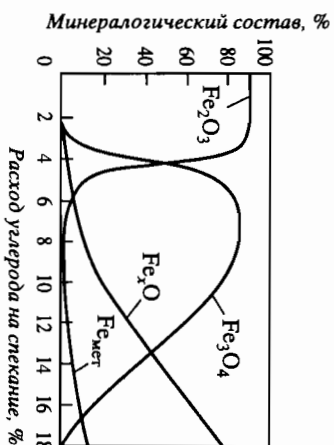




Рис. 3.29. Микрофотография участка аншлифа металлizedованного агломерата основнойностью  $\text{CaO/SiO}_2 = 1$ . Отраженный свет,  $\times 245$ . Белое — металлное железо; серо-белое — вюстит; темное — силикатная связка; черное — поры

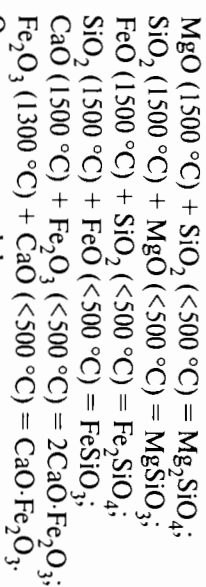
аглофабрики Череповецкого металлургического завода. Спеканием оленегорского и коворского магнетитовых концентратов при расходе коксовой мелочи и антрацитового штыба 21,9–24,8% получено более 3000 т агломерата со степенью металлizations 35–40%. Как показали опыты, из-за большого расхода твердого топлива процесс спекания при получении металлizedованного агломерата идет почти в 2 раза медленнее обычного. Однако нормальная производительность до 1,1–1,2 т/(м<sup>2</sup>·ч) может быть получена при спекании такого агломерата под давлением или при вводе в аглошхту перед окомкованием до 100–120 кг извести на 1 т агломерата.

Рассмотрим теперь ход реакций между компонентами шихты, произошедших в местах контакта частиц при нагреве в зонах горения твердого топлива и подогрева шихты. Реакциям между твердыми фазами присущи некоторые особенности по сравнению с реакциями в растворах, газах и расплавах.

Выход продуктов реакции в твердой фазе определяется главным образом числом контактов реагирующих частиц. Химическое средотельно выше, чем к веществу С, то при наличии контактов А–С и отсутствии прямых контактов А–В продуктом реакции будет только АС, чего никогда не могло бы быть в расплаве, где ход реакций определяется исключительно химическим средотельно. Для реакций в твердой фазе важное значение имеет и природа твердого продукта реак-

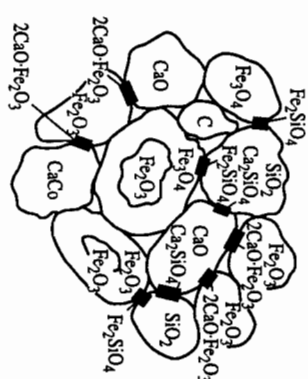
ции. Располагаясь на контакте реагирующих веществ, продукт реакции может существенно тормозить реакцию, создавая дополнительные трудности для диффузии реагентов.

Интересной особенностью реакций в твердой фазе является тот факт, что независимо от массы вступающих в реакцию веществ при нагреве смеси реагентов первым продуктом реакции во всех случаях оказывается вещество с наиболее простой кристаллической решеткой или с решеткой, легко сопрягающейся с кристаллическими решетками реагентов. Так, в смесях извести и кремнезема, взятых в соотношениях 3 : 1, 1 : 1, 1 : 3 (по массе), в течение первых часов химического взаимодействия продуктом реакции является только  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ . Лишь через 4–8 ч появляются  $\text{Ca}_3\text{SiO}_5$  (в первой смеси) и  $\text{CaSiO}_3$  (во второй и третьей смесях). Реакции образования  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$  и  $\text{Mg}_2\text{SiO}_4$  (первый продукт реакции между  $\text{MgO}$  и  $\text{SiO}_2$ ) активно идут при 680–690 °С. Как установлено в МИСиС в 1981 г., на природу первого продукта твердофазных реакций решающее влияние оказывает температура реагентов. Так, нагретый до 1500 °С  $\text{SiO}_2$  с холодной известью  $\text{CaO}$  дает  $\text{CaSiO}_3$ , в то время как холодный  $\text{SiO}_2$  с нагретым  $\text{CaO}$  до 1500 °С образует  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ . Аналогично протекают и другие реакции между твердыми фазами:



Открытие этого эффекта позволило впервые управлять природой первого продукта твердофазных реакций. Обычно в ходе агломерации температуры реагентов в шихте в зоне горения твердого топлива и под ней одинаковы, но при вводе высоконагретого возрата в холодную шихту следует учитывать различие в температуре реагентов. Как установлено экспериментально, с 990 °С в агломерационной шихте интенсивно образуется фаялит:  $2\text{FeO} + \text{SiO}_2 = \text{Fe}_2\text{SiO}_4 + 3\text{SiO}_2 + 2\text{CO} = 2\text{Fe}_2\text{SiO}_4 + 2\text{CO}_2$ . Гематит не реагирует с кремнеземом. Таким образом, образование фаялита при спекании гематитовой шихты может происходить только после восстановления гематита до магнетита или вюстита. Следовательно, этому процессу способствуют восстановительная атмосфера, нормальный и повышенный расход коксовой мелочи.

При спекании офлюсованной шихты в твердой фазе преимущественное развитие получает процесс образования ферритов калыция



**Рис. 3.30.** Схема взаимодействия компонентов агломерационной шихты в твердой фазе

При 1200 °С в смеси порошков извести и гематита 74% всей извести переходило в феррит кальция за 1 мин. Следовательно, при любой оснóвности из-за большого числа контактов  $\text{CaO}-\text{Fe}_2\text{O}_3$ , низкой температуры начала реакции и высокой скорости ее протекания в твердой фазе образуются преимущественно ферриты кальция. В связи с тем, что магнетит слабо реагирует с известью, образованию ферритов при спекании магнетитовых офлюсованных шихт способствуют низкий расход топлива, обилие объемов с окислительной атмосферой, позволяющие частично окислить магнетит до гематита. Реакции в твердой фазе позволяют получить в зоне подогрева и в зоне горения твердого топлива новые легкоплавкие вещества, плавление которых является необходимым условием для получения достаточного количества расплава в зоне горения.

### 3.2.5. Плавление шихты, кристаллизация расплава и образование конечной микроструктуры агломерата

Процессы размягчения и плавления происходят только в зоне горения твердого топлива, так как лишь здесь температуры достаточны для перетекания веществ выше поверхности солидуса (размягчение) и ликвидуса (плавление) по соответствующим диаграммам состояния. Как уже указывалось, шихта в большинстве случаев не содержит легкоплавких компонентов. Однако после начала реакций между твердыми фазами образуются новые соединения (рис. 3.31) с пониженной температурой плавления (табл. 3.4).

**Рис. 3.31.** Общая схема минералообразования при спекании офлюсованного агломерата из смеси гематитовой агломулы и магнетитового концентрата

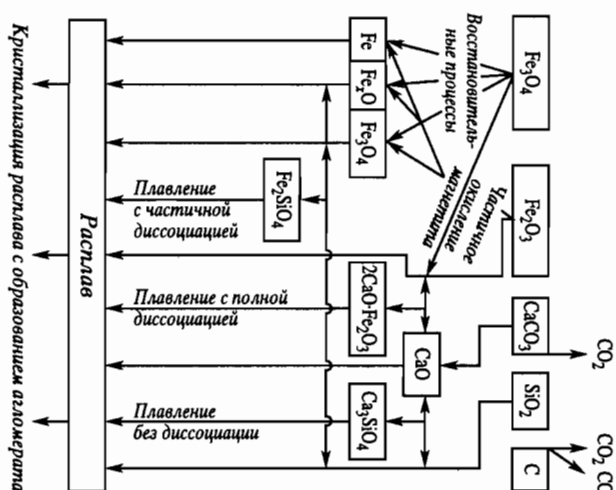


Таблица 3.4

Легкоплавкие соединения и смеси в зоне горения твердого топлива

Компоненты системы	Плавящиеся фазы	$t_{\text{пл}}, ^\circ\text{C}$
$\text{SiO}_2-\text{FeO}$	$\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ $\text{Fe}_2\text{SiO}_4-\text{SiO}_2$ (эвт. с. *) $\text{Fe}_2\text{SiO}_4-\text{FeO}$ (эвт. с.) $\text{Fe}_2\text{SiO}_4-\text{Fe}_3\text{O}_4$ (эвт. с.)	1205 1178 1177 1142
$\text{Fe}_3\text{O}_4-\text{Fe}_2\text{SiO}_4$	Известково-железистый оливин ( $x=0,19$ ) $\text{Ca}_x\text{Fe}_{2-x}\text{SiO}_4$ $\text{FeO}-\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ (эвт. с.)	1150 1280
$\text{Ca}_2\text{SiO}_4-\text{FeO}$ $\text{CaO}-\text{Fe}_2\text{O}_3$	Инконгруэнтное плавление $\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow 2\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ и расплав $\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{CaO}\cdot 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ (эвт. с.) (18% $\text{CaO}$ + 82% $\text{FeO}$ ) $\text{FeO}-\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ (эвт. с.)	1216 1200 1140
$\text{Fe}-\text{Fe}_2\text{O}_3-\text{CaO}$ $\text{Fe}_3\text{O}_4-\text{Fe}_2\text{O}_3-\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{Fe}_3\text{O}_4-$ (эвт. с.) $\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$	1180
$\text{Fe}_2\text{O}_3-\text{CaO}-\text{SiO}_2$	$\text{Ca}_2\text{SiO}_4-\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3-\text{CaO}\cdot 2\text{Fe}_2\text{O}_3$ (эвт. с.)	1192

\* Эвтектическая смесь.



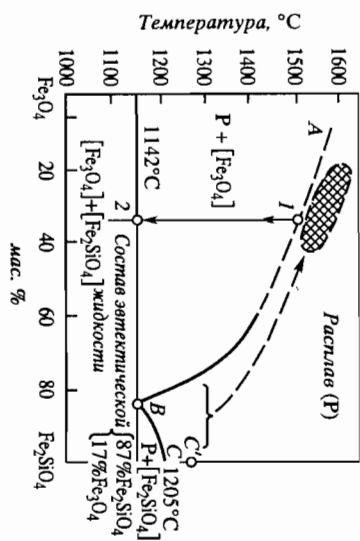
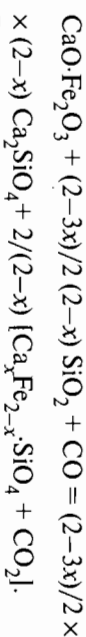


Рис. 3.32. Диаграмма состояния системы  $\text{Fe}_3\text{O}_4\text{--Fe}_2\text{SiO}_4$ . По данным И. А. Островского и Я. И. Ольшевского, 1956 г.

Первые капли силикатного и ферритного расплавов начинают растворять всю массу шихты в зоне горения твердого топлива, чему способствуют неограниченная их растворимость в расплаве выше температуры ликвидуса, с одной стороны, и быстрое повышение температур, с другой. Исследование кинетики смачивания и растворения компонентов агломерационной шихты в расплавах, проведенное Г.Г. Ефименко, Д.А. Ковалевым, А.И. Каракашем, С.В. Базилевичем, показало, что известь и магнезия хорошо смачиваются и энергично растворяются в расплавах силикатов железа; гематит и кварц — в расплавленных ферритах кальция. Углы смачивания  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  расплавами на основе  $\text{CaFeSiO}_4$  и  $\text{CaFe}_2\text{O}_4$  при 1300–1400 °C не превышают соответственно 30 и 60°.

Таким образом, все вещество шихты оказывается в расплавленном состоянии и готовый агломерат образуется при кристаллизации этого расплава. При плавлении степень диссоциации компонентов шихты и вновь образовавшихся соединений различна. Максимальную устойчивость обнаруживают силикаты кальция, особенно  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ . В большей степени диссоциирует фаялит  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ . Ферриты кальция плавятся инконгруэнтно, с полным распадом:  $\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow 2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{расплав}$ ;  $2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{расплав}$ . По данным С.В. Базилевича, разрушение ферритов кальция идет и при взаимодействии ферритного расплава с кальцием:



В верхней части зоны горения при соприкосновении расплава с воздухом начинается его кристаллизация. В простейшем случае при спекании нефлюсованного агломерата микроструктура готового продукта может быть объяснена с помощью диаграммы состояния (рис. 3.32) системы фаялит  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$  (вещество, образующееся в ходе

реакции между  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и  $\text{SiO}_2$  в твердой фазе) — магнетит  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  (основная масса магнетитовой шихты). При нагреве частицы фаялита, образовавшегося на контакте  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и  $\text{SiO}_2$ , фигуративная точка движется на диаграмме (см. рис. 3.32) вверх по оси ординат до точки С (1205 °C, плавление фаялита).

Затем следуют растворение магнетита шихты в фаялитовом расплаве и перегрев расплава (изменение состава расплава показано стрелкой). Защищенная область соответствует составу расплава перед началом кристаллизации. При охлаждении расплава в интервале от линии ликвидуса АВ до линии солидуса (1142 °C) идет выделение первичных, хорошо отраженных кристаллов магнетита.

Последней кристаллизуется эвтектика  $\text{Fe}_3\text{O}_4\text{--Fe}_2\text{SiO}_4$ . В связи с высокой скоростью охлаждения расплава (до 1000 °C/мин) значительная часть остаточного силикатного расплава не успевает раскристаллизоваться и застывает в виде стекла (рис. 3.33). При просасывании газов через расплав в агломерате образуются тонкие поры, имеющие в шихте круглые или овальные поперечные сечения. Ввод извести в шихту усложняет кристаллизацию расплава. В твердой фазе в офлюсованных шихтах идет реакция образования ферритов кальция. Причиной их образования связаны с большим числом контактов частиц извести и гематита, низкой температурой начала этой реакции и рядом других факторов. Больше химическое сродство  $\text{CaO}$  к  $\text{SiO}_2$ , чем к  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (соответственно 122 и 67 кДж/моль), приобретает решающее значение в расплаве. После разрушения ферритов кальция при плавлении катион кальция кристаллизуется вместе с анионными комплексами  $[\text{SiO}_4]^{4-}$ . Общим является то, что ферриты кальция только тогда могут находиться в структуре агломерата вместе с силикатами кальция и железа, когда весь кремнезем расплава полностью обеспечен  $\text{CaO}$  и  $\text{FeO}$ .

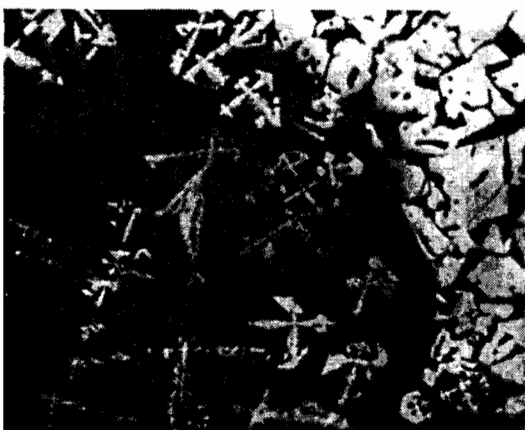


Рис. 3.33. Микроструктура участка шлифа основностью  $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0,4$  агломерата. Большие круглые кристаллы и дендриты — магнетит; темный фон — силикатное железистое стекло (связка в агломерате). Отраженный свет,  $\times 178$

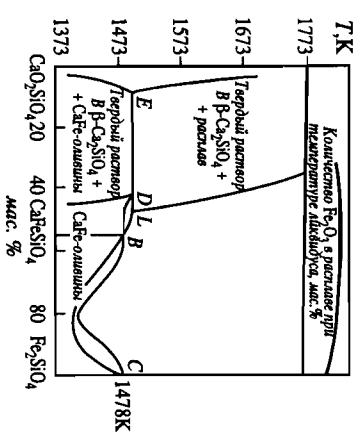


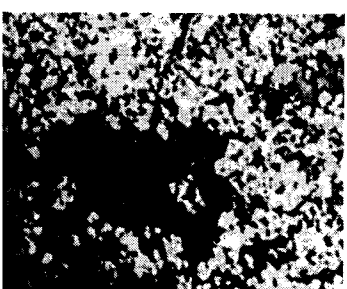
Рис. 3.34. Диаграмма состояния системы  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4\text{--Fe}_2\text{SiO}_4$ . По данным М. Боуэна, Дж. Шерера и Е. Позняка (1934 г.)

В соответствии с этим при небольших количествах извести и известняка в агломерационной шихте вся известь кристаллизующегося расплава входит в состав  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ , а оставшееся количество  $\text{SiO}_2$  — в состав фаялита  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ . Однако раздельной кристаллизации этих соединений не происходит, так как между  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$  и  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$  существуют обширные поля взаимной растворимости (рис. 3.34). Следовательно, кристаллы силикатной связи в слабоофлюсованном агломерате представляют собой фаялит, в кристаллической решетке которого часть позиций двухвалентного железа занята катионами  $\text{Ca}^{2+}$ . Образующиеся твердые растворы имеют формулу  $\text{Ca}_x\text{Fe}_{2-x}\text{SiO}_4$  ( $x = 0\div 1,1$ ) и называются Са-оливинитами в отличие от природных оливинитов  $\text{MgFeSiO}_4$ . Са-олин при  $x = 1$  переходит в ферромонтмичеллит  $\text{CaFeSiO}_4$ .

Таким образом, до основности  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 0,5$  агломерат состоит из выделившихся первыми из расплава кристаллов магнетита, скрепленных кристаллами Са-оливинитов и стеклом.

При основности агломерата выше 0,5 фаялит растворяет максимальное количество  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ , образуя предельно насыщенный Са-оливин ( $\text{Ca}_{1,1}\text{Fe}_{0,9}\text{SiO}_4$ ); оставшееся в избытке количество  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$  выделяется из расплава в массе силикатной связи в виде кристаллов силикатов кальция (рис. 3.35). Итак, в агломерате с основностью более 0,5, кроме магнетита, Са-оливина и стекла, присутствуют силикаты кальция — фазовая составляющая, которая влияет на прочность агломерата. По мере увеличения основности агломерата от 0,5 до 1,0 количество силикатов кальция растет, а Са-оливин уменьшается (исчезает при основности агломерата 1,7–1,8). При основности  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 > 1$  количество СаО в расплаве настолько значительно, что после образования силикатов кальция некоторое количество кристаллизуются в состав новой связи — ферритов кальция (рис. 3.36, 3.37).

Рис. 3.35. Микроструктура агломерата основностью  $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0,7$ . Крупные белые кристаллы — магнетит; темный фон — Са-оливин и стекло; черные удлиненные — кристаллы и хлопья (листья) — силикаты кальция. Отраженный свет,  $\times 216$



В высокоосновных агломератах ферриты кальция становятся единственной связкой. Изменения минералогического состава агломератов в зависимости от расхода топлива и основности шихты приведены на рис. 3.38, 3.39.

По мере увеличения основности агломерата уменьшается количество стекла в связке. Лишь следы стекла находят в шихтах при основ-

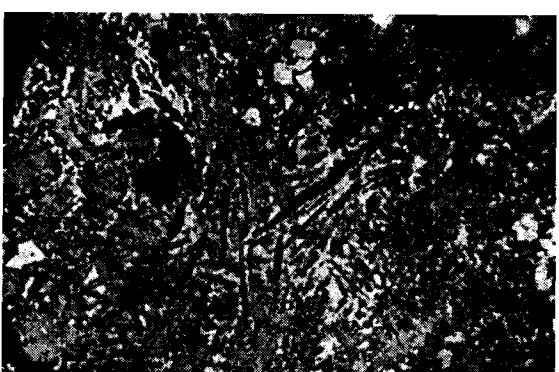


Рис. 3.36. Микрофотография участка аншлифа агломерата основностью  $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,5$ . Белое — магнетит и вюстит; темное — силикаты кальция,  $\times 598$



Рис. 3.37. Микрофотография участка аншлифа агломерата основностью  $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,4$ . Белое — магнетит и вюстит; серо-белое — ферриты кальция; темно-серое — стекло; черное — силикаты кальция,  $\times 216$

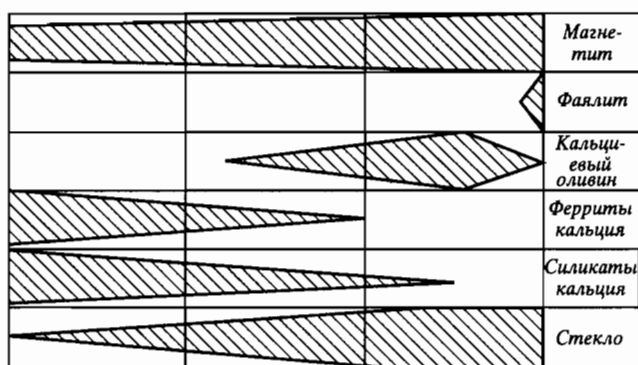


Рис. 3.38. Общая картина изменения минералогического состава агломерата с изменением основности шихты

ности агломерата 2,9–3,0. С увеличением расхода топлива на спекание температурный уровень процесса повышается, время пребывания расплава в зоне плавления и время кристаллизации увеличивается. Все это способствует уменьшению количества стекла в агломерате. При спекании руд и концентратов, содержащих, кроме  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{SiO}_2$ , некоторое количество  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , в структуре агломерата отмечаются агломериты кальция ( $4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ;  $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). В зависимости от количества  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в шихте изменяется и основность, при которой в агломерате появляются силикаты кальция, например  $>0,9$  для руд КМА (до 4,5%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ );  $>1,1$  для индийской руды Раджаха (3–4%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) и 1,3–1,4 и более для асунанской руды (до 7%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ).

### 3.2.6. Удаление вредных примесей из шихты при спекании металлургического сырья

В ходе агломерации происходит интенсивное выгорание сульфидной серы шихты. Пирит  $\text{FeS}_2$  и пироитин  $\text{FeS}$  начинают окисляться с 250–280 °С по реакциям:  $4\text{FeS}_2 + 11\text{O}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3 + 8\text{SO}_2$ ;  $4\text{FeS} + 7\text{O}_2 = 2\text{Fe}_2\text{O}_3 + 4\text{SO}_2$ . Выше 1383 °С в воздушной атмосфере гематит диссоциирует с образованием магнетита, который и является в этом случае единственным твердым продуктом реакции:  $3\text{FeS}_2 + 8\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 6\text{SO}_2$ ;  $3\text{FeS} + 5\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 3\text{SO}_2$ .

Определенную роль играет и прямое взаимодействие оксидов железа шихты и сульфидов:  $16\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeS}_2 = 11\text{Fe}_3\text{O}_4 + 2\text{SO}_2$  ( $\geq 500$  °С);  $10\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeS} = 7\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{SO}_2$  ( $\geq 1100$  °С).

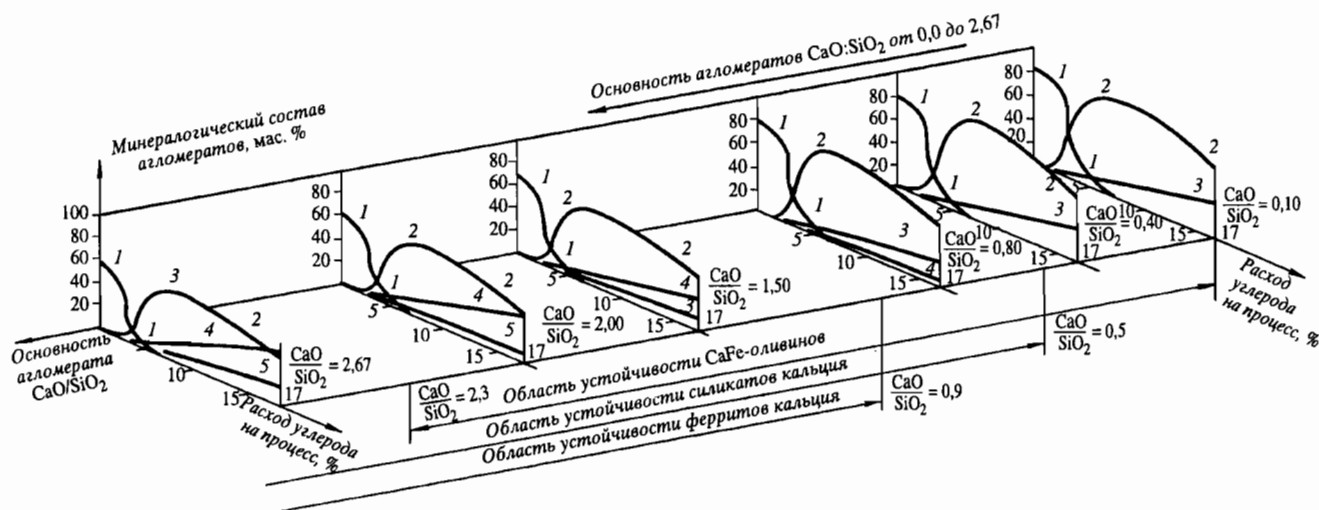


Рис. 3.39. Изменение минералогического состава агломерата из криворожских гематитовых руд в зависимости от расхода топлива и основности шихты  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  (по данным Е.Ф. Вегмана, 1958 г.)

1 – гематит; 2 – магнетит и вюстит; 3 – Са-оливин; 4 – силикаты кальция; 5 – ферриты кальция

В присутствии катализаторов ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) до 40%  $\text{SO}_2$  окисляется до  $\text{SO}_3$ . Некоторая часть органической серы коксовой мелочи переходит в газовую фазу и присутствует в ней в виде паров комплексов  $\text{S}_2$  (500–600 °C);  $\text{S}_6$  и  $\text{S}_8$  (до 500 °C). В отходящих газах установлено также наличие  $\text{H}_2\text{S}$  и  $\text{COS}$ . В зоне горения твердого топлива сернистые соединения захватываются из газовой фазы железистым силикатным расплавом и растворяются в нем в виде  $\text{CaS}$ . Кроме того, при температуре до 900–1000 °C известь, известняк и ферриты кальция поглощают  $\text{SO}_2$  из газа по схеме:  $\text{CaO} + \text{SO}_2 + 0,5\text{H}_2\text{O} = \text{CaSO}_3 \cdot 0,5\text{H}_2\text{O}$  (сульфит кальция);  $\text{CaSO}_3 \cdot 0,5\text{H}_2\text{O} = \text{CaSO}_4 + 0,5\text{H}_2\text{O}$  (>150 °C);  $\text{CaSO}_3 + 0,5\text{O}_2 = \text{CaSO}_4$  (антидрит).

Таким образом, высокая основность шихты ухудшает условия ее десульфурации. В равных условиях степень десульфурации шихты повышается с уменьшением крупности ее частиц. Однако чрезмерное переизмельчение может ухудшить газопроницаемость слоев и замедлить приток воздуха к частицам сульфидов, что снижает степень десульфурации. Как видно из приведенных выше реакций, избыток кислорода необходим для выгорания сульфидов шихты. Другими словами, эффективное выгорание сульфидной серы возможно лишь при окислительном режиме агломерации, т. е. при низких расходах коксовой мелочи, если они обеспечивают достаточно высокие температуры в спекаемом слое.

При агломерации магнетитового концентрата наилучшая десульфурация достигается при 3,5–4,5% твердого топлива в шихте. Степень удаления сульфидной серы может достигать при агломерации 95–99%. Поскольку при окислении сульфидов выделяется значительное количество тепла, 1 кг пирита в шихте по теплотворной способности заменяет 0,3 кг коксовой мелочи среднего качества. Сульфатная сера гипса ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), барита ( $\text{BaSO}_4$ ) удаляется из шихты при агломерации всего на 60–70%, так как диссоциация сульфатов требует длительного воздействия высоких температур (>1000 °C) на вещество шихты. Удалению сульфатной серы способствуют, следовательно, но, повышенные расходы топлива на спекание.

Удаление мышьяка, цинка, свинца шихты при производстве офлосованного агломерата почти не имеет места. Однако при вводе в шихту хлорирующих добавок, например 2–3 мас.%  $\text{CaCl}_2$ , эти элементы образуют летучие хлориды с низкими (700–1000 °C) температурами кипения. В этих условиях удается удалить из шихты до 90% Pb, до 65% Zn, до 60% As. Что касается фосфора, то при любых условиях спекания он целиком переходит из шихты в агломерат.

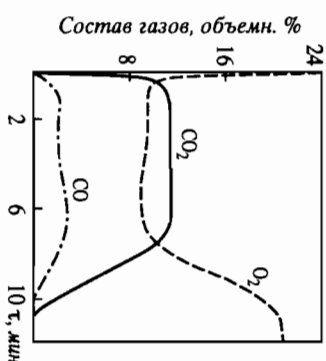
### 3.2.7. Агломерационный процесс с тепловой точки зрения

Горение коксовой мелочи при агломерации протекает в чрезвычайно узкой по высоте зоне. В зависимости от крупности топлива ее толщина может меняться в пределах от 10 (размером <1 мм коксовой мелочи) до 40 мм (фракция <10 мм). При работе на коксовой мелочи фракции <3 мм можно считать в большинстве случаев толщину зоны горения равной 20–25 мм.

Процесс агломерации в целом проводится при значительном избытке воздуха ( $\alpha = 1,5 \div 2,0$ ), но часть воздуха (см. рис. 3.27) проходит зону горения, не соприкасаясь с горящими частицами топлива. Вследствие этого при нормальном расходе коксовой мелочи выходящие из спекаемого слоя газы содержат 3–4%  $\text{O}_2$ . При агломерации твердое топливо горит до  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$  (рис. 3.40). При нормальном расходе топлива  $\text{CO}_2:\text{CO} = 4 \div 6$ , но может значительно снижаться с увеличением расхода углерода. Так, при 8–12% коксовой мелочи в шихте оно составляет 3–2, а при производстве металлизированного агломерата 2–3 (до 25% коксовой мелочи в шихте). При этом сказываются возрастающая потребность в кислороде и повышение температуры в зоне горения, способствующее сгоранию углерода до монооксида углерода.

Анализ отходящих газов позволяет рассчитать баланс кислорода при спекании шихт различного типа. Отходящие газы содержат свободный кислород ( $\text{O}_2$ ),  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$ . Если исключить вредные подсосы, то сумма  $\text{O}_2 + \text{CO}_2 + 0,5\text{CO}$  должна быть приблизительно равна 21%, т. е. содержанию кислорода в воздухе. В действительности при спекании гематитов, маргитов, бурых железняков эта сумма составляет 23–27%. Дело в том, что коксовая мелочь сгорает в кислороде шихты,

Рис. 3.40. Изменение состава отходящих из слоев газов в ходе спекания лота-рингского бурого железняка. По данным Ф. Каппеля, Г. Вендеборна, 1973 г.



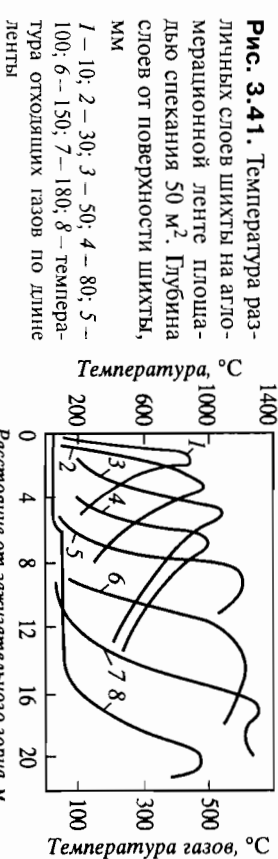
который при восстановлении последней присоединяется к газу. В случае агломерации магнетитовых руд и концентратов с низким расходом топлива происходит частичное окисление магнетита шихты до гематита, на что затрачивается кислород воздуха, всасываемого в слой. Величина суммы  $O_2 + CO_2 + 0,5CO$  снижается при этом до 18,5–20%. В первом случае характер агломерации восстановительный, а во втором — окислительный. Существует два возможных режима агломерации, в каждом из которых общая скорость движения зоны высоких температур лимитируется различными факторами. При спекании со средним и высоким расходами (в среднем >6% коксовой мелочи в шихте) общая скорость движения зоны горения определяется исключительно скоростью горения частиц коксовой мелочи, которая в свою очередь зависит главным образом от количества кислорода, подводимого в единицу времени к зоне горения твердого топлива. В этом режиме частицы коксовой мелочи, расположенные под зоной горения, не горят, так как зона горения поглощает почти весь кислород воздуха, просасываемого через слой. Из-за нехватки кислорода эти коксовые частицы не могут гореть даже в том случае, если они раскалены до температуры, превышающей температуру их воспламенения.

При агломерации с низким расходом коксовой мелочи (<6%) общая скорость движения зоны высоких температур определяется скоростью теплообмена под зоной горения. При этом частицы коксовой мелочи под зоной горения получают достаточное количество кислорода, но не горят, так как не нагреты до температуры воспламенения. Вертикальную скорость спекания ( $v$ , мм/мин) в этом случае вычисляют по формуле Н. М. Бабушкина и В. Н. Тимофеева:  $v = KW_0C_r/C_{ш}$ , где  $K$  — коэффициент пропорциональности;  $W_0$  — скорость фильтрации газов в спекаемом слое, м/мин;  $C_r$  — теплоемкость газа, кДж/(м<sup>3</sup>·К);  $C_{ш}$  — кажущаяся объемная теплоемкость шихты кДж/(м<sup>3</sup>·К), т. е. количество тепла, которое надо затратить для нагрева 1 м<sup>3</sup> шихты на 1 °С при одновременной компенсации затрат тепла по всем происходящим в шихте эндотермическим процессам (испарение воды, разложение части гидратов и карбонатов) и с учетом выделения тепла по экзотермическим реакциям (реакция между твердыми фазами).

Анализ этой формулы показал, что протрав шихты под зоной горения ускоряется при спекании шихт, не содержащих гидратов и карбонатов, а также с увеличением количества просасываемого через слой воздуха. Таким образом, при любом режиме количество воздуха, подводимого к зоне горения, существенно влияет на вертикальную скорость спекания.

Рассмотрим теперь характерную форму температурных кривых при агломерации (рис. 3.41). Под зоной горения твердого топлива (нижняя ступень теплообмена) отходящие газы проходят между комками сырой шихты с большой кажущейся теплоемкостью. При огромной поверхности теплообмена в этих условиях отходящие газы на пути в 25–40 мм охлаждаются до 40–60 °С. Таким образом, теплообмен в нижней ступени оказывается полностью завершенным. Лишь в конце спекания, когда зона горения твердого топлива подходит к постели, т. е. когда не остается сырой шихты, температура отходящих газов под колосниковой решеткой начинает быстро возрастать (см. рис. 3.41). Последующее падение температуры отходящих газов под решеткой свидетельствует о прекращении горения углерода и служит сигналом к окончанию спекания. Регулируя скорость движения паллет, можно с помощью автоматически действующей системы обеспечить постоянное положение температурного максимума по длине ленты (например, на последней или предпоследней вакуум-камерах), что предотвращает недокп шихты.

Выше зоны горения (верхняя ступень теплообмена) всасываемый в слой воздух нагревается готовым агломератом. Воздух вносит это так называемое «регенерированное» тепло в зону горения, подготавливая до 200–900 °С в зависимости от толщины слоя готового агломерата. После зажигания, когда слой агломерата еще тонок, воздух почти не подогревается, регенерация тепла отсутствует. Как показали расчеты и эксперименты, при последующем опускании зоны горения твердого топлива роль регенерированного тепла в тепловом балансе зоны горения возрастает. При толщине слоя готового агломерата 180–200 мм и более регенерированное тепло составляет до 50–55% общего прихода тепла в зону горения. Следствием этого при одинаковом содержании коксовой мелочи по высоте спекаемого слоя является значитель-





ное повышение температуры в зоне горения твердого топлива по мере движения к колосниковой решетке (рис. 3.42 и см. рис. 3.8, 3.41). Ретенерация тепла значительно повышает тепловой к. п. д. агломерации, снижает расход коксовой мелочи и улучшает качество агломерата. С этой точки зрения выгодно спекать шихту, если это позволяет ее газопроницаемость, в высоком слое (до 450–500 мм). Уровень ретенерации тепла, приход тепла в средних и нижних горизонтах спекаемого слоя будет при этом особенно высок, что обеспечит получение качественного агломерата при минимальном расходе кокса.

Поскольку поверхность пор пирога агломерата не столь велика, как поверхность комков шихты, теплообмен в верхней ступени оказывается незавершенным. Средняя температура пирога агломерата на выходе с ленты близка к 600 °С. Окончательное его охлаждение ведут на специальных охладителях после дробления и отделения возврата. Температура агломерационного процесса растет с увеличением расхода твердого топлива на спекание, но он зависит также и от теплопотребности шихты. Кроме того, температура в зоне горения меняется при движении этой зоны к колосниковой решетке. На рис. 3.42 кривая  $\Delta h$  показывает реальное распределение температур по высоте спекаемого слоя. В верхней части слоя из-за отсутствия ретенерации тепла ощущается его нехватка. Температура в зоне горения здесь низка, прочность агломерата неудовлетворительна. В нижней части слоя температуры настолько высоки и приход тепла так велик, что получается переоплавленный агломерат, прочность которого высока, а восстановимость понижена. Для получения пирога агломерата с одинаковыми оптимальными свойствами желательнее иметь одинаковые температуры в зоне горения в течение всего процесса спекания (1250–1350 °С) (см. рис. 3.42, кривая  $EVD$ ). Для выхода на этот режим спекания необходимо устранить нехватку тепла и низкие температуры ( $\Delta AEB$ ), а также избыток тепла и слишком высокие температуры ( $\Delta VCD$ ).

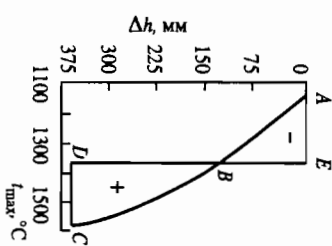


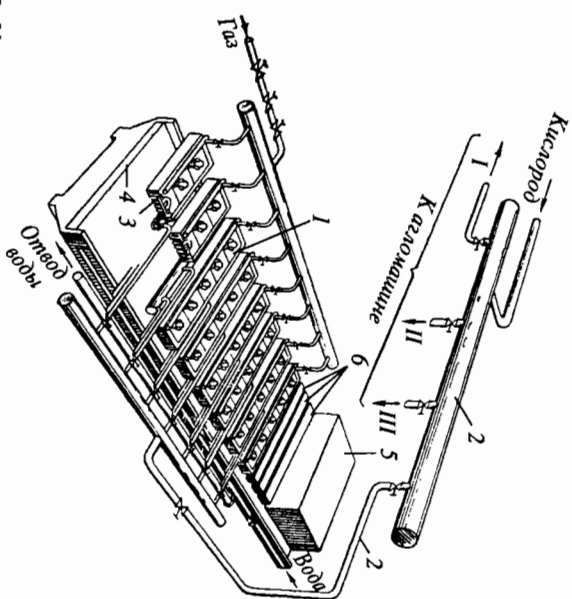
Рис. 3.42. Схематическая диаграмма изменения максимальных температур  $T_{\max}$  по высоте спекаемого слоя  $\Delta h$  при движении зоны горения сверху вниз ( $AEB$ ) и оптимальный температурный режим ( $EVD$ )

Вторую из поставленных задач решают методом двухслойного спекания шихт, предложенным Х.Г. Торупфом в 1911 г. (Швеция). По этому методу на ленту двумя питателями последовательно укладывают две шихты, из которых нижняя содержит на 1–1,5% коксовой мелочи меньше, чем верхняя. После зажигания шихты зона горения движется последовательно через два слоя. В связи с уменьшением расхода углерода в нижнем слое шихты температура и приход тепла снижаются здесь до нормального уровня (устранение  $\Delta VCD$ ), а изменение температур в зоне горения описывается ломаной линией  $AVC$ . Двухслойное спекание (общая высота двух слоев до 400 мм) применяется на Новолипецком, Западно-Сибирском и Карагандинском металлургических комбинатах, а также на Качканарской аглофабрике. Эта технология позволяет экономить ~10% коксовой мелочи при улучшении качества пирога агломерата.

При укладке агломерационной шихты на машину происходит сегрегация по содержанию углерода и крупности. В частности, более легкая коксовая мелочь в большей мере концентрируется в средних и верхних горизонтах спекаемого слоя. Содержание углерода в зоне шихты, прилегающей к колосниковой решетке, оказывается пониженным, что позволяет в какой-то мере приблизиться к идеальному распределению температур при спекании. Таким образом, сегрегация шихты при укладке на ленту в определенных пределах является желательной и должна учитываться при обработке оптимального теплового режима агломерации.

Нехватку ретенерируемого тепла в верхней части спекаемого слоя ( $\Delta AEB$ ) можно компенсировать подачей к слою нагретого в кауперах (или специальными газовыми горелками) воздуха по методу дополнительного обогрева спекаемого слоя, предложенному В. Шумахером в 1916 г. (Германия). За зажигаемым горном над лентой устанавливаются дополнительные газовые горелки (рис. 3.43), которые нагревают воздух перед входом в спекаемый слой до 1000–1100 °С. Такая технология позволяет, с одной стороны, увеличить приход тепла в верхних зонах спекаемого слоя, перейти к температурной кривой  $EVC$  (см. рис. 3.42), улучшить качество агломерата, т. е. снизить количество возврата, что могло бы увеличить производительность установок. Но, с другой стороны, газовые горелки требуют значительного количества кислорода воздуха, в связи с тем, что концентрация кислорода во всасываемом в слой газе уменьшается и горение коксовой мелочи в слое замедляется.

В зону дополнительного обогрева целесообразно в данном случае вводить кислород или сжатый воздух (см. рис. 3.43). При использовании дополнительных газовых горелок, установленных над первой тре-



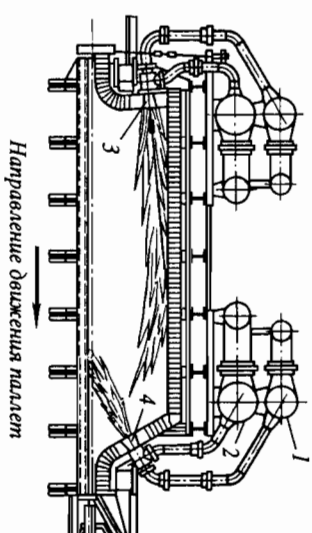
**Рис. 3.43.** Установка горелок допекательного обогрева спекаемого слоя за зажимательным горном на Енакиевской аглофабрике (по данным Б. М. Ротмистровского, 1973 г.)

1 — газовые горелки; 2 — подвод сжатого воздуха и кислорода к горелкам; 3 — кирпичные подвесные своды; 4 — паллеты с шихтой; 5 — горн; 6 — экраны

тью длины ленты, удается сохранить производительность машины на постоянном уровне, значительно улучшая качество спека. Резкое увеличение расхода газа на горелки позволяет заменить до 25% твердого топлива газообразным (спекание на комбинированном топливе), что представляет большой практический интерес в связи с дефицитом коксовой мелочи.

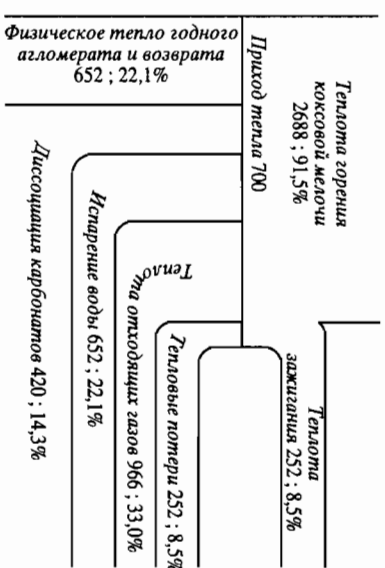
На рис. 3.44 показана конструкция наиболее современного комбинированного горна с двумя рядами торцевых горелок. Первый из них эксплуатируют при коэффициенте избытка воздуха  $\alpha = 1,1$ , что дает максимальную температуру зажигания 1250–1300 °С. Второй ряд горелок работает при  $\alpha = 2,0$ –2,5, что дает возможность эффективного допекательного обогрева при 1050–1100 °С при достаточно высокой концентрации кислорода во всасываемых в слой газе.

Переходя к структуре теплового баланса процесса агломерации, отметим, что в производственных условиях от 60 до 90% всего прихода тепла связано с горением углерода в  $\text{CO}_2$  и  $\text{CO}$ , а также с горением сульфидов. Зажимательным горном и допекательными газовыми горелками слоем подается 7–15% тепла; 1–3% тепла вводится нагретой



**Рис. 3.44.** Конструкция камерного зажимательного горна с торцевыми горелками

1 — подвод газа; 2 — подвод воздуха; 3 — газовые горелки для зажигания; 4 — горелки допекательного обогрева спекаемого слоя



**Рис. 3.45.** Тепловой баланс спекания лотаринского бурого железняка (МДж/т агломерата). По данным Дж. Астры, Дж. Жиро, 1955 г.

перед спеканием до 50–70 °С шихтой и 1–5% тепла выделяется в процессе экзотермических реакций между твердыми компонентами шихты. От 20 до 40% расхода тепла составляет энthalпия готового пирогитомерата. На тепловые потери приходится 7–10%, остальное тепло расходуется на эндотермические процессы. Тепловой к.п.д. процесса агломерации близок к 75–80%. Структура теплового баланса спекаемого слоя (без учета теплоты диссоциации оксидов) показана на рис. 3.45.

### 3.2.8. Качество агломерата

Высококачественный агломерат прочен, почти не разрушается при нагреве и восстановлении в доменной печи, характеризуется высокой восстановимостью, высокой температурой начала размягчения и коротким интервалом размягчения.

Прочность агломерата определяется строением его кусков (их текстурой) и минералогическим составом. Е. Ф. Вегманом в 1965 г. установлено, что кусок агломерата не является однородным и представляет собой систему блоков (пустяков вещества), разделенных крупными порами неправильной формы. Блоки сварены друг с другом по поперечности, и текстура куска в целом напоминает строение виноградной грозди. На рис. 3.46 показана текстура производственного агломерата на одном из участков куска. Видны три блока, разделенные крупными порами. Независимо от особенностей формы и размеров блоки имеют одинаковое концентрически-зональное строение. Периферийная зона блока состоит главным образом из кристаллов магнетита, между которыми находится небольшое (5–10%) количество силикатной связки и стекла.



Рис. 3.46. Объемная картина блочного строения агломерата (Л. Н. Крахт, Е. Ф. Вегман, 1982 г.)

Ближе к центру расположена промежуточная зона с повышенным (10–30%) количеством связки. Наконец, в центре блока всегда имеется одно или несколько силикатных «озер», которые на 60–80% состоят из Са-оливина. Здесь среди массы силикатов и стекла расположены дендриты магнетита, его скелетные кристаллы, эвтектики Са-оливин-магнетит, силикаты кальция. Остатки руды встречаются только в периферийной зоне блока, а остатки коксовой мелочи только в его центральной части. Пористость в пределах блока тонкая. Форма сечения пор близка к круглой. Абсолютные размеры блоков увеличиваются по мере укрупнения коксовой мелочи, используемой для спекания.

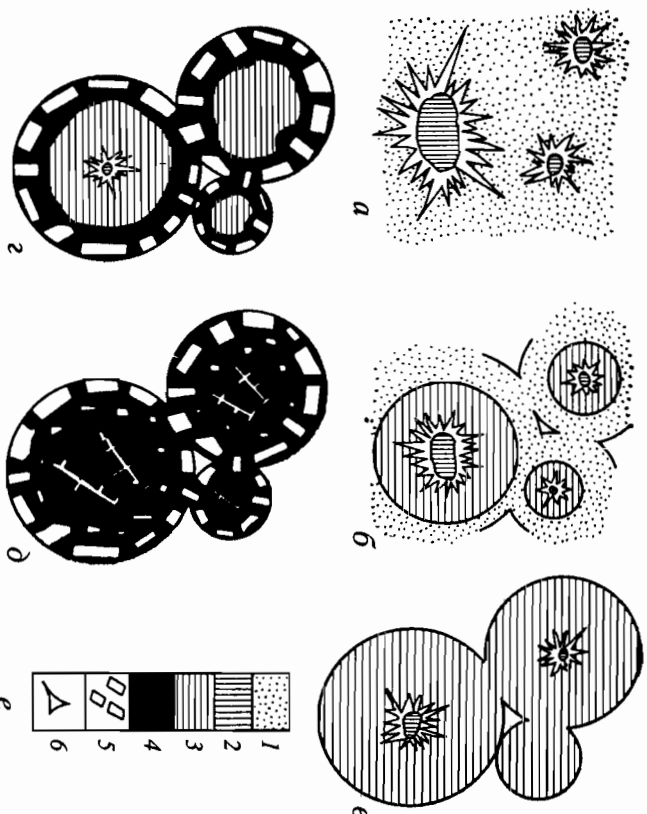


Рис. 3.47. Схема формирования блоков агломерата

*a* – агломерационная шихта (в рудной части шихты показаны частицы коксовой мелочи); *b* – начало течения частиц коксовой мелочи и плавления шихты вокруг них; *в* – рост капиллярной расплава и образование усложненных раковин; *г* – образование единой системы соприкасающихся блоков; *д* – начало кристаллизации блоков, выделение кристаллов магнетита из расплава на периферии блоков; *е* – окончательный вид текстуры агломерата

Теория формирования блоков, предложенная Е. Ф. Вегманом, связывает их происхождение с образованием пустяков расплава вокруг горящих частиц коксовой мелочи.

На рис. 3.47 приведена схема формирования системы из трех блоков. После воспламенения частиц коксовой мелочи вокруг них образуются пустяки расплава. Размеры пустяков растут и, наконец, они начинают касаться друг друга. После выгорания частиц топлива расплав охлаждается и кристаллизуется в первую очередь в наиболее холодной, периферийной зоне блока (см. рис. 3.47, *г*). Первый выделяется из жидкой фазы магнетит, и расплав отесняется в наиболее горячую центральную часть блока. Силикатный расплав, обедненный оксидом железа, кристаллизуется последним, образуя центральное силикатное озеро. Мелкие поры внутри блоков являются результатом про-

хождения воздуха и отходящих газов через расплав. Прохождение крупных пор между блоками иное. При наиболее плотной упаковке частиц шихты объем пор между ними составляет 25–30%. В ходе спекания из шихты выгорает коксовая мелочь (15–20 об.%).

Следовательно, объем расплава на 25–40% меньше объема шихты. При образовании литых блоков между ними неизбежно возникают крупные усложненные раковины. Для агломератов из руд и концентратов КМА объем межблочных пор составляет 22–38%, что подтверждает высказанную выше гипотезу.

В пирог агломерата блочная текстура кусков наиболее четко проявляется в верхней и особенно в средней его частях. Вблизи колосниковой решетки тепловой уровень процесса возрастает, поэтому здесь образуется монолитный литой кусок агломерата. Однако под микроскопом различимы контуры образовавшихся до переплавления этой зоны блоков, которые сохраняют свою индивидуальность, хотя межблочные крупные поры и были залиты расплавом. При перегрузках и транспортировке агломерата, как показали исследования Е. Ф. Ветмана, Э. Г. Бушиной и Н. К. Корниловой, в первую очередь разрушаются связи между блоками. При этом кусок агломерата рассыпается на отдельные блоки или на их группы (процесс «индивидуализации»). Что касается самих блоков, то они являются прочными образованиями с литой концентрически-зональной структурой. Для их разрушения требуются затраты значительного количества энергии. Поскольку блоки формируются вокруг горящих частиц твердого топлива, их размер определяется крупностью топливных частиц. Тонкие частицы коксовой мелочи (<0,5 мм) сгорают слишком быстро и не могут создать вокруг себя блоков. Оптимальными, с точки зрения прочности, являются блоки размером 15–20 мм, возникающие вокруг частиц коксовой мелочи диаметром 1–3 мм.

Кроме текстуры агломерата, на его прочность большое влияние оказывает и минералогический состав спека. Присутствие в кусках агломерата остатков шихты, гематита, магнетита, кварца, ториинита значительно ослабляет кусок. Особенно вредно действуют включения известняка и извести. Известь гасится водой с образованием порландита, приводящим к разрушению куска агломерата. Из этого следует, что агломерационная шихта не должна содержать рудных частиц >8 мм и частиц известняка >3 мм. Вредное воздействие на прочность агломерата оказывает также присутствие в его структуре хрупкого стекла, в особенности двухкальцевого силиката. Последний при охлаждении куска агломерата (675 °C) претерпевает полиморфное превра-

шение  $\beta\text{-Ca}_2\text{SiO}_4 \rightarrow \gamma\text{-Ca}_2\text{SiO}_4$ , в ходе которого объем этой фазы возрастает на 11–12%. Это создает огромное внутреннее напряжение в куске агломерата, его прочность резко снижается.

На рис. 3.48 отражено влияние основности на прочность агломерата (выход фракции >10 мм после барабанного испытания).

Прочность спека начинает резко снижаться с основности 0,4–0,5, при которой в структуре агломерата появляется  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ . Минимальная прочность агломерата соответствует основности 1,3–1,5. Дальнейшее увеличение основности приводит к появлению  $\text{Ca}_3\text{SiO}_5$ , не подверженного полиморфным превращениям. Уменьшается количество хрупкого стекла, появляется новая прочная связка — ферриты кальция; структура агломерата (внутри блоков) становится более однородной. Все это способствует повышению прочности агломерата. Таким образом, высокоосновный агломерат (железофлюс) оказывается таким же прочным, как неофлюсованный агломерат.

Рассмотрим способы улучшения качества агломерата. Увеличение расхода твердого топлива на спекание улучшает прочность агломерата, но при этом снижаются вертикальная скорость спекания и производительность установок. Целесообразно поэтому устанавливать газовые горелки дополнительного обогрева спекаемого слоя за зажатия

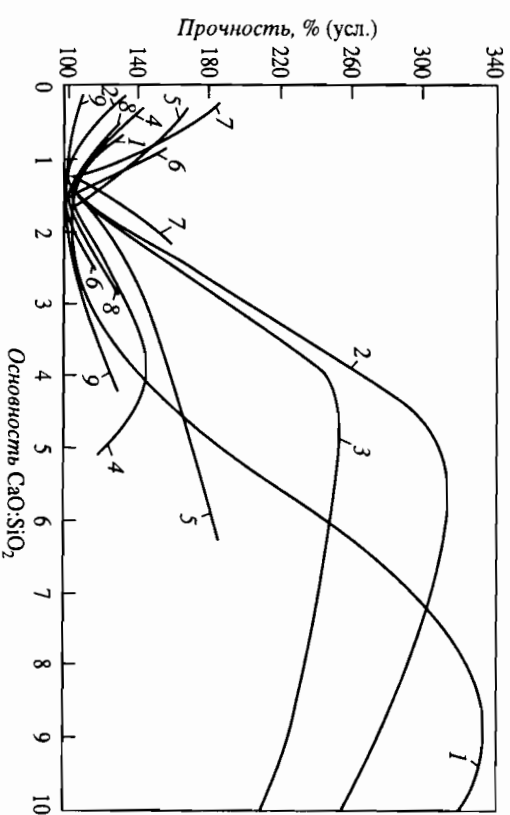


Рис. 3.48. Влияние основности агломерата на его прочность в зависимости от качества сырья

1–3 — тонкоизмельченный концентрат соответственно богатый, средний и бедный железом; 4 — смесь руд; 5 — смесь тонкого концентрата и пылеватых руд; 6 — магнетитовая руда; 7 — гематитовая руда; 8, 9 — смесь руд

тельными горном. В результате значительно улучшается качество верхней части пирога агломерата.

Добавки в агломерационной шихте руд с глиноземистой пустой породой, как уже указывалось, позволяют повысить основность, при которой в структуре агломерата появляются силикаты кальция, т. е. уменьшить их количество в агломерате, повысить прочность спека. Н. М. Якубинер в 1940 г. установил, что на прочность спека благоприятно влияет присутствие доломитизированного известняка ( $\text{Ca}$ ,  $\text{Mg}$ ) ( $\text{CO}_2$ ) в шихте. Магний при кристаллизации входит в решетку  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$  и предотвращает полиморфное превращение  $\beta\text{-Ca}_2\text{SiO}_4 \rightarrow \gamma\text{-Ca}_2\text{SiO}_4$ . При спекании кривоверожских руд с расходом коксовой мелочи (5–6%) ввод в агломерат ~3%  $\text{MgO}$  снижает выход мелочи (< 5 мм) после барабанного испытания с 22–25 до 17–20%. В настоящее время доломитизированный известняк добавляют в агломерационную шихту на большинстве аглофабрик мира.

В 1962 г. Е. Ф. Ветманом была предложена технология термической обработки агломерата, т. е. кратковременного повторного нагрева пирога пламенем газовых горелок (1100–1150 °С), установленных над хвостовой частью агломерационной ленты. Термообработка позволяет снять внутреннее напряжения в пироге агломерата, провести процесс раскристаллизации стекла с выделением из его массы мельчайших кристаллов и дендритов магнетита. Кроме того, в ходе термообработки дополнительно снижается содержание остаточной серы в агломерате и увеличивается пористость и восстановимость продукта. Применение этой технологии на аглофабрике в г. Рустави (Грузия) позволило снизить барабанный показатель прочности агломерата с 34,7 до 32,4% при одновременном уменьшении расхода коксовой мелочи с 6,5 до 5,5%. Производительность ленты (62 м<sup>2</sup>) повысилась на 8%.

В дальнейшем технология термической обработки была использована на четырех агломерационных лентах (по 75 м<sup>2</sup>) Коммунарского металлургического комбината. При сокращении расхода коксовой мелочи в агломерационном цехе на 10% удалось снизить содержание мелочи (фракция < 5 мм) в скиповом агломерате с 14,8 до 11,8%. Это, в свою очередь, привело к увеличению производительности доменных печей на 1,5% и снижению удельного расхода кокса на 2%.

В современных условиях на металлургических заводах страны количество мелочи в скипах достигает 15–25%, а лучший барабанный показатель прочности агломерата составляет 70–80% (содержание фракции < 5 мм в голдом агломерате после 8 мин обработки во вращающемся с частотой 25 мин<sup>-1</sup> барабане диаметром 1000 и длиной 500 мм, снабженном по внутренней поверхности двумя уголками). В

идеальном случае агломерат не должен содержать фракции < 5 мм; его крупность должна составлять для малых и средних печей 5–40, а для сверхмощных печей 15–40 мм. Повышение прочности агломерата является большим резервом в улучшении технико-экономических показателей работы доменных печей.

Приведенные выше данные относятся к так называемой холодной прочности агломерата, т. е. к его сопротивляемости многочисленным перегрузкам, транспортировке и т. д. Однако агломерат разрушается еще и в самой доменной печи при нагреве и восстановлении («горячая прочность»). Причины этого явления были рассмотрены ранее. Применительно к офлюсованному агломерату экспериментально установлено отрицательное влияние присутствия гематита и стекла на его горячую прочность. Гематит при нагреве в восстановительной атмосфере меняет удельный объем, увеличивая внутреннее напряжение, и разрушается вследствие анизотропии восстановления. Стекло сохраняет хрупкость вплоть до 600–700 °С, когда становится пластичным и релаксирует напряжения. Таким образом, присутствие стекла вредно сказывается не только на холодной, но и на горячей прочности агломерата. Влияние других факторов на горячую прочность исследовано пока недостаточно. Есть данные о том, что массивные литые структуры агломерата, полученного при повышенном расходе твердого топлива, обеспечивающие высокую холодную прочность, не дают высокой горячей прочности. В ФРГ, Швеции, Японии отдают предпочтение пористым малооплавленным агломератам, структура которых допускает хотя бы минимальные взаимные перемещения структурных составляющих под действием внутренних напряжений. Опыты показали, что такие агломераты с 5–10%  $\text{FeO}$  обладают так называемой гибкой структурой, которая обуславливает повышенную горячую прочность. Повышение горячей прочности агломерата является предметом исследований во многих странах мира.

Восстановимость агломерата, как это было показано в исследовании К. К. Школина, связана в основном с поверхностью пор, доступных газу-восстановителю. В небольшой степени на восстановимость влияет и минералогический состав агломерата. В частности, восстановимость снижается, если в агломерате присутствуют трудновосстановимые фазы: фаялит  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ , Са-оливин, браунмиллерит  $4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  и стекло. Восстановимость офлюсованного агломерата меняется с увеличением основности по экспоненциальной зависимости. Максимум восстановимости относится к агломерату основности  $\text{CaO} \div \text{SiO}_2 = 1,4 \div 1,5$ . Как показал опыт, восстановимость офлюсованного агломерата в настоящее время соответствует совре-



менным требованиям доменной технологии. Температура начала размягчения в восстановительной атмосфере неагломерованных агломератов, агломератов основностью 0,5–0,7 и 2–4 составляет соответственно 1100–1150, 1050–1100 и 1200–1250 °С. Минимальная температура начала размягчения соответствует максимальному количеству стекла в агломерате основностью 0,5–0,7, так как стеклу, не имеющему фиксированной точки плавления, размягчается в широком интервале температур.

### 3.3. ПРОИЗВОДСТВО ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ

При агломерации тонкоизмельченных железорудных концентратов заметно уменьшается скорость процесса (из-за резкого снижения газопроницаемости шихты). Между тем в связи с постоянным увеличением доли руды, подвергаемой обогащению, в металлургический передел вовлекается все больше железорудного сырья, содержащего 80–90% и более фракции <0,07, а в ряде случаев и <0,05 мм. Как правило, горно-обоганительные предприятия находятся на значительном расстоянии от металлургических центров. Возить влажный концентрат на металлургические заводы для последующей его агломерации невыгодно из-за издержек, связанных с перевозкой воды, и затруднительно из-за смерзания концентрата в зимнее время. Изготовление агломерата непосредственно на горно-обоганительных комбинатах нецелесообразно из-за его недостаточной механической прочности.

Удачным решением проблемы окучкования тонких железорудных концентратов стало производство железорудных окатышей, впервые предложенное в 1912 г. Андерсоном (Швеция) и в 1913 г. Браккельсбергом (Германия). Производство железорудных окатышей в последнее время развивалось во многих странах мира высокими темпами и в настоящее время превысило 300 млн. т/год.

Схемы получения окатышей представляют собой комбинацию двух этапов формирования окатышей путем окочкования влажной шихты в специальных аппаратах — окочкователях (производство сырых окатышей) и упрочнения гранул (обжиговым или безобжиговым способами) для придания окатышам прочности, необходимой для хранения, транспортировки к доменным цехам и проплавки их в печах.

#### 3.3.1. Получение сырых окатышей

Сырые окатыши формируются при окатывании тонкодисперсного железорудного материала, увлажненного до определенной степе-

ни. Тонкоизмельченный железорудный порошок относится к гидрофильным дисперсным системам, характеризующимся интенсивным взаимодействием с водой. В такой системе стремление к уменьшению энергии реализуется путем снижения величины поверхностного натяжения на границе раздела фаз (при взаимодействии с водой) и укрупнения частиц (в результате их сцепления). Можно считать, что в целом дисперсная система железорудный материал–вода обладает опрелеленным термодинамическим стремлением к окочкованию.

Процесс формирования гранул из увлажненного железорудного концентрата представляет собой совокупность различных явлений смачивания, капиллярного насыщения, осмоса, набухания, поверхностного диспергирования и др. Наиболее стройную систему формирования гранул разработал В. И. Коротич.

После критического анализа распространенной ранее теории о решающей роли капиллярных сил В. И. Коротич выявил в ней серьезные противоречия. Капиллярные силы могут проявляться лишь в трехфазных системах, т. е. между частицами материала наряду с водой должен находиться воздух. Эксперименты показали, что под действием динамических нагрузок избыток воды выжимается из образца, а частицы сблизжаются до расстояний, соизмеримых с толщиной пленок связанной воды. Таким образом, система становится двухфазной, капиллярные силы исчезают, а прочность сцепления частиц обуславливается молекулярными силами:

$$F = kS\rho[(1 - \epsilon)/\epsilon], \quad (3.1)$$

где  $F$  — силы сцепления;  $S$  — удельная поверхность дисперсного материала;  $\rho$  — плотность материала;  $\epsilon$  — пористость гранулы;  $k$  — коэффициент, учитывающий форму частиц, характер их укладки в образце, гидрофильность материала.

Ведущим фактором, определяющим прочность сцепления частичек во влажном состоянии, является удельная поверхность материала, которая тем больше, чем выше содержание наиболее мелких фракций. Однако величина суммарной поверхности частиц шихты и конечные показатели процесса производства обожженных окатышей имеют между собой сложные связи. Так, рост удельной поверхности вызывает рост оптимальной влажности концентрата (~1,25% на каждые дополнительные 100 см<sup>2</sup>/т), что приводит к снижению производительности обжиговых машин примерно на 1,2%. С одной стороны, более плотные сырые окатыши вызывают снижение скорости и конечной степени окисления, что отрицательно влияет на производительность обжиговых машин и качество обожженных окатышей.

С другой стороны, из переизмельченного концентрата получить прочный окатыш затруднительно, так как при этом невозможно достичь максимально возможной плотности. В связи с этим для каждого вида шихты существует оптимальная величина поверхности частиц (при нижнем уровне 1300–1500 см<sup>2</sup>/т).

Другим важным фактором, влияющим на окомкование, является содержание влаги в шихте, которое определяют экспериментально. Сырые окатыши должны обладать достаточной прочностью во избежание деформации и разрушения при их доставке к обжиговому агрегату, а также хорошей термостойкостью, т. е. способностью не разрушаться при обжиге. Для усиления этих свойств в шихту окатышей вводят связующие добавки (главным образом бентонит, а также его смесь с водой, известь, хлористый кальций, железный купорос, гуминовые вещества).

Наибольшее распространение в производстве нашел бентонит, который в количестве 0,5–1,5% вводят в шихту перед окомкованием. Бентонит — это глины, отличающиеся тонкой дисперсностью, ионообменной способностью, высокой степенью набухаемости при увлажнении, связностью, способностью постепенно выделять воду при нагреве. Бентонит в основном состоит из монтмориллонита  $(Al, Mg)_{2-3}(OH)_2(Si_4O_{10})^n \cdot nH_2O$  и близких к нему по составу минералов. Часть катионов кристаллической решетки способна замещаться ионами  $Ca^{2+}$  и  $Na^{2+}$ . При увлажнении бентонит интенсивно поглощает воду, увеличиваясь в объеме в 15–20 раз. Выбор бентонита обусловлен его способностью при увлажнении образовывать гели с чрезвычайно развитой удельной поверхностью (600–900 м<sup>2</sup>/г), которая примерно в 7 раз больше поверхности частиц других сортов глины. Бентонит увеличивает пористость сырых окатышей, что благоприятно сказывается на скорости удаления влаги во время сушки окатышей без снижения их прочности.

Из-за ограниченности запасов бентонита и удаленности его месторождений от мест потребления он является дорогим материалом, поэтому следует искать более распространенные и дешевые связующие материалы. На современных фабриках окомкования сырые окатыши получают в окомкователях барабанных, тарельчатых (или чашевых) типов. Барабанный окомкователь (рис. 3.49) представляет собой пиндиреский барабан с гладкой внутренней поверхностью, который устанавливают под углом к горизонту (до 8–9°), вращающийся на катках (частота вращения 7–11 мин<sup>-1</sup>). Зародыши окатышей при движении в барабане под действием силы тяжести и центробежной силы прижимаются к поверхности барабана. При этом на них накапливает-

ся слой концентрата мелкой фракции. Размеры промышенных барабанов достаточно велики: диаметр 3 м и более, длина до 14 м. Производительность таких агрегатов по сырым окатышам составляет более 90–100 т/ч. За барабаном устанавливают механический прохот, отсеивающий окатыши мелкой фракции (как правило, <6–8 мм). Иногда прохот совмещают с барабаном в его разгрузочной части. Мелкая фракция, или циркуляционная нагрузка, составляющая 150–400% (по отношению к тель

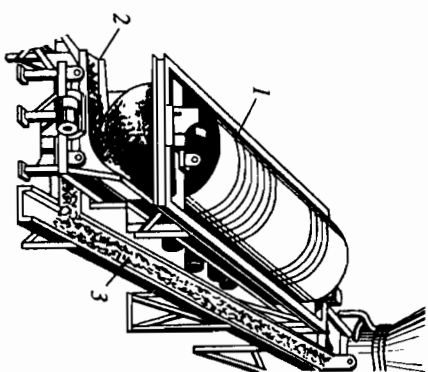


Рис. 3.49. Барабанный окомкователь  
1 — барабан; 2 — прохот для отсева мелочей от сырых окатышей; 3 — циркуляционная нагрузка

отверстие барабана. Использование циркуляционной нагрузки имеет большое значение для окомкования, так как в барабан подается большое количество зародышей (мелких окатышей), служащих центрами окомкования. Этим обеспечивается высокая стабильность работы барабанных окомкователей, что является их несомненным преимуществом.

Для равномерной загрузки материала из барабана в его разгрузочной части имеются специальные спиралевидные вырезы. Предотвращение внутренней поверхности барабана от абразивного воздействия комкующим материалом и обеспечение условий для его перекатывания осуществляются гарнисажем (футеровкой), т. е. защитным слоем из этого же материала. Нормальный ход окомкования обеспечивается при оптимальном слое гарнисажа. Обрушение гарнисажа приводит к повешенному выходу некондиционных фракций. Для контроля толщины гарнисажа предусмотрены специальные очистные устройства (ножи), которые, кроме того, служат для создания на поверхности гарнисажа определенной шероховатости, улучшающей качество окомкования.

Чашевые, или тарельчатые, окомкователи (рис. 3.50) представляют собой наклонно установленный (под углом 45–60°) диск с бортом. Исходная шихта, загружаемая во вращающуюся чашу, заклинивается между бортом и днищем и поднимается на некоторую высоту. Скатываясь по наклонному днищу, зародыши накапливают на себя слой тонкого концентрата, превращаясь в частицы шарообразной формы. Учитывая, что частицы больших размера и массы при вращении тар-

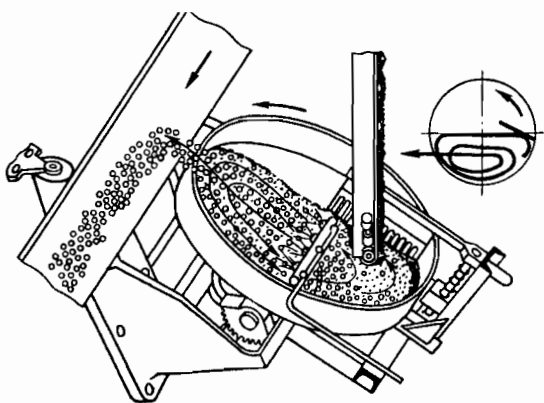


Рис. 3.50. Чашевый окомкователь

важное значение имеют сохранение качественного слоя гарнисажа, правильный выбор угла наклона, скорости вращения чаши и влажности материала.

Механическая прочность сырых окатышей должна быть достаточной, чтобы не произошло их разрушение при транспортировке к обжиговым агрегатам. До настоящего времени нет обоснованной методики определения величины сил сцепления в сыром окатыше. Обычно статические и динамические нагрузки моделируют испытаниями соответственно на раздавливание и сбрасывание.

Испытание на раздавливание проводят путем сжатия окатыша с целью определения усилия, при котором окатыши деформируются или разрушаются. Минимальное сопротивление раздавливанию одного окатыша должно составлять 45–55 Н для окатышей диаметром 25 мм и 9 Н для окатышей диаметром 9,5 мм.

При испытании на сбрасывание важно правильно выбрать высоту. В соответствии с реальными уровнями высот транспортеров при пелетизации сырые окатыши должны выдерживать без разрушения не менее 15 сбрасываний с высоты 300 мм. В США стандартная высота для испытаний на сбрасывание (5 раз) составляет 457 мм.

ли могут подниматься на большую высоту по борту, высота борта регулирует конечный размер сырых окатышей.

Диаметр тарелки современных промышленных грануляторов составляет 5–7 м. Их удельная производительность зависит от свойств шихты и достигает 90 т/ч. Тарельчатые грануляторы, уступая барабанным в производительности и стабильности, обеспечивают получение более равномерных по крупности окатышей, допускают возможность регулирования и оперативной перестройки режима работ. Для тарельчатых окомкователей, как и для барабанных,

### 3.3.2. Высокотемпературное упрочнение окатышей

*Агрегаты для обжига окатышей.* В настоящее время более 99% промышленных окатышей получают путем высокотемпературной обработки в обжиговых агрегатах. В производственных условиях используют три типа агрегатов: шахтные печи, конвейерные машины и комбинированные установки. В России для обжига применяют конвейерные машины.

Шахтные печи особенно широко применяли в начальный период развития производства окатышей. Печи работают по принципу противотока: горячие газы поднимаются сквозь столб опускающихся окатышей. Для горения используют жидкое или газообразное топливо, сжигаемое в выносных топках, расположенных по обжим стороне шахты печи. В верхней части печи происходит сушка, подогрев и обжиг окатышей, а в нижней — охлаждение окатышей холодным воздухом до 100–150 °С. Температура отходящих газов 150–200 °С.

Процесс обжига в противотоке отличается совершенством теплообмена, обеспечивающего высокую степень усвоения тепла, поэтому для шахтных печей характерен низкий расход тепла. При обжиге магнетитовых окатышей в небольших шведских шахтных печах расход тепла не превышает 380 МДж/т. В более крупных печах США и Канады расход тепла составляет 500–630 МДж/т окатышей.

Различные конструкций шахтных печей главным образом сводятся к способу использования воздуха после охлаждения окатышей. На рис. 3.51 приведена конструкция шахтных печей (фабрики «Эримайнинг» в США, в Мальберте в Швеции и др.).

Производство окатышей в шахтных печах характеризуется низкими эксплуатационными затратами. Исключается необходимость сложных в изготовлении и обслуживании высокотемпературных дымоходов. Однако максимальная годовая производительность печей этого типа не превышает 0,5 млн. т ввиду невозможности равномерного распределения газов в печах с большой площадью поперечного сечения. Кроме того, при произ-

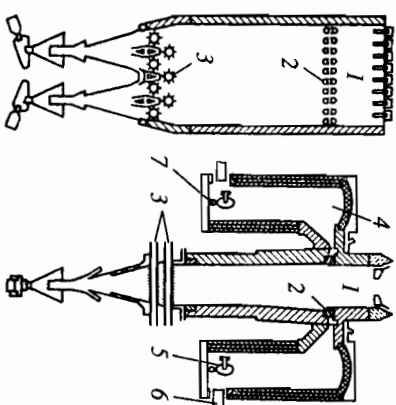


Рис. 3.51. Шахтная печь

1 — зона нагрева; 2 — зона охлаждения; 3 — кокс; 4 — кокс; 5 — кокс; 6 — труба; 7 — подвод воздуха



Таблица 3.5

Показатель	Характеристика конвейерных машин		
	Тип обжиговых машин		
	ОК-7-108	ОК-1-306	ОК-1-520
Площадь машины, м <sup>2</sup>	108	306	520
Площадь зоны, м <sup>2</sup> /%:			
сушки	20/18,5	63/20,6	104/20
подогрева	20/18,5	27/8,8	32/6,15
обжига	22/20,4	81/26,5	144/27,7
рекуперации	10/9,2	18/5,9	32/6,15
охлаждения	36/38,2	117,8/38,2	208/40
Длина, м	54	102	130
Ширина, м	2	3	4
Скорость движения тележек, м/мин	0,5–3,0	0,62–3,7	1,8–5,6
Высота слоя, мм:			
донной постели	70	100	100
бортовой постели	300	350	300
сырых окатышей	300	350	300
Производительность, т/(м <sup>2</sup> ·ч)	0,84	0,85	0,75
Расход электроэнергии, кВт/ч	59,4	56,9	62,0

Совершенствование системы газопотоков конвейерных обжиговых машин идет по пути сочетания продува и прососа теплоносителя через слой окатышей с максимальным использованием тепла газов, отходящих из зон обжига, рекуперации и охлаждения.

Наиболее дорогостоящей и тяжелой частью конвейерной машины являются обжиговые тележки (паллеты), составляющие 60–70% ее массы и изготовляемые из легированных жаропрочных сталей. Поэтому снижение массы паллет и увеличение срока их службы могут дать значительный экономический эффект. Стойкость паллеты лимитирует ее ширину, а следовательно, и площадь машины. Проблему стойкости паллет решают путем создания тележки с составным корпусом, разделенным по высоте на 2–3 части, и применения донной и бортовой постели из обожженных окатышей. Колосники обжиговых тележек выполняют из чугуна, углеродистых сталей (~2,3% С), высоколегированных хромоникелевых сталей (25–30% Cr и 3–15% Ni).

Современные обжиговые конвейерные машины имеют высокую производительность (3 млн. т/год и выше), позволяют регулировать режим обжига, приспособлены к производству различных видов окатышей из любых концентратов, отличаются простотой конструкции.

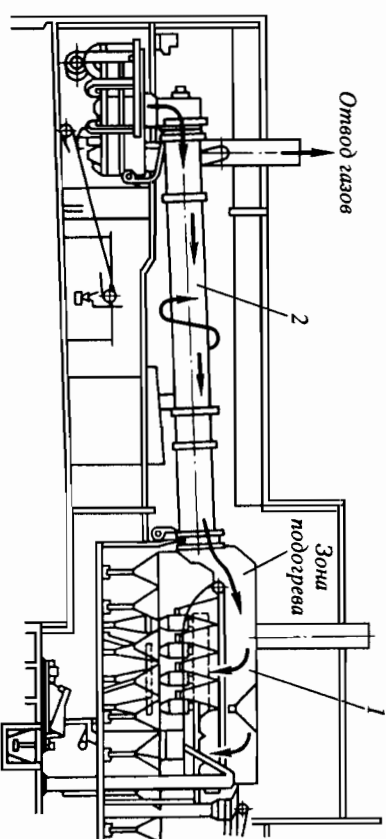


Рис. 3.54. Комбинированный агрегат колосниковая решетка — трубчатая печь  
1 — конвейерная машина; 2 — трубчатая печь

К недостаткам конвейерных машин следует отнести необходимость применения для изготовления тележек жаропрочных сталей и высокотемпературных дымососов, что усложняет обслуживание машин и повышает эксплуатационные расходы на получение окатышей. Конвейерные машины характеризуются также повышенным расходом тепла на процесс (850–1250 МДж/т и выше).

В 1960 г. на фабрике «Умболыт» (США) был применен для обжига комбинированный агрегат производительностью 0,8 млн. т окатышей в год (рис. 3.54): обогатительная конвейерная машина для сушки и подогрева окатышей и трубчатая вращающаяся печь для высокотемпературного обжига. Низкотемпературные процессы сушки и подогрева протекают на конвейерной машине, высокотемпературные — в футерованной огнеупорами печи. Газы, отходящие из трубчатой печи, просасываются сквозом слой окатышей на колосниковой решетке вначале в зоне подогрева, а затем в зоне сушки, поэтому расход тепла на процесс сравнительно невелик и составляет 650–920 МДж/т окатышей. Число высокотемпературных дымососов сокращается до 1–2 по сравнению с 3–4 на конвейерной машине. На установке можно поддерживать наиболее высокие температуры обжига.

Недостатками этого агрегата являются необходимость настилеобразования в трубчатой печи из-за местных явлений оплавления, применение низкого слоя окатышей на конвейерной машине, увеличение продолжительности обжига, повышенные требования к прочности подогретых окатышей. По такой схеме работает Полтавский ГОК (Украина).



На основании опытных данных можно сделать вывод, что показатели производства окатышей в трех типах применяемых обжиговых агрегатов близки. Суммарные эксплуатационные затраты отличаются на величину ~7%, что находится в пределах допустимой ошибки расчетов. Таким образом, при выборе того или иного типа обжиговой машины необходимо учитывать конкретные условия данного района (тип концентрата, цену электроэнергии и топлива, объем производства, качество окатышей, наличие опыта работы на той или иной установке и др.).

**Сушка окатышей.** Сырые окатыши, поступающие в обжиговые агрегаты, представляют собой образцы шарообразной формы различного диаметра. По силе сцепления и плотности окатыши эквивалентны брикетам, полученным при давлении прессования 50–100 МПа. Обжиг окатышей следует вести таким образом, чтобы, с одной стороны, не нарушалась их плотность, не происходило их разрушение по причине быстрого выделения газов, а с другой — не замедлить процесс, не снижать производительность установок.

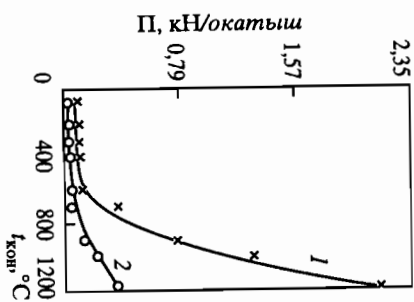
В процессе сушки окатышей возможны два вида разрушения: трещинообразование на поверхности окатышей и высокотемпературное взрывообразное разрушение с образованием мелочи, или «шока». Разрушение, определяемое развитием объемно-напряженного состояния выше предельного, зависит от величины возникающих при сушке градиентов влагосодержания и температуры.

Начало процесса сушки, характеризующееся удалением капиллярной воды, особенно опасно с точки зрения трещинообразования, потому что связность материала до соприкосновения оболочек адсорбционной воды обеспечивается главным образом капиллярными силами, которые сравнительно невелики, а интенсивность удаления влаги в этот период является максимальной.

В промышленных условиях в начальный период сушки разрушение окатышей проявляется в виде трещин, образующихся в окатышах средних и нижних слоев (при движении газа-теплоносителя сверху вниз). Трещины представляют собой локальные разрушения глубиной до 2 мм различной длины. Трещины резко снижают прочность готовых окатышей (рис. 3.55). Шоку, наблюдаемому в конечный период сушки, как правило, подвержены верхние ряды окатышей. Производственные потери в этом случае могут достигать 7%.

На разрушение окатышей при сушке оказывает влияние ряд технологических факторов. Окатыши устойчивы против трещинообразования и шока лишь при определенных для каждой шихты значениях влажности. Чем выше влажность шихты, тем ниже температура нача-

**Рис. 3.55.** Влияние конечной температуры термообработки на механическую прочность окатышей  
1 — обычных; 2 — с поверхностными трещинами



ла разрушения и выше разность температур трещинообразования и шока. В процессе слоевой сушки окатышей на конвейерной машине происходит перераспределение воды по высоте слоя, в результате которого в отдельных участках слоя окатышей наблюдается их перувлажнение. При этом ослабляется прочность взаимосвязи частиц, «размываются» контакты, уменьшается прочность структуры окатышей. Перувлажнение имеет место лишь в начале сушки.

**Процесс, происходящий при нагреве окатышей.** При нагреве окатышей протекает ряд процессов — разложение гидратов и карбонатов, окисление оксидов железа, твердофазные реакции и др.

**Разложение известняка.** При быстром нагреве (200–420 °C/мин) в нейтральной или окислительной атмосфере диоксид углерода начинает выделяться из окатышей при 800–850 °C, что связано с замедлением прогрева окатышей. При нагреве со скоростью 80 °C/мин температура разложения известняка снижается до 730–750 °C. Максимум скорости выделения диоксида углерода соответствует 1130–1170 °C при быстром нагреве и 950–970 °C при медленном нагреве. Общее время выделения  $\text{CO}_2$  составляет 5,5–9,0 мин в первом случае и 7–12 мин во втором.

При окислительном упрочняющем обжиге имеет место окисление магнетита до гематита, сопровождающееся заметным выделением тепла:



Скорость процесса зависит от удельной поверхности пор образцов и состава газовой фазы. Практика обжига показала, что в реальных условиях максимальная степень окисления окатышей соответствует температурному интервалу 900–1100 °C.

Важной причиной замедления окисления магнетита в окатышах являются размягчение и частичное оплавление окатышей (рис. 3.56).

Если при моделировании хода процесса окисления шара из магнетита считать, что лимитирующей стадией является диффузия, то кинетическое уравнение окисления по Эдлсрейму имеет вид

$$\begin{aligned} & 1/2[1 - (r^2/R^2)] - 1/3[1 - (r^3/R^3)] = \\ & = 12,861D(c_o - c_p)\tau/\rho g_{FeO}R^2, \end{aligned} \quad (3.3)$$

где  $c_o$  и  $c_p$  — действительная и равновесная концентрация кислорода в газе для диссоциации гематита;  $R$  и  $r$  — радиусы окатыша и его неокисленной зоны;  $\rho$  — плотность окатыша;  $g_{FeO}$  — начальное содержание оксида железа в окатыше;  $D$  — приведенный коэффициент диффузии кислорода;  $\tau$  — время; 12,861 — произведение плотности кислорода (1,429) на стехиометрический расходный коэффициент реакции окисления магнетита (9).

Последнее уравнение преобразуется следующим образом:

$$1/2[1 - (1 - Y)^{2/3}] - 1/3Y = 12,861D(c_o - c_p)\tau/\rho g_{FeO}R^2, \quad (3.4)$$

где  $Y = 1 - \left( \frac{g_{Fe}^T}{g_{Fe}} \right) \left( \frac{g_{FeO}}{g_{FeO}^T} \right)$ ,  $g_{FeO}^T$  и  $g_{Fe}^T$  — содержание соответственно монооксида железа и железа в окатышах в момент времени  $\tau$ ,  $g_{Fe}$  — начальное содержание железа в окатышах.

Затем экспериментально определяют величину  $D$ , которая для различных окатышей составляет  $(0,5-3,2) \cdot 10^{-6}$  м<sup>2</sup>/с. Максимальное значение коэффициента диффузии при 1200 °С соответствует предельно высокой температуре, предшествующей размягчению и началу оплавления окатышей. При дальнейшем повышении температуры степень окисления магнетита снижается, что связывают с диссоциацией гематита. Упругость диссоциации гематита связана с температурой зависимости

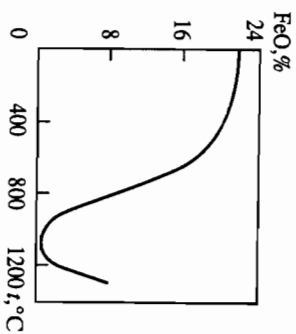


Рис. 3.56. Зависимость степени окисления окатышей (содержания FeO) от температуры обжига

Затем экспериментально определяют величину  $D$ , которая для различных окатышей составляет  $(0,5-3,2) \cdot 10^{-6}$  м<sup>2</sup>/с. Максимальное значение коэффициента диффузии при 1200 °С соответствует предельно высокой температуре, предшествующей размягчению и началу оплавления окатышей. При дальнейшем повышении температуры степень окисления магнетита снижается, что связывают с диссоциацией гематита. Упругость диссоциации гематита связана с температурой зависимости

$$\lg P_{O_2} = (-30\ 800/T) + 17,9^* \quad (3.5)$$

При 10–15%  $O_2$  в газе-теплоносителе температура диссоциации гематита составит 1360–1370 °С.

Твердофазные реакции при обжиге окатышей приобретают заметное развитие. При окислительном обжиге неокислованных окатышей из магнетитовых концентратов ведущую роль играет реакция между  $Fe_3O_4$  и  $SiO_2$  с образованием силикатов железа. Степень протекания этой реакции зависит от скорости окисления магнетита, так как гематит и кварц не реагируют. При обжиге окислованных окатышей в реакции участвуют  $Fe_3O_4$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $CaO$ ,  $MgO$  и  $SiO_2$ , причем значение приобретает реакция образования ферритов кальция. Образующиеся соединения (силикаты железа и кальция, ферриты кальция и др.) являются легкоплавкими. Поскольку при обжиге окислованных окатышей количество легкоплавких соединений больше, температура обжига окатышей не должна быть чрезмерно высокой. Иначе развиваются процессы оплавления окатышей, сплавления их в прочные гряды и конгломераты, охлаждение и съем которых с обжиговых устройств, а также транспортировка и проплавка значительно затрудняются.

Снижение температуры обжига приводит к падению прочности окатышей и появлению в структуре окатышей свободной извести, гидратация которой при хранении окатышей на воздухе сопровождается их разрушением. В связи с этим интервал температур обжига окислованных окатышей меньше, чем для неокислованных.

К технологии обжига окислованных известняком окатышей предъявляют ряд повышенных требований: тонкий помол известняка (для более полного усвоения извести), улучшенное качество смешения шихты, небольшой интервал температур обжига. Однако добавка флюса к шихте приводит к улучшению качества окатышей, особенно прочности при хранении и восстановлении.

**Механизм и кинетика упрочнения железорудных окатышей.** В работе Ю.С. Юсфина было показано, что упрочнение окатышей является условленным вариантом процесса спекания дисперсных частиц. В отличие от спекания «класических» порошковых шихт обжиг окатышей имеет ряд особенностей, важнейшими из которых являются протекание в ходе обжига химических реакций, многокомпонентный со-

\* Парциальные давления здесь и далее даны в обычной для термодинамики безразмерной шкале, т. е. отнесены к стандартному давлению ( $P = 0,1013$  МПа); в такой форме они численно совпадают с выраженными в атмосферах.

став шихты, выделение значительного количества газов, малая прочность и долговечность процесса. Шихта для обжига окатышей представляется частицами очень малого размера, следовательно, обладает большой избыточной поверхностью энергии. Спекание является сложным самопроизвольным процессом приближения дисперсной системы (в данном случае окатыша) к равновесию. К причинам отклонения от равновесия, кроме избыточной поверхностью энергии, относятся наличие макродефектов (пор), концентрационной неоднородности, микродефектов кристаллической решетки и др. Многообразием дефектов в системе объясняется и отсутствие единого механизма их заживания.

При обжиге окатышей высокотемпературное спекание частиц в прочную гранулу может проходить в двух режимах: с отсутствием жидкой фазы (твердофазное спекание) и при наличии некоторого количества расплава (жидкофазное спекание). Температурная граница, разделяющая области твердофазного и жидкофазного спекания, зависит от окислительно-восстановительного потенциала газовой фазы, от количества и состава пустой породы. Для окисленных окатышей температурная граница колеблется в интервале 1150–1250 °С.

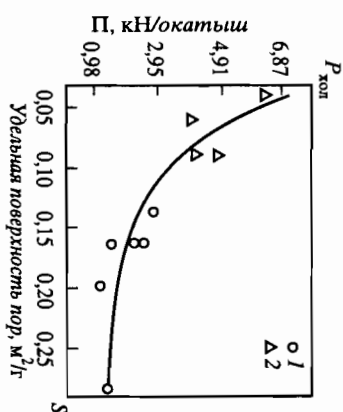
Объективным критерием протекания спекания частиц и упрочнения окатышей является длина контактов частиц шихты в окатыше, которая выражается в суммарной (или удельной) поверхности пор в окатыше и определяет его прочность. Протяженность границ тем больше, чем меньше поверхность пор и меньше размер зерна. Поэтому ранее предложенная трактовка упрочнения окатышей как результата рекристаллизации (роста размера) зерен окислов железа является ошибочной. Зависимость прочностных свойств окатышей (офлюсованных и неофлюсованных) из лебединского концентрата от удельной поверхности пор, замеренной методом ртутной порометрии (рис. 3.57), имеет вид

$$P_{\text{хол}} = Ae^{-bS}, \quad (3.6)$$

где  $P_{\text{хол}}$  — холодная прочность, Н/окатыш;  $S$  — удельная поверхность пор, м<sup>2</sup>/г;  $A$  и  $b$  — коэффициенты.

На первой стадии спекания упрочнение протекает с уменьшением суммарного объема пор, поэтому для малого времени процесса (до 15–20 мин) изменение объемной пористости является характеристическим параметром упрочнения окатышей. На заключительных стадиях спекания объем пор может не изменяться при исчезновении мелких и росте размера крупных пор (процесс коалесценции). Поверхность пор при этом продолжает снижаться. В режиме твердофазного спекания обычно упрочняются окатыши нижних слоев конвей-

Рис. 3.57. Зависимость холодной прочности от удельной поверхности пор в окатышах  
1 — неофлюсованных; 2 — офлюсованных



ерной машины, а также неофлюсованные окатыши из богатых концентратов с низким (менее 2–3%) содержанием пустой породы. Твердофазное спекание окислов железа начинается проявляться при 800–900 °С. При этом активно спекаются как гематит, так и магнетит. Кинетические закономерности твердофазного спекания обычно изучают, измеряя усадку окатышей в процессе обжига. В первом приближении усадка (изменение объемной пористости окатышей) может быть выражена функцией времени и температуры следующего вида:

$$\Delta l/l_0 = (kt)^n, \quad k = k_0 e^{-E/RT}, \quad (3.7)$$

где  $\Delta l$  — линейная усадка;  $l_0$  — начальный размер образца (диаметр окатыша);  $t$  — время упрочнения;  $T$  — температура обжига;  $E$  — кажущаяся энергия активации упрочнения;  $k$  — константа скорости упрочнения;  $k_0$  — предэкспоненциальный множитель;  $n$  — показатель, зависящий от преимущественного механизма упрочнения.

Спекание магнетита связано с диффузионным механизмом ( $n \sim 0,4-0,5$ ), спекание гематита протекает иным путем ( $n \sim 0,1-0,2$ ). Добавки, реагирующие с оксидами железа с образованием химических соединений (феррита, силиката) или твердых растворов, могут ускорить упрочнение. Так, добавление оксидов кальция, магния или ферритов кальция к гематиту несколько повышает величину  $n$ . Максимальная прочность окатышей, упрочненных в режиме твердофазного спекания, соответствует смеси 5–8% оксидов кальция или магния и 92–95% оксидов железа. Добавки инертных веществ (например, добавки кварца к гематиту) замедляют упрочнение.

Скорости твердофазного упрочнения сравнительно низки. За реальное время обжига окатыши, изготовленные из концентратов, содержащих более 3% пустой породы, не успевают получить высокую «холодную» (т. е. при транспортировке и хранении) и «горячую» (т. е. при восстановительно-тепловой обработке) прочность.

Образование некоторого количества жидкости (жидкофазное спекание) должно существенно интенсифицировать процесс упрочнения окатышей. Это положение выполняется при условии высокой жидкоподвижности расплава и хорошей смачиваемости им твердой составляющей. Особенно эффективно должны воздействовать на упрочнение первые порции расплава. Заполняя поры и промежутки между частицами шихты, расплав играет роль клея, скрепляющего частицы, и роль смазки, позволяющей частицам передвигаться относительно друг друга. Все это приводит к резкому увеличению межзеренных границ, а следовательно, и к быстрому росту прочности окатышей. Предпочтительным критерием жидкофазного спекания является константа эффективной скорости пропитки расплавом пористого тела

$$K_{\text{пр}}^{\text{эф}} = K_{\text{пр}} / K' S; \quad (3.8)$$

$$K_{\text{пр}} = r \sigma \cos \theta / 2\eta; \quad l^2 = K_{\text{пр}} \tau, \quad (3.9)$$

где  $r$  — средний радиус пор в окатыше;  $l$  — величина перемещения расплава в поре;  $\eta$  — вязкость расплава;  $\sigma$  — поверхностное натяжение расплава;  $\theta$  — угол смачивания расплавом твердого тела;  $S$  — поверхность пор в окатыше;  $K'$  — степень «доступности» пор.

При преимущественном развитии жидкофазного спекания величина  $K_{\text{пр}}^{\text{эф}}$ , определенная исходя из свойств расплава, должна соответствовать величине  $K$ , определяемой по усадке образцов, что было подтверждено экспериментально.

Однако образование чрезмерного количества жидкости влияет на упрочнение отрицательно. В окатышах появляются крупные выделения застывшего расплава — шлаковой связки (так называемых «озер», обычно наблюдаемых в структуре агломерата), низкая прочность которых начинает ограничивать прочность окатыша в целом.

Поскольку источником расплава является пустая порода, следует предполагать экспрессивную зависимость прочности окатышей от количества пустой породы. Такая связь доказана на примере обжига окатышей из лебединского концентрата (рис. 3.58). Оптимальное с точки зрения прочности окатышей содержание пустой породы колеблется в зависимости от типа концентрата для неофлюсованных окатышей в интервале 4–10% и связано также с режимом обжига окатышей.

Таким образом, глубину обогащения железных руд для доменной плавки должны определять не только стоимость обогащения и влиянием снижения выхода шлака в доменном процессе, но и изменени-

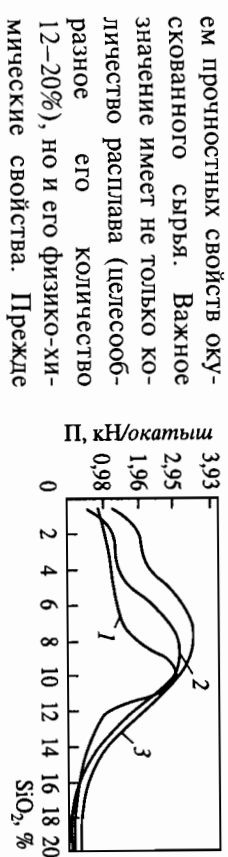


Рис. 3.58. Зависимость прочности обожженных неофлюсованных окатышей из лебединского концентрата от содержания в них кремнезема: продолжительность обжига на воздухе 20 мин при температуре, °С: 1 — 1200; 2 — 1250; 3 — 1300

от основности окатышей. Увеличение основности окатышей сопровождается увеличением основности связки, но до определенного предела (0,8–0,9). Начиная с основности окатышей 1,0 состав связки стабилизируется и в структуре окатышей появляется эвтектика из ферритов и силикатов кальция. Синтез искусственной связки позволил определить некоторые ее свойства в жидком состоянии. Так, выяснено, что в температурном интервале обжига окатышей (1250–1300 °С) связка обладает высокой вязкостью (70–180 П) и лишь при температуре обжига выше 1320 °С снижается до 50 П. Расплав также плохо смачивает поверхность железорудного концентрата. Основной причиной столь неблагоприятных свойств расплава является его гетерогенность, поэтому имеет смысл добавлять к шихте для производства окатышей компоненты, которые при небольшом их расходе резко улучшили бы свойства расплава. Это в значительной степени влияет на рост производительности обжигочных машин и улучшение качества окатышей.

*Поведение вредных примесей.* В обычных условиях окислительного упрочняющего обжига большинство вредных примесей (кроме серы), фосфор, мышьяк, цинк и др. из окатышей не удаляется. При получении неофлюсованных окатышей из сернистых концентратов, в которых сера находится в виде сульфидов железа, степень ее удаления составляет 95–99%.

Окислительная атмосфера обжига обеспечивает высокую степень окисления серы, перевода ее в газовую фазу в виде  $\text{SO}_2$  и удаления из шихты. Однако в присутствии известняка степень десульфурации значительно снижается. Отмечено, что  $\text{SO}_2$  и газообразная сера могут поглощаться оксидами железа, кальция, магния, ферритами и силикатами кальция. Таким образом, задача удаления серы при обжиге

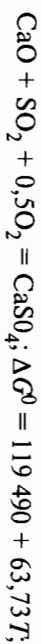
окатышей связана с условиями образования и разложения сульфатов (главным образом сульфата кальция).

Термодинамическим анализом найдено, что  $\text{CaO}$  в различном виде может поглощать  $\text{SO}_2$  уже при 400–800 °С.

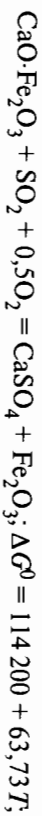


$$\Delta G^\circ = -77\,000 + 26,03T;$$

$$\lg K_p = (-16\,850/T) + 5,68; \quad (3.10)$$



$$\lg K_p = (26\,120/T) + 13,93; \quad (3.11)$$



$$\lg K_p = (2500/T) + 13,93. \quad (3.12)$$

Таким образом, при обжиге офлюсованных окатышей возможно образование некоторого количества сульфата кальция и конечная степень десульфурации зависит от разложения этого сульфата, который является устойчивым соединением. При 1360 °С за 20 мин разлагается лишь половина сульфата, причем при 1100–1300 °С в отсутствие оксидов железа, кремния и алюминия сульфат кальция не разлагается совсем.

На содержание серы в окатышах влияют температурный режим обжига и особенно скорость нагрева и конечная температура обжига. При медленном нагреве условия усвоения газообразной серы известняком улучшаются и к моменту достижения температуры обжига вся сера находится в виде сульфата кальция. Разложение сульфата кальция интенсифицируется с повышением температуры. Так, доведение температуры обжига офлюсованных доломитом окатышей ССГОКа от 1200 до 1300 °С привело к снижению содержания серы в них с 0,08 до 0,02%. Однако повышение температуры обжига может и не привести к увеличению степени десульфурации, если образуется оплавленная структура окатыша со значительным развитием процесса образования жидких и размягченных фаз. При этом перенос реагентов затрудняется, что и обуславливает снижение скорости десульфурации. Таким образом, следует ожидать экстремального вида зависимости содержания серы в окатышах от температуры обжига, причем положение максимума определяется химическим составом окатышей.

Удаление серы в большей степени зависит от основности окатышей. Для окатышей ССГОКа изменение основности ( $\text{CaO} + \text{MgO}$ ):

$\text{SiO}_2$  от 0,51 до 1,56 привело к увеличению содержания серы с 0,02 до 0,063%.

Замена известняка в окатышах доломитом или доломитизированным известняком приводит к значительному снижению содержания серы в окатышах, так как сульфат магния как менее прочное, чем сульфат кальция, соединение начинает разлагаться на 100–150 °С раньше, обеспечивая более полное протекание процесса удаления серы.

Десульфурация зависит также и от других причин. Ее полноте способствуют большее время обжига, мелкий помол кусков известняка, уменьшение размеров окатышей и др. Кроме того, имеет значение состав газовой среды. По мере увеличения содержания кислорода в газе окисление сульфидов протекает интенсивнее. Разложение сульфатов, наоборот, при этом замедляется.

*Технологика обжига окатышей.* При термической обработке окатыши последовательно подвергаются сушке, подгреву, обжигу, рекуперации и охлаждению.

Типичное распределение температур по высоте слоя окатышей показано на рис. 3.59. Сушат окатыши газом-теплоносителем, нагретым до 300–500 °С из соображений термостойкости окатышей. Подогретые окатыши подгревают при температуре газа 800–1200 °С. Температура в зоне подгрева определяет скорость нагрева окатышей до температуры обжига, которая в свою очередь существенно влияет на параметры упрочнения и конечные свойства окатышей. Окислительный обжиг ведут при 1200–1350 °С. Время обжига для конвейерных машин составляет 7–12 мин. На зону обжига окатышей приходится 75–85% общего расхода тепла.

Для обеспечения нормального технологического режима в зоне сушки необходимо удалить не менее 90% влаги окатышей. При низкой температуре газа-теплоносителя нижние слои окатышей (или верхние

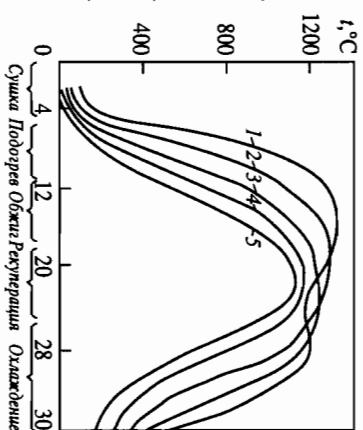


Рис. 3.59. Распределение температуры для элементов слоя

1 — над слоем; 2–4 — верх, середина, низ; 5 — граница слой — постель окатышей при обжиге на конвейерной машине



при подаче газа снизу) переувлажняются. Поскольку окатыши не прогреваются до полного удаления влаги, в зону подгрева они поступают холодными. При этом либо нарушается режим обработки, либо разрушаются окатыши. Наоборот, хорошо высушенный и прогретый слой окатышей позволяет ускорить процесс обжига.

На обжиговых машинах конвейерного типа, распространенных в России, прогрев слоя завершается в зоне рекуперации, где через слой окатышей просасывается нагретый воздух (300–800 °С), поступающий из зоны охлаждения. Прогрев холодных зон слоя происходит в этом случае в результате переноса тепла воздуха из нагретых зон. Эффективность теплопереноса зависит от энthalпии слоя окатышей и удельного расхода воздуха через слой.

Основной производственной характеристикой экономичности процесса обжига окатышей служит расход теплоносителя — природного газа. Для расчета его расхода составляют уравнения теплового баланса процесса (кДж/кг сухих окатышей).

#### Приход тепла

1. Горение природного газа:  $Q_1 = V_{н.г.} Q_{н.г.}^0,001$ .

2. Тепло рециркуляционных потоков, идущих на горение газа:

$$Q_2 = V_p^r C_p^r t_p^r, 0,001.$$

3. Тепло рециркуляционных потоков, используемых в слое:

$$Q_3 = V_p^r C_p^r t_p^r, 0,001.$$

4. Тепло окисления магнетита:

$$2Fe_3O_4 + \frac{1}{2}O_2 = 3Fe_2O_3 + 231 \text{ МДж или } 1600 \text{ кДж/кг } FeO;$$

$$Q_4 = 16 [FeO]^н.$$

#### Расход тепла

1. Нагрев окатышей до температуры обжига:  $Q'_1 = C_p^t t_{обж}^t$ .

2. Испарение воды:  $Q'_2 = q_n W = [2487 + 1,95 (t_n - t_n^0)] W$ .

3. Разложение карбонатов:  $Q'_3 = 31,84 [CaO]^н$ .

4. Тепло отходящих газов:  $Q'_4 = V_{гх}^r C_{гх}^r t_{гх}^r, 0,001$ .

5. Тепловые потери в горнах и через кладку. Оцениваются пирометрическим коэффициентом  $\mu = 0,86$  (по практическим данным).

Здесь  $V_{н.г.}^r, V_p^r, V_{гх}^r$  — расход природного газа, рециркуляционного воздуха, идущего на горение; рециркуляционных потоков, используемых в слое, дымовых газов, м<sup>3</sup>/т сухих окатышей;  $t_p^r, t_p^c, t_{гх}^r$  — соот-

ветственно их температуры;  $C_p^r, C_p^c, C_{гх}^r$  — соответственно их теплоемкости;  $t_{обж}^t, t_n^r$  и  $t_n^c$  — соответственно температуры в зоне обжига, испарения воды, начальная температура окатышей;  $W$  — количество влаги, кг/кг;  $[FeO]^н, [CaO]^н$  — начальные содержания FeO и CaO в сухих окатышах, %;  $Q_p^r$  — теплота сгорания газа, кДж/м<sup>3</sup>.

Тогда расход газа-теплоносителя, м<sup>3</sup>/т годных обожженных окатышей:

$$V = \frac{[1000(C_p^t t_{обж}^t + q_n W + 31,84 [CaO]^н - 16 [FeO]^н) + V_{гх}^r C_{гх}^r t_{гх}^r] - [V_p^r C_p^r t_p^r + V_p^c C_p^c t_p^c]}{\mu Q_p^r k_1 k_2}, \quad (3.13)$$

где  $k_1$  и  $k_2$  — коэффициенты, учитывающие выход обожженных окатышей из сухих и годных из обожженных.

При составлении теплового баланса приняты следующие допущения: полное окисление магнетита, в качестве карбоната используют CaCO<sub>3</sub>; пренебрегли теплом твердофазных реакций, окисления серы, удаления гидратной воды, диссоциации гематита, плавления легкоплавких соединений.

### 3.3.3. Получение окатышей безобжиговым путем

Основные эксплуатационные и капитальные затраты на производство окатышей связаны со стадией обжига, поэтому в различных странах ведут поиски метода упрочнения окатышей без их высокотемпературной обработки. В настоящее время опробованы два варианта безобжигового получения окатышей.

**Автоклавный метод.** В черной металлургии этот метод опробован в Воронежском государственном университете. Упрочнение происходит в результате образования связи цементационного типа, представляющей собой гель, состоящий из оксидов кальция, магния, кремния и частично железа. Связка образуется при взаимодействии извести, добавляемой к концентрату, с кремнеземом. Преобладающими минералами связи являются гидросиликаты кальция. Взаимодействие извести с кремнеземом происходит в результате 2–5-часовой выдержки в автоклаве при 180–200 °С и давлении пара 1–1,5 МПа. Не-

обходимы тщательное перемешивание шихты, а также перевод извести в шихте непосредственно перед окомкованием в гипроксид кальция (во избежание разрушения окатышей при паротепловой обработке). Для этого целесообразно силосование шихты в течение нескольких часов. Применение автоклавированных окатышей, видимо, более перспективно в сталеплавильном и ферросплавном производстве, так как окатыши обладают невысокой прочностью при восстановлении. Недостатками метода являются также невысокая производительность и периодичность процесса.

*Производство окатышей на цементной связке.* В качестве связки используют порландцементный клинкер. Упрочнение окатышей происходит в результате реакций гидратации основных клинкерных минералов — алита ( $\text{Ca}_3\text{SiO}_5$ ), пятиякциевого триалюмината ( $\text{Ca}_5\text{Al}_6\text{O}_{14}$ ), тетраакциевого алумоферрита ( $\text{Ca}_4\text{Fe}_2\text{Al}_2\text{O}_{10}$ ) и др., при этом в окатышах образуется связка сложного состава, подобная получаемой при автоклавной обработке.

Основным недостатком способа является большая суммарная продолжительность процесса упрочнения (21–28 сут). Нормальному течению процесса препятствует также слипание окатышей, что требует создания «буферного» слоя концентрата и усложнения схемы. Перспективы получения окатышей безобжиговым путем до настоящего времени не являются ясными ввиду отсутствия надежных промышленных технико-экономических данных их производства и проплавки.

### 3.3.4. Металлургические свойства окатышей

*Прочность окатышей.* Обоженные окатыши должны сохранять свою прочность от момента схода с обжиговой машины до загрузки в доменную печь. Для окатышей важна не только нагрузка, при которой происходит их разрушение, но и крупность получаемых кусков. В частности, в доменную печь желательно загружать куски <3–5 мм.

Прочность окатышей обычно оценивается двумя показателями: прочностью при испытании на раздавливание (Н/окатыш) и выходом мелкой фракции (0,5–0,6 мм) после испытания на истирание в барабане (гладком или с двумя-тремя полами). Первое испытание дает большой разброс значений (среднеквадратичное отклонение равно половине средней величины), поэтому для испытания следует отбирать не менее 40–50 образцов. Ниже приведены некоторые требуемые (по экспертной оценке специалистов) и фактические показатели качества окатышей (в числителе — необходимые для успешной доменной плавки; в знаменателе — достигнутые на ГОКах):

Прочность на сжатие, кН/окатыш .....	>2,5/>1,5–2,0
Выход фракции, %:	
>5 мм после испытания на барабане .....	>95/>93
<0,5 мм после этого же испытания .....	<3/<5
>5 мм после восстановления .....	>80/>70
<0,5 мм после этого же испытания .....	<5/<10.

На прочностные свойства окатышей влияет ряд технологических факторов. Из них основным является *температура обжига*, которая в значительной степени интенсифицирует процесс спекания, благоприятно влияя на свойства расплава, образующегося при обжиге. Температурная зависимость прочности имеет экстремальный характер. При превышении температурного оптимума (не одинакового для различных окатышей) наблюдается некоторое снижение прочности. Причинами этого явления считают диссоциацию гематита с образованием неоднородной структуры окатышей, а также образование чрезмерного количества расплава.

Определенную роль в упрочнении играет и *время* пребывания окатышей при температуре обжига. Наиболее интенсивно упрочнение протекает в первые 5–20 мин. Затем этот процесс замедляется и возможно даже некоторое снижение прочности окатышей, что объясняется рекристаллизацией зерен оксидов железа, приводящей к уменьшению протяженности межзеренных границ.

На прочность окатышей влияет *ход процесса окисления* оксидов железа. Установлено, что при окислении оксидов железа скорость упрочнения магнетита снижается, свидетельствуя об уменьшении скорости спекания и упрочнения образцов. Таким образом, целесообразно разделить процессы окисления и спекания, проводя низкотемпературное окисление (при 900–1000 °С). Для этого необходимо поддерживать небольшой скоростью подгрева окатышей (80–120 °С/мин). Однако между прочностью окатышей и степенью их окисления нет определенной зависимости. При протекании окисления во всем объеме окатышей могут быть получены прочные окатыши при некотором остаточном (в центре зерен) количестве магнетита, расположенном по всему объему окатыша. При высокотемпературном окислении конечная структура окатышей характеризуется наличием двух зон — периферийной гематитовой и центральной магнетитовой. Как правило, зоны разделены концентрической трещиной, обусловленной плохой припеккостью гематита и магнетита и являющейся очагом разрушения окатыша. Таким образом, более явной оказывается взаимосвязь прочности окатышей и однородности их структуры. Так, для окатышей ЦГОКа (Украина) эта взаимосвязь в

интервале прочности 2–5 кН/окатыш подчиняется эмпирическому уравнению

$$P_{\text{хол}} = P_0 + aK, \quad (3.14)$$

где  $P_{\text{хол}}$  — прочность окатышей, Н/окатыш;  $K$  — степень однородности структуры (отношение объема окисленной периферии к объему окатыша), %;  $P_0$  и  $a$  — коэффициенты.

Воздействие на прочностные свойства окатышей оказывает и *скорость охлаждения*. При высоких скоростях охлаждения (более 100–150 °С/мин) прочность окатышей снижается, что обусловлено развитием термических напряжений.

На прочность окатышей влияют *количество и состав пустой породы*, от которых зависят количество и свойства расплава, образующегося при обжиге окатышей. Влияние количества пустой породы на прочность нефлюсованных окатышей экстремальное (см. рис. 3.58). Влияние состава на прочность офлюсованных окатышей более сложное: степень офлюсования окатышей должна значительно влиять на прочность окатышей при малом количестве пустой породы, т. е. при обжиге окатышей из богатых железорудных концентратов. Это экспериментально подтверждено для окатышей из различных концентратов. Экстремальная зависимость прочности окатышей от количества пустой породы в концентрате характеризуется тем, что максимум прочности при снижении количества кремнезема в исходном концентрате сдвигается в сторону больших основностей. Таким образом, при выборе режима обжига следует иметь в виду взаимосвязь трех переменных: прочности окатышей, содержания железа в исходном концентрате и основности шихты.

Для удобства эту зависимость выражают в виде линий одинаковых прочностей — изофим (от лат. *fim* — прочный). Пример подобной диаграммы приведен на рис. 3.60. Для требуемой прочности определяют основность окатышей. Например, для получения окатышей из лебединского концентрата (5%  $\text{SiO}_2$ ) прочностью 4 кН/окатыш необходимо основность 1,2–1,3. Целесообразно строить диаграмму изофим для каждого железорудного концентрата, используемого для производства окатышей.

В последнее время в качестве флюса иногда используют доломит, что благотворно влияет на удаление серы при обжиге. Кроме того, в окатышах, офлюсованных доломитом, резко снижается количество свободной извести, которая может привести к разрушению окатышей при гидратации. Замена известняка доломитом приводит к уменьшению количества расплава, т. е. дает возможность поднять температуру

обжига. Использование магнезита приводит также к снижению содержания гематита, а следовательно, и к увеличению горючей прочности окатышей. Однако уменьшение общего количества образующегося расплава обуславливает рост пористости окатышей, уменьшение протяженности межзеренных границ и некоторое снижение холодной прочности окатышей по сравнению с окатышами, офлюсованными известью.

На прочность окатышей влияет также *размер частиц компонентов шихты*: чем мельче частицы, тем быстрее спекаются зерна.

$$t_2 = \left( \frac{R_2}{R_1} \right)^{\gamma} t_1, \quad (3.15)$$

где  $t_1$  и  $t_2$  — время, необходимое для спекания частиц соответственно размером  $R_1$  и  $R_2$ ;  $\gamma$  — показатель, зависящий от механизма спекания. Для объемной диффузии  $\gamma = 3$ . Увеличение размера исходной частицы концентрата в 2 раза сопровождается, согласно механизму объемной диффузии, увеличением времени обжига для достижения прежней прочности в 8 раз.

Специфика испытаний окатышей на прочность требует учета размера окатышей. На рис. 3.61 приведена эта зависимость на примере окатышей ССГОКа. Чем меньше размер окатышей, тем быстрее завершаются процессы упрочнения, поэтому прочность мелких окатышей должна быть выше по сравнению с крупными. Однако чем крупнее окатыш, тем на большую площадь распространяется раздавливающее усилие, следовательно, тем меньшую удельную нагрузку испытывает окатыш. Этим объясняют кажущийся рост прочности при увеличении диаметра окатышей, обожженных в одинаковых условиях, с 7 до 14 мм. Более крупные окатыши не выдерживают и сниженной удельной нагрузки; прочность их низка, так как процессы спекания в них не завершены. Поскольку прочность окатышей является структурно чувствительным свойством, она зависит от *показателей структуры*, а именно от суммарной длины и совершенства контактов частиц, количества связи, типа и размеров ее выделений, пористости,

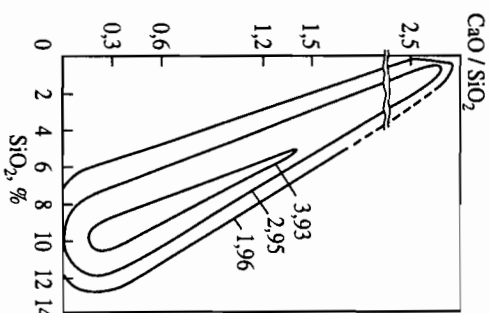


Рис. 3.60. Диаграмма состав — прочность окатышей (цифры у кривых — прочность, кН/окатыш)

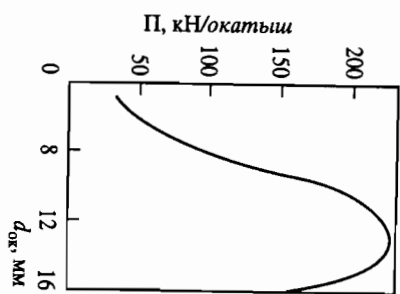


Рис. 3.61. Зависимость прочности окатышей ССГОКа (Казахстан) от диаметра  $d_{ок}$

среднего размера и степени округлости пор, размера зерен и др. Одним из наиболее важных показателей является удельная поверхность пор, характеризующая степень законченности процесса спекания.

По данным микроскопического анализа, средние величины некоторых параметров структуры окатышей Лебединского ГОКа прочностью 1440 (числитель) и 6000 Н/окатыш (знаменатель) приведены ниже:

Средний размер пор, мкм	50/70
Расстояние между порами, мкм	62/88
Размер выделений связи, мкм	11/16
Объемное содержание связи, %	12/15,5

**Прочность окатышей при восстановлении.** При восстановлении прочность железорудных окатышей существенно снижается. Например, в доменных печах ММК проплавились офлюсованные окатыши ССГОКа средней исходной прочностью 2 кН/окатыш. Прочность окатышей, извлеченных из верхней части шахты, составляла 470–850 Н/окатыш. На середине высоты шахты прочность снизилась до 240–325 Н/окатыш. Резкое разрушение окатышей при восстановлении может привести к их разрушению в печи, образованию мелочи с уменьшением газопроницаемости столба шихты и увеличением выноса пыли из печи.

До настоящего времени нет единой методики определения прочности окатышей при их восстановлении. Наиболее простой метод сводится к определению раздавливающего усилия на восстановленный до определенной степени горячий или охлажденный окатыш и оценке выхода мелочи после разрушения.

По методу Линдера, 500 г окатышей и 200 г кокса крупностью 10–12 мм помещают в трубу из нержавеющей стали (внутренний диа-

метр 140, длина 650 мм), вращающуюся с частотой 9–9,5 мин<sup>-1</sup>. Время испытания 5 ч; расход газа 15 л/мин. В первые 2 ч (кроме азота) газ содержит первые 30% СО и 10% СО<sub>2</sub>; следующие 2 ч 35% СО и 5% СО<sub>2</sub> и, наконец, в последний час 38% СО и 2% СО<sub>2</sub>. Нагрев материалов ведут со скоростью 350 °С/ч в температурном интервале 20–700 °С и со скоростью 100 °С/мин в интервале 700–1000 °С. О качестве окатышей судят по выходу фракции <3 мм (<15%). Способ, однако, является сложным для текущего контроля. Другие способы, в том числе и применяемые в нашей стране, изложены в подразд. 3.2.

Исследования, проведенные в различных странах, показали, что при восстановлении в доменной печи свою прочность теряют все железорудные материалы. Заметное разрушение окатышей начинается с 500 °С. Минимальная прочность соответствует степени восстановления 20–40%, т. е. относится к области существования вюститита. Потеря прочности, как правило, сопровождается увеличением объема, разбуханием материала. Однако прямой связи между этими явлениями нет. Отсутствие заметного разбухания не означает того, что нет процесса разрушения. В атмосфере оксида углерода окатыши теряют свою прочность в большей мере, чем в атмосфере водорода. Как правило, для алгомерата характерно меньшее развитие разрушения, чем для окатышей.

Причины, вызывающие разрушение, до конца еще не выяснены. Можно считать, что разрушение связано с двумя этапами восстановления: гематит — магнетит и вюстит — железо. При восстановлении гематита предполагается появление промежуточного соединения (маттемита), сопровождающееся значительным изменением объема. Появившиеся при этом напряжения реализуются в виде трещин и других нарушений структуры. Подтверждением этого предположения является лучшее поведение при восстановлении магнетитовых образцов по сравнению с гематитовыми. При восстановлении вюститита в ряде случаев наблюдается появление волокнистых или игольчатых выделений железа, разрушающих структуру образцов.

В различных условиях может преобладать механизм разрушения по первому или второму этапу восстановления, или по обоим одновременно. На разрушение могут влиять также отложение сажистого углерода, присутствие в решетке оксидов железа щелочных металлов, ускоряющих ход восстановления, и др.

Поведение окатышей при восстановлении можно регулировать. Прочность окатышей при восстановлении зависит от скорости нагрева окатышей до температуры обжига. Так, при превышении «критической» скорости нагрева (90–130 °С/мин) прочность восстанавливае-

мых окатышей снижается в 2–3 раза, что объясняется незавершенностью окисления и наличием двухзонной структуры окатышей. Однако основным фактором, влияющим на поведение окатышей при восстановлении, является структура, определяющая скорость восстановления окатышей. Чем выше удельная поверхность и средний размер пор, тем более вероятно протекание восстановления и во всем объеме окатыша и тем выше скорость восстановления, ниже прочность и выше разрушаемость окатышей. Так, для окатышей различного состава, изготовленных из лебединского железорудного концентрата, установленная следующая взаимосвязь прочности при восстановлении и скорости восстановления (водородом при 800 °С):

$$P_r = P_0 e^{-kR}, \quad (3.16)$$

где  $P_r$  — торчая прочность окатышей, Н/окатыш;  $R$  — скорость восстановления (по кислороду), %/мин;  $P_0$  — начальная прочность окатышей, найденных в нейтральной среде до температуры восстановления (близка к величине холодной прочности), Н/окатыш;  $k$  — коэффициент, зависящий от состава окатышей.

Все мероприятия, обеспечивающие получение окатышей с более плотной структурой, приводят к росту торчей прочности окатышей. Наиболее эффективным является получение окатышей с некоторым количеством расплава. Следовательно, образование при обжиге жидкой фазы с нужными свойствами (низкая вязкость, хорошая смачиваемость и др.) благоприятно сказывается на холодной и торчей прочности окатышей.

Таким образом, требования к режиму обжига окатышей с точки зрения их прочности и восстановимости, как и в случае агломерации, не совпадают. Задачей технолога является определение для данных конкретных условий режима обжига, обеспечивающего получение высокопрочных окатышей при минимальном снижении их восстановимости.

**Восстановимость.** Восстановимость окатышей меняется в зависимости от их структуры и состава, что в свою очередь определяется режимом обжига. Наилучшей восстановимостью обладают окатыши, обожженные при 1000–1150 °С. В этих условиях упрочнение окатышей осуществляется исключительно по твердофазному механизму. Рудный минерал представлен в основном гематитом. Пористая неоплавленная структура окатыша с высокой удельной поверхностью пор определяет его высокую восстановимость. Однако прочность обожженных в этих условиях окатышей низкая, поэтому такой режим обжига на практике не осуществляют.

При обычной в производственных условиях температуре обжига (1200–1350 °С) на восстановимость окатышей основное влияние оказывает образование расплава, что сказывается на физической структуре гранул, а следовательно, и на восстановимости окатышей. Решающую роль на восстановимость окатышей оказывает удельная поверхность пор, восстановимость окатышей определяется и их размером. При увеличении диаметра окатышей восстановимость их падает, причем особенно резко при диаметре более 16–18 мм.

### 3.3.5. Сравнение металлургических свойств агломерата и окатышей

Эффективность проплавки агломерата и окатышей зависит от их качества. Средние показатели качества агломерата (числитель) и окатышей (знаменатель) на фабриках окискования в СССР за 1985 г. приведены ниже:

Содержание железа, %	52,00/61,38
CaO/SiO <sub>2</sub> .....	1,28/0,39
Содержание мелочи (<5 мм), %:	
в скиповом агломерате .....	15,6/—
в окатышах при отгрузке .....	67,5/3,66
Удельная производительность, т/(м <sup>2</sup> ·ч) .....	1,21/0,91
Расход условного топлива, кг/т .....	67,5/33,9
Заплаты на передел, руб./т .....	3,02/5,16
Себестоимость, руб./т .....	18,96/18,67.

Основным преимуществом окатышей является их прочность в холодном состоянии, позволяющая транспортировать окатыши на большие расстояния. Поэтому в окатышах, загружаемых в доменную печь, содержится меньше мелочи, чем в агломерате. Значительно выше в окатышах и содержание железа. Однако меньшая окисленность и большее количество связи в агломерате обеспечивают его более высокую прочность при восстановлении. Агломерат по сравнению с окатышами дает меньше мелочи при восстановлении в доменной печи. Таким образом, содержание мелочи в шихте печи при проплавке агломерата и окатышей выравнивается. Однако эффективность плавки на окатышах несколько снижается из-за того, что при их восстановлении образуется большее по сравнению с агломератом количество пылевой фракции, затрудняющей процессы в шихте печи. Поэтому более высокое содержание в окатышах железа используется в печи менее эффективно, чем можно было ожидать. Повышение содержания железа в окатышах на 1% приводит к росту



производительности и снижению расхода кокса на 1–1,5% вместо 1,5–2,5% при проплавке агломерата.

Восстановимость окатышей по сравнению с агломератом выше, а содержание серы при равной основности больше.

При выборе метода окискования железорудных материалов следует учитывать такие обстоятельства, как удаленность горнодобывающего предприятия от потребителя, наличие в руде вредных примесей, тонину помола и др.

### 3.3.6. Производство металлизированных окатышей

Металлизированные материалы можно использовать следующим образом.

1. При обогащении бедных, комплексных и труднообогатимых руд. В этом случае целесообразно восстановить до металла и далее извлечь в концентрат (например, магнитной сепарацией) максимальную долю железа. Для этого процесса необходима максимально возможная степень металлизации.

2. Для применения в сталеплавильном производстве, исключая доменную плавку. Для этого процесса необходимы максимальная степень металлизации и использование чистых по вредным примесям и богатым (не более 5% пустой породы) железорудных концентратов.

3. Для переплавки в доменной печи. Последнее направление представляется весьма перспективным, поскольку в данном случае могут быть использованы рядовые шихтовые материалы, а эффективность использования металлизированных окатышей в доменной печи весьма высока. Согласно теоретическим расчетам и опытным данным, при степени металлизации доменной шихты до 50–60% каждые 10% металлизации обеспечивают снижение расхода кокса на 4–6% и приrost производительности на 5–7%. При получении частично восстановленной шихты важна не общая степень восстановления, обычно оцениваемая отношением количества отнятого при восстановлении шихты кислорода к его первоначальному количеству, а степень металлизации — отношение металлического железа ко всему железу шихты. С этой точки зрения термин «металлизированная шихта» более предпочтителен, чем «частично восстановленная шихта».

Следует подчеркнуть, что при производстве и проплавке в доменных печах металлизированных материалов суммарный расход твердого восстановителя остается прежним или даже несколько увеличивается. Экономичность процесса в этом случае определяется соотношением цен на

недефицитное топливо, расходуемое на металлизацию, и на кокс, сэкономящий при проплавке металлизированной шихты в доменной печи.

В настоящее время существуют две возможности производства металлизированных окатышей:

- металлизация обогащенных окисленных окатышей;
- совмещение упрочнения и восстановления в одном технологическом процессе.

Последнее направление представляется более экономичным и более перспективным, однако его технологическое воплощение связано с рядом трудностей. В качестве восстановителя применяют газ (чаще всего продукты конверсии природного газа), твердое топливо (кокс — вая мелочь, антрацит, буроугольный полужоке и др.) или их смесь (рис. 3.62).

**Рис. 3.62.** Влияние содержания коксика на степень металлизации (1) и количество остаточного углерода (2) при обжиге в потоке газа (73%  $N_2$  + 2%  $O_2$  + 25%  $CO_2$ ), температуре 1250 °С, время 10 мин, размер окатышей 14–16 мм



Для получения металлизированных материалов предлагается применять известные в промышленности агрегаты — конвейерную машину, шахтную печь и комбинированную установку. До настоящего времени нет достаточной ясности о преимуществах этих агрегатов, так как отсутствует практический опыт. Следует ожидать, что использование указанных конструкций связано с типом технологического процесса.

## ДОМЕННЫЙ ПРОЦЕСС

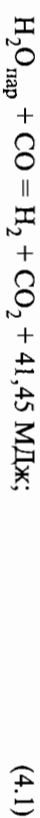
Процесс получения чугуна есть совокупность ряда самостоятельных, сложных явлений, взятая в их взаимосвязи. К ним относятся процессы восстановления оксидов и сложных соединений, разложения гидратов и солей, горения твердого, жидкого и газообразного горючего, твердофазные и гетерогенные химические реакции, теплообмен, движение твердых, жидких и газообразных составляющих и др. Взаимовлияние и одновременность протекания этих процессов усложняют анализ плавки, затрудняют определение зависимостей, характеризирующих ход процесса. В связи с этим, несмотря на то, что в учебнике изложение каждого из процессов дано традиционно в отдельных главах, изучающий технологию доменной плавки должен учитывать их взаимодействие.

### 4.1. ПРОЦЕССЫ УДАЛЕНИЯ ВЛАГИ, ЛЕТУЧИХ И РАЗЛОЖЕНИЯ ПЛАВИЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

В шихтовых материалах всегда содержится определенное количество физически или химически связанной воды. Содержание физически адсорбированной или гигроскопической влаги в агломератах и окатышах зависит от климата, времени года и составляет от 0,2–0,5 до 1–2%, в коксе (мокрого тушения) 1–4%, в марганцевой руде иногда 5% и более. Температура на колошнике доменной печи, куда попадают компоненты шихты, 200–400 °С, т. е. значительно выше температуры кипения воды. Поэтому перевод гигроскопической влаги в пар и его удаление из шихты начинаются на верхних горизонтах печи сразу после нагрева кусков шихты до температуры колошника.

Испарение гигроскопической влаги и связанный с этим дополнительный расход тепла практически не сказываются на эффективности тепловой работы доменной печи, а следовательно, и на расходе горючего, так как вызывают лишь некоторое уменьшение количества теплоты, теряемого печью с охлаждающими газами.

Гидратная вода может попадать в доменную печь с бурожелезняковыми рудами или рудами, содержащими гидратную воду в пустой пороле. В настоящее время количество гидратной воды в доменной шихте очень мало, поскольку более 90% руды, поступающей в перепплав, проходит предварительную высокотемпературную обработку (агломерация, производство окатышей), при которой гидраты разлагаются. Для испарения и перегрева 1 кг гидратной воды требуется около 4,2 МДж тепла. Выделяющийся из гидратов водяной пар может реагировать с оксидом углерода при низких температурах — до 500–700 °С, а с твердым углеродом при температурах выше 1000 °С:



При 800–1100 °С выделяются также летучие вещества кокса, обычное содержание которых в коксе 1–2,5%, в том числе 10–15% CO<sub>2</sub>, 20–30% CO, 35–40% H<sub>2</sub>, 20–30% N<sub>2</sub>, 10–20% CH<sub>4</sub>, 0–10% O<sub>2</sub>.

Доля карбонатов, поступающих в доменную шихту с железными (FeCO<sub>3</sub>) и марганцевыми (MnCO<sub>3</sub>) рудами, невелика. Большое значение имеют флюсующие добавки к шихте — известняк или доломит (CaCO<sub>3</sub>, CaCO<sub>3</sub>·MgCO<sub>3</sub>). В доменной печи разложение карбонатов протекает по реакциям



Для доменного процесса наиболее важное значение имеет реакция разложения карбоната кальция. Зависимость упругости диссоциации карбоната кальция от температуры выражается уравнением

$$P_{\text{CO}_2} = -(8920/T) + 7,54. \quad (4.7)$$

При  $P_{\text{CO}_2} = 98 \text{ кПа}$ ,  $T = 1183 \text{ К}$  (рис. 4.1). Разложение CaCO<sub>3</sub> в доменной печи должно начаться при равенстве упругости диссоциации известняка и парциального давления углекислоты в доменной печи.

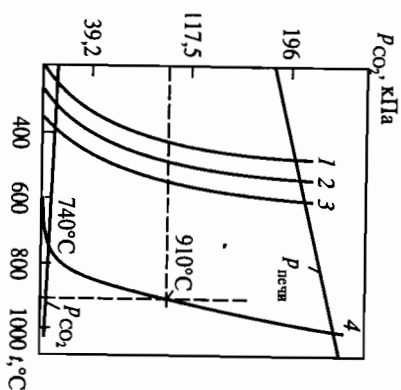


Рис. 4.1. Зависимость упругости диссоциации карбонатов от температуры  
1 —  $\text{FeCO}_3$ ; 2 —  $\text{MnCO}_3$ ; 3 —  $\text{MgCO}_3$ ; 4 —  $\text{CaCO}_3$

Линия  $P_{\text{CO}_2}$  построена из предположения, что содержание  $\text{CO}_2$  в газе при температуре выше  $1000^\circ\text{C}$  мало, а при  $300^\circ\text{C}$  равно 18%. При повышенном давлении газа в печи (294 кПа на колошнике печи) давление у фурм выше 392 кПа. В этих условиях парциальное давление углекислоты на колошнике составит  $294 \cdot 0,18 = 54$  кПа или 22 кПа в случае интерполяции кривой  $P_{\text{CO}_2}$  при  $600^\circ\text{C}$  (упругость диссоциации  $\text{CaCO}_3$  в условиях этой температуры еще мала). Пересечение линий 4 и  $P_{\text{CO}_2}$  соответствует температуре начала разложения известняка. Разложение кусков известняка идет по зонам, от периферии к центру.

По мере прогрева куска из внутренних слоев известняка выделяется углекислота, удаление которой лимитируется диффузией газа в порах. При этом на скорость диффузии влияет общее давление газа в печи, которое тормозит переход  $\text{CO}_2$  в газовую среду. Диссоциация известняка беспрепятственно протекает при условии, что упругость диссоциации превышает общее давление газа в печи. В рассматриваемом случае такие условия создаются при температуре порядка  $1000^\circ\text{C}$  (линия  $P_{\text{печи}}$  соответствует изменению общего давления газа в печи в зависимости от температуры).

Разложение известняка идет без изменения средней температуры куска, так как все тепло, подводимое к куску, расходуется на покрытие эндотермического эффекта реакции диссоциации. Поэтому по аналогии с процессом кипения воды процесс разложения называют «химическим кипением». Выделяющийся диоксид углерода при температуре выше  $1000^\circ\text{C}$  реагирует с углеродом кокса:



со значительным эндотермическим эффектом и тратой дефицитного дорогостоящего кокса. Поэтому необходимо стремиться, чтобы разложение известняка оканчивалось при возможно более низкой температуре.

Эндотермический эффект реакции разложения известняка, взаимодействие выделяющегося диоксида углерода с углеродом кокса и

снижение восстановительного потенциала газа в печи из-за разбавления его диоксидом углерода ухудшают показатели доменной плавки и особенно сильно влияют на расход кокса. Теоретические аспекты этого вопроса впервые рассмотрел А. Н. Рамм. При реакции разложения известняка на 1 кг выделяющегося  $\text{CO}_2$  тратится тепла  $178,5 : 44 = 4,057$  МДж.

Кроме того, при реакции  $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$  на 1 кг  $\text{CO}_2$  расходуется дополнительно  $166,32 : 44 = 3,78$  МДж.

Степень участия образовывающегося при разложении  $\text{CaCO}_3$  диоксида углерода в этой реакции установить трудно. Приняв, что половина  $\text{CO}_2$ , выделившегося из известняка, участвует в этой реакции, получаем дополнительный расход тепла:  $3,78 \cdot 0,5 = 1,89$  МДж. Таким образом, на 1 кг  $\text{CO}_2$  известняка тратится  $4,057 + 1,89 = 5,947$  МДж. В пересчете на 1 кг известняка, содержащего 43%  $\text{CO}_2$ , это составит  $5,947 \cdot 0,43 = 2,557$  МДж. Каждый 1 кг углерода при сгорании у фурм по реакции  $\text{C} + 1/2\text{O}_2 = \text{CO} + 117,94$  МДж выделяет  $117,94 : 12 = 9,828$  МДж.

Если учесть, что в коксе ~85% С и до фурм доходит ~80% всего кокса, то 1 кг кокса у фурм выделяет  $9,828 \cdot 0,85 \cdot 0,8 = 6,883$  МДж. Тогда дополнительный расход кокса на 1 кг известняка составит  $2,557 : 6,883 = 0,37$  кг/кг. В этом приближенном расчете не учитывают изменение восстановительной работы газов, тепловые потери и т. д., однако его результаты хорошо согласуются с производственными данными для доменных печей России, Японии и других стран. Экономия кокса при выводе известняка из доменной шихты составляет 0,20–0,40 кг/кг известняка, что свидетельствует о степени значимости офлюсования агломерата и окатышей для экономии горючего в плавке.

## 4.2. ПРОЦЕССЫ ВОССТАНОВЛЕНИЯ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Основными восстановителями в доменном процессе являются углерод, монооксид углерода и водород. Сравнение срока к кислороду восстановителей и восстанавливаемых оксидов (мерой сравнительной прочности может служить стандартное изменение свободной энергии реакции  $\Delta G^\circ$ ) позволяет определить температуру начала восстановления оксидов. Из диаграммы изменения свободной энергии реакции с температурой элементы, попадающие с шихтой в доменную печь, в зависимости от их превращений в условиях доменной плавки можно разделить на практически полностью восстанавливающиеся

(Fe, Ni, Co, Pb, Си, Р, Zn и др.); частично восстанавливаются (Si, Mn, Сг, V, Ti и др.); не претерпевающие восстановления (Са, Mg, Al, Ba и др.).

#### 4.2.1. Структура и свойства оксидов железа

Железо образует с кислородом три стабильных оксида:  $\text{Fe}_{1-y}\text{O}$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (рис. 4.2). Вюстит  $\text{Fe}_{1-y}\text{O}$  может содержать от 23,1 до 25,6%  $\text{O}_2$ . Отсюда видно, что стехиометрическое отношение  $\text{Fe} : \text{O} = 1$ , соответствующее 22,3%  $\text{O}_2$ , не достигается. Решетка вюстита графенцентрированная кубическая типа NaCl. Если все узлы решетки, соответствующие ионам кислорода, заняты, то в узлах ионов железа имеются вакансии. Для выполнения условия электронейтральности в решетке должно находиться эквивалентное количество ионов трехвалентного железа. Некоторое количество положительных зарядов ионов железа может перемещаться по решетке между ионами двух- и трехвалентного железа. Эти так называемые дефектные электроны являются носителями электричества и причиной электропроводности вюстита. Вакантные узлы делают возможным передвижение по решетке ионов железа, при этом вакансии иона железа блуждают в противоположном направлении. Между коэффициентом самодиффузии железа в вюстите  $D_{\text{Fe}}$  и коэффициентом диффузии вакансий  $D_v$  существует следующая зависимость:

$$y D_v = (1 - y) D_{\text{Fe}} \quad (4.9)$$

Коэффициент диффузии вакансий в основном не зависит от концентрации вакансий  $y$  и, по данным Болланди и Энгеля, может быть найден следующим образом:

$$D_v = D_v^0 e^{-2780/RT} \quad (4.10)$$

где  $D_v^0 = 4,5 \cdot 10^{-2} \text{ см}^2/\text{с}$ .

В соответствии с тем, что дефицит ионов железа создает известную концентрацию вакансий, следует принять, что в гипотетическом стехиометрическом вюстите неко-

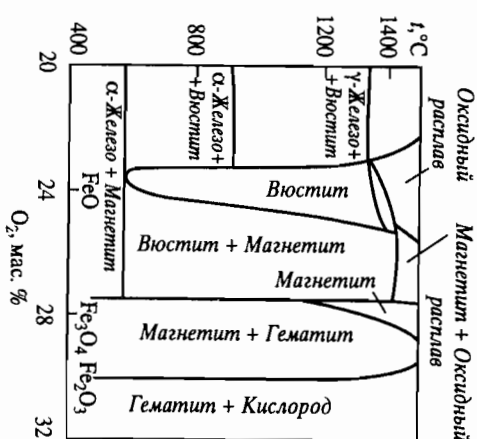


Рис. 4.2. Диаграмма состояния Fe-O

торое количество ионов железа покидает свои узлы и переходит в междоузлие.

Постоянная решетка вюстита от концентрации вакансий зависит почти линейно:

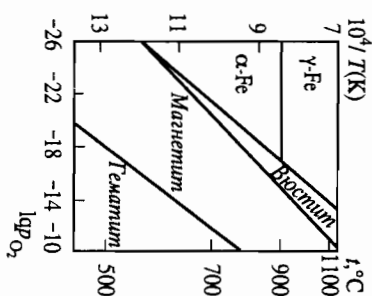
Состав	$\text{Fe}_{0,91}\text{O}$	$\text{Fe}_{0,92}\text{O}$	$\text{Fe}_{0,93}\text{O}$	$\text{Fe}_{0,95}\text{O}$
Количество железа, % (ат)	47,68	47,85	48,23	48,65
Постоянная решетки, нм	0,4282	0,4285	0,4292	0,4301
Плотность, г/см <sup>3</sup>	5,613	5,624	5,658	5,728.

При 570 °С равновесные линии  $\text{Fe}-\text{Fe}_{1-y}\text{O}$  и  $\text{Fe}_{1-y}\text{O}-\text{Fe}_3\text{O}_4$  пересекаются, т. е. ниже этой температуры вюстит должен распадаться на железо и магнетит. Магнетит имеет решетку типа шпинели. Параметр  $a$  решетки колеблется от 0,8378 до 0,8397 нм. Для шпинелей наиболее характерна плотная кубическая упаковка ионов кислорода в решетке. Из-за более совершенного порядка кислородной части решетки коэффициент диффузии кислорода ниже, чем коэффициент самодиффузии железа.

Магнетит является ферромагнетиком, температура Кюри 627 °С. При окислении магнетита можно получить различные окисные фазы, отвечающие одному химическому составу  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Устойчивым является гематит ( $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ), отличающийся от остальных оксидов железа тригональной решеткой, для которой  $a = 0,5427$  нм. Гематит является антиферромагнетиком.

Магнетит  $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$  ( $a = 0,8322 \div 0,8340$  нм) получают при выполнении определенных условий, главным из которых является невысокая температура. Как и магнетит, магнетит — ферромагнетик. Свойства третьей модификации  $\beta\text{-Fe}_2\text{O}_3$  исследованы мало. Термодинамиче-

Рис. 4.3. Термодинамические области устойчивости оксидов железа



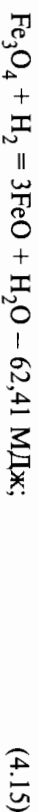
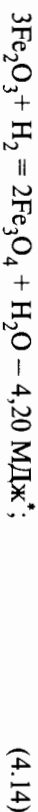
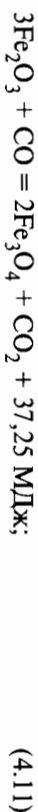
ские области устойчивости оксидов железа указаны на рис. 4.3. Некоторые характеристики железа и его оксидов приведены ниже:

Показатель	Fe	Fe <sub>0,95</sub> O	α-Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	γ-Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>
Молярная масса	55,85	69,05	159,70	159,70	231,55
Плотность, г/см <sup>3</sup>	7,86	5,73	5,26–5,355	4,4	5,1
Молярный объем, отнесенный к атому:					
Fe	1,0	1,78	2,09–2,13	2,55	2,10
O	—	1,0	0,82–0,83	1,0	0,93.

#### 4.2.2. Термодинамика восстановления оксидов железа

Процесс восстановления железа из оксидов, согласно принципу А. А. Байкова о последовательности превращений, протекает ступенчато путем перехода от высших оксидов к низшим по схеме: Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> → Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> → FeO → Fe (выше 570 °С) или Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> → Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> → Fe (ниже 570 °С). При этом в соответствии с диаграммой Fe–O в системе наруду с низшими оксидами и металлом возникает ряд твердых растворов.

Каждая из реакций восстановления оксидов железа газобразными восстановителями:



является трехкомпонентной и трехфазной, т. е. обладает двумя степенями свободы. Следовательно, из четырех величин, характеризующих состояние системы (общее давление, температура, парциальное давление восстановителя и продукта восстановления), произвольно меняться могут любые две, остальные являются их функцией. По прин-

\* По другим данным, тепловой эффект реакции положительный.

ципу Ле-Шателье, равновесие не зависит от общего давления:

$$K = f(T) = P_{\text{CO}_2}(\text{H}_2\text{O})/P_{\text{CO}}(\text{H}_2) \quad (4.17)$$

т. е. систему можно считать моновариантной. Для реакций (4.11) и (4.14) соответственно

$$\lg K_p = (1720/T) + 2,81;$$

$$\lg K_p = -(160/T) + 4,48.$$

Реакции (4.11) и (4.14) характеризуются малыми содержаниями восстановителя в равновесной газовой среде и являются практически необратимыми.

Для реакций (4.12) и (4.15) соответственно

$$\lg K_p = -(1560/T) + 2,00; \lg K_p = -(3440/T) + 3,67.$$

Поскольку реакции (4.12) и (4.15) эндотермические, их константы равновесия увеличиваются с повышением температуры, а содержание СО и H<sub>2</sub> в равновесной смеси при этом уменьшается.

Реакция (4.13) экзотермическая, вследствие этого равновесие с повышением температуры сдвигается влево. Для реакции (4.13)  $\lg K_p = (1190/T) - 1,26$ .

Реакция (4.16) эндотермическая, поэтому равновесие с повышением температуры сдвигается вправо. Для реакции (4.16)  $\lg K_p = -(690/T) + 0,405$ , а с учетом нестехиометричности вюститита

$$\text{Fe}_{0,947}\text{O} + \text{H}_2 = 0,947\text{Fe} + \text{H}_2\text{O};$$

$$\lg K_p = -(940/T) + 0,52. \quad (4.18)$$

Реакции восстановления магнетита до железа



сопровождаются соответственно выделением и поглощением тепла.

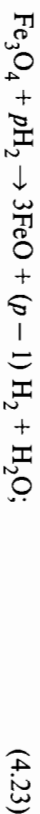
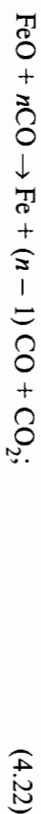
Суммарный тепловой эффект реакций восстановления оксидов железа оксидом углерода (4.11)–(4.13) слабоположительный (~230 кДж/кг Fe), а эффект реакций восстановления водородом (4.14)–(4.16) отрицательный (~880 кДж/кг Fe). Однако, учитывая, что доля кислорода оксидов железа при восстановлении оксидом углерода в 4–5 раз больше, чем при восстановлении водородом, суммарный



тепловой эффект восстановления оксидов железа газообразными восстановителями близок к нулю.

Графическое изображение условий равновесия реакций (4.11)–(4.16) дано на рис. 4.4. Каждая из линий на диаграмме соответствует изменению равновесного состава газовой фазы в зависимости от температуры для реакций: (4.19) –  $ab$ ; (4.12) –  $bf$ ; (4.13) –  $bd$ ; (4.20) –  $a'b'$ ; (4.15) –  $b'f'$ ; (4.16) –  $b'd'$ . Линий, соответствующих равновесию реакций (4.11) и (4.14), на диаграмме нет, поскольку они близки к оси абсцисс. Диаграмма дает сведения о составе газа, который необходим для полного восстановления оксидов железа.

С учетом избытка газа-восстановителя реакции (4.12), (4.13), (4.15), (4.16) принимают вид



При 800 °С равновесный состав газа реакции (4.22) соответствует 70% CO и 30% CO<sub>2</sub>, тогда  $K = 1/(n-1) = 30/70$ , или  $n = 10/3$ , т. е. требуется не 1 моль, а 3·1/3 моля восстановителя.

Газ, который не может быть использован для восстановления FeO, восстанавливает Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> до FeO, что облегчает протекание реакций восстановления высших оксидов железа до низших в верхней части шахты доменной печи.

Анализ кривых равновесия реакций восстановления оксидов железа оксидом углерода показал, что для восстановления высших окси-

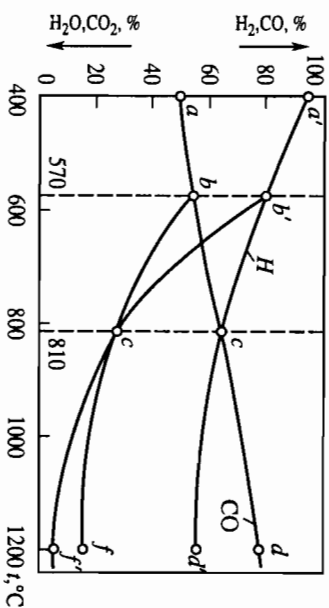


Рис. 4.4. Диаграмма Fe–O–CO и Fe–O–H<sub>2</sub>

дов железа по реакциям (4.11), (4.12) требуются невысокие содержания газа-восстановителя. Восстановление FeO возможно при высокой концентрации CO в газовой фазе, причем с повышением температуры величина необходимого избытка восстановителя увеличивается.

К основным различиям термодинамики восстановления оксидов железа монооксидом углерода и водородом относятся следующие. Ниже 810 °С водород как восстановитель слабее монооксида углерода, его равновесная концентрация в смеси больше, чем равновесное содержание монооксида углерода. Выше 810 °С водород становится более сильным восстановителем, чем монооксид углерода. Суммарный тепловой эффект реакции восстановления оксидов железа водородом отрицательный и в 4 раза больше положительного суммарного теплового эффекта реакций восстановления оксидов железа монооксидом углерода.

Приведенные данные относятся к идеальным системам. В реальных условиях действуют неучитываемые факторы (образование твердых растворов и др.). Например, положение линий равновесия восстановления вюстита Fe<sub>1-y</sub>O меняется в зависимости от концентрации вакансий у ионов железа в решетке вюстита при восстановлении водородом (рис. 4.5).

Восстановление оксидов железа твердым углеродом возможно по следующим реакциям:

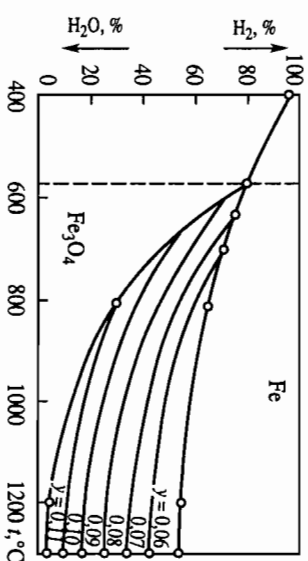
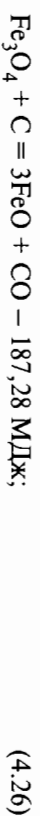


Рис. 4.5. Равновесие Fe–O–H<sub>2</sub> с учетом нестехиометричности вюстита

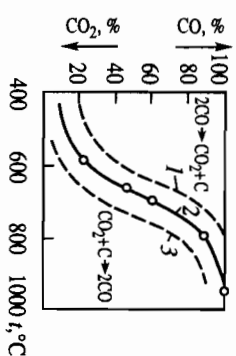


Рис. 4.6. Равновесие  $C-CO-CO_2$ ; давление кПа  
1 — 49; 2 — 98; 3 — 147

Для реакции (4.27)  $\lg K_p = -(7730/T) + 7,84$ . Суммарный тепловой эффект реакций (4.25)–(4.27) отрицательный ( $-4240$  кДж/кг железа). В присутствии твердого угля при анализе восстановления оксидов железа следует учитывать равновесие в системе  $C-CO-CO_2$ :

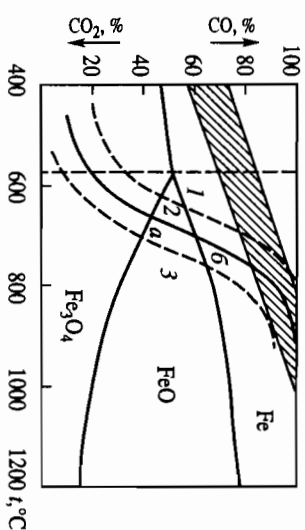


Реакция (4.28), которую называют реакцией газификации угля, или реакцией Белла–Будара, зависит от давления. При повышении давления равновесие смещается влево. На рис. 4.6 даны равновесные кривые реакции (4.28). Эта реакция обратима: слева от равновесной кривой она идет в направлении распада оксида угля, т. е.  $2CO \rightarrow CO_2 + C + 166,32$ ; справа — в направлении образования оксида угля, т. е.  $CO_2 + C \rightarrow 2CO - 166,32$ .

Поскольку реакция (4.28) зависит от давления, на рис. 4.6 дана не одна линия равновесного состава газа, а семейство линий. Прямая реакция (4.28) протекает при высоких температурах, поэтому она отличается высокой скоростью и быстрым достижением равновесия. Реакция распада монооксида угля протекает медленно, для достижения равновесия необходимо длительное время. Несколько ускоряет этот процесс свежее восстановленное железо. Газ пребывает в доменной печи 1–15 с. Для достижения равновесия такого времени достаточно только в области высоких температур. В результате в этой области газ почти целиком состоит из монооксида угля, а в колосниковом газе, покидающем печь при  $300^\circ\text{C}$ , содержится 12–18%  $CO_2$  и 22–28%  $CO$ , что в пересчете на сумму  $CO + CO_2$  составляет 30–45%  $CO_2$  и 55–70%  $CO$  и заметно отличается от равновесных данных.

Область изменения реальных составов газа в печи показана штриховкой на рис. 4.7, где приведена совмещенная диаграмма равновесий в системе  $Fe-O-CO$  и  $C-CO-CO_2$ . Ниже  $700-800^\circ\text{C}$  в реальном газе содержится  $CO$  больше, а  $CO_2$  меньше, чем в равновесном для реакции газификации. Если бы в печи достигалось равновесие, то при давлении 98 кПа и температуре ниже  $650^\circ\text{C}$  (рис. 4.7, точка *d*) не удалось бы получить  $FeO$  из  $Fe_3O_4$ , а при температуре ниже  $685^\circ\text{C}$

Рис. 4.7. Равновесие  $Fe-O-CO$  и  $C-CO-CO_2$  при тех же давлениях (см. рис. 4.6)



(рис. 4.7, точка *b*) невозможно было бы получить  $Fe$  из  $FeO$ . В действительности же, поскольку равновесие не достигается, реакции косвенного восстановления  $Fe_3O_4$  и  $FeO$  ниже указанных температур возможны. При высоких температурах газ содержит малое количество  $CO_2$ , так как скорость реакции (4.28) велика. В связи с этим реакция восстановления железа при высоких температурах идет с затратой твердого угля, а продуктом восстановления является  $CO$ . Отсюда реакцию восстановления можно записать следующим образом:



В зависимости от вида газообразного продукта восстановления (в доменной печи) различают *прямое* и *непрямое* (косвенное) восстановление. В первом случае продуктом является  $CO$ , а во втором —  $CO_2$  или  $H_2O$ . С этой точки зрения реакцию (4.28) также можно рассматривать как прямое восстановление (если  $CO_2$  не является продуктом диссоциации карбонатов).

Система записи реакции (4.29) удобна при рассмотрении механизма прямого восстановления. Трудно представить протекание суммарной реакции прямого восстановления (4.27) в изображенном виде. В этом случае (реакция в твердой фазе) следовало бы учитывать невозможность протекания реакции в большом объеме из-за малой проницаемости контактных поверхностей оксидов железа и угля. В действительности развитие реакции (4.27) значительно, что свидетельствует о том, что отделение кислорода от оксида осуществляется газом ( $CO$  или  $H_2$ ). Однако механизм прямого восстановления в достаточной мере еще не расшифрован. Обычно принимают (в согласии с экспериментальными данными), что косвенное восстановление со-

ответствует умеренным температурам (до 900–1000 °С), а прямое — высоким. В зоне умеренных температур восстановление  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  практически заканчивается, а восстановление  $\text{FeO}$  не заканчивается. Поэтому если восстановление  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  в основном происходит непрямой путем, то восстановление  $\text{FeO}$  осуществляется и прямым, и косвенным путями.

Выше рассмотрены особенности прямого восстановления при отсутствии твердых растворов. Появление твердых растворов изменяет реакцию (4.28) в том смысле, что частично вместо чистого углерода появляется связанный или растворенный в железе углерод. В выражении  $K = P_{\text{CO}_2} (a_{\text{C}}/P_{\text{CO}}^2)$  величина  $a_{\text{C}} \neq 1$ , как принимают для реакции (4.28), так как активность растворенного углерода не равна единице и зависит (при небольших давлениях) от температуры и концентрации углерода в железе. Если, например,  $a_{\text{C}} < 1$  (углерод растворен в железе), то при неизменных давлении и температуре газовая фаза содержит меньше  $\text{CO}$ , чем реакции ее распада. В этом случае линии равновесия (рис. 4.8) расположены на графике правее и ниже по сравнению с линией, соответствующей реакции газификации чистого графита.

Если образуется карбид  $\text{Fe}_3\text{C}$ , то активность углерода в нем больше, чем у графита, что также вызывает смещение линий равновесного состава газа на этот раз влево и вверх. Таким образом, для определения состава газовой фазы, равновесной с растворами углерода в железе, необходимо знать зависимость  $a_{\text{C}}$  от концентрации углерода в железе и температуры. Активность углерода в  $\gamma$ -Fe определяют зависимостью

$$a_{\text{C}} = N_{\text{C}}/(1 - 5N_{\text{C}}), \quad (4.30)$$

где  $N_{\text{C}}$  — атомная концентрация углерода.

На рис. 4.8 изображена полная диаграмма восстановления оксидов железа в присутствии твердого углерода, учитывающая твердые и жидкие растворы.

В шихтовых материалах оксиды железа иногда находятся в виде сложных соединений и твердых растворов. Вюстит может образовывать твердые растворы с  $\text{MnO}$ ,  $\text{MgO}$  и  $\text{CaO}$ ;  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  — с  $\text{Mn}_3\text{O}_4$ . Оксиды железа входят также в состав ферритов кальция (вместе с известью), фаялита и оливиннов (с кремнеземом). В общем случае активность оксидов железа в соединениях и растворах снижается, и в равновесной газовой смеси доли восстановителя ( $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$ ) должны расти.

При низких температурах восстановления силикатов железа оксидом углерода практически не происходит, т. е.

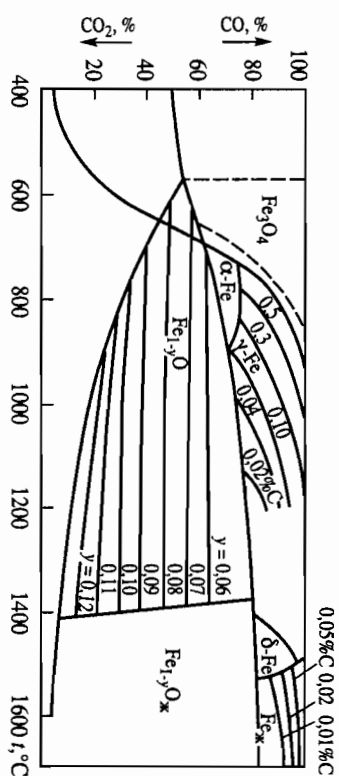
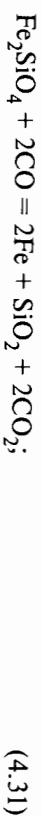


Рис. 4.8. Полная диаграмма равновесия систем  $\text{Fe-O-CO}$  и  $\text{C-CO-CO}_2$

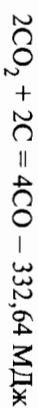
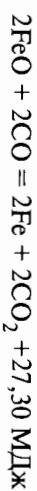
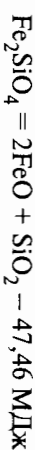
при 298–900 К  $\lg K_p = (-65/T) - 1,55$ ,

при 900–1478 К  $\lg K_p = (-510/T) - 2,01$ .

Силикаты железа восстанавливаются в основном прямым путем:

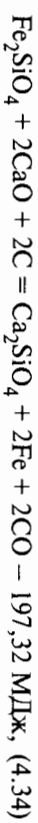


Для случаев восстановления твердого и жидкого силикатов соответственно  $\lg K_p = (-17\,900/T) + 16,88$  и  $\lg K_p = (-14\,700/T) + 14,45$ . В области высоких температур возможна следующая схема восстановления силикатов железа:



или 3150 кДж/кг железа.

В случае прямого восстановления вюстита расходуется 2730 кДж/кг железа. Таким образом, для восстановления силикатов железа требуется дополнительный расход горючего на компенсацию отрицательного теплового эффекта реакции. При основных шлаках



т. е. присутствие извести значительно улучшает условия восстановления силикатов.

Восстановление однокальциевого и полукальциевого ферритов протекает в несколько ступеней. Рентгеноструктурным анализом продуктов восстановления установлено, что отнятие кислорода у однокальциевого феррита происходит с образованием тройных ферритов  $\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{CaO} \cdot 3\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ .

#### 4.2.3. Термодинамика восстановления оксидов попутных элементов

*Восстановление оксидов марганца.* Высшие оксиды марганца легко восстанавливаются монооксидом углерода при низких и умеренных температурах:



$$\lg K_p = (12480/T) - 1,77; \quad (4.35)$$



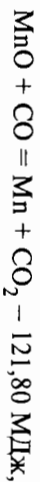
$$\lg K_p = (11\,230/T) - 1,96. \quad (4.36)$$

Значения констант равновесия для реакций (4.35) и (4.36) велики уже при низких температурах, а содержание  $\text{CO}_2$  в газе, равновесном для реакций, гораздо больше, чем в коллоидном газе. Поэтому высшие оксиды марганца восстанавливаются практически до конца уже при 400–500 °С. Восстановление  $\text{Mn}_3\text{O}_4$  протекает в интервале 600–1000 °С:



$$\lg K_p = (525/T) + 0,64. \quad (4.37)$$

Реакция восстановления  $\text{MnO}$  монооксидом углерода в условиях доменной плавки практически невозможна:



$$\lg K_p = (-5350/T) - 0,75. \quad (4.38)$$

При 1200 °С  $K_p \sim 10^{-5}$ . Для протекания реакции (4.38) требуется менее 0,01%  $\text{CO}_2$  в газовой фазе. В условиях доменной плавки это недостижимо. Даже при небольших количествах  $\text{CO}_2$  возможна обратная реакция.

Таким образом, марганец из  $\text{MnO}$  восстанавливается только прямым путем:



До 1500 К  $\lg K_p = (-14260/T) + 8,36$ . При восстановлении жидкого  $\text{MnO}$   $\lg K_p = (-11890/T) + 7,33$ . Высшие оксиды марганца также легко восстанавливаются твердым углеродом. При температуре выше 1100 °С образуется карбид марганца  $\text{Mn}_3\text{C}$ , углерод которого может восстанавливать марганец из  $\text{MnO}$ . Этому способствует экзотермический характер реакции образования карбида.

При восстановлении силиката марганца твердым углеродом может образовываться металлургический марганец:



До 1500 К  $\lg K_p = (-15560/T) + 9,02$ ; выше 1500 К  $\lg K_p = (-16\,310/T) + 9,52$ .

Восстановление силиката марганца твердым углеродом может заканчиваться образованием карбида марганца:



$$\lg K_p = (-15\,310/T) + 9,04. \quad (4.41)$$

Отношение содержаний марганца в шлаке ( $\text{Mn}$ ) и в чугуне  $[\text{Mn}]$  называют коэффициентом распределения марганца  $L_{\text{Mn}} = (\text{Mn})/[\text{Mn}]$ . Коэффициент распределения марганца связан с основностью  $B = (\text{CaO} + \text{MgO})/\text{SiO}_2$  следующими зависимостями: при  $B < 1,25$   $L_{\text{Mn}} = 16,8 \div 12,9$  В, при  $B > 1,25$   $L_{\text{Mn}} = 3,53 \div 2,27$  В и при  $B = 1$   $L_{\text{Mn}} = 16,8 \div 12,9$  В. Если выход шлака составляет 0,5 т/т чугуна, то в шлак переходит марганца в 3,9–0,5 ~ 2 раза больше, чем в чугун. Таким образом, основность шлака оказывает заметное влияние на процесс перехода марганца в чугун: чем она выше, тем условия для перехода марганца в чугун благоприятнее. Для обычного передельного чугуна 50–70%  $\text{Mn}$  переходит в чугун, остальное его количество теряется со шлаком.

До настоящего времени в доменных печах получают сплавы железа с марганцем. При 50%  $\text{Mn}$  и 7%  $\text{Fe}$  в марганцевой руде и с учетом максимальной степени перехода в металл 99%  $\text{Fe}$  и 75%  $\text{Mn}$  соотношения концентрации марганца и железа в ферросплаве составят:

$$[\text{Mn}]/[\text{Fe}] = (50 \cdot 0,75)/(7 \cdot 0,99) = 5,5.$$

При 80%  $\text{Mn}$   $[\text{C}] \sim 8,5\%$ . С учетом  $[\text{Si}] = 2\%$  и  $[\text{P}] = 1\%$ .

$$[\text{Mn}] = (100 - 8,5 - 2,0 - 1,0) \cdot 5,5/6,5 = 75\%.$$

При снижении содержания с 7 до 5% Fe в марганцевой руде  $[Mn]/[Fe] = (50 \cdot 0,75)/(5 \cdot 0,99) = 7,6$  и в ферросплаве  $[Mn] = (100 - 8,5 - 2,0 - 1,0) 7,6/8,6 = 78\%$ .

Таким образом, железо является нежелательной примесью в марганцевой руде при выплавке ферромарганца.

В ферросплаве с низким содержанием марганца (20–22%), называемом зеркальным чугуном,  $[C] \sim 5-5,5\%$ . Перевод значительного количества марганца в чугун сопровождается большими затратами тепла, а следовательно, и повышенным расходом кокса, в 2–4 раза большим, чем при выплавке перелитного чугуна. Для интенсификации процесса получения ферромарганца необходимы высокая температура в горне печи, повышенный расход тепла и шлаки повышенной основности.

В расплавленном железе марганец несколько снижает активность углерода и повышает его растворимость. Так, для сплава железа с марганцем при 1400 °C растворимость углерода растет с 5,13 до 6,78% при увеличении содержания марганца с 5 до 70%. Изменение растворимости углерода при переменном содержании марганца в железе можно оценить по уравнению

$$\Delta N_{\text{C}}^{\text{Mn}} = 0,1 N_{\text{Mn}}, \quad (4.42)$$

где  $N_{\text{Mn}}$  — атомная концентрация марганца в железе;  $\Delta N_{\text{C}}^{\text{Mn}}$  — изменение атомной концентрации углерода.

*Восстановление оксида кремния.* Кремний попадает в доменную печь с шихтой в виде  $\text{SiO}_2$ , который является трудновосстановимым оксидом с высокой плотной диссоциацией:

$$\text{SiO}_2 = \text{Si} + \text{O}_2 - 872,63 \text{ МДж}. \quad (4.43)$$

В связи с этим восстановление кремния протекает при высоких температурах и сопровождается значительным расходом тепла. Водород и монооксид углерода кремнезем не восстанавливают, т. е.



$$\lg K_p = (-16\,520/T) - 0,65 \lg T + 2,34,$$

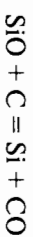
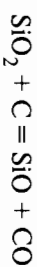
$$\text{при } T = 1500 \text{ К } K_p = 10^{-11}. \quad (4.44)$$

Таким образом, восстановить кремний можно только с затратами твердого углерода:

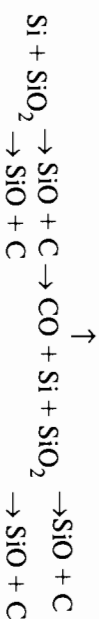
$$\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO} - 636,76 \text{ МДж}. \quad (4.45)$$

Для твердой фазы  $\lg K_p = (-34\,380/T) - 0,77 \lg T + 20,57$ , а для жидкости  $\lg K_p = (-36\,240/T) - 0,91 \lg T + 22,57$ . При  $P_{\text{CO}} = 98 \text{ кПа}$  температура начала взаимодействия  $T \approx 2000 \text{ К}$ ; при  $P_{\text{CO}} = 78,5 \text{ кПа}$   $T \approx 1700 \text{ К}$ .

Экспериментально показано, что восстановление кремния в доменной печи начинается около 1400 °C. Полагают, что восстановление кремния происходит с образованием промежуточного соединения — монооксида кремния ( $\text{SiO}$ ):



По данным П. В. Гельда, образование  $\text{SiO}$  интенсифицирует восстановление кремния по следующей схеме:

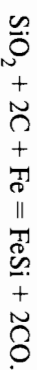


Для реакции  $\text{Si} + \text{SiO}_2 = 2\text{SiO}_{\text{газ}}$

$$\lg K_p = (-18\,220/T) - 1,41 \lg T + 13,54. \quad (4.47)$$

Легко показать, что данная реакция протекает в диапазоне 1600–2000 К.

Кремний может образовывать силициды железа, например  $\text{Fe} + \text{Si} = \text{FeSi} + 80,64 \text{ МДж}$  или



В этом случае

$$\lg K_p = (-28\,130/T) - 0,66 \lg T + 20,71. \quad (4.48)$$

При 1500 К  $K_p = P_{\text{CO}}^2 = 0,7250$ ;  $P_{\text{CO}} = 0,85$ , т. е. в условиях доменной печи реакция образования силицида железа возможна.

На восстановление кремния определенное влияние оказывает давление в печи: чем оно выше, тем в меньшей степени и позднее восстанавливается кремний.

По данным В. М. Щедрина, температура начала восстановления кремния

$$T_{\text{Si}} = 17942/(9,91 - \lg P_{\text{CO}}). \quad (4.49)$$



При  $P_{\text{CO}} = 98 \text{ кПа}$   $T = 1540 \text{ К}$ ; при  $P_{\text{CO}} = 490 \text{ кПа}$   $T = 1675 \text{ К}$ .

Содержание кремния в чугуне (в %) можно определять из соотношения

$$[\text{Si}] = k/P_d^n \quad (4.50)$$

где  $P_d$  — давление дутья, Па;  $k$  и  $n$  — константы.

Предельное содержание кремния в ферросплаве (ферросилиции) можно рассчитать по реакции  $\text{Fe} + \text{Si} = \text{FeSi}$ , где  $[\text{Si}]_{\text{пред}} = 28/84 \sim 33\%$ .

В реальных условиях в доменный ферросилиций переходит не выше 10–14% Si. Выплавка кремнистых чугунов (литейного чугуна, ферросилиция) требует высоких температур в печи, больших затрат тепла, что обуславливает, как и в случае выплавки ферромарганца, значительный перерасход кокса. Улучшению восстановления кремния способствует плавка на кислых шлаках.

Для определения коэффициента активности углерода в системе Fe–Si–C используют выражение

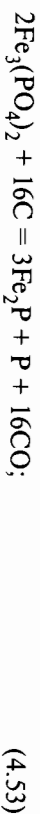
$$\gamma_C = 1/|1 - 5(N_C + N_{\text{Si}})|, \quad (4.51)$$

где  $N_C$  и  $N_{\text{Si}}$  — атомные доли соответственно углерода и кремния. Снижение растворимости углерода в присутствии кремния при содержании последнего до 4% находят по уравнению

$$\Delta N_{\text{C}}^{\text{Si}} = -0,71 N_{\text{Si}}, \quad (4.52)$$

где  $\Delta N_{\text{C}}^{\text{Si}}$  — изменение атомной концентрации углерода.

**Восстановление оксида фосфора.** Фосфор попадает в доменную печь в виде солей фосфорной кислоты, основными из которых являются вивианит  $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$  и апатит  $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot \text{CaF}_2$ . Восстановление фосфора из этих соединений начинается при умеренных температурах, однако заметно проявляется лишь при 900–1000 °C и выше (водородом) или 1000–1200 °C (оксидом углерода). При высоких температурах  $\text{CO}_2$  неустойчив и по реакции газификации с углеродом переходит в  $\text{CO}$ , поэтому суммарные реакции имеют вид прямого восстановления:



В случае железосодержащих соединений происходит одновременное восстановление железа и фосфора. Фосфор или фосфид активно растворяются в железе. В реальных условиях доменной плавки фос-

фор, попадающий с шихтой в доменную печь, целиком переходит в металлы, поэтому фосфор является крайне нежелательной примесью доменной шихты.

Прямое восстановление фосфора наряду с затратой твердого углерода сопровождается большим расходом тепла. Например, на реакцию восстановления фосфора по (4.54) требуется 1634 МДж. Это следует учитывать при плавке фосфористых руд.

Влияние фосфора на растворимость углерода в железоуглеродистых расплавах оценивают по уравнению

$$\Delta N_{\text{C}}^{\text{P}} = -0,84 N_{\text{P}} \quad (\text{при } N_{\text{P}} \leq 0,04). \quad (4.55)$$

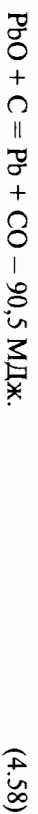
Растворимость фосфора в твердом железе при 1323 К составляет 2,8%.

**Восстановление других соединений.** Ванадий образует пять соединений с кислородом:  $\text{V}_2\text{O}_5$ ,  $\text{VO}_2$ ,  $\text{V}_2\text{O}_3$ ,  $\text{VO}$ ,  $\text{V}_2\text{O}$ , из которых первые три являются кислыми, а два последующие — основными. Высшие оксиды ванадия легко восстанавливаются газом в области умеренных температур, а низшие оксиды восстанавливаются твердым углеродом только при высоких температурах ( $\geq 1200^\circ\text{C}$ ). Степень перевода ванадия в чугун составляет 70–90%. Условиями высокой степени перевода ванадия в металлы являются основные шлаки и повышенный приход тепла (увеличенный расход кокса, нагрев дутья).

**Хром** при восстановлении аналогичен марганцу и ванадию. Для перевода хрома в металлы требуются повышенный расход кокса, высокий нагрев дутья и основные шлаки. В доменной печи можно выплавлять углеродистый феррохром, содержащий 40% Сг. Степень перевода хрома в чугун составляет  $> 90\%$ .

**Восстановление титана.** Титан восстанавливается при высоких температурах твердым углеродом. При этом расход тепла на восстановление титана больше, чем в случае кремния, поэтому при доменной плавке титансодержащих руд в чугун переходит лишь 5–15% Ti.

**Восстановление свинца.** Свинец поступает в доменную печь в основном с железорудной частью шихты в виде оксида. Приход свинца в ряде регионов составляет до 500 г/т чугуна. Свинец в основном восстанавливается по реакциям



РЬО начинает заметно улетучиваться при 1070 К. Полное восстановление свинца из шихты достигается при температурах выше 1200 К. Содержание свинца в чулунах и шлаке может составлять до 0,09% и 0,04% соответственно. Из-за высокой плотности жидкого свинца по сравнению с чугуном и слабой его растворимости в последнем он предполагается в доменной печи под слоем чугуна на лещади.

По опыту Кремиковского металлургического завода (Болгария), где проплавились свинецсодержащие железные руды, восстановленный свинец распределяется следующим образом: выпускается через специальную летку ниже (на 3,5 м) чугунной летки 50–55%, выносятся газом и улавливается в газоочистке 7–8%, выходит из печи со шлаком 18–20%, выходит из печи с чугуном – 12–15%.

*Восстановление мышьяка.* Восстановление оксида мышьяка идет по реакциям



Мышьяк в доменной печи восстанавливается полностью и целиком переходит в чугуны.

*Восстановление легковосстановимых элементов.* Легковосстановимыми называют элементы, у которых в условиях доменной печи средство к кислороду меньше, чем у FeO. По убыванию восстановимости низших оксидов элементы располагаются в следующем порядке: медь, кобальт, никель, вольфрам, олово. Эти элементы в доменной печи практически целиком переходят в чугуны.

*Поведение цинка.* В последнее десятилетие «проблема цинка» стала одной из наиболее актуальных в доменном производстве. В России детальный анализ поведения цинка в доменной плавке проведен еще в 30-х годах в связи с крупными авариями доменных печей Кузнецкого металлургического комбината, обусловленными применением местных железных руд с высоким (до 1,5%) содержанием цинка. Отлагаясь в швах футеровки шахты, цинк приводит к ее обрушению. Ныне проблема приобрела новую остроту в связи с выделением в производство широкого круга цинксодержащих технологических материалов. Особенно важным является факт увеличения объемов производства оцинкованного листа, что повлекло за собой рост выхода как образующегося, так и оборотного цинксодержащего скрапа.

Последующая утилизация этого вида скрапа в сталеплавильном производстве обуславливает обогащение по цинку пыли, выносимой

с отходящими газами: в пыли электродуговых печей, потребляющих преимущественно оцинкованный скрап, содержание цинка может составлять 35%.

Приход цинка в доменную шихту колеблется в пределах 0,1–5,0 кг/т чугуна, причем основным его источником является агломерат (60–99%). Температура плавления цинка 693 К, кипения – 1180 К. Теплота испарения составляет 115 кДж/моль, зависимость равновесного давления насыщенных паров цинка можно рассчитать по формуле

$$\lg P_{\text{Zn}} = -6620/T - 1,255 \lg T + 14,665. \quad (4.62)$$

Цинк сравнительно с оксидами железа является более трудновосстановимым элементом и требует для своего восстановления более низкого по сравнению с FeO содержания  $\text{CO}_2$ . Поэтому для упрощения расчетов принимают, что цинк из своего оксида  $\text{ZnO}$  восстанавливается преимущественно прямым путем по реакции



Цинк, поступающий в доменные печи, начинает восстанавливаться при температурах выше 900–1000 °С до газообразного состояния, поднимается с газовым потоком в верхние горизонты шахты. Часть его окисляется (посредством  $\text{CO}_2$  или оксидов железа), сублимируется и может снова опускаться с шихтовыми материалами до горизонта восстановления, создавая таким образом контур циркуляции. Оставшаяся часть цинка вместе с частицами пыли выносятся газовым потоком из печи. Различают верхний и нижний циркуляционные контуры. Верхний контур охватывает сухую часть столба шихты. Нижний контур охватывает зону шлакообразования и нижерасположенные объемы печи, включая горн, где цинк находится только в газообразном состоянии, а циркуляция функционирует на основе массообмена между насыщенными цинком расплавами (в пробах чугуна и шлака, отобранных из печи, цинка содержится в 3–5 раз больше, чем в технологических пробах) и фурменным газом.

Наличие зон циркуляции в доменной печи обуславливает накопление цинка в агрегате, рост расходов углерода на его прямое восстановление и рост теплопотребности процесса (из-за ухудшения условий косвенного восстановления оксидов железа в связи с образованием на реакционной поверхности отложений соединений цинка, а также роста по этой причине содержания FeO в первичных шлаках и т. д.). Так, по экспериментальным данным, на каждый килограмм цинка при его восстановлении расходуется около 10 кг кокса, что почти в 5 раз выше стехиометрически необходимого по реакции.

Для условий ММК установлено, что при нормальной работе в печи объемом 1370 м<sup>3</sup> в контурах циркуляции перемещается 6–8 т пинка, а в печи объемом 2014 м<sup>3</sup> – 9–12 т. По другим оценкам, масса накапливаемого пинка в доменных печах составляет 50–100 кг/т чугуна.

Поведение шелоной. Первые сведения о наличии в доменной печи соединений щелочных металлов появились более 200 лет назад, когда известный химик Берцелиус упомянул о накапливающихся на внутренней поверхности футеровки заплечиков и фурменной зоны доменных печей NaCl, KCl и K<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>. В дальнейшем опыты проплавки «соленого кокса» (содержавшего 5% NaCl) на Нижнетагильском металлургическом заводе (1932 г.), в которых приход NaCl в печь составлял 120–150 кг/т чугуна, показали, что со шлаком удалялось не более 50 кг натрия на 1 т чугуна. Большая часть его удалялась с газами, но значительное количество накапливалось в печи, интенсивно разрушая футеровку.

Проблема поведения щелочей вновь привлекла внимание после начала применения железорудных окатышей в доменной шихте, поскольку связующие вещества при их производстве содержали повышенное количество щелочей.

Оксиды калия и натрия полностью восстанавливаются в основном прямым путем



Газообразные щелочные металлы образуют циркуляционный контур по аналогии с цинком, вызывая тем самым повышение расхода углерода на восстановление. На ряде доменных печей приход щелочных металлов составляет 3–8 кг/т чугуна и выше. Объем циркуляционного контура этих металлов доходит до 50–70 кг/т чугуна и выше.

Возможны реакции образования цианидов:



#### 4.2.4. Кинетика восстановления оксидов в доменной печи

Сложность восстановительных процессов в доменной печи является причиной отсутствия единой трактовки механизма восстановления оксидов. Расхождение экспериментальных данных о ско-

рости восстановления, полученных различными специалистами, значительно. Наиболее исследован процесс восстановления куска руды газом-восстановителем в области умеренных температур, что соответствует условиям восстановления шихты в «сухой» зоне шахты доменной печи. Характерной является определенная последовательность этапов восстановления. В пространстве между кусками руды и в крупных порах куска течет газ-восстановитель. Вокруг отдельных кусков и около поверхности макропор образуются граничные потоки газа. Массообмен между газовой фазой и восстанавливаемым оксидом невозможен без переноса реагентов (восстановителя и продукта восстановления) через этот граничный слой. Для контакта с реакционной поверхностью газу-восстановителю необходимо диффундировать по микропорам куска, а также через слой образовавшихся продуктов восстановления внутри куска. Разообразные продукты восстановления нужно тем же путем отводить от места реакции. Далее газ-восстановитель должен войти в контакт с оксидом железа, т. е. необходима адсорбция газа на поверхности твердой фазы. На этой поверхности протекает собственно реакция восстановления, включающая отнятие кислорода от оксида, образование и рост зародышей продуктов восстановления – магнетита, вюститита или железа. Последующее наращивание слоя продуктов реакции происходит в результате твердофазных реакций и диффузии в твердой фазе.

Таким образом, процесс восстановления оксидов складывается из отдельных этапов, каждый из которых характеризуется собственным равновесием. Движущей силой в каждом случае является отклонение от равновесия. Например, мерой движущей силы диффузии служит разность концентраций (или давления) реагентов в начале и конце диффузионного пути.

Рассмотрим кратко отдельные этапы процесса восстановления оксидов. Коэффициенты диффузии ( $D$ , см<sup>2</sup>/с – числитель) газов восстановителей в бинарных газовых смесях и длины свободного пробега молекул ( $\lambda \cdot 10^{-5}$  см – знаменатель) при  $p = 98$  кПа приведены ниже:

Смесь	CO + N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> + N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> + H <sub>2</sub> O	CO + CO <sub>2</sub>
$D$ , °C:				
500	1,09/2,64	3,68/3,34	4,62/3,57	0,95/2,63
700	1,65/3,58	5,51/4,44	6,91/4,76	1,51/3,71
900	2,30/4,52	7,64/5,62	9,58/6,01	2,20/4,91
1100	3,05/5,53	10,06/6,84	12,62/7,32	3,01/6,22

Коэффициент диффузии газов 1 и 2 в бинарной смеси определяют по формуле

$$D_{12} = 85 \frac{t^{3/2}}{(\sigma_1 + \sigma_2)^2 p} \left( \frac{M_1 + M_2}{M_1 M_2} \right)^{1/2}, \quad (4.68)$$

где  $t$  — температура, °С;  $p$  — давление, кПа;  $M_1$  и  $M_2$  — молекулярные массы газов 1 и 2;  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  — диаметры молекул газов 1 и 2, нм.

При постоянной температуре коэффициент диффузии изменяется обратно пропорционально общему давлению смеси или сумме концентраций компонентов смеси. Повышение температуры вызывает увеличение коэффициента диффузии пропорционально  $t^{3/2}$  (при постоянном давлении) или  $t^{1/2}$  (при постоянном количестве газа в единице объема). Замеры показали, что в реальных смесях при постоянном давлении коэффициент диффузии  $D$  пропорционален  $t^m$ , где  $m = 1,5 \div 2,0$ .

Кроме того, при движении газа, обтекающего частицы железнородного материала, происходит конвективная диффузия, которая обусловлена разной плотностью в отдельных участках системы. Такая диффузия наблюдается только в подвижной среде. Для нее скорость существенно зависит от характера движения потока, который может быть ламинарным или турбулентным.

При ламинарном режиме отдельные струи газа перемешаются параллельно твердой поверхности и перенос диффундирующего вещества из среды к поверхности твердого тела и обратно (перпендикулярно потоку газа) осуществляется свободной диффузией. Турбулентный режим характеризуется беспорядочным движением небольших микрообъемов газа, скорость которых непрерывно меняется по величине и направлению. Концентрация газа в объеме в результате перемешивания сравнительно быстро выравнивается, но у твердой поверхности всегда имеется малоподвижный тонкий слой газа, где сохраняется ламинарный режим и градиент концентрации газа. Этот так называемый пограничный, или диффузионный, слой создает максимальное сопротивление переносу газа, так как в нем протекает сравнительно медленная свободная диффузия. Следовательно, перенос определяется переходом газа через эту пленку, а наблюдаемая скорость диффузии (или диффузионный поток) уравнением

$$I = D(c_1 - c_2)/l, \quad (4.69)$$

которое получают из уравнения Фика при условии, что толщина пограничного слоя и концентрации газа на границах этого слоя являются

ся постоянными и равными соответственно  $I$ ,  $c_1 - c_2$ , а количество газа, входящего и выходящего из пограничного слоя, постоянно. В этом случае концентрация газа в пограничном слое меняется от  $c_1$  до  $c_2$  линейно. Если обозначить  $D/l = \beta$ , получим

$$I = \beta(c_1 - c_2). \quad (4.70)$$

Величина  $\beta$  называется коэффициентом массопередачи. Он зависит от всех величин, определяющих скорость переноса, кроме концентраций, и по аналогии с коэффициентом пропорциональности в выражении закона действия масс его иногда называют константой скорости диффузии. При турбулентном движении  $\beta$  имеет характер эмпирического коэффициента и его значение зависит от газодинамической обстановки процесса. С повышением скорости потока газа и степени его турбулентности толщина пограничного слоя газа уменьшается, а величина коэффициента массопередачи возрастает.

При допущении, что процесс восстановления состоит из двух стадий: химической реакции и внешней диффузии и применении метода равнодоступной поверхности (все участки реакционной поверхности одинаково доступны для диффузии; диффузия и химическая реакция протекают последовательно и независимо друг от друга; концентрация газа-восстановителя одинакова на всей поверхности), вся реакция газа-восстановителя может рассматриваться как внешняя.

Для простых химических реакций изменение скорости обычно записывают в виде

$$v = k c^n, \quad (4.71)$$

где  $c$  — концентрация газа-восстановителя на поверхности оксида;  $k$  — константа скорости реакции;  $n$  — порядок реакции.

Для процесса на единице наружной поверхности беспористого материала, когда  $n = 1$ ,  $v = \beta(c_0 - c) = kc$ , где  $c_0$  — концентрация газа-восстановителя в ядре потока.

При равенстве скоростей последовательных звеньев (диффузии и реакции) и наблюдаемой скорости процесса

$$c = \frac{c_0}{1 + (k/\beta)}; \quad v = kc = \frac{kc_0}{1 + (k/\beta)} = \frac{c_0}{(1/k) + (1/\beta)} = k'c_0.$$

Таким образом, наблюдаемая константа скорости реакции процесса

$$k' = \frac{1}{(1/k) + (1/\beta)}.$$

Если выразить через обратные величины, то

$$1/k' = (1/k) + (1/\beta), \quad (4.72)$$

где первое слагаемое характеризует химическое, а второе — недиффузионное звено процесса.

Уравнение, приведенное выше, показывает, что обратная величина наблюдаемой константы скорости процесса восстановления равна сумме обратных значений констант скоростей последовательных звеньев процесса. Такой вывод, полученный для реакций, состоящих из двух стадий, применим в простейшем случае (если все звенья имеют первый порядок) к системам с любым числом последовательных звеньев.

Если константа скорости характеризует «пропускную способность» того или иного звена, то обратное ее значение представляет собой «сопротивление» этого звена. Следовательно, общее сопротивление протеканию процесса равно сумме сопротивлений последовательных звеньев. Это явление аналогично законам построения электрических цепей.

При движении газа в порах приведенные выше закономерности справедливы лишь в том случае, если размер поры много больше средней величины свободного пробега молекул, т. е. для пор размером  $> 100$  нм. В более мелких порах удары молекул о стенки поры будут чаще, чем столкновения молекул. При таком движении газов, называемом кнудсеновским или молекулярным, коэффициент кнудсеновской диффузии

$$D_k = 8/3 d (RT/2\pi M)^{1/2}, \quad (4.73)$$

где  $d$  — эффективный размер поры (радиус круглой поры, площадь сечения которой такая же, как у фактической поры), а диффузионный поток  $I_k$  (количество вещества в молах, проходящее за 1 с через площадь 1 см<sup>2</sup>)

$$I_k = 8/3 d (\Delta p/l) (RT/2\pi M)^{1/2}, \quad (4.74)$$

здесь  $\Delta p$  — разность давлений газа в начале и конце диффузионного пути;  $l$  — длина поры.

Сравнение формул (4.72) и (4.73) показало, что в отличие от свободной диффузии коэффициент кнудсеновской диффузии не зависит от давления, а диффузионный поток зависит (см. уравнение (4.74)). По абсолютной величине скорость кнудсеновского течения  $I_k$  меньше скорости диффузии в граничном слое газа  $I$  для одинаковых условий во столько раз, во сколько размер микропоры меньше длины свобод-

ного пробега молекул газа. Однако следует иметь в виду, что суммарная площадь сечения микропор очень велика.

Действительно, коэффициент самодиффузии газа

$$D_{11} = 2/3 v \lambda, \quad (4.75)$$

где  $v$  — среднеарифметическая скорость движения молекул газа;  $\lambda$  — длина свободного пробега молекул.

Учитывая, что

$$v = \sqrt{8RT/\pi M}, \quad (4.76)$$

т. е. зависит только от природы газа и его абсолютной температуры, из уравнения (4.73) имеем

$$D^* = 2/3 v d, \quad (4.77)$$

где  $d$  — эффективный размер поры.

Таким образом, коэффициент кнудсеновской диффузии равен коэффициенту самодиффузии при  $\lambda = d$ . Исходя из этого температура, давление газа и размер пор по-разному влияют на скорость свободной и кнудсеновской диффузии лишь потому, что  $D_{12}$  (или  $D_{11}$ ) зависит от  $\lambda$ , а для величины  $D^* \lambda$  — величина постоянная, равная размеру поры. Обозначение  $1/\lambda$  можно считать сопротивлением свободной диффузии, а  $1/d$  — сопротивлением кнудсеновской диффузии.

Для переходной области между свободной и кнудсеновской диффузией коэффициент диффузии, по К. К. Шкодину, можно выразить уравнением

$$1/D = (3/2 v) (1/\lambda + 1/d) \quad (4.78)$$

или

$$D = 3/2 v d \lambda / (d + \lambda) = \frac{2/3 v d}{1 + (d/\lambda)}. \quad (4.79)$$

При  $d < \lambda$  выражение (4.79) совпадает с (4.77), а при  $d \gg \lambda$  с (4.75). При  $d/\lambda \gg 10$  величина  $D$  практически не зависит от размера пор и обратно пропорциональна давлению; при  $d/\lambda < 0,1$  значение  $D$  не зависит от давления и прямо пропорционально эффективному размеру пор. В промежуточной области коэффициент диффузии прямо пропорционален размеру пор и обратно пропорционален  $p^n$  ( $1 > n > 0$ ).



При дальнейшем уменьшении размера пор сталкиваются с ситуацией, когда диаметр поры соизмерим с диаметром молекулы. Для того чтобы диффундировать через такие поры, молекулы должны обладать дополнительной энергией, необходимой для преодоления сил притяжения со стороны поверхности твердого тела.

Энергия активации ( $E$ ) зависит от размера поры. При кнуденовском течении  $E = 0$ . Для очень мелких пор

$$D_T = D_0 \exp(-E/RT), \quad (4.80)$$

поэтому такой вид диффузии называют активированным. Диффузионный поток в этом случае, согласно закону Фика, определяется уравнением

$$I = D_a (\Delta c/l), \quad (4.81)$$

где  $D_a$  — коэффициент активированной диффузии;  $\Delta c$  — изменение концентрации газа внутри твердого тела по диффузионному пути  $l$ .

Концентрация газа в твердом теле зависит от его растворимости и в большинстве случаев остается неизвестной величиной. Поэтому вместо уравнения (4.81) пользуются соотношением

$$I = k (\Delta p/l), \quad (4.82)$$

где  $\Delta p$  — разность парциальных давлений газа в начале и конце диффузионного пути;  $k$  — постоянная проницаемости, означающая количество газа, диффундирующего за 1 с через 1 см<sup>2</sup> площади тела толщиной 1 мм при разности парциальных давлений 133 Па.

С повышением температуры постоянная проницаемости  $k$  резко возрастает, т. е.

$$k = k_0 \exp(-E/RT), \quad (4.83)$$

где  $k_0$  — коэффициент;  $E$  — энергия активации, зависящая от природы газа и твердого тела.

В случае активированной диффузии смеси газов, как и при кнуденовском течении, каждый компонент диффундирует независимо от других и скорость проникновения отдельных компонентов смеси зависит только от градиента их концентрации и коэффициента диффузии. Однако в отличие от кнуденовского течения соотношение скорости активированной диффузии различных газов определяется не массами молекул, а экспоненциальными членами  $\exp(-E/RT)$ . Из-за большего различия величин энергии активации отдельных газов активированная диффузия в значительно большей мере является избирательной, чем молекулярное течение. Основные закономерности диффузии газа в порах отражены в табл. 4.1. К. К. Шкодин провел об-

Таблица 4.1

## Основные закономерности диффузии газов в порах твердой фазы

Показатель	Диффузия		
	свободная	кнуденовская	активированная <sup>6</sup>
Радиус пор	$d \gg \lambda$	$d < \lambda$	Соизмерим с диаметром молекулы
Коэффициент диффузии	$D_{11} = 2/3 v \lambda$	$D^* = 2/3 v d$	—
Зависимость от внешних факторов:			
коэффициента диффузии	$D_{11}^{*1} \sim T^{1.5-2.0}/p$	$D^{*2} \sim dT^{1/2}$	$D_a^{*3} \sim \exp(-E/RT)$
диффузионного потока	$I^{*2} \sim T^{0.5-1.0}$	$I \sim d p T^{-1/2}$	$I \sim \exp(-E/RT)$
Коэффициент взаимной диффузии	$D_{12}^{*4} \sim (\sigma_1 + \sigma_2)^{-2} \times \left( \frac{M_1 + M_2}{M_1 M_2} \right)^{1/2}$	$v^{*5} \sim M^{-1/2}$	—

<sup>1</sup> Не зависит от размера пор. <sup>2</sup> Не зависит от давления. <sup>3</sup> Диффузия через металлы. <sup>4</sup> Зависит от природы обоих компонентов смеси. <sup>5</sup> Скорость взаимно независимой диффузии компонентов. <sup>6</sup> Энергия активации зависит от газа и твердого тела, а скорость диффузии — от растворимости газа в твердом теле.

стоятельное исследование пористости агломератов различного состава и свойств. Средний радиус пор изменяется в пределах 20–250 нм, а суммарная их поверхность колеблется от 1000 до 4000 см<sup>2</sup>/г, причем поверхность крупных микропор (6000–35 000 нм) составляет <0,7%, хотя их объем намного превышает объем мелких пор.

Сопоставление данных о поверхности и среднем размере пор с кривыми изменения скорости восстановления позволило установить их взаимосвязь. На рис. 4.9, показана зависимость средней за 40 мин скорости восстановления различных агломератов от поверхности пор радиусом >30 нм. Для других типов агломератов подобная зависимость найдена для пор радиусом >15 нм, т. е. воздействию восстановителя доступны даже поры размером много меньшим средней длины свободного пробега газа-восстановителя. Скорость диффузии в них выше скорости процессов, происходящих на поверхности пор. В более мелких порах скорость диффузии газов меньше максимальной возможной скорости реакции на поверхности и газ в порах достигает равновесного состава. В этом случае скорость восстановления зависит только от скорости диффузии газа в порах.

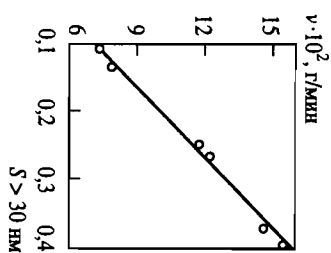
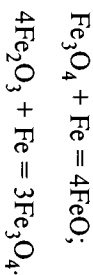


Рис. 4.9. Зависимость средней за 40 мин скорости восстановления ( $850^\circ\text{C}$ ,  $\text{CO}$ ) от поверхности пор размером  $>30$  нм в различных агрегатах

текает при непосредственном контакте с газом-восстановителем. Магнетит же и гематит, видимо, расходятся по реакциям



Диффузия в решетке соединения протекает преимущественно путем блуждания дефектов решетки, например вакансий или межузельных ионов. В связи с этим «более подвижными» всегда являются такие реагенты, в решетке которых подобные дефекты присутствуют.

В вюстите основными дефектами являются вакансии ионов железа, которые делают возможным диффузию железа в решетке оксида, происходящей при восстановлении вышних оксидов через внешне-расположенный слой вюстита от фазовой границы вюстит — газ или вюстит — железо до фазовой границы вюстит — магнетит.

Скорость увеличения толщины слоя  $\xi$  пропорциональна скорости диффузии через него. Тогда

$$d\xi/dt = kD \Delta c/\xi,$$

где  $\Delta c$  — разность концентраций диффундирующего компонента;  $k$  — коэффициент пропорциональности.

После интегрирования этого уравнения в пределах от 0 до  $t$

$$\xi = \sqrt{2kD\Delta c t}.$$

Далее, используя закон Фика,

$$v = F \sqrt{\frac{D\Delta c}{2\pi t}}, \quad (4.84)$$

где  $v$  — скорость диффузии;  $F$  — площадь, через которую происходит диффузия.

Таким образом, при неизменной разности концентраций диффундирующих компонентов на границах слоя его толщина (или степень восстановления) возрастает, а скорость диффузии через слой (или скорость восстановления) убывает пропорционально  $t^{1/2}$ .

На практике в ходе восстановления градиент концентрации и фронт диффузии не остаются постоянными. Это искажает полученную выше зависимость.

Для протекания процесса восстановления необходим непосредственный контакт восстановителя и оксида. Реагировать с оксидом могут только те молекулы газа-восстановителя, которые после столкновения с поверхностью тела находились на ней в течение требуемого для реакции времени. Максимальная скорость восстановления определяется количеством молекул газа, столкнувшихся с твердым телом. Для водорода, например, при  $1000^\circ\text{C}$  и  $98$  кПа расчетное количество столкновений за  $1$  с составляет  $5 \cdot 10^{23}$  на  $1$  см $^2$ , что на четыре порядка выше, чем замеренные скорости реакций. Адсорбированные молекулы газа вступают в реакцию с оксидами железа.

Если процесс восстановления лимитируется химической реакцией, то реакционная поверхность перемещается внутрь куска линейно. Например, если исходный радиус оксидного шара  $r_0$ , а радиус невосстановленной части  $r$ , тогда

$$-(dr/dt) = k/d_0, \quad (4.85)$$

где  $d_0$  — исходное содержание кислорода в куске;  $k$  — коэффициент пропорциональности.

После интегрирования  $r_i = r_0 - (kt/d_0)$ . Степень восстановления  $R = 1 - (r_i/r_0)^3$ .

Тогда получаем выражение Мак-Кевана:

$$d_0 r_0 [1 - (1 - R)^{1/3}] = kt. \quad (4.86)$$

Таким образом, при режиме восстановления, лимитируемом скоростью химической реакции, относительная толщина восстановленного слоя  $[1 - (1 - R)^{1/3}]$  должна увеличиваться линейно со временем. Опыты Мак-Кевана были выполнены с достаточно плотной и беспористой рудой. Образовывался четкий реакционный фронт между

восстановленной и невосстановленной зонами куска. Однако химическая реакция может лимитировать процесс и в том случае, если пористость куска руды очень высока и газ-восстановитель может беспрепятственно диффундировать в глубь куска. При этом восстановление идет во всем объеме куска, а формула Мак-Кевана применима для условий, когда  $r_0$  является радиусом рудных зерен и скорость восстановления не зависит от радиуса куска.

Если процесс восстановления лимитируется диффузией газа-восстановителя в пористых слоях, то применимо выражение

$$\frac{r}{r_0}(r_0 - r) \frac{dt}{dt} = -\frac{D}{d_0}(c_i^0 - c_i^*), \quad (4.87)$$

где  $D$  — коэффициент диффузии газа-восстановителя в порах куска;  $c_i^0$  — концентрация газа-восстановителя в газовой смеси;  $c_i^*$  — его равновесная концентрация.

Определение лимитирующей стадии реакции имеет важное значение. Основными в этом направлении являются работы Е. Тиле, Я. Б. Зельдовича (для реакций на поверхности пористых катализаторов и газификации угля) и С. Т. Ростовцева (для восстановления железных руд).

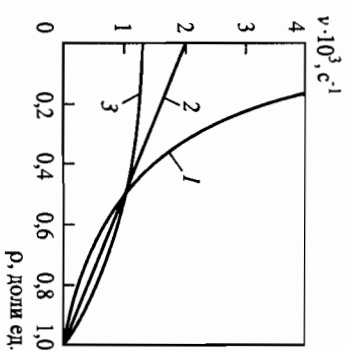
По С. Т. Ростовцеву, критерием является показатель

$$S = \sqrt{\frac{k\alpha}{D\beta}} r_0, \quad (4.88)$$

где  $k$  — константа скорости химической реакции;  $D$  — коэффициент диффузии газа через поры;  $\alpha$  — удельная поверхность пор;  $\beta$  — удельный объем пор.

При малых значениях  $S$  ( $<0,1$ ) процесс идет в кинетическом режиме, т. е. скорость восстановления лимитируется скоростью химической реакции. При больших значениях  $S$  ( $>40$ ) считают, что режим процесса — диффузионный, общая скорость процесса восстановления лимитируется подводом газа-восстановителя к реакционной поверхности. Промежуточным значениям  $S$  соответствует переходная область. При низких температурах восстановления для процесса характерным является кинетический режим, а при высоких — диффузионный. Однако критерий  $S$  является приближенным. Обший объем пор не может характеризовать диффузионного сопротивления, так как в порах разного диаметра механизм диффузии неодинаков. Кроме того, в уравнении Ростовцева  $\alpha$  и  $\beta$  взаимосвязаны:

Рис. 4.10. Зависимость скорости восстановления от степени восстановления при  $S < 0,1$  (1),  $S > 40$  (2) и комбинации формул (3)



$$\alpha = 2\beta/r, \quad (4.89)$$

где  $r$  — средний радиус поры.

Поэтому в параметре  $S$ , видимо, надо учитывать не объем и поверхность пор отдельно, а средний радиус пор. Кроме того, важен вид диффузии, лимитирующей процесс.

В кинетической области процесса восстановления скорость восстановления связана со степенно восстановлением:  $v \sim (1 - R)^{2/3}$ . В области, лимитируемой диффузией в порах,

$$v \sim \frac{(1 - R)^{1/3}}{[1 - (1 - R)^{1/3}]}. \quad (4.90)$$

В реальном процессе происходит переход из одного режима в другой, общее изменение скорости со степенью восстановления соответствует комбинации этих формул (рис. 4.10). Упрощенно это изменение характеризуется зависимостью первого порядка

$$v \sim (1 - R). \quad (4.91)$$

#### 4.2.5. Влияние различных факторов на скорость восстановления

**Температура.** Восстановление оксидов железа газом является гетерогенной реакцией. По аналогии с реакциями в гомогенной среде считается возможным применение закона Аррениуса:

$$k = k_0 \exp(-E/RT), \quad (4.92)$$

где  $k$  — константа скорости химической реакции;  $T$  — абсолютная температура;  $k_0$  — константа;  $E$  — энергия активации процесса.

Взаимосвязь скорости диффузии и температуры зависит от вида диффузии: для свободной диффузии газа в газовой среде и крупных порых скорость ее возрастает пропорционально  $T^{0,5-1,0}$ , а в мелких порах даже замедляется пропорционально  $T^{0,5}$ . Скорость активированной диффузии газа или компонентов в твердой фазе подчиняется экспоненциальной зависимости. Вследствие этого скорость процессов на реакционной поверхности, а следовательно, и восстановления в крупных порах резко возрастает. Одновременно уменьшается поверхность пор, доступных воздействию газа-восстановителя, так как увеличивается поверхность пор, в которых газ успел достигнуть равновесного состава. В результате суммарная диффузия возрастает не в той мере, как скорость диффузии в твердой фазе. Итак, влияние температуры на скорость диффузии должно быть более резким для материалов с большой долей крупных пор.

**Давление.** Влияние давления на скорость процесса восстановления в большей степени зависит от того, какой этап является лимитирующим. Внешняя диффузия (диффузия газа в пористом слое и крупных порах) подчиняется законам свободной диффузии, поэтому ее скорость не зависит от давления.

Взаимосвязь скорости самой химической реакции ( $v$ ) и парциального давления газа-восстановителя ( $p$ ) выражается уравнением вида

$$v = kp/(1 + kp) \quad (4.93)$$

или менее точно

$$v = kp^n, \quad (4.94)$$

где  $k$  и  $n$  — константы, а  $n < 1$ .

Таким образом, в кинетической области скорость восстановления должна увеличиваться с повышением давления, стремясь к некоторому пределу. Изменение давления существенно сказывается на внутренней диффузии. Поскольку повышение давления ускоряет диффузию газа в порах, соизмеримых с длиной свободного пробега молекул, то восстановление ускоряется лишь в том случае, если в восстанавливаемом материале имеются мелкие поры. Такое объяснение ускоряющего действия давления впервые было предложено С. Т. Ростовцевым и позднее экспериментально доказано К. К. Шкодиным.

Для железорудных материалов, в которых большинство пор доступно газу-восстановителю, ускорение диффузии увеличивает концентрацию восстановителя и уменьшает концентрацию продукта восстановления на поверхности восстанавливаемого материала. Поэтому повышение давления должно ускорять восстановление в той мере, в

какой увеличение градиента концентрации в слое восстановленных продуктов влияет на скорость восстановления.

Для железорудных материалов, в которых велика доля пор малого размера, с повышением давления и снижением длины свободного пробега молекул все большая поверхность становится доступной воздействию восстановителя, вследствие чего влияние давления в этом случае должно быть более резким.

Как для кинетического, так и для диффузионного режимов с повышением давления воздействие его должно уменьшаться. Например, в диффузионной области при определенном давлении средняя длина свободного пробега станет меньше среднего размера самых мелких пор и дальнейшее его повышение должно перестать влиять на скорость восстановления.

**Расход газа-восстановителя.** По данным многочисленных исследований, повышение до определенного предела расхода газа-восстановителя значительно ускоряет процесс восстановления. При небольших расходах, когда в ходе восстановления газ успевает достигнуть равновесного состава, скорость процесса прямо пропорциональна массовой скорости газа-восстановителя. Дальнейшее повышение его расхода ускоряет восстановление в меньшей степени и после достижения «критического» расхода скорость восстановления от него практически не зависит (рис. 4.11).

Скорость восстановления пропорциональна разности текущей и равновесной концентрации газа-восстановителя, т. е.

$$v \sim (c_t^0 - c_t^*).$$

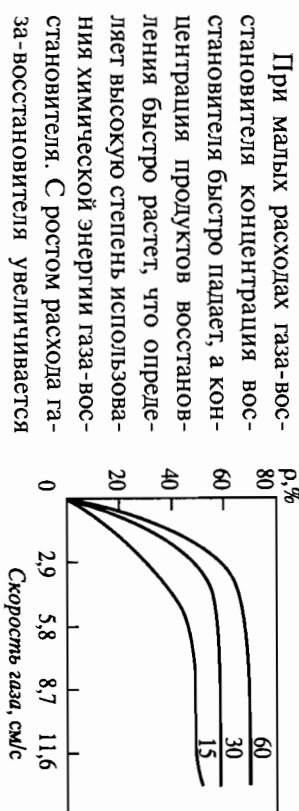


Рис. 4.11. Влияние скорости газа-восстановителя на степень восстановления магнетита водородом при 700 °С (цифры у кривых — время, мин)

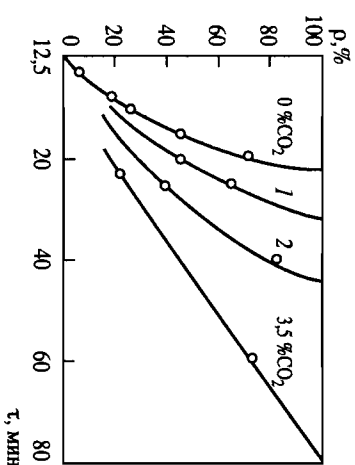
При малых расходах газа-восстановителя концентрации восстановителя быстро падает, а концентрация продуктов восстановления быстро растет, что определяет высокую степень использования химической энергии газа-восстановителя. С ростом расхода газа-восстановителя увеличивается его отношение к количеству окисленного железа, а концентрация восстановителя падает в меньшей степени, чем при малых расходах газа. Наконец, при очень больших количествах газа-восстановителя

концентрация продукта восстановления остается практически неизменной и малой, а разность между текущим и равновесным содержанием восстановителя — максимальной, после чего дальнейшее увеличение расхода газа на скорость процесса восстановления не влияет.

В связи с этим увеличение количества газовой смеси действует на скорость восстановления тем эффективнее, чем выше в смеси содержание окислителей, поэтому целесообразно в этом случае говорить о совместном влиянии расхода газа и концентрации восстановителей.

**Состояние газа-восстановителя.** Увеличение содержания в смеси нейтрального газа заметно снижает скорость восстановления в результате уменьшения концентрации газа-восстановителя и диффузионных затруднений при подводе восстановителя к поверхности восстанавливаемого материала. Например, при 800 °С по мере увеличения доли азота в смеси с монооксидом углерода (или водорода) от 20 до 80% время, необходимое для достижения степени восстановления 90%, увеличилось от 37 (или 5) до 90 (или 65) мин. Заметно влияет на скорость восстановления и добавка газообразных продуктов восстановления (рис. 4.12): достаточно повысить содержание  $\text{CO}_2$  в газовой смеси до 3,5%, чтобы степень восстановления за 20 мин снизилась с 70 до 17%.

Г. И. Чуфаров объяснил сильное тормозящее влияние водяного пара и диоксида углерода разной степенью адсорбции газа-восстановителя и газообразных продуктов восстановления на поверхности восстанавливаемого оксида. Водяной пар и диоксид углерода адсорбируются лучше, чем водород и оксид углерода, они блокируют межазотную поверхность. Таким образом, продукты восстановления значительно замедляют процесс. С повышением температуры влияние ад-



**Рис. 4.12.** Влияние содержания  $\text{CO}_2$  в газе на степень восстановления куска магнетита при 950 °С оксидом углерода при промежуточных значениях 1 и 2

сорбции падает, поэтому тормозящее влияние продуктов восстановления особенно сильно проявляется в низкотемпературной области.

При восстановлении чистым газом-восстановителем скорость восстановления пропорциональна количеству адсорбируемого газа и связана с парциальным давлением газа-восстановителя ( $p_v$ ):

$$v = k p_v (1 + k p_v), \quad (4.95)$$

где  $k$  — коэффициент, зависящий от свойств адсорбента и адсорбата и от теплоты адсорбции  $\lambda$ :

$$k \sim \exp(-\lambda/kT).$$

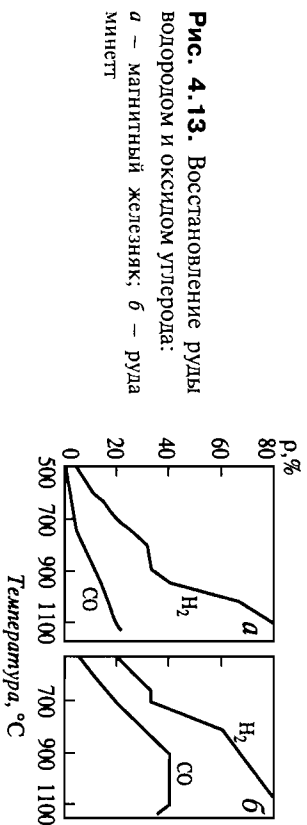
При наличии в газовой фазе продуктов реакции скорость восстановления

$$v_1 = \frac{k p_v}{1 + k p_v + k_1 p_{\text{во}}}, \quad (4.96)$$

где  $p_{\text{во}}$  — парциальное давление газообразного продукта реакции,  $k_1$  — коэффициент, аналогичный  $k$ ; но  $k_1 > k$ , поэтому  $v_1 \ll v$ .

Большое число исследований посвящено сравнению восстановления в водородом и монооксидом углерода. Согласно полученным данным, водород как восстановитель оксидов железа является более энергичным, чем монооксид углерода при низких и высоких температурах.

Вывод имеет большое значение в связи с вдуванием в доменные печи газообразных и жидких углеводородов. На рис. 4.13 приведены данные восстановления кусочков магнитного железняка и руды минетт размером 1,5 мм при различных температурах оксидом углерода и водородом в течение 10 мин. Эти и другие факты подтверждают ускорение восстановления при добавке водорода к газовой смеси. Изменение состава газа-восстановителя, как и других условий, должно по-разному влиять на скорость восстановления материалов с различ-



**Рис. 4.13.** Восстановление руды водородом и оксидом углерода: а — магнитный железняк; б — руда минетт



ной структурой. Увеличение интенсивности диффузионного обмена в объеме пор при повышении содержания водорода в восстановительной смеси должно в большей мере ускорять восстановление тех материалов, в которых имеется большее число пор, недоступных воздействию монооксида углерода (в условиях опытов К. К. Школина это поры радиусом  $<15-25$  нм). Для проверки специально исследовали агломераты *Д*, в которых нет пор радиусом  $<25$  нм, и *Б*, в которых имеются более мелкие поры, обладающие большей пористостью. В агломератах обоих типов основная доля поверхности приходилась на поры радиусом  $<100$  нм.

Результаты исследований приведены в табл. 4.2. Данные подтверждают принципиально различные результаты восстановления водородом агломератов неодинаковой физической структуры. Действие добавок водорода во много раз сильнее при восстановлении агломерата *Б*, чем *Д*. Например, скорость восстановления агломерата *Б* смесью, содержащей 49,5%  $H_2$ , в 2,4 раза больше, чем чистым монооксидом углерода, в то время как для агломерата *Д* величина этого отношения равна 1,08. Ускоряющее влияние водорода для агломерата *Д* примерно пропорционально его концентрации; для агломерата *Б* первые порции водорода значительно эффективнее последующих. Например, смесь с 0,7%  $H_2$  восстанавливает агломерат *Б* в 1,2 раза быстрее, чем чистый монооксид углерода, т. е. в присутствии водорода восстановление монооксида углерода ускоряется.

Таблица 4.2

Влияние состава газа-восстановителя на скорость восстановления агломератов физической структуры *Д* (в числителе) и *Б* (в знаменателе) при 850 °С

$H_2$ , %	Скорость восстановления, мг $O_2$ /мин	
	водородом	монооксидом углерода
0	—	134/62,5
0,2	0,4/0,2	133/67,0
0,7	1,3/0,8	132/75,5
2,7	4,8/3,5	130/90,5
6,0	10,5/8,8	125/101
9,0	15,7/14,0	120/104
29,2	49,0/45,8	92,0/88,4
49,5	79,7/82,8	65,5/65,9

Примечание. Расход смеси монооксида углерода и водорода 50 л/ч.

При молекулярном течении компоненты газовой смеси диффундируют независимо друг от друга со скоростями, обратно пропорциональными квадратному корню их молекулярных масс.

Поэтому при прочих равных условиях в смеси газов  $CO$  и  $CO_2$  или  $H_2$  и  $H_2O$  молекулы восстановителя диффундируют в поры быстрее, чем газообразные продукты реакции, в обратном направлении. В результате этого абсолютное давление в порах растет до тех пор, пока градиент парциального давления, например монооксида углерода, станет в  $(M_{CO_2}/M_{CO})^{1/2} = 1,25$  раза меньше градиента диоксида углерода, а градиент парциального давления водорода в  $(M_{H_2O}/M_{H_2})^{1/2} = 3$  раза меньше градиента водяного пара. При этом устанавливается равновесие обоих потоков (восстановительного газа и продуктов восстановления), а скорость диффузии в порах будет определяться наиболее медленным звеном — диффузией газообразных продуктов восстановления. Поэтому при восстановлении различными смесями водорода и монооксида углерода молекулы водорода и водяного пара диффундируют в порах быстрее, чем молекулы моно- и диоксида углерода, в  $(M_{CO_2}/M_{H_2O})^{1/2} = 1,56$  раза.

Благодаря ускорению диффузии в порах при увеличении количества водорода в смеси с монооксидом углерода концентрация восстановителя на поверхности пор увеличивается. Концентрация восстановителя на межфазной поверхности определяется условиями равновесия, поэтому практически не зависит от состава восстановительного газа.

Таким образом, для агломерата *Д*, у которого поверхность всех пор доступна воздействию монооксида углерода, при повышении концентрации водорода в исходной смеси процесс восстановления будет проходить на той же поверхности, но с большей скоростью благодаря увеличению градиента концентрации в слое продуктов восстановления.

Для агломерата *Б* рост концентрации водорода приводит не только к ускорению диффузии через слой твердых продуктов восстановления, но и к увеличению поверхности пор, доступных воздействию газа-восстановителя. Чем больше доля этих мелких пор, тем выше прирост скорости восстановления с добавкой водорода. Образующийся при восстановлении водяной пар реагирует в крупных порах с  $CO$ , т. е.  $H_2O + CO = H_2 + CO_2$ , и вновь переходит в водород. Многократное участие молекул водорода в процессе восстановления приводит к увеличению степени восстановления оксидом углерода.

*Свойства рудного материала.* Важное влияние физической структуры рудного материала отмечалось выше. Кроме структуры, на скорость восстановления влияют размер куска и его минералогический

состав. Чем больше размер куска, тем длительнее процесс восстановления. В состав куска могут входить как легко-, так и трудновосстановимые минералы. Кроме того, в ходе восстановления протекают самотеплительные процессы, которые в свою очередь влияют на скорость процесса восстановления. Так, в ходе восстановления возможны твердофазные реакции (например, между  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и  $\text{SiO}_2$ ), спекание металлических и оксидных компонентов с изменением физической структуры восстанавливаемого материала и другие процессы, до настоящего времени изученные недостаточно полно.

#### 4.2.6. Параметры процесса восстановления в доменных печах и их связь с технико-экономическими показателями доменной плавки

Сложность процессов восстановления обуславливает отсутствие единого показателя, характеризующего развитие восстановления в доменной печи. В зависимости от условий и цели работы пользуются теми или иными показателями восстановления. Классифицируя, их можно разделить на три группы: а) показатели, характеризующие использование восстановительной способности газа в печи; б) показатели, характеризующие развитие прямого и непрямого восстановления в печи; в) комплексные показатели.

*Показатели, характеризующие использование восстановительной способности газа в печи.* Еще в XIX в. были сделаны попытки оценить развитие процессов восстановления по составу колошникового газа. Л. Беллом, а позже Л. Грюнером было использовано отношение содержания углекислоты и оксида углерода в колошниковом газе. По Грюнеру, мерой эффективности использования газа-восстановителя в печи служит показатель

$$m = \text{CO}_2/\text{CO}. \quad (4.97)$$

Увеличение количества водорода, поступающего в доменную печь, потребовало оценки его работы в качестве газа-восстановителя. В настоящее время вместо показателя Грюнера используют значения степени использования восстановительной способности оксида углерода и водорода:

$$\eta_{\text{CO}} = \text{CO}_2/(\text{CO} + \text{CO}_2); \quad (4.98)$$

$$\eta_{\text{H}_2} = \text{H}_2\text{O}/(\text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}), \quad (4.99)$$

где  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{H}_2$ ,  $\text{H}_2\text{O}$  — содержания соответствующих компонентов в колошниковом газе. Нетрудно заметить, что

$$\eta_{\text{CO}} = \frac{1}{1 + (1/m)}. \quad (4.100)$$

Имеются предложения объединить оба рассмотренных показателя в один, т. е.

$$\eta_{\text{газ}} = \frac{\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}}{\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}. \quad (4.101)$$

Степень использования восстановительной способности газа является важным параметром доменной плавки. Чем лучше используется газ-восстановитель в доменной печи, тем ниже расход кокса и выше технико-экономические показатели плавки. Использование этих показателей затруднено определением доли водяного пара в колошниковом газе, так как анализу подвергается сухой газ. Целесообразнее пользоваться в этом случае расчетом

$$\eta_{\text{H}_2} = 1 - g_f, \quad (4.102)$$

где  $g$  — отношение количества азота и водорода, поступивших в печь;  $f$  — отношение содержания водорода и азота в сухом колошниковом газе.

*Показатели, характеризующие развитие прямого и непрямого восстановления в печи.* Физический смысл этих показателей зависит от типа балансовых соотношений. Расчет на основе баланса кислорода и железа ведут чаще, чем на основе баланса углерода. Показатели прямого  $R_d$  и непрямого  $R_i$  восстановления, впервые предложенные Б. Озанном в Германии, усовершенствованы Р. Банзеном и А. Н. Раммом. Под показателем прямого (непрямого) восстановления понимают отношение количества кислорода шихты, полученного прямым (непрямым) путем, к общему количеству газифицированного кислорода шихты, т. е.

$$R_d = \text{O}_d/\text{O}_{\text{ш}}; R_i = \text{O}_i/\text{O}_{\text{ш}}; R_d + R_i = 1, \quad (4.103)$$

здесь  $\text{O}_d$  и  $\text{O}_i$  — количество кислорода, отнятого соответственно прямым и непрямым способами;  $\text{O}_{\text{ш}}$  — количество газифицируемого кислорода шихты.

Положительной особенностью указанных показателей является возможность их подсчета по анализу колошникового газа. В условиях современного производства состав колошникового газа можно определять непрерывно, т. е. расчет этих показателей также можно вести непрерывно, в темпе процесса.

Кислород непрямого восстановления находится в колошниковом газе в виде  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$ , причем на 1 объем углекислоты и водяного пара приходится 0,5 объема кислорода непрямого восстановления. Таким образом, если  $V_{\text{к.г}}$  — выход колошникового газа на единицу чугуна или в единицу времени,  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$  — содержание углекислоты и водяного пара в колошниковом газе, %, то объем кислорода, отнятого от шихты непрямым путем,  $O_i = 0,5 V_{\text{к.г}} (\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O})$ .

Общее количество кислорода шихты определяют следующим образом. Количество кислорода, находящегося в колошниковом газе,  $O_{\text{к.г}} = V_{\text{к.г}} (\text{CO}_2 + 0,5 \text{CO} + 0,5 \text{H}_2\text{O})$ , так как 1 моль  $\text{CO}_2$  содержит 1 моль кислорода, а 1 моль  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2\text{O}$  — 0,5 моля кислорода.

Кислород колошникового газа включает в себя газифицированный кислород шихты  $O_{\text{ш}}$  и кислород дутья  $O_{\text{д}}$ , перешедший в газ при сжигании топлива у фурмы доменной печи, т. е.  $O_{\text{ш}} = O_{\text{к.г}} - O_{\text{д}}$ .

Количество кислорода дутья определяют, исходя из того, что количество азота в печи не изменяется, т. е.

$$\beta = \frac{(O_{\text{д}} \text{, \%})}{(N_{\text{д}} \text{, \%})} = \frac{O_{\text{д}}}{N_{\text{д}}}; \quad O_{\text{д}} = \beta \cdot N_{\text{д}}; \quad N_{\text{д}} = (N_{\text{д}} \text{, \%}) V_{\text{д}},$$

где  $O_{\text{д}}$ ,  $N_{\text{д}}$  — количество соответственно кислорода и азота дутья на единицу чугуна или в единицу времени;  $O_{\text{д}}$  %,  $N_{\text{д}}$  % — содержание кислорода и азота в дутье;  $V_{\text{д}}$  — количество дутья (на единицу чугуна или в единицу времени).

Количество азота в дутье можно определить из соотношения:  $N_{\text{д}} = N_2 V_{\text{к.г}}$ , тогда  $O_{\text{д}} = \beta N_2 V_{\text{к.г}}$ , где  $N_2$  — содержание азота в колошниковом газе, %.

В результате

$$O_{\text{ш}} = O_{\text{к.г}} - O_{\text{д}} = V_{\text{к.г}} (\text{CO}_2 + 0,5 \text{CO} + 0,5 \text{H}_2\text{O}) - \beta N_2 V_{\text{к.г}}$$

Сократив числитель и знаменатель этого равенства на  $V_{\text{к.г}}$ , получим

$$R_i = \frac{0,5 \text{CO}_2 + 0,5 \text{H}_2\text{O}}{0,5 \text{CO} + \text{CO}_2 + 0,5 \text{H}_2\text{O} - \beta N_2}; \quad (4.104)$$

$$R_d = \frac{0,5 \text{CO}_2 + 0,5 \text{H}_2\text{O} - \beta N_2}{0,5 \text{CO} + \text{CO}_2 + 0,5 \text{H}_2\text{O} - \beta N_2}. \quad (4.105)$$

Все составляющие уравнений (4.104) и (4.105), кроме коэффициента  $\beta$ , являются контролируемыми долями компонентов колошникового газа.

$$(O_{\text{д}} \text{, \%}) = \omega(1 - f) + 0,5f \text{ и } (N_{\text{д}} \text{, \%}) = (1 - \omega)(1 - f),$$

где  $\omega$  — содержание  $\text{O}_2$  в сухом дутье, %,  $f$  — влажность дутья, %.

$$\text{Тогда } \beta = \frac{\omega(1 - f) + 0,5f}{(1 - \omega)(1 - f)}.$$

Для сухого атмосферного дутья  $f = 0$ ,  $\omega = 21\%$  и  $\beta = 21/79 = 0,266$ .

До настоящего времени, однако, не контролируют содержание водяного пара в колошниковом газе. В связи с этим содержание  $\text{H}_2\text{O}$  в уравнениях (4.104) и (4.105) удобнее вычислить по балансу водорода или, что еще проще, задавать степень использования восстановительной способности водорода. Тогда уравнения (4.104) и (4.105) принимают вид

$$R_i = \frac{0,5 \text{CO}_2 + 0,5 \text{H}_2 \left( \eta_{\text{H}_2} / 1 - \eta_{\text{H}_2} \right)}{0,5 \text{CO} + \text{CO}_2 + 0,5 \text{H}_2 \left( \eta_{\text{H}_2} / 1 - \eta_{\text{H}_2} \right) - \beta N_2}; \quad (4.106)$$

$$R_d = \frac{0,5 \text{CO}_2 + 0,5 \text{CO} - \beta N_2}{0,5 \text{CO} + \text{CO}_2 + 0,5 \text{H}_2 \left( \eta_{\text{H}_2} / 1 - \eta_{\text{H}_2} \right) - \beta N_2}. \quad (4.107)$$

Недостатком показателей  $R_i$  и  $R_d$  является то обстоятельство, что в формулу для их подсчета входит содержание суммарного кислорода всех оксидов, т. е. не делается различия между кислородом высших оксидов железа и марганца, отнимаемым главным образом непрямым путем, и кислородом трудновосстановимых оксидов, отнимаемым твердым восстановителем. Это приводит к тому, что в случае изменения окисленности шихты, например увеличения доли  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  в шихте, можно наблюдать увеличение показателя  $R_i$ , в то время как фактическое количество железа, восстановленного прямым путем, остается неизменным. Следовательно, в данном случае увеличение непрямого восстановления в виде показателя  $R_i$  является в определенной мере фиктивным.

Распространенным в России является показатель прямого восстановления  $r_p$ , предложенный М. А. Павловым и представляющий собой отношение количества железа  $\text{Fe}_p$  восстановленного из  $\text{FeO}$  пря-

мым путем, к общему количеству окисленного железа:

$$r_d = \text{Fe}_d / (\text{Fe}_{\text{общ}} - \text{Fe}_{\text{мет}}). \quad (4.108)$$

Способы расчета показателя  $r_d$  связаны с необходимостью составлять балансы углерода и железа. В отличие от показателей  $R_i$  и  $R_d$  величину индекса  $r_d$  можно определить не во время плавки, а по ее окончании, что затрудняет использование  $r_d$  для целей текущего регулирования.

Положительной особенностью этого показателя является то, что  $r_d$  не зависит от окисленности шихты. К его недостаткам относятся необходимость допущения, что восстановление из  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  до  $\text{FeO}$  происходит прямым путем, а полученный  $\text{CO}_2$  не участвует в реакциях (например, с твердым углеродом) и уносится газом, что не соответствует действительности.

Еще одна группа показателей, характеризующих развитие прямого и непрямого восстановления, основана на балансах углерода:

$$\Sigma C = C_r + C_q + C_{\text{п}}, \quad (4.109)$$

где  $\Sigma C$  — количество суммарного углерода, поступающего в печь;  $C_r$ ,  $C_q$ ,  $C_{\text{п}}$  — количество углерода, переходящего соответственно в газ, чулун и теряемого с пылью.

$C_{\text{п}}$  и  $C_q$  — небольшие и, как правило, постоянные величины, поэтому для целей анализа процесса или управления им целесообразно пользоваться показателем

$$C_r = C_{\phi} + C_d. \quad (4.110)$$

Первое слагаемое характеризует расход углерода-теплоносителя, а второе — углерода-восстановителя. Уменьшение  $C_{\phi}$  зависит от факторов, снижающих расход тепла (вывод из шихты карбонатов, увеличение содержания железа в шихте и т. д.), а также от использования дополнительных источников тепла (в частности, нагрев дутья). Снижение  $C_d$  связано в основном с улучшением использования восстановительной способности газа.

В 1898 г. О. Рокур предложил показатель  $C'_{\phi}$  (%), представляющий собой отношение количества углерода, сторевавшего у фурм, к общему количеству газифицированного углерода, т. е.

$$C'_{\phi} = \frac{C_{\phi}}{C_r} \cdot 100 = \frac{2\beta N_2}{\text{CO} + \text{CO}_2} \cdot 100. \quad (4.111)$$

(содержанием метана в колошниковом газе пренебрегают).

Позднее В. Матезиусом, а затем Ф. Вюстом был введен показатель  $C'_d = \frac{C_d}{C_r}$ . (4.112)

*Комплексные показатели.* А. Н. Похвисневым предложены два показателя, которые можно использовать для комплексной оценки восстановительной и тепловой работы доменной печи.

Показатель расхода углерода в печи ( $P$ ) характеризует отношение газифицированного кислорода шихты к газифицируемому углероду:

$$P = \frac{O_{\text{ш}}}{C_r} = \frac{\text{CO}_2 + 0,5\text{CO} + 0,5\text{H}_2\text{O} - \beta N_2}{\text{CO} + \text{CO}_2} = \frac{\text{CO}_2 + 0,5\text{CO} + 0,5\text{H}_2 \left( \eta_{\text{H}_2} / 1 - \eta_{\text{H}_2} \right) - \beta N_2}{\text{CO} + \text{CO}_2}. \quad (4.113)$$

Показатель использования восстановительной энергии газа в доменной печи  $q$  является отношением количества кислорода, отнятого от шихты прямым путем, к газифицированному углероду:

$$q = \frac{O_i}{C_r} = \frac{0,5\text{CO}_2 + 0,5\text{H}_2\text{O}}{\text{CO} + \text{CO}_2} = \frac{0,5\text{CO}_2 + 0,5\text{H}_2 \left( \eta_{\text{H}_2} / 1 - \eta_{\text{H}_2} \right)}{\text{CO} + \text{CO}_2}. \quad (4.114)$$

При отсутствии водорода в газе

$$q = 0,5 \frac{\text{CO}_2}{\text{CO} + \text{CO}_2} = 0,5 \eta_{\text{CO}}, \quad (4.115)$$

тогда

$$q/P = R_r. \quad (4.116)$$

Использование показателей  $q$  и  $P$  удобно для текущего контроля хода доменного процесса. Учитывая, что величина  $O_{\text{ш}}$  мало колеблется в ходе процесса, показатель  $P$  обратно пропорционален значению  $C_r$ , т. е. мгновенному расходу углерода. При переменной величине  $O_{\text{ш}}$  показатель  $P$  практически пропорционаленрудной нагрузке.

Показатель  $q$  характеризует восстановительную работу газа в печи. Зная величины  $P$  и  $q$ , можно иметь сведения о мгновенных величинах рудной нагрузки, степени использования восстановительной работы газов и общей степени прямого или непрямого восстановления.

По данным А. Н. Похвиснева, показатели  $P$  и  $q$  статистически взаимосвязаны, т. е.

$$q = P/(1 + P^2). \quad (4.117)$$

*Связь показателей восстановления и расхода кокса.* Ход процесса восстановления существенно влияет на тепловую работу печи, а следовательно, и на расход горючего. Углерод расходуется как восстановитель и как теплоноситель — для возмещения затрат тепла на проведение эндотермических реакций прямого восстановления. Реакции непрямого восстановления идут при условии большого избытка газа-восстановителя, т. е. у фурм должно образовываться необходимое количество восстановительных газов — продуктов окисления горючего. Таким образом, ход восстановительных процессов непосредственно влияет на технико-экономические показатели доменной плавки.

Для наиболее простых условий работы печи (при отсутствии водорода в печи, карбонатов и пр.)

$$P = \frac{O_{\text{ш}}}{C_r} = \frac{O_{\text{ш}}}{CO + CO_2}; \quad q = 0,5\eta_{CO}. \quad (4.118)$$

Тогда

$$R_i = \frac{q}{P} = \frac{0,5(CO + CO_2)}{O_{\text{ш}}} \eta_{CO},$$

где  $\eta_{CO}$  — степень использования оксида углерода в процессе восстановления;  $(CO + CO_2)$  — количество образовавшихся в печи углеродсодержащих газов,  $\text{м}^3/\text{т}$  чугуна;  $O_{\text{ш}}$  — количество газифицируемого кислорода шихты,  $\text{м}^3/\text{т}$  чугуна.

Значение  $C_r = CO + CO_2$  является величиной, близкой к расходу углерода на процесс (точнее, это углерод, заданный в печь за вычетом углерода, перешедшего в чугун и вынесенного из печи с пылью), а количество газифицированного кислорода шихты  $O_{\text{ш}}$  — величина, изменяемая в узких пределах (для одной шихты практически постоянна). Тогда

$$R_i = \alpha K \eta_{CO}. \quad (4.119)$$

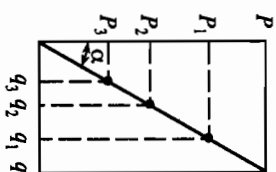
где  $K$  — расход кокса;  $\alpha = 0,5C_k(1 - b)/O_{\text{ш}}$ ,  $C_k$  — содержание углерода в коксе,  $b$  — доля углерода кокса, перешедшего в чугун и унесенного из печи с пылью.

Итак, при постоянных условиях плавки, когда  $C_k$ ,  $O_{\text{ш}}$ ,  $b$  — практически постоянные величины, существует взаимосвязь расхода кокса в печи и двух показателей восстановления — степени непрямого восстановления и степени использования химической энергии газа. Степень непрямого восстановления равна произведению расхода кокса и степени использования газа-восстановителя.

Таким образом, существует два пути роста  $R_i$ : увеличение количества газа-восстановителя (связано с повышением расхода кокса, что экономически невыгодно, однако оправдано при вдувании в печи углеводородов) и улучшение использования газа в печи. На это еще в XIX в. указывал Л. Грюнер. Для осуществления второго пути можно улучшить газораспределение в шахте, повышать восстановимость шихты и др. Из уравнения (4.119) также следует, что теоретически неверно строить связь двух величин (например, расхода кокса и степени прямого восстановления, как это сделано в ряде ранее вышедших учебников). Приведенное уравнение (4.119), являясь упрощенной моделью, не может учесть многообразия условий процесса (например, повышение температуры в нижней зоне печи может усилить развитие прямого восстановления трудновосстановимых элементов и, следовательно, вызвать не связанное с вышеприведенными рассуждениями уменьшение  $R_i$ ), но удобно для анализа влияния различных факторов на восстановительные процессы в печи. Так, Н. Н. Барыкиным обобщены итоги многолетней практики работы доменных печей ММК, из которых видно, что, несмотря на большой пресс, достигнутый в производстве, величина  $R_i$  не только не увеличилась, а скорее уменьшилась. Расход кокса из-за роста содержания железа в шихте, вывода флюса из шихты и других мероприятий снижался быстрее, чем увеличивался другой сомножитель — степень использования газа. Таким образом, величина  $R_i$  (или  $R_p$ ,  $T_d$  и т. д.) сама по себе не может быть мерой экономичности процессов восстановления в печи.

Наглядно связь трех основных характеристик восстановления железорудных материалов в доменной печи показана на рис. 4.14. При одной и той же степени непрямого восстановления  $R_i$  могут быть достигнуты различные величины удельного расхода газифицируемого углерода  $P$  при различной работе газов в печи  $q$ . Диаграмма  $P$ – $q$  представляет собой графоаналитическую схему доменного процесса, весьма наглядную и удобную для текшей расшивки изменений в хо-



Рис. 4.14. Диаграмма  $P - q$ ;  $\tan \alpha = R_1$ 

де процесса восстановления в богатой доменной печи.

На практике величинами  $R_p$ ,  $R_d$  и  $r_d$  из-за их относительного постоянства удобно пользоваться при расчетах в качестве исходных величин. Заметим, что между  $R_d$  и  $r_d$  имеется простая связь:

$$r_d = R_d \frac{\frac{3}{2} \text{Fe}^{3+} + \text{Fe}^{2+}}{\text{Fe}^{3+} + \text{Fe}^{2+}}. \quad (4.120)$$

Приним для большей точности при подсчете  $R_1$  в знаменателе следует учесть с отрицательным знаком кислород трудновосстановимых оксидов.

Приведенные зависимости показывают, что важнейшей технологической величиной, влияющей на расход кокса, является степень использования восстановленной способности печного газа. С учетом обратимости химических реакций восстановления оксидов железа монооксидом углерода и водородом степень использования восстановительной способности этих газов должна быть меньше единицы. Опыт работы различных доменных печей показывает, что эта величина, выраженная, например, показателем

$$\eta_r = \frac{\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}{\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}},$$

колеблется в интервале 0,3–0,5, иногда достигая 0,5–0,55. Это дало основание для распространённого мнения о том, что пределом возможной величины степени использования газа в доменной печи является 0,6. Однако ее можно определить теоретически.

Примем наиболее простые условия:

- водород в печном газе отсутствует;
- железорудный материал представлен гематитовой шихтой;
- иные, кроме восстановления, источники  $\text{CO}_2$  отсутствуют;
- $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  восстанавливаются только прямым путем.

Поскольку при данном расчете тепловая сторона процесса не рассматривается, содержание железа и расход топлива для него не нужны (это никак не повлияет на расчет показателей восстановления).

В этом случае

$$\eta_r = \frac{\text{CO}_2}{\text{CO} + \text{CO}_2} = \frac{\text{CO}_2^{\text{FeO}} + \text{CO}_2^{\text{Fe}_3\text{O}_4} + \text{CO}_2^{\text{Fe}_2\text{O}_3}}{\text{CO}_{\text{нач}}}, \quad (4.121)$$

где  $\text{CO}_2^{\text{FeO}}$ ,  $\text{CO}_2^{\text{Fe}_3\text{O}_4}$ ,  $\text{CO}_2^{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  количество  $\text{CO}_2$ , образующегося при восстановлении  $\text{FeO}$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  соответственно;  $\text{CO}_{\text{нач}}$  — количество  $\text{CO}$  в горновом газе, включая  $\text{CO}$ , образующееся при прямом восстановлении  $\text{FeO}$ .

Расчет ведем в единицах, отнесенных к 1 т чугуна. Если обозначить  $[\text{Fe}]$  — количество железа, кг/т;  $r_d$  — степень непрямого восстановления, по М.А. Павлову, то количество железа шихты, восстановленного газом, составит величину  $[\text{Fe}] (1 - r_d)$ , а количество  $\text{CO}_{\text{нач}}$ :

$$\text{CO}_{\text{нач}} = \frac{[\text{Fe}] (1 - r_d)}{\eta_{\text{FeO}}} \frac{22,4}{56} \text{ нм}^3/\text{т},$$

где  $\eta_{\text{FeO}}$  — достигаемая в доменной печи степень использования  $\text{CO}$  при восстановлении вюстита.

При этом образуется  $\text{CO}_2$

$$\text{CO}_2^{\text{FeO}} = \frac{[\text{Fe}] 22,4}{56} \text{ нм}^3/\text{т};$$

при восстановлении  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  образуется

$$\text{CO}_2^{\text{Fe}_3\text{O}_4} = \frac{[\text{Fe}] 22,4}{3 \cdot 56} \text{ нм}^3/\text{т};$$

при восстановлении  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  образуется

$$\text{CO}_2^{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{[\text{Fe}] 22,4}{6 \cdot 56} \text{ нм}^3/\text{т}.$$

Тогда формула (4.121) примет следующий вид:

$$\eta_r = \frac{[\text{Fe}](1-r_d) \frac{22,4}{56} + [\text{Fe}] \frac{22,4}{3 \cdot 56} + [\text{Fe}] \frac{22,4}{6 \cdot 56}}{[\text{Fe}](1-r_d) \frac{1}{\eta_{\text{CO}}} \cdot \frac{22,4}{56}} =$$

$$= \frac{(1-r_d) + \frac{1}{3} + \frac{1}{6} \eta_{\text{FeO}}}{(1-r_d) \eta_{\text{CO}}} = \eta_{\text{FeO}} \frac{1,5-r_d}{1-r_d}. \quad (4.122)$$

При анализе формулы (4.122) следует иметь в виду, что  $r_d$  и  $\eta_{\text{FeO}}$  неважно влияют друг на друга. Поэтому использование формулы во всем диапазоне изменений  $r_d$  видимо, не является корректным. При высоких значениях  $r_d$  расход углерода-восстановителя является лимитирующим, поэтому предлагаемая формула не действует.

В области изменений  $r_d = 0,2-0,5$ , многократно описанной в литературе, основным фактором, влияющим на  $\eta_r$ , является  $\eta_{\text{CO}}$ . В этой области  $\eta_{\text{FeO}} = 0,25-0,35$  и тогда, например:

$$\begin{aligned} \text{при } \eta_{\text{FeO}} = 0,3 \text{ и } r_d = 0,3 \text{ следует, что } \eta_r &= 0,514; \\ \text{при } \eta_{\text{FeO}} = 0,3 \text{ и } r_d = 0,4 \quad \eta_r &= 0,549; \\ \text{при } \eta_{\text{FeO}} = 0,3 \text{ и } r_d = 0,5 \quad \eta_r &= 0,600, \end{aligned}$$

что соответствует имеющимся производственным данным.

Попытаемся теоретически доказать пределы применения формулы (4.122). Основным фактором, определяющим эту область, является количество CO, необходимое для восстановления FeO, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Это количество можно подсчитать следующим образом:

$$\text{CO}_{\text{неч}} > \text{COFeO} + \text{COFe}_3\text{O}_4 + \text{COFe}_2\text{O}_3, \quad (4.123)$$

где COFeO, COFe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, COFe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — количество CO, расходуемого на восстановление соответствующих оксидов.

Иначе формулу (4.123) можно представить в виде

$$\frac{[\text{Fe}](1-r_d) \frac{22,4}{56}}{\eta_{\text{CO}} \cdot 56} > \frac{[\text{Fe}](1-r_d) \frac{22,4}{56}}{56} + \frac{[\text{Fe}] \frac{22,4}{56}}{\eta_{\text{Fe}_3\text{O}_4} \cdot 3 \cdot 56} + \frac{[\text{Fe}] \frac{22,4}{56}}{\eta_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot 6 \cdot 56}$$

$$\text{или} \quad \frac{(1-r_d)}{\eta_{\text{CO}}} > (1-r_d) + \frac{1}{3\eta_{\text{Fe}_3\text{O}_4}} + \frac{1}{6\eta_{\text{Fe}_2\text{O}_3}}.$$

Учитывая, что  $\eta_{\text{Fe}_3\text{O}_4}$  в диапазоне температур 600–1000 °C составляет 0,62±0,86, принимаем  $\eta_{\text{FeO}} = 0,3$  и  $\eta_{\text{Fe}_3\text{O}_4} = 0,62$ , тогда при  $r_d < 0,7$

$$\frac{(1-r_d)}{0,3} > (1-r_d) + \frac{1,35}{3 \cdot 0,62} + \frac{1}{6}.$$

Таким образом, при  $\eta_{\text{FeO}} = 0,3$ , что соответствует практике работы доменных печей, формула (4.122) дает корректные результаты при  $r_d < 0,7$ . Формула (4.122) получена при допущении, что плавится гематитовая шихта. При изменении окисленности шихты изменится и числитель дроби при  $\eta_{\text{FeO}}$  (4.122). Так, при шихте, состоящей из гематита,

$$\eta_r = \eta_{\text{FeO}} \frac{1,33-r_d}{1-r_d} \quad (4.124)$$

и степень использования газа должна быть ниже.

В общем виде формулы (4.122) и (4.124) преобразуются в следующее выражение:

$$\eta_r = \eta_{\text{FeO}} \cdot \frac{\left[ \frac{\text{O}}{\text{Fe}} \right]_{\text{ш}} - r_d}{1-r_d}, \quad (4.125)$$

где  $\left[ \frac{\text{O}}{\text{Fe}} \right]_{\text{ш}}$  — атомные отношения кислорода и железа в шихте.

Для процессов внедоменного получения железа в шахтных печах (Midrex, Ryf-3 и др.), где  $r_d = 0$ , а шихта чаще всего гематитовая,  $\eta_r = 1,5\eta_{\text{FeO}}$ .

Имея надежные ориентиры в определении максимальных значений степеней использования восстановительной способности газа в доменной печи, можно перейти к решению более сложной задачи — разработке методики теоретического расчета минимального расхода кокса на процесс.

Попытки расчета теоретически минимально возможного расхода кокса на доменную плавку предпринимались неоднократно. Сложность корректного определения этой величины связана с многообразием функций, выполняемых коксом в доменной плавке. Как извест-

но, он является для доменного процесса источником тепла и восстановителем, а также определяет газодинамические характеристики работы печи. Выше была определена предельно возможная степень использования восстановительной способности газов ( $\eta$ ) в доменной печи и выявлена взаимосвязь между этим показателем и степенью развития процессов непрямого восстановления ( $R_i$ ) при определенных дутьевых параметрах плавки (расход кислорода и добавок):

$$\eta = \eta_{\text{FeO}} \frac{\left[ \frac{\text{O}}{\text{Fe}} \right]_{\text{ш}} - r_d}{1 - r_d},$$

$$R_i = \frac{\eta}{1 + \eta} \frac{O_{2d} + O_{\text{ш}}}{O_{\text{ш}}}, \quad (4.126)$$

где  $O_{\text{ш}}$  и  $O_{2d}$  — соответственно расходы газифицированного кислорода шихты и доменного дутья,  $\text{м}^3/\text{т}$  чугуна (или  $\text{кг}/\text{т}$  чугуна).

Эти формулы, удобные для теоретического анализа процесса, получены для следующих условий плавки: в печном газе не содержится водород; отсутствуют иные, кроме восстановительных процессов, источники  $\text{CO}_2$ ; вышние оксиды железа ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) восстанавливаются только непрямым путем. В рассматриваемом случае  $\eta$  является  $\eta_{\text{CO}}$  ( $\eta_{\text{CO}} = \text{CO}_2/(\text{CO} + \text{CO}_2)$ ).

Введение в расчетные формулы величин, характеризующих использование восстановительной способности печного газа, делает возможным расчет теоретически минимального расхода кокса на доменную плавку с точки зрения требований протекания процессов восстановления. В этом случае он будет соответствовать условиям достижения равновесных степеней использования  $\text{CO}$  в реакциях восстановления  $\text{FeO}$  и  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ . Зависимость равновесных концентраций от температуры требует выбора определенных ее значений в качестве допущения для расчета — это является обязательным для любых методов расчета минимального расхода топлива на процесс. К получаемым с помощью формул (4.125) и (4.126) значениям расхода углерода необходимо добавить количество углерода, требуемое для восстановления попутных элементов. Тогда из формулы (4.119) следует, что расход кокса ( $\text{кг}/\text{чугуна}$ ), обеспечивающий протекание восстановительных процессов, определяется следующим образом:

$$K = \frac{R_i \cdot O_{\text{ш}} \cdot \frac{12}{22,4}}{0,5 \cdot \eta \cdot C_k \cdot (1 - b)}, \quad (4.127)$$

где  $C_k$  — содержание углерода в коксе;  $b$  — доля негазифицированного в печи углерода кокса.

Формула (4.127) неприменима, когда  $R_i$  и, следовательно,  $\eta$  равны нулю. Для реальных условий плавки без дутьевых добавок, но с высокой степенью использования газа ( $\eta = 0,6$ ;  $R_i = 0,65$ ), минимальный расход кокса, определенный по (4.127), составляет 388,4  $\text{кг}/\text{т}$  чугуна. Приведенный расчет — приближенный, но позволяет определить минимальные величины расхода кокса с точки зрения восстановительных возможностей доменной плавки. В частности, из результатов расчета следует, что ведение плавки без использования дополнительных видов топлива при расходе кокса менее 300  $\text{кг}/\text{т}$  чугуна теоретически невозможно.

Дополним теоретические расчеты, введя ограничения с тепловой точки зрения. Задавая в качестве исходных следующие данные: шихтовые условия ( $C_k$ ,  $\text{Fe}_{\text{ш}}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{FeO}$  — содержание углерода в коксе, железа и его оксидов в шихте, мас. %); состав чугуна ( $\text{Fe}_q$ ,  $C_q$ ,  $\text{Mn}_q$ ,  $\text{Si}_q$  — содержание железа, углерода, марганца, кремния, мас. %); параметры дутья ( $O_{2d}$  — содержание кислорода, об. %, и  $t_d$  — температура,  $^{\circ}\text{C}$ ); температуру колошникового газа ( $t_{k,r}$ ,  $^{\circ}\text{C}$ );  $r_d$  и  $\eta_{\text{CO}}$  с помощью формул (4.125) и (4.126), можно достаточно точно определить расход кокса на плавку с точки зрения восстановительных и тепловых ограничений и построить ее материальный и тепловой балансы.

На рис. 4.15 приведена блок-схема такого расчета. Критерием его адекватности реальным условиям протекания процесса служат величина тепловых потерь ( $O_{\text{пот}}$ ), которая, как известно, для выбранного вида теплового баланса («истинный баланс») может изменяться от 15 до 25 отн. %.

Выше было дано теоретическое обоснование применимости формулы (4.125) для условий  $\eta_{\text{FeO}} = 0,25-0,35$  и  $r_d < 0,7$ , когда получают корректные значения, соответствующие практике работы доменных печей. Для подтверждения правильности предлагаемой расчетной схемы были проведены расчеты для условий работы доменных печей на атмосферном дутье и офлюсованной шихте. В качестве исследуемых вариантов выбраны параметры работы доменных печей №1 и №2 Карагандинского, №2 Западно-Сибирского и №7 Днепровского металлургических комбинатов за период 1966—1967 гг., в наибольшей

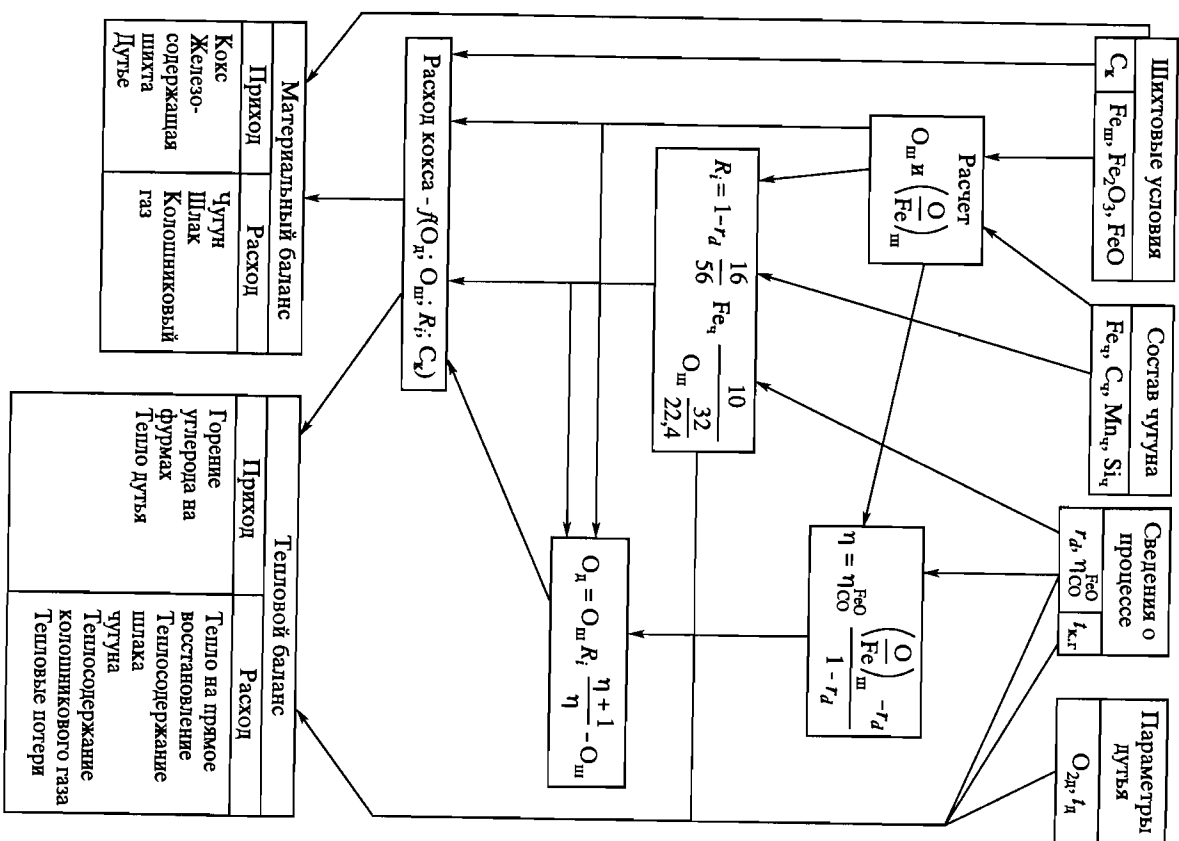


Рис. 4.15. Блок-схема теоретического расчета расхода кокса на доменную плавку

Таблица 4.3  
Расчетные и фактические параметры работы доменных печей  
металлургических комбинатов

Показатель	Предприятие, доменная печь			
	КарМК, №1	КарМК, №2	ЗСМК, №2	ДМК, №7
Расход сухого кокса, кг/т чугуна	539/543*	546/555	531/565	517/520
Температура дутья, °С	1062/1062	1007/1007	955/955	1010/1010
$\eta_{CO}$ , %	40,0/40,0	39,0/38,6	40,0/40,0	43,0/40,4
$\eta_{CO}$ , %	25,0/Н.д.	24,0/Н.д.	24,0/Н.д.	27,0/Н.д.
$r_d$ , %	46/Н.д.	47/Н.д.	48/Н.д.	42/Н.д.
$R_i$ , %	64/Н.д.	63/Н.д.	63/Н.д.	67/Н.д.
$Q_{пот}$ , %	25/Н.д.	25/Н.д.	25/Н.д.	20/Н.д.

\* Числитель – расчетные, знаменатель – фактические параметры работы печей.  
Н.д. – нет данных.

степени удовлетворяющие принятым допущениям. В табл. 4.3. представлены расчетные и фактические параметры работы печей. Полученные данные указывают на высокую схожимость результатов расчета с производственными параметрами работы печей, что подтверждает адекватность выбранной расчетной схемы реальным условиям протекания доменного процесса.

Для расчета минимально возможного расхода топлива на доменную плавку (с учетом принятых ограничений по тепловым и восстановительным характеристикам процесса) задали следующие условия: магнетитовая шихта (65,0 мас.%  $Fe_m$ ; передельный чугун 0,6 мас.%  $Si$ ; 0,2 мас.%  $Mn$ ; 4,5 мас.%  $C$ ; атмосферное дутье (21 об.%  $O_{2n}$ ; температура 1400 °С); кокс (88 мас.%  $C$ ; 10 мас.% зола); температура колосникового газа  $t_{кр} = 100$  °С. Как уже отмечалось, для разработанной расчетной схемы корректные результаты возможны для следующих граничных условий:  $\eta_{CO}^{FeO} = 0,25-0,35$ ;  $r_d = 0,4-0,55$ ;  $Q_{пот} = 15-25$  %. Для выбранных условий плавки взаимосвязь параметров показана на рис. 4.16. Основные результаты расчетов приведены в табл. 4.4. На основании выполненных расчетов можно сделать следующие выводы.

1. Повышение степени использования газов в печи, выражающееся в увеличении показателей  $\eta_{CO}^{FeO}$ ,  $\eta$ ,  $R_i$ ,  $O_m/C_i$  и уменьшении  $r_d$  (при

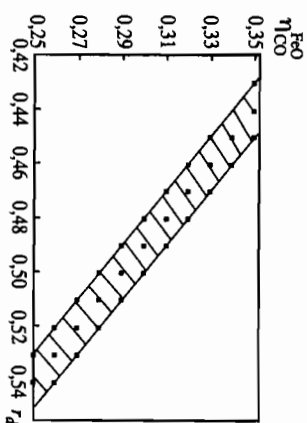


Рис. 4.16. Взаимосвязь между равновесной степенью использования газа  $\eta_{\text{FeO}}$  и степенью прямого восстановления  $\Gamma_d$  для  $\eta_{\text{FeO}} = 15-25\%$

неизменном значении  $Q_{\text{пот}}$ , приводит к уменьшению расхода топлива. Эта величина составляет 5–7 кг на каждый 1% увеличения  $\eta$ .

2. При неизменности условий восстановления  $\text{FeO}$  ( $\eta_{\text{FeO}} = \text{const}$ ) расход топлива снижается с увеличением  $\Gamma_d$  (благодаря улучшению тепловой работы печи, на что указывает снижение  $Q_{\text{пот}}$ ). При этом  $\eta$  и  $O_{\text{ш}}/C_r$  возрастают, несмотря на уменьшение  $R_i$  в результате большей эффективности восстановительной работы  $C_d$  в сравнении с  $C_{\text{ф}}$  (при этом величина  $C_{\text{ф}}/C_d$  уменьшается значительно). В этом случае расход кокса снижается на 13–17 кг на каждый 1% увеличения  $\eta$ .

3. В случае постоянства соотношения между прямым и непрямым восстановлением (величины  $R_i$  и  $\Gamma_d$  не изменяются) и увеличения  $\eta_{\text{FeO}}$ , что возможно в случае снижения  $Q_{\text{пот}}$ , расход топлива снижается (вследствие уменьшения соотношения  $C_{\text{ф}}/C_d$ ) на 6–9 кг на каждый 1% увеличения  $\eta$ .

Таблица 4.4

Теоретически минимально возможный расход кокса на доменную плавку магнетитовой шихты ( $t_d = 1400^\circ\text{C}$ ;  $t_{\text{г.л.}} = 100^\circ\text{C}$ )

Расчетный параметр	$\eta_{\text{FeO}}, \%$									
	25	27	29	31	33	35	37	39	41	43
$K, \text{кг/т чугуна}$	407	390	377	367	372	358	363	350	355	343
$Q_{\text{пот}}, \text{отн. \%}$	24,8	16,5	23,9	16,2	23,6	15,9	23,6	16,2	24,0	16,8
$\eta, \text{отн. \%}$	43	44	45	46	48	49	50	51	53	54
$R_i, \text{отн. \%}$	59	58	60	59	62	60	63	62	65	63
$O_{\text{ш}}/C_r, \text{м}^3/\text{м}^3$	1,49	1,57	1,54	1,61	1,59	1,66	1,63	1,70	1,67	1,74
$C_{\text{ф}}/C_d, \text{кг/кг}$	2,02	1,78	2,03	1,80	2,07	1,83	2,11	1,87	2,18	1,93

4. Минимальный расход топлива на плавку с учетом соблюдения ограничений по восстановительным условиям плавки ( $C_{\text{ф}} = 0$ ,  $\eta = 0,56$ ) составляет:

$$\left( \frac{256}{1 + 0,56} \frac{24}{22,4} + 4,5 \cdot 10 \right) \frac{100}{88} = 251 \text{ кг/т чугуна,}$$

с учетом же соблюдения тепловых ограничений — около 340 кг/т чугуна.

5. Для реальных параметров доменной плавки с целью обеспечения восстановительных и тепловых условий протекания процесса расход топлива должен быть эквивалентен расходу 340–410 кг кокса/т чугуна. Замена кокса природным или горячим восстановительным газом, пылеугольным топливом и другими восстановителями накладывает ограничения по газодинамике процесса. Для определения минимального расхода кокса в условиях применения топливно-восстановительных добавок к доменному дутью необходимыми специальными расчеты.

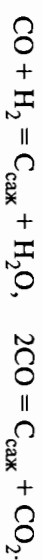
## 4.3. ОБРАЗОВАНИЕ ЧУГУНА И ЕГО СВОЙСТВА

### 4.3.1. Формирование чугуна

Металлическое железо — продукт восстановления руд — появляется в нижней части шахты печи и распаре. При большом избытке углерода в печи получение чистого железа даже в начальный момент его появления затруднительно. При извлечении из шахты проб материалов в них находят глубокое железо, содержащее около 1–2% С. По мере опускания материалов в доменной печи и их дальнейшего нагрева железо растворяет в себе углерод в увеличивающемся количестве. При этом температура плавления его снижается, металл плавится и в виде капель стекает в горн. Окончательный состав чугуна формируется в горне печи.

Можно выделить 4 стадии науглероживания железа в современной доменной печи.

*Первая стадия* — происходит выпадение сажи из углерода на поверхности свежевосстановленного железа по реакциям ( $t = 400-1000^\circ\text{C}$ ):

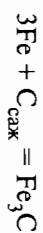
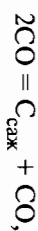


Все факторы, способствующие протеканию этих реакций, вызывают увеличение содержания углерода в чугуне (рост давления в печи,

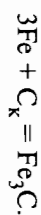


высокая восстановимость шихт, рост основности, повышение содержания водорода в газовой фазе и др.).

*Вторая стадия* связана с первой и характеризуется диффузией  $C_{\text{газ}}$  в массу металлического железа (950–1150 °С):



*Третья стадия* — плавление металла с содержанием примерно 2% С при температуре выше 1150 °С и стекание капель по коксовой насадке с растворением углерода кокса в металле:



*Четвертая стадия* — это процесс, протекающий в горне. Здесь, с одной стороны, продолжается растворение углерода кокса в жидком металле (связано с температурой в горне, временем пребывания и составом чугуна в горне), а с другой — идет окисление углерода чугуна в фурменных очагах (связано с размером печи).

По аналогии с процессом восстановления первые 2 стадии науглероживания могут быть названы «косвенным» науглероживанием, а вторые две — «прямым» науглероживанием.

В современных условиях доменной плавки, таким образом, содержание углерода в чугуне зависит главным образом от параметров плавки, колеблется в интервале 4,3–5,3% и может быть рассчитано по эмпирической формуле Ю. С. Юсфина и М. А. Альтера:

$$[\text{C}] = -8,62 + 28,8 \left[ \frac{\text{CO}}{\text{CO} + \text{H}_2} \right] - 18,2 \left[ \frac{\text{CO}}{\text{CO} + \text{H}_2} \right]^2$$

$$- 0,244 [\text{Si}] + 0,00143 t_f + 0,00278 p_{\text{CO}}^{\text{КТ}}, \quad (4.128)$$

где  $\text{CO}$ ,  $\text{H}_2$  — содержание в колошниковом газе, %;  $t_f$  — температура чугуна на выпуске;  $p_{\text{CO}}^{\text{КТ}}$  — парциальное давление  $\text{CO}$  в колошниковом газе, кПа.

Окончательное содержание углерода в чугуне зависит от устойчивости карбидов, которая во многом определяется наличием в чугуне примесей. Марганец, хром, ванадий образуют карбиды, способствуя увеличению содержания углерода в чугуне. Кремний, алюминий, фосфор, медь, наборот, способствуют снижению содержания углерода в чугуне. Поэтому в ферромарганце (6,5–7% С) и зеркальном чугуне

Таблица 4.5

## Чугун пердеельный (ГОСТ 805-80)

Марка	Si	Массовая доля, %											
		Mn по группам				P по классам			S по категориям				
		I	II	III	IV	A	Б	В	1	2	3	4	5
П1	0,5–0,9	≤0,5	0,5–1,0	1,0–1,5	–	≤0,1	≤0,2						
П2	До 0,5	≤0,5	0,5–1,0	1,0–1,5	–								
ПЛ1	0,8–1,2	≤0,3	0,3–0,5	0,5–0,9	0,9–1,5	≤0,08	≤0,12	≤0,03	≤0,01	≤0,02	≤0,03	≤0,04	0,05
ПЛ2	0,5–0,8	≤0,3	0,3–0,5	0,5–0,9	0,9–1,5	≤0,08	≤0,12						
ПФ1	0,9–1,2												
ПФ2	0,5–0,9	≤1,0	≤1,5	≤2,0	–	≤0,3–0,7	≤0,7–1,5	≤1,5–2,0	≤0,03	≤0,05	≤0,07	–	–
ПФ3	До 0,5												

Примечание. Для фосфористых чугунов содержание мышьяка устанавливается ≤ : класс А 0,10%; класс Б 0,15%; класс В 0,20%.

Таблица 4.6

## Чугун высококачественный (ГОСТ 805-80)

Марка	Si	Массовая доля, %									
		Mn по группам			P по классам				S по категориям		
		I	II	III	A	Б	В	Г	1	2	3
ПВК1	0,9–1,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
ПВК2	0,5–0,9	≤0,5	0,5–1,0	1,0–1,5	≤0,02	≤0,03	≤0,04	≤0,05	≤0,015	≤0,020	≤0,025
ПВК3	До 0,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Таблица 4.7

## Чугун литейный и литейный синтетический (ГОСТ 4832-80)

Марка	Si	Массовая доля, %													C*
		Mn по группам				P по классам					S по категориям, не более				
		I	II	III	IV	A	Б	В	Г	Д	1	2	3	4	
Л1	3,2—3,6	≤0,3	0,3—0,5	0,5—0,9	0,9—1,5	≤0,08	≤0,12	≤0,3	0,3—0,7	0,7—1,2	0,02	0,03	0,04	0,05	3,4—3,9
Л2	2,8—3,2														3,5—4,0
Л3	2,4—2,8														3,6—4,1
Л4	2,0—2,4														3,7—4,2
Л5	1,6—2,0														3,8—4,3
Л6	1,2—1,6														3,9—4,4
ЛР1	3,2—3,6	≤0,3	0,3-0,5	0,5-0,9	—	≤0,08	≤0,12	—	—	—	0,005	0,01	—	—	3,4—3,9
ЛР2	2,8—3,2														3,5—4,0
ЛР3	2,4—2,8														3,6—4,1
ЛР4	2,0—2,4														3,7—4,2
ЛР5	1,6—2,0														3,8—4,3
ЛР6	1,2—1,6														3,9—4,4
ЛР7	0,8—1,2														4,0—4,5

\* Массовая доля углерода нормируется по требованию потребителя.

(5–5,5% С) всегда больше углерода, чем в передельном, а в ферросилиции (1,5–2,0% С) и литейных чугунах (3,5–4% С) меньше.

В табл. 4.5–4.7 приведены составы чугунов по действующим стандартам.

На примере многих работ было показано, что доменный литейный чугун обладает определенной «наследственностью», т. е. свойства отливов, получаемых из чугуна, переплавленного в вагранках или индукционных печах, прямо связаны с качеством исходного доменного чугуна. Предполагают, что существует взаимосвязь свойств передельного чугуна и стали.

Жидкий чугун представляет собой конденсированную фазу, не обладающую дальним порядком в размещении атомов. При небольших перегревах жидких чугунов обнаруживаются признаки ближнего порядка в расположении атомов железа и микрогруппировки атомов углерода величиной до  $10^{-7}$ – $10^{-6}$  см.

#### 4.3.2. Свойства чугуна

К важнейшим свойствам чугуна относят его химический состав, однородность состава, количество неметаллических включений, форму выделения углерода, количество растворенных газов, физический нагрев.

По данным С. Т. Ростовцева, активность углерода в  $\gamma$ -Fe определяют по уравнению

$$a_C = N_C / (1 - 5N_C) \quad (4.129)$$

или

$$\gamma_C = a_C / N_C = 1 / (1 - 5N_C), \quad (4.130)$$

где  $a_C$  и  $\gamma_C$  – активность и коэффициент активности углерода в  $\gamma$ -Fe;  $N_C$  – атомная концентрация углерода в железе.

Для чугуна, содержащего 4% С и 94% Fe, получают:  $4/12 = 0,33$ ;  $94/56 = 1,65$ ;  $0,33 + 1,65 = 1,98$ ;  $N_C = 0,33/1,98 = 0,16$ ;  $N_{Fe} = 0,84$ , т. е.  $\gamma_C = 1/(1 - 5 \cdot 0,16) = 5$ .

Теплота растворения углерода в жидком железе – величина отрицательная и составляет 26,88 МДж/моль С. Поэтому  $\gamma_C > 1$  и должна уменьшаться с увеличением концентрации растворенного углерода. Однако, по экспериментальным данным, в разбавленных растворах при  $C \leq 0,5\%$   $\gamma_C < 1$ ; при  $0,5\%$   $C$   $\gamma_C = 1$ . Затем по мере увеличения содержания углерода значение  $\gamma_C$  растет и в насыщенном растворе  $\gamma_C =$

$= 4,7 \div 5,9$ . До настоящего времени это противоречие не нашло своего объяснения.

Зависимость  $\gamma_C$  от концентрации углерода в железе при 1560 °С имеет вид

$$\lg \gamma_{C_{\text{нас}}}^C = -0,214 + 4,27 N_C \quad (4.131)$$

Для насыщенных растворов углерода в железе растворимость углерода определяется уравнением

$$\lg N_C = (-560/T) - 0,375 \quad (4.132)$$

или

$$\lg \gamma_{C_{\text{нас}}}^C = (560/T) + 0,375 \quad (4.133)$$

Зависимость содержания и коэффициента активности углерода от температуры приведена на рис. 4.17.

Для расчета активности железа в железуглеродистых расплавах можно использовать формулу

$$\lg a_{\text{Fe}} = \lg N_{\text{Fe}} + a N_C^2 \quad (4.134)$$

$$\text{где } a = (-4350/T) [1 + 4 \cdot 10^4 (T - 1770)]. \quad (4.135)$$

На качество чугуна, кроме содержания углерода и других основных компонентов (кремния, марганца, фосфора, серы), влияние которых достаточно известно, воздействие оказывают неметаллические включения, количество которых может доходить до 0,2%. Подробных исследований состава микропримесей пока не проведено, но известно, что неметаллические включения в чугуне представлены оксидами, карбонитридами, сульфидами и фосфидной эвтектикой (табл. 4.8).

Для всех чугунов окисные включения состоят из  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$  и т. д. Карбонитриды, связанные с наличием титана, отличаются высокой дисперсностью. Их количество может превышать количество оксидов в несколько раз. До настоящего времени

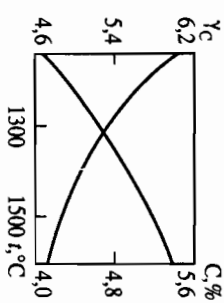


Рис. 4.17. Зависимость содержания и коэффициента активности углерода в чугуне от температуры

Таблица 4.8

# Неметаллические включения в чугунах

Комбинат, завод	Марка чугуна	Содержание включений, $10^{-3}$ мас. %				Количество включений, млн. шт. в $1 \text{ см}^3$		
		оксиды	карбонитриды	сульфиды	фосфидная эвтектика	оксиды	карбонитриды	сульфиды
Череповецкий	ЛК2	23,8	32,3	20,6	97	0,17	0,73	0,079
	М2	18,7	15,8	15,7	88	0,53	1,14	0,042
НПО «Тула-чермет»	ЛК2	5,7	20,7	19,2	104	0,03	1,34	0,068
	М2	8,8	11,8	14,8	91	0,38	1,67	0,091
Карагандинский	ЛК2	7,4	18,4	14,3	263	0,35	0,62	0,064
	М1	3,5	12,3	12,7	92	0,92	2,62	0,063
Енакиевский	ЛК2	3,5	22,6	18,3	180	0,06	0,48	0,069
	М1	8,0	7,1	11,6	140	0,87	1,58	0,061
Челябинский	ЛК2	9,3	40,2	20,1	72	0,14	0,73	0,082

роль карбонитридов недооценивали. На долю сульфидов приходится ~20% S, содержащейся в чугунах. Размеры включений сульфидов больше, чем оксидов и карбонитридов.

Газы в чугунах представлены главным образом кислородом, водородом и азотом. Например, по данным Новотульского металлургического завода (ныне АК «Тулачермет»), в литейном чугуне содержание их следующее, 10<sup>-4</sup> мас. %: 90–270 O<sub>2</sub>; 10–13 H<sub>2</sub>; 80–90 N<sub>2</sub>.

Равновесное с газовой фазой содержание азота в чугуне можно рассчитывать по уравнению В. В. Аверина, В. И. Федорченко, Л. И. Козиной:

$$\lg [\% \text{N}] = -\frac{1050}{T} - 0,815 - \lg f_{\text{N}}^{\text{C}} - \lg f_{\text{N}}^{\text{Si}} - \lg f_{\text{N}}^{\text{Mn}} + 1/2 \lg p_{\text{N}_2}, \quad (4.136)$$

где  $f_{\text{N}}^{\text{C}}, f_{\text{N}}^{\text{Si}}, f_{\text{N}}^{\text{Mn}}$  — коэффициенты активности азота в соответствующих бинарных системах;  $p_{\text{N}_2}$  — парциальное давление азота в газовой фазе.

По данным Н. Е. Дунаева, А. К. Гусарова, А. Г. Михалевица и др., влияние технологических факторов на содержание азота в чугуне можно определить по следующим уравнениям:

$$\begin{aligned} [\% \text{N}] = & -954,61 + 15,87 (\text{N}) + 648,82 p_{\text{cp}}^{0,5} - 5,26 (\text{N}) p_{\text{cp}}^{0,5} - \\ & - 0,053 (\text{N})^2 - 98,2 p_{\text{cp}}; \\ [\% \text{N}] = & -190,12 + 7,39 (\text{N}) + 4,84 p_{\text{cp}}^{0,5} + 9,77 \tau + 0,05 (\text{N}) p_{\text{cp}}^{0,5} - \\ & - 1,71 (\text{N}) \tau + 1,39 p_{\text{cp}}^{0,5} \tau + 0,05 (\text{N})^2 - 0,01 p_{\text{cp}} + \\ & + 5,61 \tau^2, \end{aligned} \quad (4.137)$$

где  $\tau$  — время пребывания шихты в печи, ч; (N) — концентрация азота в горновом газе, %; [% N] — концентрация азота в чугуне, % · 10<sup>4</sup>;  $p_{\text{cp}} = (p_{\text{д}} + p_{\text{кг}})^{1/2}$ , атм;  $p_{\text{д}}$  — давление дутья,  $p_{\text{кг}}$  — давление колошникового газа.

### 4.3.3. Микропримесные элементы в доменном производстве

В зависимости от количества и роли, которую играют химические элементы в доменном производстве, их принято относить к элементам основы, макро- или микропримесам (рис. 4.18).

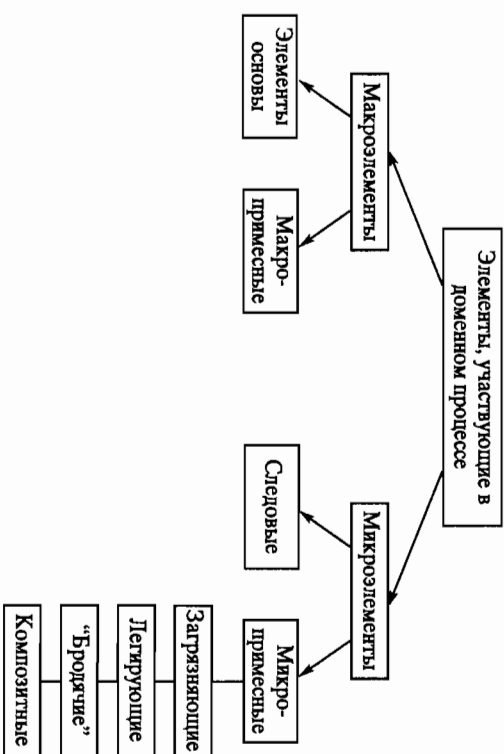


Рис. 4.18. Химические элементы доменного процесса

Макроэлементы определяют существо и основные свойства металлургического материала или системы своим количественным присутствием в них. Они подразделяются на элементы основы и макропримеси.

Применительно к доменной плавке элементами основы являются: железо, углерод, кислород, азот, водород, кальций, кремний, алюминий и магний. К микропримесам относятся: марганец, фосфор, сера, калий, натрий и цинк. Марганец, фосфор и сера в значительной степени определяют свойства главного продукта доменной плавки — чугуна, поэтому они включаются во все характеризующие его стандарты и сертификаты. Калий и натрий играют важную роль в формировании доменного шлака и совместно с цинком существенным образом влияют на стойкость футеровки доменных печей. В связи с этим химическому анализу на содержание калия, натрия и цинка, как правило, подвергаются все металлургические материалы, загружаемые или вылавываемые в доменные печи.

К микроэлементам относятся все остальные (за исключением вышеупомянутых) элементы Периодической системы. Установлено, что в шихтовых материалах доменной плавки и добавках к доменному дутью присутствуют в количестве от долей до нескольких тысяч ppm (г/т материала) химические элементы, относящиеся ко всем группам Периодической системы за исключением инертных газов и трансуранидных элементов.

Микроэлементы подразделяются на следовые и микропримесные. Содержание следовых элементов в металлургическом материале или системе настолько незначительно, что их присутствие никак не влияет на известные в настоящее время свойства или характеристики расматриваемых материалов или систем. Микропримесные элементы могут влиять на свойства металлургических систем, продуктов, выбросов доменной плавки и стойкость оборудования доменных печей существующим образом.

Среди микропримесей выделяются легирующие, «бродячие» и комбинированные элементы. Легирующие микропримесные элементы улучшают потребительские свойства чугуна, доменных ферросплавов и литатур.

Проблема «бродячих»<sup>\*</sup> элементов имеет в современной черной металлургии особое значение. В отечественной металлургической литературе наиболее близким по смыслу является термин «циркулирующие элементы». Бродячие элементы не только оказывают отрицательное влияние на качество чугуна (как и большинство микропримесных элементов), но и не могут быть легко удалены из него в процессе последующих металлургических переделов. Поэтому бродячие элементы постепенно накапливаются в готовом стальном продуците в процессе круговорота стали — металлургическом — стали. Наиболее важными бродячими элементами в настоящее время считаются медь, молибден, олово и хром.

На рубеже третьего тысячелетия сформировался новый взгляд на проблему присутствия микропримесей в чугуне и стали. В процессе исследований, связанных с разработкой новых технологий рафинирования черных металлов, было обращено внимание на возможность рационального использования для повышения качества металлопродукции микропримесей, которые раньше считались вредными. К таким композициям, в частности, относятся некоторые сульфиды, оксиды, фосфиды, нитриды, бориды, галогениды, арсениды, интерметаллиды. Однако работа по поиску упоминутых композиций связана с проведением дорогостоящих исследований и поэтому находится на начальной стадии развития даже в передовых индустриальных странах.

Необходимо отметить, что отнесение того или иного элемента к одной из вышеописанных групп зависит от конкретных анализируемых условий. Например, азот является обязательным компонентом

<sup>\*</sup> В последнее время в зарубежной литературе их называют «вагантами».

практически всех систем, рассматриваемых применительно к условиям доменной плавки. Поэтому ранее он был отнесен к элементам основы. Однако применительно к элементам, входящим в состав чугуна или шлака, его следует рассматривать как микропримесный. Другой пример: хром чаще всего классифицируется как микропримесный элемент, при этом в случае производства товарного литейного чугуна он обычно рассматривается как легирующий, а при производстве перелитого (особенно в случае применения в шихте хромосодержащих металлодобавок) — как бродячий. Кроме того, хром может играть роль макропримесного элемента, например, при производстве хромоникелевого чугуна из природнолегируемых руд (как это имеет место на доменных печах ОАО «Носта») или элемента основы — при выплавке в доменной печи феррохрома.

В зависимости от химического и минералогического состава, преддистории исходных шихтовых материалов и особенностей технологии доменного процесса микроэлементы могут присутствовать в чугунах в виде твердых растворов, продуктов ликвации, кристаллизации из расплава или выделений из твердых растворов и т.п. Как правило, существенное влияние микропримесей на свойства металла связано с их присутствием на границах зерен, определяемым протеканием процессов межкристаллической ликвации. При этом значительной может оказаться концентрация микроэлемента на уровне нескольких десятков, а в отдельных случаях и нескольких граммах на тонну готового металла.

Для некоторых видов специальных чугунов, применяемых для изготовления ответственных деталей тяжелого автомобиля- и машиностроения в развитых странах, уровень требований по содержанию микроэлементов очень высокий. Так, например, чугуны, применяемые при изготовлении двигателей для тяжелых автомобилей и тракторов на предприятиях Германии, должны содержать примесные элементы: алюминий, бор, висмут, кобальт, молибден, мышьяк, никель, олово, свинец, селен, сурьму, теллур, цинк в сумме не более 0,03 мас.%. Цена особо чистых чугунов (не только специальных, но и обычных — литейного и перелитого) на мировом рынке в полтора-два раза превышает цену рядовой продукции. Есть все основания полагать, что данная тенденция в обозримом будущем сохранится и это приведет к жесткой конкуренции на рынке высококачественной продукции из черных металлов.

В связи с вышеоказанным ожидается, что уже в ближайшее время конкурентоспособными окажутся те предприятия, на которых будет осуществляться постоянный и полный контроль содержания микро-

элементов как в исходных шихтовых металлургических материалах, так и по всему циклу металлургических переделов.

Микроэлементы содержатся во всех шихтовых материалах и дутьевых добавках, применяемых в доменной плавке. Они могут входить в состав материалов природного происхождения или в материалы, подвергнутые технологическим преобразованиям.

Необходимо отметить, что современная доменная плавка практически полностью проходит на шихте из материалов, подвергнутых предварительной термообработке, т.е. по существу на материалах техногенного происхождения, заново прошедших стадию минералообразования. Причем при производстве агломерата — основного компонента железорудной части доменной шихты — в рамках производственного рециклинга широко используются мелкодисперсные материалы (шламы, пыли и т.п.), как правило обогащенные микропримесными элементами.

Особо следует сказать о микропримесях, входящих в состав кокса и каменных углей. Они присутствуют в упомянутых материалах в двух основных формах. Микроэлементы могут находиться непосредственно в кристаллической структуре, формируемой атомами углерода: в этом случае принято говорить, что они входят в состав «органической» части массы угля или кокса. Атомы примесных микроэлементов при этом называются «гетероатомами» углеродной кристаллической решетки. Кроме того, микроэлементы могут находиться в частицах, попавших в угольные пласты в процессе их формирования, или в частицах пород, вмещающих угольные пласты, оставшихся в угольном концентрате после обогащения и перешедших впоследствии в металлургический кокс. О таких микроэлементах принято говорить как о входящих в минеральную часть угля или кокса. Поведение микропримесей органической и минеральной частей кокса и угля в доменной плавке, как правило, имеет существенные отличия.

В таблицах 4.9—4.12 приведен микропримесный состав материалов, применяемых в доменном производстве.

Попавая в доменную печь, они распределяются между жидкими продуктами плавки (чугуном и шлаком) и доменным газом, а также переходят в состав некоторых особых фаз, формирующихся в печи в процессе ее эксплуатации: гарнисажа, настывлей, отложений на загрузочных устройствах, выделений некоторых металлов (главным образом свинца, титана и лантаноидов) на футеровке торна и лещади.

Таким образом, в общем случае микропримесный элемент может:

1. Переходить в чугун (ферросплав или лигатуру, выплавляемые в доменной печи).

Таблица 4.9  
Микропримесный состав некоторых российских и зарубежных железных, марганцевых руд и окатышей, г/т

Примесный микроэлемент	Руда				Окатыши				
	Михай- ловского место- рожде- ния (Россия)	Замитри (Бразил)	Хайкоу (Египет)	Карлсберг (Украина)	Нико- польская марган- цевая (Украи- на)	Михай- ловского ГОКа	Лее- дан- ского ГОКа	Косто- муского ГОКа	Киуна (Шве- ция)
Барий	100	200	2000	1500	9000	90	60	30	60
Бериллий	3	1	30	3	2	1	0,5	0,5	0,6
Бор	300	8	70	300	400	10	5	7	20
Бром	Н.о.	2	3	4	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Ванадий	30	100	600	500	300	10	20	80	1000
Висмут	Н.о.	Н.о.	Н.о.	5	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Вольфрам	Н.о.	90	100	Н.о.	50	Н.о.	Н.о.	50	40
Галлий	6	8	10	10	20	2	5	6	20
Германий	10	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Индий	5	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	—	Н.о.
Йод	Н.о.	Н.о.	20	30	90	Н.о.	Н.о.	—	Н.о.
Иттрий	20	30	70	20	80	10	5	2	10
Кобальт	3	10	40	90	200	10	Н.о.	20	100
Лантаноиды	45	75	55	55	630	10	10	10	130
Литий	200	20	40	20	70	200	30	20	40
Медь	50	30	10	100	300	50	10	5	30
Молибден	Н.о.	8	10	30	1000	Н.о.	7	Н.о.	Н.о.
Мышьяк	50	300	60	100	300	20	2	3	5
Никель	10	30	80	1000	1000	10	10	30	400
Олово	Н.о.	Н.о.	Н.о.	30	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	10
Рубидий	70	60	100	200	400	100	20	20	10
Свинец	50	30	20	40	100	Н.о.	Н.о.	Н.о.	6
Селен	Н.о.	4	10	10	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Скандий	3	Н.о.	Н.о.	Н.о.	7	Н.о.	Н.о.	Н.о.	7
Стронций	200	70	600	80	8600	300	30	10	10
Сурыма	Н.о.	100	2	7	30	Н.о.	1	Н.о.	Н.о.
Таллий	Н.о.	Н.о.	20	Н.о.	10	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Теллур	Н.о.	Н.о.	4	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Титан	500	500	700	700	1900	500	200	200	1000
Торий	Н.о.	Н.о.	Н.о.	2	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	20
Уран	Н.о.	Н.о.	50	10	20	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Фтор	8	20	600	400	1000	10	2	10	100
Хлор	40	60	20000	1500	400	10	1	7	200
Хром	50	70	200	400	30	60	30	70	600
Цезий	Н.о.	3	3	200	30	Н.о.	6	Н.о.	Н.о.
Цирконий	30	30	40	40	80	10	30	30	20

Здесь и далее в табл. 4.9—4.14: Н.о. — не обнаружено; прочерк — нет данных.

Здесь и далее в табл. 4.9—4.14: Н.о. — не обнаружено; прочерк — нет данных.



Таблица 4.10

## Микропримесный состав некоторых агломератов России

Примесный микроэлемент	Содержание в агломерате, г/т	
	ОАО «Северсталь»	ОАО «НЛМК»
Барий	300	100
Бериллий	0,2	0,1
Бор	20	40
Ванадий	60	100
Висмут	Н.о.	Н.о.
Вольфрам	4	Н.о.
Галлий	До 100	Н.о.
Германий	Н.о.	До 300
Йод	4	Н.о.
Иттрий	5	3
Кобальт	50	Н.о.
Лантаноиды	35-40	15-20
Литий	20	Н.о.
Мель	50	20
Молибден	100	Н.о.
Мышьяк	До 10	Н.о.
Никель	2	20
Олово	40	600
Рубидий	30	Н.о.
Свинец	60	30
Селен	Н.о.	Н.о.
Скандий	20	Н.о.
Стронций	300	400
Сурьма	3	3
Теллур	10	Н.о.
Титан	Н.о.	7
Уран	600	30
Фтор	Н.о.	До 200
Хлор	40	60
Хром	20	60
Цинк	200	90
Цирконий	100	60
	70	10

Таблица 4.11

## Микропримесный состав коксов некоторых отечественных и зарубежных предприятий

Примесный микроэлемент	Металлургический кокс, г/т							
	ОАО «Север- сталь»	ОАО «НЛМК»	Алтай- ский КХЗ	Кеме- ровский КХЗ	Из углей Австра- лии	Из углей США	Из углей Польши	Из углей Чехии
Барий	200	600	До 1000	500	20	200	300	700
Бериллий	До 1	3	1-5	3-8	До 0,5	1	3-6	2
Бор	60	30	40	60	10	5	15	70
Бром	3	1	0,5	2	0,5	2	1	Н.о.
Ванадий	60	30	До 100	25	50	60	20	100
Галлий	Н.о.	8	До 30	До 40	3	6	5	10
Германий	4	Н.о.	1	5-7	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Йод	Н.о.	2	До 1	Н.о.	0,5	5-10	Н.о.	Н.о.
Иттрий	8-12	6-10	До 70	70	3-5	30	10	30
Кобальт	10	10	20	5	2-4	10	10	10
Лантаноиды	100	30	200-450	400-600	100-250	150	50	250
Литий	60	30	20	20	60	20	30-60	100
Медь	10	40	10	25	15	30	20	5
Молибден	Н.о.	1	1	Н.о.	1	Н.о.	Н.о.	200
Мышьяк	7	5	0,5	20	3	4	3-5	6
Никель	50	30	15	8	6	30	30-50	30
Ниобий	Н.о.	Н.о.	До 20	30	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Олово	1	1	Н.о.	7	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Рубидий	Н.о.	100	До 20	20	2-5	5-10	2-4	30
Свинец	Н.о.	5	Н.о.	50	Н.о.	3	До 0,3	Н.о.
Селен	2	Н.о.	0,5	4	Н.о.	4	Н.о.	Н.о.
Скандий	7	Н.о.	До 10	10-5	1	Н.о.	6	Н.о.
Стронций	100	200	200	200	200	200	60	400
Сурьма	2	0,5	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Торий	10	2	Н.о.	Н.о.	Н.о.	5	Н.о.	30
Уран	Н.о.	1	Н.о.	Н.о.	Н.о.	1-3	Н.о.	До 10
Фтор	5	7	25	25	5	10	5-15	50
Хлор	200	20	10	10	20	40	100	30
Хром	40	10	55	55	25	30	10-20	40
Цинк	10	7	Н.о.	Н.о.	3	5	5-10	10
Цезий	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	0,5	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Цирконий	70	70	200	200	300	100	10	100

Химический состав некоторых металлургических флюсов, г/т (масс.%)

Химический элемент	Известняк Барсуковский	Известняк (Украина)	Известняк (Польша)	Известняк (Турция)	Известняк доломитизированный Гуровский	Известняк доломитизированный (Украина)	Оливин (Норвегия)	Боксит (Греция)	Кварцит (Польша)	Кварцит (Турция)
Алюминий	(0,8)*	(0,2–0,6)	(0,15)	(0,4)	2,0	(0,5)	(0,2)	(31,7)	(2,5)	(4,7)
Барий	50	30–300	20	200	150	20	60	60	70	300
Бериллий	2	До 2	Следы	0,2	0,2	10	Следы	20	0,2	0,3
Бор	100	10–40	7	10	75	20	4	200	40	10
Бром	Н.о.	3–10	5	1	50	5	Следы	Следы	Следы	1
Ванадий	40	10–30	20	30	45	70	60	1000	60	60
Вольфрам	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	30	Н.о.	Н.о.
Галлий	Н.о.	Н.о.	Следы	1	Н.о.	Н.о.	Следы	70	3	7
Йод	50	20–80	10	70	Н.о.	70	Следы	Н.о.	4	100
Иттрий	10	До 20	4	1	4	5	Н.о.	60	10	7
Железо	(0,4)	(0,7–1,0)	(0,3)	(0,6)	(0,3)	(0,4)	(10,2)	(16,0)	(1,4)	(2,8)
Калий	(0,2)	(0,06–0,6)	(0,2)	(0,22)	(0,3)	800	700	200	(0,3)	(0,5)
Кальций	(38,1)	(37,7–38,0)	(40)	(38,4)	(28,5)	(33,0)	(0,5)	(0,6)	(0,37)	1300
Кобальт	60	10–20	Следы	3	5	20	200	40	2	4
Лантаноиды	100	До 100	10	20	55	10	Н.о.	500	105	75
Литий	50	30–80	10	20	45	100	2	400	70	10
Кремний	40	(до 0,7)	(0,3)	(0,9)	30	(0,2)	(14,9)	(1,9)	(42,7)	(39,7)
Магний	(0,35)	(0,2–1,2)	(0,6)	(0,2)	(13,2)	(6,0)	(30,0)	125	(0,1)	(0,3)
Медь	40	До 50	5	40	30	4	20	10	40	20
Молибден	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	4	Н.о.	Н.о.	10	Н.о.	Н.о.
Мышьяк	60	5–30	10	9	12	30	Н.о.	1000	5	3
Натрий	700	40–100	100	100	200	20	70	40	5	100

Никель	60	10–40	10	10	15	20	(0,7)	700	200	800
Олово	Н.о.	До 50	20	Н.о.	10	Н.о.	Н.о.	7	Н.о.	Н.о.
Рубидий	Н.о.	10–30	20	30	35	10	Н.о.	Н.о.	30	100
Свинец	Н.о.	Н.о.	40	Н.о.	35	Н.о.	Н.о.	20	Н.о.	30
Селен	Н.о.	До 30	Н.о.	3	3	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	4
Сера	(0,2)	(до 0,5)	300	300	800	400	600	600	200	70
Скандий	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	10	1000	7	Н.о.
Стронций	700	600–2000	500	700	200	300	60	60	40	20
Сурьма	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	Н.о.	6	Н.о.	Н.о.
Титан	100	100–300	80	1000	400	200	200	(1,4)	800	(0,34)
Фосфор	300	(до 0,2)	30	100	200	200	70	250	300	80
Фтор	200	50–600	60	100	1000	80	90	600	400	200
Хлор	600	50–1000	100	50	2000	600	300	100	90	200
Хром	100	20–70	10	40	35	30	3000	1000	600	500
Цинк	60	До 60	40	5	15	3	20	40	10	30
Цирконий	Н.о.	До 10	2	5	30	20	Н.о.	800	300	200

\* В скобках данные в мас. %.

Количество микропримесных элементов в чугунах металлургических предприятий России, г/т чугуна

Таблица 4.13

Химический элемент	Предприятие, вид выплавляемого чугуна			
	ОАО «НЛМК» Перелдский чугун	ОАО «Северсталь» Перелдский чугун	Перелдский «холодный» чугун ([Si] < < 0,5% мас.%)	АК «Тулачермет» Перелдский чугун
Алюминий	8-10 Н.о.	До 50	5 Н.о.	8-10 Н.о.
Бериллий	70	100	400	0,5-1,0 50
Ванадий	Н.о.	Н.о.	Н.о.	40
Висмут	Н.о.	2	Н.о.	Н.о.
Вольфрам	Н.о.	30	70	0,5-1,0 15-20
Галлий	20	Н.о.	Н.о.	1
Германий	Н.о.	Н.о.	Н.о.	6-10
Калий	20	4-8	20	5-10
Кальций	80	10-20	80	3-5
Кобальт	3-5	20	50	До 3
Литий	Следы	10	Следы	До 3
Магний	10	10	3-5	20
Медь	60	30	60	10
Мышьяк	10	3-5	3-5	Следы
Молибден	3-5	1	Н.о.	1
Натрий	8-10	40	1-3	10
Никель	20	60	40	1
Ниобий	3-5	3-5	3-5	1
Олово	5-8	10	Следы	4-8
Рубидий	Следы	0,5-1,0	Н.о.	Н.о.
Свинец	Н.о.	10	1-3	До 50
Серебро	Н.о.	Н.о.	Н.о.	0,3
Сурьма	5	Н.о.	2-5	5-8
Титан	100	500	700	200-300
Фтор	Следы	Следы	5	Следы
Хлор	5	20	10	5
Хром	100	300	80-90	170-200
Цинк	20	5-8	10	80-100
Итого:	550	1250	1550	915

Содержание примесных элементов в материалах, отобранных из доменной печи № 4 ОАО «Северсталь» после выдувки, г/т чугуна (или в % при содержании элемента >1%)

Таблица 4.14

Химический элемент	Колошовой чугун со шла- ковыми включениями	Отложе- ния на заг- рующем устройстве	Цинковая вагиль	Железистый шлак из швов кладки горна	Металл из гарнсажа под головкой фурмы
Алюминий	(1) 500	2000	1	(6) 2000	4
Барий	1	100	Следы	6	Следы
Бериллий	70	2000	Следы	100	Следы
Бром	Н.о.	0,3	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Ванадий	600	200	Следы	400	Следы
Висмут	Н.о.	20	20	Н.о.	200
Галлий	10	20	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Германий	Н.о.	4	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Железо	Основы	(18)	200	(4)	6
Индий	7	30	Н.о.	Н.о.	400
Йод	Н.о.	10	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Иттрий	8	6	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Калий	(1)	(10)	0,9	(2)	Следы
Кальций	(4)	(1,2)	5	(29)	4
Кобальт	10	5	Н.о.	50	Н.о.
Кремний	(4)	(1,3)	8	(16)	6
Лантаноиды	80	40	Н.о.	360	Н.о.
Литий	100	50	0,2	200	Следы
Магний	Следы	3000	4	(1)	Следы
Марганец	4000	900	Н.о.	2000	Н.о.
Медь	20	10	10	40	400
Мышьяк	Следы	5	Н.о.	Н.о.	20
Молибден	10	2	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Натрий	500	300	Следы	2000	Следы
Никель	20	40	Следы	40	Н.о.
Ниобий	30	Н.о.	Н.о.	30	Н.о.
Олово	Н.о.	4000	Н.о.	50	(15)
Рубидий	300	2000	Следы	100	Следы
Свинец	Следы	1600	800	Н.о.	Основы
Селен	Следы	30	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Сера	7000	(1,6)	7	(1,4)	10
Скандий	40	3	Н.о.	Н.о.	Н.о.
Стронций	300	300	Следы	400	Следы
Сурьма	Следы	30	Н.о.	2	Н.о.
Титан	3000	1000	Следы	7000	Н.о.
Фосфор	600	70	Н.о.	100	8
Фтор	200	80	Следы	1000	Следы
Хром	300	100	Н.о.	100	Н.о.
Цинк	6	(47)	Основы	100	900
Цирконий	100	30	Н.о.	900	Следы
Хлор	7	300	Следы	60	6

2. Накапливаться в доменной печи в составе гарнисажа в горне, настывшей в шахте, отложений на загрузочных устройствах и в футеровке шахты, распара, фурменной зоны печи.

3. Формировать контуры циркуляции во внутреннем пространстве печи с возгонкой при высоких и конденсацией при низких температурах.

4. Переходить в шламы газоочистки с последующим накоплением в цикле доменная печь → шлам → агломерация → доменная печь.

5. Возгоняться и выбрасываться в окружающую среду, минуя системы газоочистных сооружений и улавливающих устройств доменной печи.

В табл. 4.13 приведены данные о содержании микропримесных элементов в чулунах некоторых предприятий России, а в табл. 4.14 приведен полный примесный состав материалов, отобранных из доменной печи № 4 ОАО «Северсталь» после выдувки.

Распределение микропримесных элементов между фазами (продуктами) доменного производства определяющим образом зависит от того, в составе какого шихтового материала или дутьевой добавки, в каком виде (в составе какого минерального образования, в органической или минеральной части кокса или угля и т.п.) и каким образом (через колонишниковое загрузочное устройство, через фурмы или иным способом) микроэлементы попадают в доменную печь.

#### 4.4. ДОМЕННЫЕ ШЛАКИ

Одновременно с процессом восстановления железа из оксидов в шахте печи идет сложный процесс формирования первичных шлаков, которому предшествует взаимодействие минералогических компонентов шихты в твердой фазе. В более сложном случае, когда шихта доменной печи состоит из кокса, известняка и железной руды с кремнистой пустой породой, в шахте печи существует взаимодействие оксидов железа с кварцем пустой породы, известняком и известью, а также кварца с известняком и известью. Условия протекания реакций между твердыми веществами были подробно рассмотрены в подразделе 3.2.

Рассмотрим лишь характерные особенности этих процессов в условиях доменной плавки. Прежде всего, это значительная длительность взаимодействия, измеряемая часами. В связи с этим в результате твердофазных реакций, кроме первичных продуктов взаимодействия образуются и гораздо более сложные соединения, состав которых в большей мере соответствует стехиометрическим соотношениям масс,

участвующих в реакции твердых веществ. Значительная длительность процесса обуславливает и большой выход продуктов реакции по массе. Другая особенность твердофазных реакций в доменных печах состоит в возможности нарушений первоначальных, в образовании новых контактов при опускании шихтовых материалов в шахте доменной печи и при изменении характера распределения газов по сечению печи.

С учетом этих замечаний рассмотрим результаты петрографического исследования образцов материалов, извлеченных на разных горизонтах из доменной печи, в которой из криворожских руд выплавляли передельный и литейный чугуны (рис. 4.19). Минералогический состав проб, извлеченных из середины шахты печи (температура газов 650–800 °C), уже существенно отличался от исходного в момент загрузки шихты в печь. К исследуемому горизонту гематит в значительной степени восстановлен до магнетита. Количество последние-

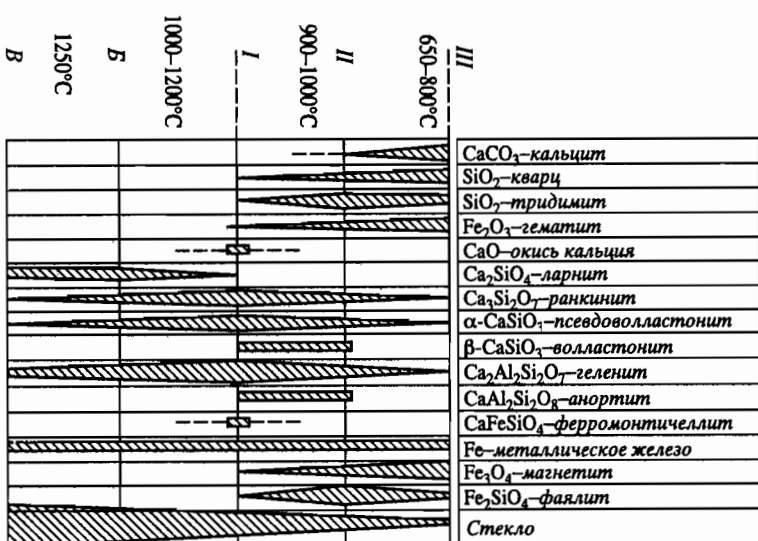


Рис. 4.19. Схематизированная диаграмма минералообразования по высоте доменной печи. По данным И. П. Бардина и А. В. Рудневой, 1952 г.

го также убывает — в пробах установлено присутствие металлического железа. Кварц руды частично превратился при нагревании в тридимит (среднетемпературная модификация  $\text{SiO}_2$ ). Магнетит, вюстит, реагируя в восстановительной атмосфере с кварцем и тридимитом, образовали фаялит. Образцы, извлеченные из нижней части шихты (горизонт II, 900–1000 °С), помимо большого количества фаялита, содержат ранкинит  $\text{Ca}_3\text{Si}_2\text{O}_7$ , β-воластонит и псевдоволастонит  $\alpha\text{-CaSiO}_3$ , геленит  $\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_7$ .

Несмотря на интенсивное разложение известняка, пробы, взятые между горизонтами III и II, не содержали свободной извести, так как вся она немедленно реагировала с кремнекислотой, глиноземом. Значительный интерес представляет отсутствие ферритов калыма в извлеченных из печи пробах. Здесь проявилось отсутствие прямого контакта  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$  и  $\text{CaCO}_3$ , так как гематитовая руда восстанавливается по периферии кусков до магнетита и вюстита уже в верхней части шахты печи. Сложная картина взаимодействия твердых компонентов значительно упрощается при работе печи на офлюсованном агломерате без известняка в шихте. В этом случае процессы минералообразования уже в значительной мере проведены на агломерационной ленте. Постепенно нагревающийся агломерат испытывает лишь структурные превращения, связанные с процессом восстановления железа из магнетита, силикатной или ферритной связи. К середине шахты в офлюсованном криворожском агломерате при  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1$  успевает восстановиться до металлического железа значительная часть магнетита и оксидов железа, входящих в состав известкового оливины и стекла связи. Механизм превращения, претерпеваемого оливиновой связкой в твердом состоянии, сводился в рассматриваемом случае к выделению свободного вюстита из Са-оливина с одновременной перекристаллизацией остаточной силикатной массы в воластонит и псевдоволастонит, т. е. в твердые силикаты, свободные от оксидов железа.

В нижней половине шахты или в распаре происходит размягчение и плавление первичного шлака, состав которого часто значительно отличается от состава конечного шлака, периодически выпускаемого из горна через летки. Положение зоны первичного шлакообразования в печи зависит от состава шлака и распределения температуры по высоте печи (рис. 4.20). Например, при выплавке ферросилиция и ферромарганца, когда расход кокса и количество печных газов велики, зона тестообразных вязких масс первичного шлака поднимается почти до середины шахты. В идеальном случае (легковосстанавливаемая руда с трудноплавкой пустой породой) плавление первичного шлака долж-

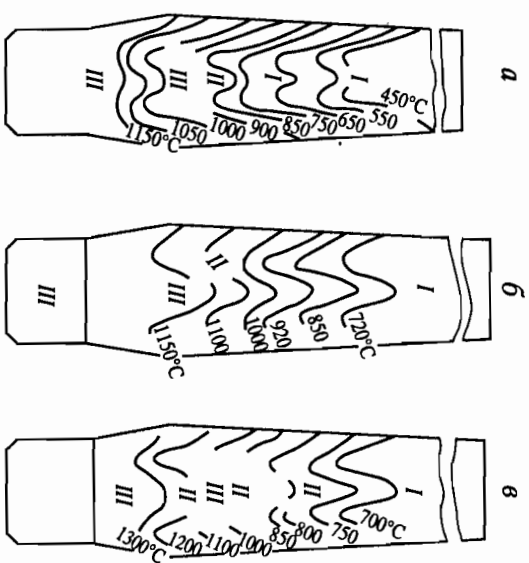


Рис. 4.20. Температура газов и ход формирования шлака в доменной печи при выплавке

а — мареновского чугуна; б — ферросилиция; в — ферромарганца; I — твердые материалы; II — пластическое состояние; III — расплав. По данным И. П. Бардина, А. В. Рудневой, 1956 г.

но было бы начинаться лишь после того, как все железо шихты или подавляющая его часть будет восстановлено до металла. Наиболее сложной в практике эксплуатации печи является проплавка трудно-восстановимой руды с легкоплавкой пустой породой, когда значительное количество оксидов железа присоединяется к первичному шлаку уже в середине шахты. Восстановление железа из шлака затруднено. Значительная часть железа восстанавливается в этом случае прямым путем, что приводит к перерасходу кокса. Преждевременное плавление первичного шлака ухудшает газопроницаемость столба шихты в печи, так как большая часть печи оказывается заполненной полурасплавленными (тестообразными) массами, представляющими значительное сопротивление прохождению газов. Предпочтительнее иметь шахту печи совершенно «сухой», получая первые порции шлака лишь в распаре. С началом плавления первичного шлака теплота газов, поднимающихся вверх из горна печи, используется почти исключительно для компенсации теплоты плавления шихты. До полного расплавления всей пустой породы шихты температура первичного шлака растет лишь в незначительной степени, что снижает затем и нагрев горна доменной печи.

При работе на руде с трудноплавкой пустой породой, как на это указывал еще в XIX в. известный французский металлург А. де Ватер, шихта успевает, опускаясь в твердом виде вплоть до распара, протреться до относительно высоких температур, после чего имеет место плавление первичного шлака. По мнению Г. М. Гав (1908 г.), первичный шлак после его образования быстро фильтруется между кусками кокса в горн и не успевает протреться. В связи с этим трудноплавкой пустой породы шихты является необходимым условием концентрации высоких температур в горне. Свойства первичных шлаков, следовательно, оказывают влияние на наиболее важные стороны доменного процесса — на ход печи и на нагрев горна.

Рассмотрим состав и свойства первичных шлаков более подробно. В большинстве случаев основу вещества первичных шлаков составляют силикаты и алюмосиликаты калиция. Кроме этого, в состав таких шлаков входит некоторое количество оксидов железа, марганца, а также частицы металлического железа и графита, взвешенные в массе шлака. На рис. 4.21 приведена тройная система  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$  с указанием температур плавления важнейших двойных, тройных соединений и эвтектик, образующихся в этой системе.

С учетом особенностей состава пустой породы проплавляемых руд и состава связи в агломератах наиболее важное значение для понимания свойств доменных первичных шлаков имеет форма поверхности ликвидуса для шлаков, содержащих до 30%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , т. е. в полосе концентраций, предполагающейся вдоль стороны  $\text{CaO}-\text{SiO}_2$  диаграммы. Если пустая порода почти не содержит  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , то при отсутствии оксидов железа плавление наступает лишь при 1435 °C (двойная эвтектика  $\text{CaSiO}_3$  с  $\text{SiO}_2$ ). При обычном для выплавки передельного чугуна содержании  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в шихте (4–5%) и выходе шлака 0,5–0,6 т/т чугуна (12–16%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в конечном шлаке; 22–28%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в рассматриваемом трехкомпонентном шлаке системы  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$ ) фигуративная точка, соответствующая составу первичного шлака, перемещается в поле первичного выделения кристаллов псевдовластонита  $\alpha\text{-CaSiO}_3$ , двухкальциевого силиката  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ , геленита  $\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_7$  и анортита  $\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_7$ . При нагреве трехкомпонентных шлаков в этих областях первыми плавятся тройные эвтектики: анортит — властонит — тридимит ( $t_{\text{пл}} = 1170^\circ\text{C}$ ); анортит — геленит — псевдовластонит ( $t_{\text{пл}} = 1255^\circ\text{C}$ ); геленит — двухкальциевый силикат —  $\text{Ca}_3\text{Si}_2\text{O}_7$  ( $t_{\text{пл}} = 1310^\circ\text{C}$ ) и тройная перитектическая смесь: двухкальциевый силикат + расплав  $\rightarrow \text{Ca}_3\text{Si}_2\text{O}_7$  + геленит (расплав появляется при 1355 °C).

В рассматриваемом случае появление расплава (при отсутствии оксидов марганца, марганца и железа) относится к температурному ин-

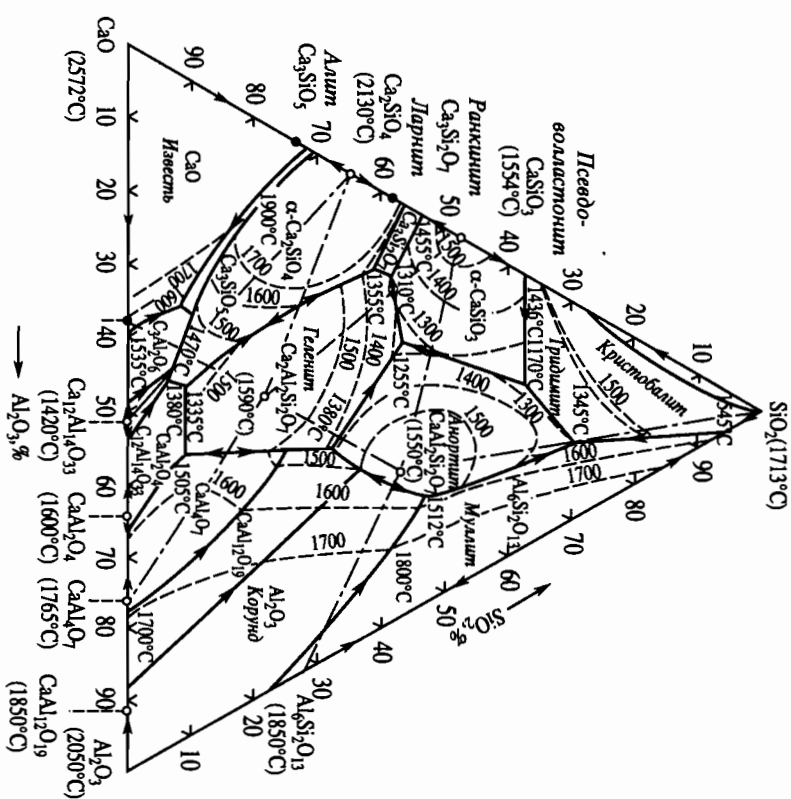


Рис. 4.21. Диаграмма состояния системы  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$

тервалу 1170–1355 °C, причем более высокие температуры соответствуют шлакам с большей основностью  $\text{CaO} : \text{SiO}_2$ . Следовательно, при любой основности ввод глинозема в систему  $\text{CaO}-\text{SiO}_2$  способствует понижению температур плавления (общее свойство, присущее любому третьему компоненту, вводимому в двойную систему). С практической точки зрения это означает, что при плавке кривокожской руды (пустая порода представлена кварцем) вместе с рудой КМА, содержащей до 4%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , обогатился бы процесс образования достаточно подвижного первичного шлака. Оксиды железа заметно понижают температуру плавления первичных шлаков, как это видно, например, из положения изотерм в поле  $\text{CaSiO}_3$  на диаграмме состояния тройной системы  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{FeO}$  (рис. 4.22).

При работе доменных печей на офлюсованном агломерате процесс разложения известняка и формирования шлака переносится на агло-



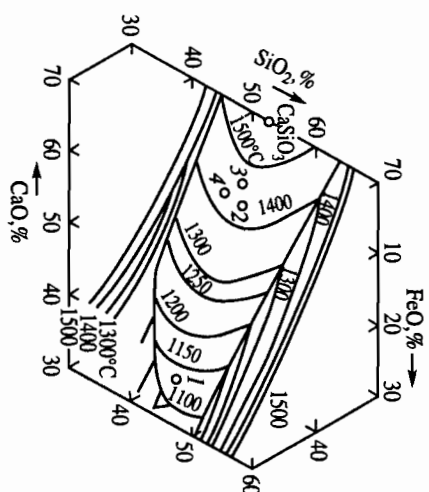


Рис. 4.22. Состав первичных доменных шлаков на ММК при плавке магнитогорских руд. Состав шлаков (1, 3 — низ шахты; 2, 4 — распар) нанесен на диаграмму системы  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{FeO}$

они становятся более трудноплавкими, т. е. зона первичного шлакообразования спускается в распар или нижнюю часть шахты печи. Процесс формирования первичных доменных шлаков подробно изучен А. А. Гиммельфарбом (1967–1970 гг.) на одной из доменных печей завода им. Петровского в Днепрпетровске. В печи проплавляли шихту, состоящую из 20–25% магнетитовой и 20–25% гематитовой руд, а также офлюсованного агломерата НКТОК 60–50%. Как показало зондирование столба шихты на четырех горизонтах, в 6 м под уровнем запыли (горизонт № 1) шихта уже сильно восстановлена (степень восстановления в среднем 40,8%). Степени восстановления шихты в 9,6 и 13 м под уровнем запыли, т. е. на горизонтах № 2 и 3, составили соответственно 57,1 и 79,2%. Таким образом, степень восстановления агломерата и окатышей в нижней части шахты и в распаре близка к 80%. Небольшое количество королек первичного шлака было извлечено с горизонта № 2. Шлак, основность которого соответствовала основности агломерата, содержал на разном расстоянии от стен шахты 13–28% FeO. В нижней части шахты количество шлака было гораздо большим, он содержал 9,95–22,3% FeO. В распаре в шлаке содержалось 3,83–21,13% FeO. Степень участия FeO в формировании первичного шлака находится в зависимости от степени восстановления шихты к горизонту начала шлакообразования. Исследование

мерационную ленту. В готовом агломерате известь содержится в составе ферритов и силикатов кальция, а кремнезем входит в силикаты кальция и железа, т. е. в состав соединений и эвтектических смесей, имеющих температуры плавления 1150–1200 °С. Агломераты имеют короткий интервал размягчения, что сводит к

возможному минимуму высоту слоя тестовых образцов масс в печи. Кроме того, агломераты и окатыши характеризуются высокой восстановимостью. При этом снижается содержание оксидов

железа в первичных шлаках,

проб первичного шлака из нижней части доменной печи № 5 комбината «Запорожсталь» показало, что он содержит 6,6–22,5% FeO при работе на атмосферном дутье и 5,3–9,6% FeO при вдувании природного газа в фурмы печи. Соответственно в распаре для этих двух режимов работы шлаки содержали 3,8–21,1 и 2,8–13,0% FeO. Степень восстановления шихты в распаре составила 87,5–87,8%, а в нижней части шахты 74,8–76,7%.

Температура каплеобразования может существенно отличаться от температуры плавления шлака в равновесных условиях по диаграмме состояния. Так, наиболее легкоплавкий в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$  шлак (62%  $\text{SiO}_2$ ; 14,75%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и 23,25%  $\text{CaO}$ ) плавится уже при 1165 °С, но температура его каплеобразования близка к 1450 °С. По данным М. Я. Острохова, температуры каплеобразования шлаков в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$  близки к 1350–1450 °С, но FeO понижает их до 1200–1300 °С. Так, температура каплеобразования первичного шлака для доменной печи (30,9%  $\text{SiO}_2$ ; 13,6%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 30,3%  $\text{CaO}$  и 15,08% FeO) составила 1237 °С.

Вязкость первичных доменных шлаков при 1150–1300 °С велика (рис. 4.23, заштрихованная область), но при 1350–1400 °С она не превышает 1 Н·с/м<sup>2</sup>. А. А. Гиммельфарб определил вязкость большого числа проб первичных шлаков доменной печи № 2 завода им. Петровского (1970 г.). Шлаки, содержащие <10% FeO и <5%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , при 1350 °С имели минимальную вязкость 0,5 Н·с/м<sup>2</sup>. При 1200 °С вязкость таких шлаков повышалась до 1,7 Н·с/м<sup>2</sup>. Установлено, что отклонение основности первичного шлака от оптимального уровня (1,0–1,1) ведет к резкому повышению вязкости шлака, но при 20–30% FeO это влияние основности на вязкость несколько сглаживается. По мере движения шлака к низу печи состав его постепенно меняется. Если известь задерживается в доменной печи в виде крупных кусков, то их разложение на диоксид углерода и известь постепенно повышается в заплечиках. Растворяясь в шлаке, известь постепенно повышает его основность. В горне в шлаке растворяется зола кокса, сторающего у фурм. От этого основность шлака снижается. В последний раз состав шлака меняется при контакте его с капельками чугуна, проходящими через слой шлака, а также при взаимодействии слоев чугуна и шлака в металлоприемнике. Восстановление кремния, марганца понижает содержание  $\text{SiO}_2$  и  $\text{MnO}$  в конечном шлаке. В ходе процесса десульфурации к шлаку присоединяется также значительное количество  $\text{CaS}$  и  $\text{MnS}$ . Конечный шлак содержит обычно 0,5–1,5% FeO.

Исследования микроструктуры конечных доменных шлаков после кристаллизации дали следующие результаты. Кристаллизация кислых

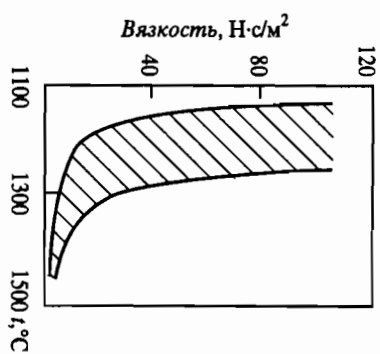


Рис. 4.23. Вязкость первичных шлаков передельного чугуна. По данным Л.М. Пылева, Н.Л. Жило, Г.А. Соколова, 1958 г.

ванию увеличивается с повышением его кислотности.

Нормальные и основные доменные шлаки ( $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,0 \div 1,3$ ) после кристаллизации состоят главным образом из мелиллита, двухкальциевого силиката, ранкинита  $\text{Ca}_3\text{Si}_2\text{O}_7$ , телленита, сульфидов и стекла. Мелилит и двухкальциевый силикат характеризуются высокой кристаллизационной способностью, поэтому практически при любой скорости охлаждения количество стекла в застывшем конечном доменном шлаке невелико. Основные шлаки обычно имеют серую, буро-желтую окраску и обладают матовым камнеподобным изломом. В процессе охлаждения (при  $675^\circ\text{C}$ )  $\beta\text{-Ca}_2\text{SiO}_4$  переходит в  $\gamma\text{-Ca}_2\text{SiO}_4$  с увеличением удельного объема; возникают значительные внутренние напряжения и шлак рассыпается в «доменную муку».

Высокоглиноземистые шлаки после кристаллизации состоят из телленита, мелиллита, двухкальциевого силиката, алюминатов кальция и стекла. В жидких доменных шлаках оксиды находятся в диссоциированном состоянии в виде ионов и их комплексов, что обуславливает ионную проводимость расплава. Вводимые в шлак  $\text{FeO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  вследствие электролитической диссоциации дают соответственно катионы  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{3+}$  и анионы  $\text{O}^{2-}$ . В расплаве в значительной мере сохраняются структурные свойства, характерные для связей в кристаллической решетке силикатов. В частности, основная структурная единица построения силикатов — кремнийкислородный тетраэдр  $(\text{SiO}_4)^{4-}$  — лежит в основе строения силикатных расплавов. В наиболее простом случае твердые ортосиликаты:

фазлит  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ , двухкальциевый силикат, ларнит  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ , оливин  $\text{MgFeSiO}_4$ , форстрит  $\text{Mg}_2\text{SiO}_4$ , монтичеллит  $\text{CaMgSiO}_4$  и другие силикаты с изолированными друг от друга тетраэдрами  $(\text{SiO}_4)^{4-}$  образуют не связанные между собой тетраэдры и в расплаве. Далее в порядке усложнения структуры расплава следуют группы из связанных кремнийкислородных тетраэдров с одной общей вершиной  $(\text{Si}_2\text{O}_7)^{6-}$ , из колец тетраэдров  $(\text{Si}_3\text{O}_9)^{6-}$ ,  $(\text{Si}_4\text{O}_{12})^{8-}$ ,  $(\text{Si}_6\text{O}_{18})^{12-}$  (соответственно из трех, четырех и шести тетраэдров).

Как показали эксперименты и тщательный теоретический анализ, в жидких доменных шлаках не существует более сложных структур. Отметим, что наиболее простой структуре изолированных тетраэдров соответствует и минимальная вязкость.

Степень диссоциации силиката при плавлении во многом зависит от его природы и состава расплава. При прочих равных условиях связи между  $\text{Si}^{4+}$  и четырьмя атомами  $\text{O}^{2-}$  являются наиболее прочными. Связи между катионами металлов и анионами кислорода оказываются гораздо слабее. Ввод легко диссоциирующих в расплаве  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{MnO}$  увеличивает концентрацию анионов кислорода и отношение  $\text{O} : \text{Si}$  в шлаке и ведет к усвоению кислорода сложными кремнийкислородными комплексами. Вязкость расплава при этом понижается. Согласно общему правилу, применительно к особенностям состава доменных шлаков комплексобразующие  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  повышают вязкость шлаков ( $\text{Al}^{3+}$  может замещать часть катионов  $\text{Si}^{4+}$  в тетраэдрах), а  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{FeO}$ , разрушающие сложные комплексы, понижают вязкость. Современная теория строения жидкого шлака, учитывающая степень диссоциации сложных комплексов и простых оксидов, является также основной для объяснения химического взаимодействия шлака с металлом.

Многовековой практикой эксплуатации доменных печей установлено, что при выплавке различных сортов чугуна и ферросплавов состав шлака не должен быть одинаковым. Напротив, наиболее эффективная плавка любого сорта чугуна возможна лишь в том случае, когда состав шлака соответствует особенностям плавки на данный сорт чугуна. Из-за высокой сернистости кокса поддерживается высокая основность шлака. Однако такая технология является вынужденной. Внедоменной десульфурацией чугуна снизилась основность шлаков. Незменный состав шлака при выплавке разных сортов чугуна не позволяет осуществлять наиболее экономичную работу печей, добиться минимального расхода кокса при максимальной производительности. Дифференциация шлакового режима в пехе должна быть не только по сортам выплавляемого чугуна. Для выплавки одного и того же

сорта чугуна, но в разных печах одного цеха, неизбежно требуются различные шлаковые режимы, что объясняется особенностями их дутьевого режима, объема, профиля, настылей, разгара кладки, состояния засыпного аппарата и т. д.

В табл. 4.15 приведены составы так называемых «нормальных» шлаков, рекомендованные акад. М. А. Павловым. При рассмотрении этих шлаков следует иметь в виду, что только содержание фосфора и углерода в чугуне практически не зависит от состава шлака, фосфористость чугуна целиком определяется содержанием фосфора в шихте. Лишь при плавке богатого фосфором томасовского чугуна в шлак может переходить от 5 до 10% всего фосфора шихты; при получении перелынного чугуна 100% Р шихты переходит в чугун. Содержание углерода в чугуне зависит от условий плавки.

Процесс восстановления кремния в чугун в большей мере зависит от содержания  $\text{SiO}_2$  в шлаке, так как по реакции  $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$  на каждый 1 кг восстановленного кремния затрачивается 2,14 кг  $\text{SiO}_2$ . В связи с этим при выплавке ферросилиция, содержащего >9% Si, оснóвность шлака должна быть минимальной (0,65–0,7 при 0,5–1% S в коксе и 1,05–1,2 при 1,5–2% S в коксе (см. табл. 4.15)).

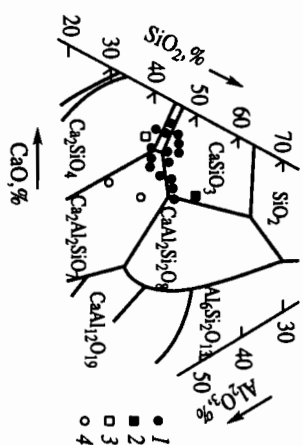
Совсем в других условиях ведут плавку перелынного мартеновского чугуна, в котором содержание кремния колеблется от 0,3 до 1,25%. Расход кокса небольшой и нагрев печи значительно ниже, чем при выплавке ферросилиция. При этом необходима очень низкая сернистость чугуна (0,03–0,04% S), что достигается значительным повышением оснóвности шлака  $\text{CaO}:\text{SiO}_2$  до 1,2–1,3 (при 1,2–2,0% S в коксе). При выплавке литейного чугуна (0,75–3,75% Si, 0,02–0,06% S) необходимо одновременно добиваться восстановления кремния в чугун и десульфурации продукта. Кислые шлаки не обеспечивают должного уровня десульфурации чугуна, основные не способствуют восстановлению кремния. В этих условиях издавна применяют тугоплавкие глиноземистые шлаки, позволяющие интенсивно удалять серу из чугуна в горне, вести плавку горячее с улетучиванием до 20% S. Таким образом, чугуну и сырью определенного состава должен соответствовать оптимальный состав конечного доменного шлака, свойства которого наряду с химическим составом и серопогложительной способностью характеризуются также вязкостью, плавкостью и устойчивостью. Положение фигуративных точек, соответствующих составу «нормальных» и фактических доменных шлаков (в пересчете на систему  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$ ), показано на рис. 4.24. Несмотря на разнообразие условий плавки, составы доменных шлаков располагаются в узкой зоне, включающей поля первичной кристаллизации анортита, гелени-

Таблица 4.15  
Нормальные шлаки (1–8) для выплавки различных сортов чугуна и ферросплавов (по акад. М. А. Павлову)

Характеристика шлака	Перелынные мартеновские		Литейные (глиноземистая шихта)		Ферросилиций (кремнистая шихта)		Ферромарганец	
	1	2	3	4	5	6	7	8
Состав, %:								
$\text{SiO}_2$	36	38	28	30	42	40	30	28
$\text{Al}_2\text{O}_3$	12	10	22	20	10	12	10	12
$\text{FeO} + \text{MnO}$	3	3	1	1	—	—	8	10
$\text{CaO} + \text{MgO}$	44	44	44	44	43	43	47	45
$\text{CaS}$	5	5	5	5	5	5	5	5
То же, в пересчете на систему $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO}$ :								
$\text{SiO}_2$	39,1	41,3	29,8	31,9	44,2	42,1	34,5	33,0
$\text{Al}_2\text{O}_3$	13,1	10,9	23,4	21,3	10,5	12,6	11,5	14,1
$\text{CaO} + \text{MgO}$	47,8	47,8	46,8	46,8	45,3	45,3	54,0	52,9
Плавкость (теплота плавления), кДж/кг	1491	1512	1722	1680	1512	1491	1764	1764
Вязкость, П, при $t$ , °C:								
1500	3,2	3,2	5,2	5,1	4,8	5,0	4,0	4,0
1450	4,5	4,4	9,1	7,1	6,2	7,4	—	—
1400	6,7	6,0	Твердый	Твердый	18,0	11,8	—	—
1350	14,0	11,8	1430	1415	1305	1270	—	—
$t$ затвердевания, °C	1275	1250						
( $\text{CaO} + \text{MgO}$ ): ( $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ )	0,91	0,91	0,88	0,88	0,82	0,82	1,18	1,11

Примечания: 1. Состав шлака при выплавке ферросилиция на Челябинском комбинате, %: 46,03  $\text{SiO}_2$ ; 15,09  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 32,71  $\text{CaO}$ ; 4,28  $\text{MgO}$ ; 1,09  $\text{MnO}$ ; 0,2  $\text{FeO}$ ; 1,11 S;  $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 0,7$ .

2. Состав шлака при выплавке ферромарганца на Коммунарском металлургическом заводе, %: 31,8  $\text{SiO}_2$ ; 7,9  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 43,5  $\text{CaO}$ ; 7,8  $\text{MgO}$ ; 8,9  $\text{MnO}$ ; 0,7  $\text{FeO}$ ; 2,77 S;  $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 1,42$ .



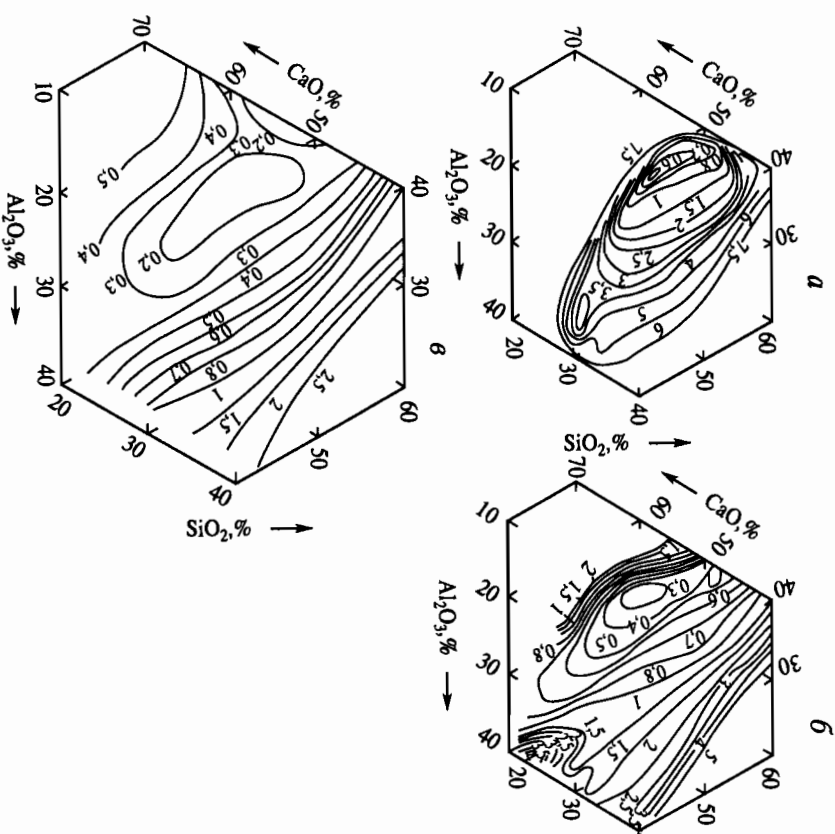
**Рис. 4.24.** Участок диаграммы состояния системы  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$   
 1 — заводские шлаки выплавки перелитного чугуна; 2 — шлак выплавки ферросилиция на Челябинском металлургическом комбинате; 3 — шлак выплавки ферромарганца на Коммунарском металлургическом комбинате; 4 — нормальные шлаки, по М. А. Павлову, при выплавке литейного чугуна

та, псевдоволоastonита и двухкальциевого силиката. На рис. 4.25 показана определенная экспериментально вязкость шлаковых расплавов в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Нормальный доменный шлак должен иметь вязкость в пределах  $0,2-0,5 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$  и свободно вытекать через шлаковые фурмы, а также через чулунную летку вместе с чугуном. Чрезмерно густой шлак препятствует нормальной фильтрации чугуна в металлоприемник, загромождает горн, резко ухудшает ход печи. Такой шлак в значительной мере затрудняет и обслуживание печи, так как с трудом вытекает из печи и застывает на каналах, не доходя до ковшей. Повышение вязкости шлаков из-за ошибок в шихтовке может привести к аварии при выпуске, а в сочетании с похолоданием печи к закослению горна.

Диаграммы вязкости на рис. 4.25 позволяют оценить влияние температуры: если при  $1400^\circ\text{C}$  вязкость основных доменных шлаков около  $1-1,5 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$ , то при  $1500^\circ\text{C}$  она снижается до  $0,3-0,7 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$ , а при  $1600^\circ\text{C}$  — до  $0,2-0,3 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$ . Верхним пределом вязкости нормально-доменного шлака на выпуске следует считать  $0,5 \text{ Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$ . Минимальную вязкость имеют доменные шлаки при основности  $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 1,17$  (опыты Нуэн Ван Лока в лабораториях МИСИС, 1980–1981 гг.).

Влияние химического состава на вязкость шлаков в пределах рассматриваемой системы сводится к следующему. При переходе от «нормальных» доменных шлаков к более кислым их вязкость постепенно повышается. Особенно заметно она возрастает при содержании в шлаке  $>50\% \text{ SiO}_2$ . Еще резче увеличивается вязкость основных шлаков при повышении содержания  $\text{CaO}$  более  $50-53\%$  (в этом случае взаиморасположение изоком очень близко).



**Рис. 4.25.** Вязкость (цифры у изоком,  $\text{Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$ ) расплавов в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$  при  $1400^\circ\text{C}$  (а),  $1500^\circ\text{C}$  (б) и  $1600^\circ\text{C}$  (в). По данным Мак-Кефери, 1932 г.

Производственнымникам с давних пор известна существенная разница между характером застывания основных и кислых доменных шлаков. Кислые шлаки, обладая относительно более высокой вязкостью выше температур ликвидуса, гораздо медленнее теряют текучесть ниже этих температур. Вязкость основных шлаков, напротив, быстро увеличивается. Если вылить пробу жидкого шлака на наклонный стальной лист, то основной шлак проходит по листу значительно меньший путь, чем кислый. Этим и объясняется деление шлаков на «короткие» (основные) и «длинные» (кислые). Работа на чрезмерно коротких шлаках затруднительна, так как во время выпуска от соприкасновения с канавой при температуре атмосферного воздуха они бы-

стро кристаллизуются, загромождая канаву. Короткие шлаки образуют наиболее толстую корку и в шлаковых ковшах.

Влияние глинозема на вязкость шлака проявляется следующим образом. При небольших концентрациях  $Al_2O_3$  вязкость основного шлака снижается. Однако выше соответствующего предела, не одинакового для шлаков разной основности, вязкость шлаков начинает медленно возрастать. Характерно, что добавка глинозема к кислым доменным шлакам при постоянном содержании извести не сказывается на их вязкости в широком интервале концентраций. При  $<45\%$   $CaO$  кривые равной вязкости шлака (изокомы) длительное время параллельны линиям равного содержания  $CaO$ . Таким образом, при  $<45\%$   $CaO$  шлаки имеют постоянную вязкость независимо от соотношения  $SiO_2 : Al_2O_3$ .

С точки зрения ровности хода доменной печи очень важно поддерживать постоянство температур плавления и вязкости шлаков, позволяющее на длительное время обеспечить устойчивое направление газотоков в рабочем пространстве печи, гарантирующее стабильный нагрев горна, а также десульфурацию чугуна, подвижность шлаков и т. д. Состав шлака должен по возможности располагаться на диаграмме состояния в областях с минимальной частотой изотерм и изоком. Тогда любое изменение состава шихты, которое всегда возможно в практических условиях работы, будет несколько сдвигать фигуративную точку, положение которой на диаграмме отвечает составу шлака, но не изменяет существенно его физических свойств.

Выборанный с учетом этих соображений шлак оказывается, таким образом, более устойчивым, чем шлаки, располагающиеся в областях диаграмм с высокой плотностью изотерм и изоком. В последнем случае небольшое изменение состава шлака обязательно влечет за собой резкое изменение его температуры плавления и вязкости.

Проблемой работы на устойчивых шлаках длительное время занимался проф. В. Е. Васильев, справедливо придавший этой стороне технологии доменной плавки важное значение. На рис. 4.26 приведено совмещение участка диаграммы состояния системы  $CaO-SiO_2-Al_2O_3$  и диаграммы изменения вязкости шлаков в рассматриваемой системе. Сводная диаграмма позволяет оценить устойчивость доменных шлаков в том смысле, в каком это понятие трактовалось проф. В. Е. Васильевым.

Основные шлаки, содержащие 30–40%  $SiO_2$ , при 10–20%  $Al_2O_3$  не являются устойчивыми (повышенная частота изоком и изотерм на диаграмме). Более кислые шлаки гораздо устойчивее. Особенно по-вышают устойчивость нормальных и кислых шлаков добавки глинозема. Большие расстояния между изотермами и изокомами на диа-

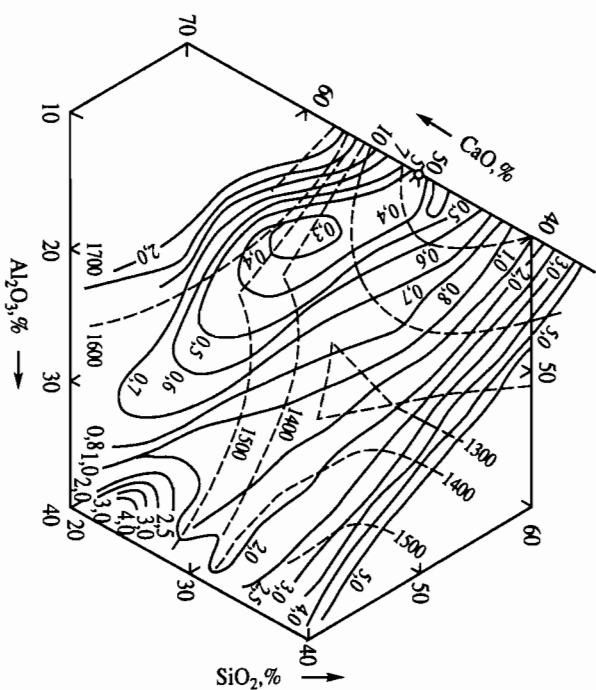


Рис. 4.26. Совмещение участка диаграммы состояния системы  $CaO-SiO_2-Al_2O_3$  (пунктирные линии) с диаграммой изменения вязкости шлаков при  $1500^\circ C$ , по Мак-Кефери (сплошные линии), Н.с/м<sup>2</sup>

грамме позволяют утверждать, что устойчивые шлаки такого состава будут иметь постоянный нагрев и вязкость и при значительных колебаниях состава шихты.

Одним из важных свойств шлака является его плавкость, т. е. количество тепла, которое необходимо затратить на плавление 1 кг твердого шлака.

На рис. 4.27 приведены данные о плавкости шлаков в системе  $CaO-SiO_2-Al_2O_3$ . Плавкость шлаков колеблется от 1470 до 1890 кДж/кг. Для перегрева шлаков до температуры нормальной текучести требуется дополнительный расход тепла (рис. 4.28). Энтальпия шлака на выпуске мартеновского чугуна составляет в среднем 1720–1850 кДж/кг, в случае литейного чугуна 1890–2016 и для ферросилиция 2016–2100 кДж/кг. Величина плавкости шлаков влияет на тепловой баланс нижней части доменной печи, на нагрев горна печи.

Доменные шлаки большинства металлургических заводов нашей страны содержат заметные количества магнезита.

Магнезия входит в состав агломерата, приотопленного с использованием доломитизированного известняка. Напом-



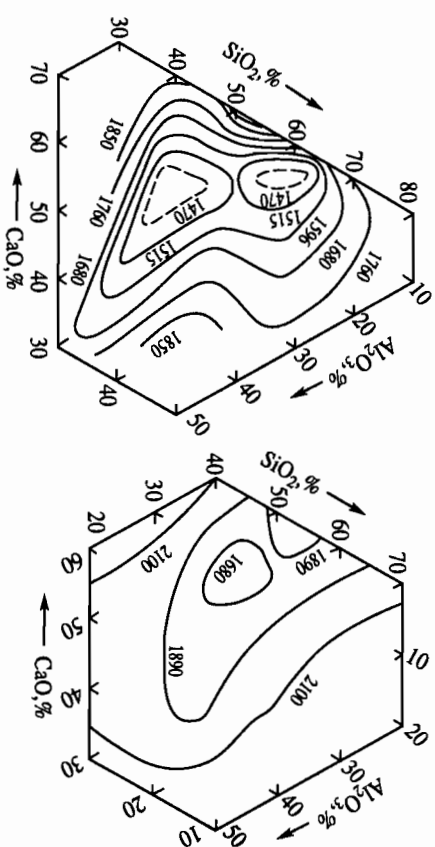


Рис. 4.27. Плавкость шлаков (цифры у кривых, кДж/кг) в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$ . По данным Г. Тэй и Л. Бабю, 1904 г.

Рис. 4.28. Количество тепла (кДж/кг шлака), необходимое для расплавления шлаков в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$  с последующим перегревом их до нормальной температуры. По данным В. Г. Воскобойникова, 1951 г.

ним, что ввод магнезии в агломерационную шихту улучшает прочность агломерата, но этот оксид в определенном интервале концентраций благотворно влияет и на вязкость доменных шлаков.

На рис. 4.29 приведена диаграмма состояния системы  $\text{CaO}-\text{MgO}-\text{SiO}_2$  при возрастающем содержании  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Точки, отвечающие по составу конечным доменным шлакам, располагаются по дуге вдоль стороны  $\text{CaO}-\text{SiO}_2$  тройной диаграммы. Помимо мелилита  $\text{Ca}_2\text{Mg}[\text{Si}, \text{Al}_2\text{O}_3]$  и двухкальциевого силиката, такие шлаки содержат монтichelлит  $\text{CaMgSiO}_4$ , железомарганцевый оливин  $\text{Mg}(\text{Fe}, \text{Mn})\text{SiO}_4$ , мервинит  $\text{Ca}_3\text{Mg}(\text{SiO}_4)_2$ , шпинель  $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ , диопсид  $\text{CaMg}[\text{Si}_2\text{O}_6]$  и энстатит  $\text{Mg}_2[\text{Si}_2\text{O}_6]$ .

Ввод магнезии понижает вязкость доменных шлаков (рис. 4.30) основностью от 0,6 до 1,07, содержащих 10–12%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , и повышает температуру их плавления. Особенно заметное действие магнезии оказывает на относительно более кислые шлаки основностью  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 < 1$ . В то же время повышение содержания магнезии в шлаке в среднем >20% приводит к неустойчивому шлаковому режиму, к резкому повышению вязкости шлаков при небольшом похолодании горна. Сложный характер влияния магнезии на вязкость шлаков объясняется тем, что первоначально она разрушает в расплаве отдельные пироксеновые цепочки воластонита и диопсида, заменяя их более простыми

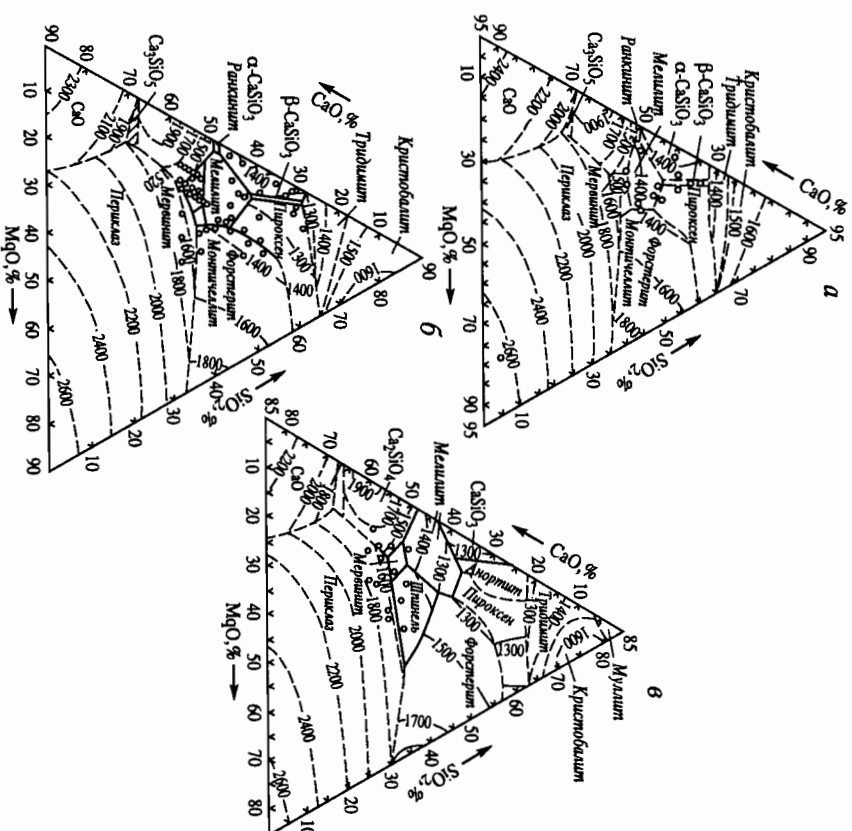


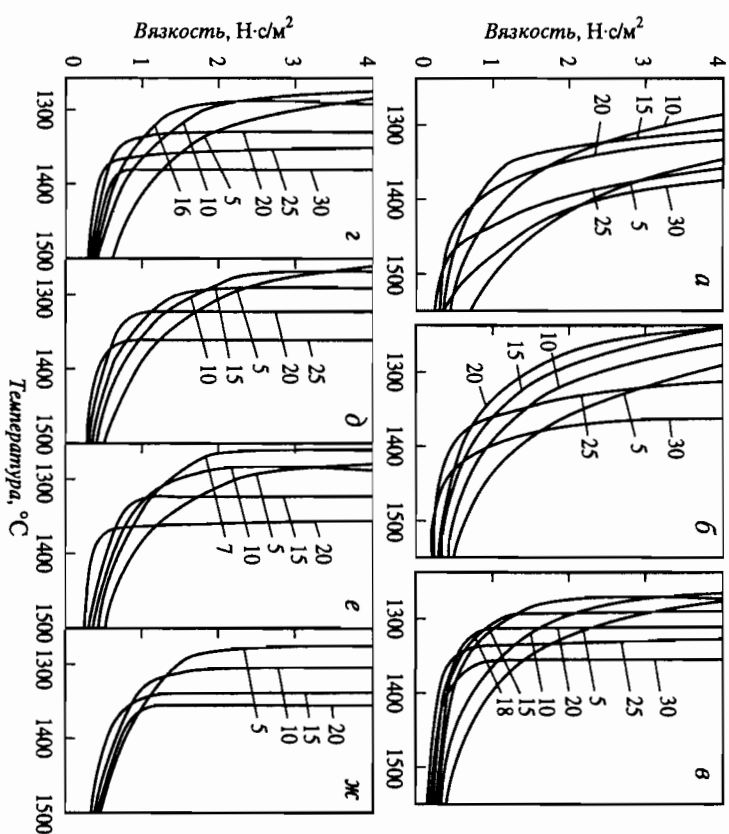
Рис. 4.29. Диаграмма состояния системы  $\text{CaO}-\text{MgO}-\text{SiO}_2$ , содержащей  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , %: а – 5; б – 10; в – 15

изолированными тетраэдрическими группами, характерными для монтichelлита  $\text{CaMgSiO}_4$ .

Резкое ухудшение вязкости высокомагнезительных шлаков объясняется выпалением в расплаве кристаллов шпинели. Установлено, что добавка до 25%  $\text{MgO}$  к высокоглиноземистым шлакам (рис. 4.31) также понижает их вязкость. Содержание  $\text{CaS}$  в конечных доменных шлаках при работе на сернистой шихте может достигать 5–7, а иногда 9%. Вязкость сернистых шлаков была исследована Н. В. Рулла (1939 г.) (см. табл. 4.16).

Обычно при увеличении содержания  $\text{CaS}$  в основном доменном шлаке до 6–7% его вязкость снижается, а затем при дальнейшем уве-





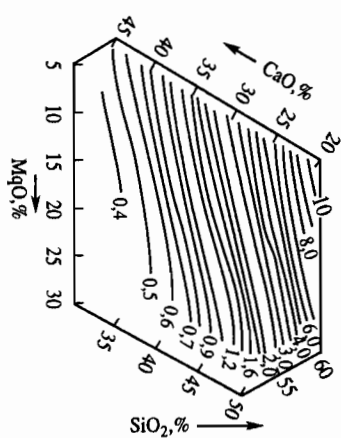
**Рис. 4.30.** Вязкость шлаков в системе  $\text{CaO}-\text{MgO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3$  при основных  $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0,6$  (а); 0,7 (б); 0,8 (в); 0,9 (г); 1,0 (д); 1,07 (е); 1,15 (ж) и при содержании 10–12%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в зависимости от добавок  $\text{MgO}$  (цифры у кривых, %). По данным Л. И. Бойшаковой и Н. Л. Жило, 1967 г.

личении содержания  $\text{CaS}$  шлак загустевает, текучесть его резко ухудшается.

При 10%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и 3%  $\text{MgO}$  введение  $\text{BaO}$  в расплавы основностью ( $\text{CaO} + 0,366 \text{ BaO} : \text{SiO}_2 < 1$  вызывает повышение их вязкости во всех случаях.

При плавке титаномagneзитовых руд в шлак переходят значительные количества соединений титана. Вязкость шлака, в который входит до 8–10%  $\text{TiO}_2$ , не увеличивается. Многочисленные исследования показали, что в восстановительных условиях горна доменной печи в массе жидкого титаносодержащего шлака находятся мельчайшие твердые частицы не успевшего восстановиться ильменита ( $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$ ) и карбида титана  $\text{TiC}$ . Присутствие твердых частиц резко увеличивает вязкость шлака, делает его «коротким». Вязкость шлака может быть

**Рис. 4.31.** Вязкость шлаков (цифры у кривых,  $\text{H} \cdot \text{с} / \text{м}^2$ ) в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{MgO}$ , содержащей 20%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  при 1500 °С



снижена путем продувки его воздухом, что позволяет выжечь углерод из шлака.

Оксид  $\text{FeO}$ , содержащийся обычно в конечных шлаках в количестве не более 1,5%, оказывает существенное влияние на их вязкость, понижая ее. Возникающий при аварийных похолоданиях горна холодный железистый шлак, содержащий до 10–20%  $\text{FeO}$ , обладает значительной подвижностью. Отметим, что вязкость шлаков может быть существенно повышена трафитовым мусором при плохом качестве кокса.

Температура шлака на выпуске служит важным технологическим показателем для персонала, обслуживающего доменную печь. Холодный шлак при выпуске через шлаковые летки является сигналом похолодания печи. Температура нижнего шлака, выдаваемого из печи вместе с чугуном, также меняется даже в продолжение одного выпуска чугуна, что позволяет сделать некоторые выводы о тенденциях в

Таблица 4.16

Вязкость шлаков с различным содержанием сернистого кальция

$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	Массовый состав, %					Вязкость*, $\text{H} \cdot \text{с} / \text{м}^2$ , при t, °С	
		$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{MnO}$	$\text{FeO}$	$\text{CaS}$	1400	1450
32,89	9,16	42,56	4,88	4,38	0,66	5,47	0,61	0,36
33,45	9,11	40,93	4,76	4,56	0,44	6,75	0,30	0,16
33,54	9,00	40,95	3,78	4,00	0,39	8,60	0,82	0,53
33,02	8,59	39,97	3,50	3,90	0,62	10,40	3,06	1,03
32,58	8,82	39,22	3,31	3,97	0,62	11,42	3,06	1,56
32,12	6,75	39,06	3,10	3,95	0,77	12,25	3,06	1,56
31,22	8,66	37,86	3,00	9,96	1,06	14,24	10,0	5,28

\*  $1 \text{ H} \cdot \text{с} / \text{м}^2 = 10 \text{ П}$ .

изменении теплового состояния доменной печи. В среднем, как уже указывалось, нормальные конечные доменные шлаки переплеты против температуры плавления по диаграммам состояния на 200–300 °С. Температура шлаков, например при получении передельного чугуна, — 1500–1600 °С, т. е. обычно на 50–100 °С выше температуры чугуна.

Количество шлака в расчете на 1 т чугуна колеблется от 0,3 до 1,0 т в зависимости от металлургического района. Общей тенденцией является то, что по мере повышения содержания железа в концентратах обогатления руд в агломерате и в окатышах выход шлака неуклонно снижается. Уменьшение количества вязких масс в печи сопровождается улучшением ее хода, позволяет улучшить распределение и использование газов в печи, повысить форсировку хода, уменьшить затраты тепла на плавление и перетев шлака, на разложение известняка в печи, снизить потери тепла, уносимого большим количеством шлака на выпуске. В свою очередь, это приводит к понижению удельного расхода кокса и росту производительности доменных печей.

Уменьшение выхода шлака на 100 кг/т чугуна в современных условиях дает экономию кокса 20–25 кг/т чугуна и увеличивает производительность печи на 3–4%. Экономия кокса рассчитана без учета снижения расхода тепла на разложение флюса, количество которого также уменьшится при снижении выхода шлака.

Таким образом, с точки зрения технологии доменной плавки целесообразность дальнейшего снижения выхода шлака от его современного уровня (500–600 кг/т чугуна) не вызывает сомнений. Практически очень важным является вопрос о минимально возможном в казых конкретных условиях выходе шлака. Нельзя забывать о том, что в доменной печи с помощью шлака осуществляется десульфурация чугуна. Поскольку количество серы в коксе держится пока на довольно высоком уровне, при снижении выхода шлака выше определенного предела возникает опасность выплавки некондиционного по сере чугуна.

Исследование опубликованных к настоящему времени отчетов о работе доменных печей с пониженным и низким (до 168 кг/т чугуна) выходом шлака позволяет сделать вывод о том, что эффективность использования доменного шлака как десульфуратора с уменьшением выхода шлака возрастает. При хорошей подготовке шихты к плавке полное использование десульфурационной способности шлака достигается при выходе шлака 180 кг/т чугуна.

С учетом возможного повышения основности шлаков, ввода в них магнезии и других технологических мер при работе на сернистом коксе (до 1,8–1,9%) минимально необходимое количество шлака, по-

видимому, окажется близким к 200–220 кг/т чугуна. Переход через этот предел будет возможен лишь в случае применения внедоменной десульфурации чугуна. Необходимо отметить также, что при работе с чрезвычайно низким выходом шлака (100–150 кг/т чугуна) уменьшается тепловая инерция горна печи, т. е. затрачивается поддержание нагрева печи на постоянном уровне.

Данные о шлаковом режиме доменных печей металлургических предприятий бывшего СССР приведены в табл. 4.17. Выплавку передельного чугуна на Юге и в Центре Европейской части бывшего СССР вели на сернистом донецком коксе. Из-за необходимости удаления из чугуна большого количества серы работали на высокоосновных, трудноплавких вязких и коротких шлаках ( $\text{CaO} : \text{SiO}_2 \leq 1,30$ ). В таких шлаках в ряде случаев достигали 1,7–1,8% Sn, редко опускались ниже 1,4%. В хвостовых рудах содержится мало глинозема, т. е. достичь необходимого содержания  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (10–12%) в шлаке невозможно. Такое содержание глинозема в шлаке достигали лишь на Новолипецком металлургическом комбинате (НЛМК) и в НПО «Тулачермет» при проплавке агломерата из руд КМА. Используя доломитизированный известняк, заводы во многих случаях доводили содержание магнезии в шлаке до 4–5% с соответствующим понижением его вязкости и, как следствие этого, с некоторым увеличением десульфурационной способности шлака. Оценивая состав шлаков предприятий всего региона, следует сказать, что он значительно отличался от оптимального. Чрезмерно высокая основность шлаков является востребованной и связана только с повышенной сернистостью кокса. Работа на шлаках повышенной основности отрицательно сказывается на технико-экономических показателях доменной плавки.

При выплавке передельного чугуна на малосернистом коксе из печорских ( $\leq 1\%$  S), кузнецких и карагандинских ( $\leq 0,7\%$  S) углей работали с более кислыми шлаками ( $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 0,85 \div 1,10$ ). Состав пус-той породы проплавляемых руд позволяет держать оптимальное для шлака передельного чугуна содержание глинозема. Его содержание в шлаках на заводах Урала доходит в ряде случаев до 7–14%. Кислые шлаки облегчают форсирование хода доменных печей в восточных районах страны.

Доменные шлаки наряду с чугуном и доменным газом являются ценным продуктом плавки, их используют в строительной индустрии. Чисть открытия гидравлических свойств доменных шлаков принадлежит Э. Лангену (1862 г.) — изобретателю засыпного аппарата для доменной печи. Однако еще раньше (1859 г.) Ф. Люрман использовал молотый шлак для производства огнеупорных кирпичей на одном из

Состав и свойства конечных доменных шлаков при выплавке передельного чугуна (значения вязкости по данным Н. Л. Жило)

Предприятие	Год	Выход шлака, кг/т чугуна	Номер шлака	Состав шлака, %							CaO SiO <sub>2</sub>	CaO+MgO SiO <sub>2</sub>	CaO+MgO SiO <sub>2</sub> +Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	η, Н·с/м <sup>2</sup> , при t, °C		
				SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	FeO	MnO	S				1400	1500	1600
КрМК	1967	590	1	41,74	4,83	46,86	3,08	0,68	1,90	1,10	1,12	1,19	1,07	0,35	0,23	0,16
«Запорожсталь»	1967	664	2	37,22	6,80	48,06	4,83	0,25	1,07	1,76	1,29	1,42	1,20	0,37	0,23	0,16
«Азовсталь»	1967	670	3	39,00	5,87	46,92	5,51	0,63	1,59	1,43	1,20	1,34	1,16	0,31	0,18	0,14
	1975	—	4	40,40	6,00	48,60	5,00	0,31	2,00	1,40	1,20	1,33	1,16	0,36	0,23	0,18
НЛМК	1972	530	5	37,94	11,08	40,33	8,45	0,35	Нет	1,11	1,06	1,28	0,98	—	Нет	—
									св.						св.	
Новотульский	1972	550	6	35,84	10,42	44,76	7,08	0,18	Нет	Нет	1,25	1,44	1,12	—	Нет	—
									св.	св.					св.	
ММК	1967	—	7	36,90	11,10	40,80	7,25	0,46	0,27	0,88	1,11	1,31	1,00	0,50	0,22	0,10
	1972	365	8	36,64	13,11	42,33	6,69	0,17	Нет	0,87	1,16	1,34	0,98	—	Нет	—
									св.						св.	
КМК	1967	—	9	36,22	12,97	41,55	7,34	0,30	0,57	0,87	1,15	1,35	0,97	0,48	0,27	0,20
	1972	428	10	37,91	14,91	33,65	12,18	0,57	Нет	0,89	1,21	0,87	—	—	Нет	—
									св.						св.	
НТМК	1967	—	11	37,44	15,09	33,91	8,56	0,74	1,38	0,44	0,91	1,13	0,80	0,70	0,38	0,22
	1972	472	12	36,21	14,41	37,03	7,96	0,39	Нет	0,78	1,02	1,24	0,89	—	Нет	—
									св.						св.	
ЗСМК	1972	358	13	36,70	16,42	30,40	13,69	0,49	Нет	0,52	0,83	1,20	0,83	—	Нет	—
									св.						св.	
Череповецкий	1967	—	14	41,84	6,34	44,92	7,08	0,56	0,27	0,60	1,07	1,24	1,08	0,33	0,21	0,17
	1972	323	15	39,37	8,21	39,44	11,48	0,66	Нет	0,58	1,00	1,29	1,07	Нет	Нет	Нет
									св.					св.	св.	св.

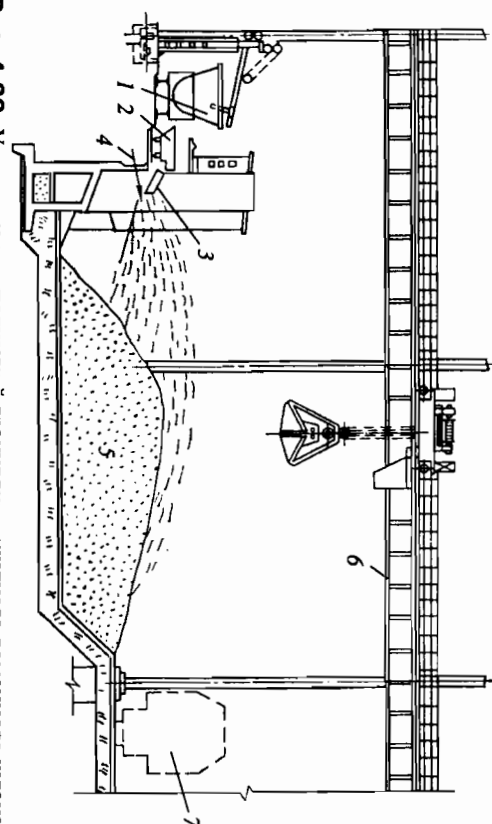


Рис. 4.32. Установка для полусухой грануляции жидкого доменного шлака  
1 — шлаковозный ковш и стенд для проламывания шлаковых корок перед сливом; 2 — приемная ванна; 3 — желоб; 4 — подвол воды; 5 — гранулированный шлак; 6 — грейферный кран для погрузки гранулированного шлака в вагоны 7

заводов Германии. Подавляющую массу огнедно-жидкого шлака (до 95% шлака, поступающего в цехи шлакопереработки) подвергают в настоящее время мокрой или полусухой грануляции. По технологии мокрой грануляции шлак выливают из ковша в бассейны с водой. Соприкасаясь с водой, шлак гранулируется и застывает в виде отдельных кусочков, микроструктура которых состоит в основном из стекла, меллита и двухкальциевого силиката.

Кусочки гранулированного шлака используют в качестве заменителей дорожностроительного щебня в бетоне. В измельченном виде гранулированный шлак добавляют к порландцементу, как обладающему способностью гидратироваться и твердеть.

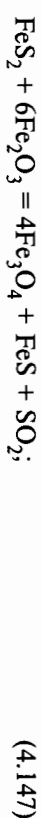
В последнее время получили распространение установки для полусухой грануляции жидкого шлака (рис. 4.32). Поток жидкого шлака обрабатывается струей, подаваемой под давлением воды. Шлак застывает, и кусочки его отбрасываются на склал. Капли воды при этом падают на значительно меньшем расстоянии от гранулирующего устройства, поэтому гранулированный шлак получается совершенно сухим. На криворожской доменной печи 5000 м<sup>2</sup> грануляцию шлака осуществляют непосредственно у печи во время выпуска.

Большое распространение в промышленности получили и литые шлаковые изделия. По этой технологии шлак из ковша выливают в



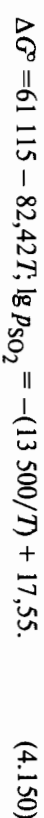
Частично в газ может переходить сера, попадающая в печь с шихтовыми материалами.

Взаимодействие пирита с высшими оксидами железа описывается уравнением



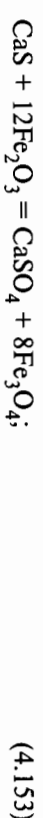
Начинается эта реакция при 390 °С. Если выделяющуюся из пирита серу шихта не поглощает, то она должна легко удалиться из печи.

Рассмотрим реакцию



Реакция начинается при 340 °С. При более низких температурах  $\text{SO}_2$  поглощается магнетитом.

Существование сернистых соединений кальция связано с уравнениями



По условиям равновесия с газовой фазой для всех зон устойчивым может быть только сульфид кальция, а для равновесия с  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  устойчивым при всех температурах может быть только сульфат кальция.

Сера из газовой фазы может поглощаться шихтовыми материалами, особенно  $\text{CaO}$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{Fe}_{\text{мет}}$ . Исследования показали, что содержание серы в рудной части шихты по мере ее опускания существенно растет. Следовательно, имеют место циркуляция и накопление серы в доменной печи подобно шлакам. Это свидетельствует о том, что присутствие серы любой модификации нежелательно для доменного процесса.

Общая степень удаления серы с газом составляет 10%, т. е. основная доля серы, попадающей в доменную печь, распределяется между чугуном и шлаком.

#### 4.5.2. Сера в чугуне и шлаке

Жидкие чугун и доменный шлак являются растворами, далекими от идеальных. Основные закономерности, необходимые для расчетов протекаемых процессов, выведены для бинарных растворов. В случае трех- и многокомпонентных растворов расчеты усложняются. Система  $\text{Fe-S}$  (рис. 4.34). Сера, растворенная в железе, заметно понижает температуру ликвидуса. Температура плавления эвтектики, составляющей 31 мас. % S, равна 988 °С.

Коэффициент активности сульфида железа в железе подчиняется уравнению

$$\lg \gamma_{\text{FeS}} = 0,8 N_{\text{Fe}}^{3,43}, \quad (4.155)$$

а коэффициент активности железа

$$\lg \gamma_{\text{Fe}} = \alpha (N_{\text{Fe}}^{3,43} - 1,41 N_{\text{Fe}}^{2,43} + 0,41), \quad (4.156)$$

где  $\alpha = \Delta \bar{H}_{\text{FeS}} / 4,575T = 0,8$ ,  $\Delta \bar{H}_{\text{FeS}}$  — теплота растворения сульфида железа в железе при  $N_{\text{FeS}} \rightarrow 0$ .

Если принять, что значение  $\Delta \bar{H}_{\text{FeS}}$  для жидкого железа при изменении температуры не меняется, то уравнения (4.155) и (4.156) можно представить следующим образом:

$$\lg \gamma_{\text{FeS}} = (1500/T) N_{\text{Fe}}^{3,43}; \quad (4.157)$$

$$\lg \gamma_{\text{Fe}} = (1500/T) (N_{\text{Fe}}^{3,43} - 1,41 N_{\text{Fe}}^{2,43} + 0,41). \quad (4.158)$$

Для реальных растворов (малые концентрации серы в железе) можно использовать упрощенное уравнение

$$\lg \gamma_{\text{FeS}} = \lg \gamma_{\text{S}} = 1500/T. \quad (4.159)$$

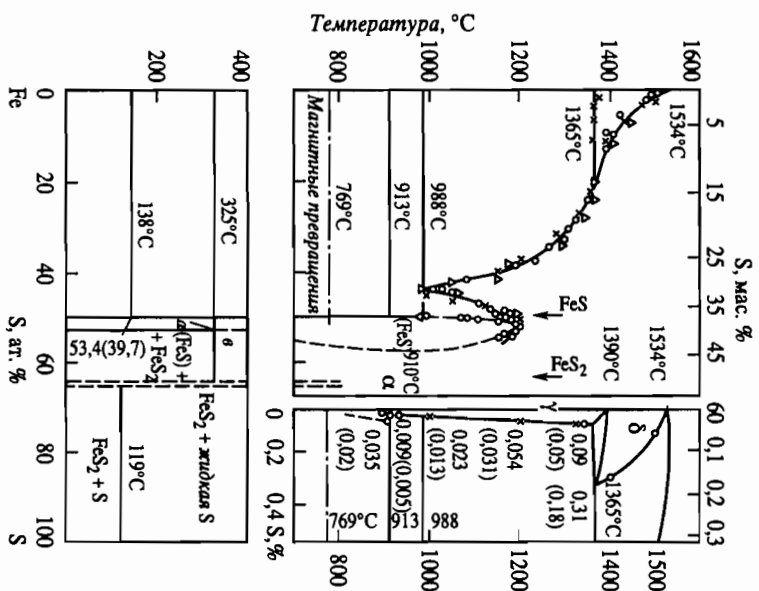


Рис. 4.34. Диаграмма состояния Fe-S

**Система Fe-FeS-C<sub>нас</sub>.** Растворы углерода и сульфида железа в жидком железе имеют положительные отклонения от идеальных. При одновременном присутствии углерода и серы их растворимость в железе уменьшается.

Влияние содержания углерода на коэффициент активности серы в разбавленных по сере растворах (рис. 4.35) подчиняется уравнению

$$\lg f_S^C = 0,11 [C] + 0,006 [C]^2. \quad (4.160)$$

В насыщенных железоуглеродистых расплавах, разбавленных по сере, зависимость коэффициента активности серы от температуры имеет вид

$$\lg f_S^C = -(1300/T) + 1,473. \quad (4.161)$$

Как следует из уравнения (4.158), для системы Fe-S при повышении концентрации серы коэффициент ее активности в железе пони-

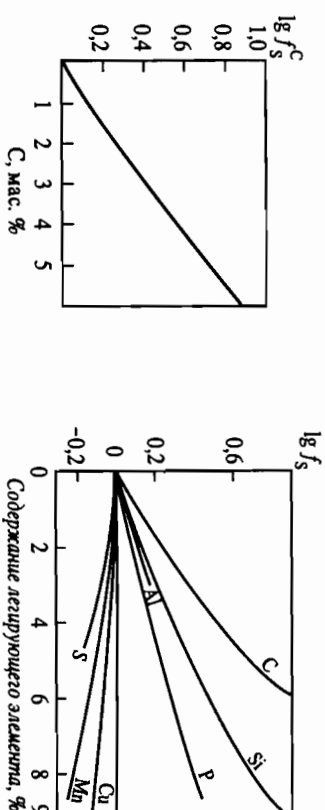


Рис. 4.35. Влияние содержания углерода на коэффициент активности серы в разбавленных по сере растворах

Рис. 4.36. Влияние компонентов чугуна на коэффициент активности серы, растворенной в железе

жается. Этот вывод применим и для насыщенных железоуглеродистых расплавов, а именно, по данным Шермана и Чипмана,

$$\lg f_S = -0,03 [S] \text{ при } [S] \leq 1,0\%. \quad (4.162)$$

Существенное повышение коэффициентов активности серы в системе Fe-FeS-C<sub>нас</sub> по сравнению с Fe-S увеличивает возможность удаления серы из металла.

**Чугун.** Влияние компонентов чугуна на коэффициент активности серы в расплаве железа (рис. 4.36) подчиняется следующим уравнениям:

$$\lg f_S^{\text{Si}} = 0,065 [Si] + 0,0028 [Si]^2; \quad (4.163)$$

$$\lg f_S^{\text{Mn}} = -0,025 [Mn] - 0,00053 [Mn]^2; \quad (4.164)$$

$$\lg f_S^{\text{P}} = 0,043 [P] + 0,00063 [P]^2. \quad (4.165)$$

Предел применимости уравнений (4.163)–(4.165) составляет соответственно 0–10 мас. %. Для алюминия и меди уравнения имеют вид

$$\lg f_S^{\text{Al}} = 0,054 [Al] \text{ при } [Al] < 3\% \text{ и}$$

$$\lg f_S^{\text{Cu}} = -0,013 [Cu] \text{ при } [Cu] \leq 13\%. \quad (4.166)$$

В случае совместного присутствия компонентов в расплаве их влияние на коэффициент активности серы складывается аддитивно.

Это влияние можно определить, рассчитывая сначала «эквивалентные» содержания углерода (для пердеельного чугуна), кремния

## Коэффициенты активности серы в различных сортах чугуна

Таблица 4.18

Чугун	Массовый состав, %					$f_{[S]}$
	C	Si	Mn	P	S	
Мартеновский:						
маломартеновистый	4,60	0,80	0,20	0,10	0,030	5,10
мартеновистый	4,50	0,80	1,60	0,10	0,040	4,71
Бессемеровский	4,70	1,04	0,65	0,05	0,036	5,10
Литейный	3,80	3,00	0,80	0,10	0,030	5,56
Доменный ферро- силиций	2,43	10,40	1,70	0,15	0,030	8,70 (13,95)

(для литейного чугуна, ферросилиция) и т. д. Из сопоставления влияния углерода, фосфора, кремния и других элементов получим

$$[C]_{\text{экс}} = [C] + 0,63 [Si] + 0,40 [P] - 0,27 [S] - 0,23 [Mn]; \quad (4.167)$$

$$[Si]_{\text{экс}} = 1,70 [C] + [Si] + 0,66 [P] - 0,46 [S] - 0,39 [Mn]; \quad (4.168)$$

С помощью этих уравнений можно по составу чугуна определить «эквивалентные» доли углерода и кремния. Подставляя значения  $[C]_{\text{экс}}$  и  $[Si]_{\text{экс}}$  в уравнения (4.160) и (4.163), находят коэффициент активности серы в чууне данного состава.

Иллюстрацией служит составленная И. С. Куликовым табл. 4.18, из данных которой следует, что при прочих равных условиях наиболее низкие концентрации серы можно получить при выплавке ферросилиция.

**Доменный шлак.** Сера в доменных шлаках находится в виде сульфидов кальция, марганца и железа, причем большая часть серы связана с кальцием в виде  $CaS$ .

Активность  $CaS$  в шлаке

$$\lg \gamma_{(CaS)} = (1550/T)(N_{(CaS)}^{1/6} - 2,67N_{(CaS)}^{0,6} + 1,67), \quad (4.169)$$

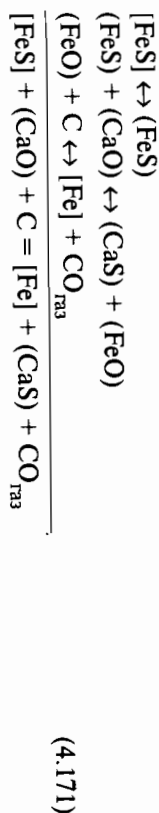
а активность  $FeS$  в шлаке

$$\lg a_{(FeS)} = (244/T) - 0,365 + \lg [S]. \quad (4.170)$$

Коэффициенты активности  $FeS$  в доменных шлаках уменьшаются с увеличением содержания серы и основности шлака и колеблются в широких пределах (от 140 до 10).

### 4.5.3. Термодинамика реакций десульфурации между чугуном и шлаком

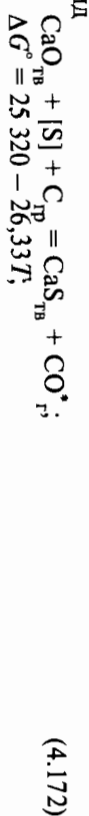
Реакцию десульфурации можно представить в следующем виде:



Возможны также реакции с другими десульфураторами:



Рассмотрим наиболее важные для процесса десульфурации реакции. *Десульфурация оксидом кальция.* Уравнение десульфурации имеет вид



$$\lg K = \lg \frac{a_{CaS} P_{CO}}{a_{CaO} a_c [S] f_{[S]}} = (-5540/T) + 5,775. \quad (4.173)$$

Константы равновесия этой реакции приведены в табл. 4.19, из данных которой следует, что при всех значениях температуры содержание серы в чууне очень низкое.

*Десульфурация оксидом марганца.* Реакция десульфурации имеет вид



$$\Delta G^\circ = 29\,940 - 26,4T;$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{(MnS)} P_{CO}}{a_{CaO} a_c [S] f_{[S]}} = -(6540/T) + 5,773. \quad (4.175)$$

Значения констант десульфурации оксидом  $MnO$  свидетельствуют о более низкой (в 3–5 раз) десульфурующей способности  $MnO$  по сравнению с  $CaO$ .

\* Написание реакций в таком виде удобно для расчетов.



Константы десульфурации чугуна известью

Таблица 4.19

t, °C	[S], %	K	t, °C	[S], %	K
1158	0,0033	83	1400	0,00069	278
1200	0,0022	103	1450	0,00065	346
1250	0,0017	130	1500	0,00044	425
1300	0,0012	172	1550	0,00035	515
1350	0,0009	220	1600	0,00029	625

Примечание. Содержание серы в чугуна дано при  $a_{CaO} = a_{CaS} = a_C = f_{CO} = 1$  и  $f_{[S]} = 4+6$ .

Десульфурация оксидом магния. Реакция десульфурации имеет вид



$$\Delta G^\circ = 44\,630 - 25,72T;$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{(MgS)} P_{CO}}{a_{MgO} a_C [S] f_{[S]}} = -(9760/T) + 5,62. \quad (4.177)$$

Десульфурующая способность  $MgO$  в 300–1000 раз ниже, чем  $CaO$ .

Десульфурация оксидом натрия. Реакция десульфурации имеет вид



$$\Delta G^\circ = -2000 - 26,78T;$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{Na_2S} P_{CO}}{a_{Na_2O} a_C [S] f_{[S]}} = (440/T) + 5,74. \quad (4.179)$$

Оксид натрия на три-четыре порядка более сильный десульфуратор, чем  $CaO$ .

Десульфурация карбидом кальция. Реакция десульфурации карбидом кальция протекает со значительным экзотермическим эффектом:



$$\Delta G^\circ = -86\,900 + 28,72T;$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{CaS} a_C^2}{a_{CaC_2} [S] f_{[S]}} = (19000/T) - 6,28. \quad (4.181)$$

Несмотря на то что константы равновесия с повышением температуры уменьшаются, они настолько велики ( $1,2 \cdot 10^7$ – $7,2 \cdot 10^3$ ), что повышение температуры выгодно для ускорения процесса удаления серы.

Десульфурация металлическим магнием. Металлический магний кипит при 1105 °C. Реакция десульфурации магнием, сопровождаемая большим выделением тепла, имеет вид



$$\Delta G^\circ = -104\,100 + 44,07T;$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{MgS}}{P_{Mg} [S] f_{[S]}} = 22750/T - 9,63. \quad (4.183)$$

Константы равновесия с повышением температуры уменьшаются и в интервале 1150–1600 °C и составляют  $2,3 \cdot 10^6$ – $330$  при  $a_{MgS} = 1$  и  $P_{Mg} = 98$  кПа.

Десульфурация марганцем. Реакция имеет вид



$$\Delta G^\circ = -32520 + 10,72T;$$

$$\lg K = \lg \frac{a_{MnS}}{a_{Mn} [S] f_{[S]}} = (7110/T) - 2,34. \quad (4.185)$$

С учетом зависимости (4.161) при низких концентрациях серы в насыщенных углеродом сплавах получаем

$$\lg \frac{a_{MnS}}{[Mn] f_{[Mn]} [S]} = 5810/T - 2,933. \quad (4.186)$$

По И. С. Куликову, равновесие марганца и серы в чугуна подчиняется уравнению

$$\lg \{[Mn] [S]\} = -(9260/T) + 4,91. \quad (4.187)$$

Содержания в чугунах серы, равновесные с содержанием марганца, при 1150–1600 °C приведены на рис. 4.37.

Растворимость  $MnS$  в чугунах с понижением температуры резко уменьшается. В чугунах при 1,5–2,0%  $Mn$  и 1310–1340 °C имеется <0,075%  $S$ , а при охлаждении чугуна до 1230–1250 °C содержание серы снижается до <0,03–0,04%. Это свидетельствует о высокой десульфурующей способности марганца при снижении температуры чугуна.

Активность сульфида марганца в шлаке можно рассчитать по формуле

$$\lg a_{(MnS)} = (7880/T) - 4,16 + \lg \{[Mn] [S]\}. \quad (4.188)$$

Понижение температуры на 100 °C увеличивает активность  $MnS$  в шлаке примерно в 1,8 раза. При температуре чугуна 1450–1500 °C в нем



$\beta$  зависит от  $\beta$ , значениям  $\beta = 0,8; 1,0; 1,2; 1,4$  соответствуют  $\beta = 3,0; 2,5; 2,0; 1,5$ .

При максимальном приближении к условиям доменной плавки В. Г. Воскобойниковым предложены следующие эмпирические значения коэффициента распределения серы:

$$L_{S,1450} = 98x^2 - 160x + 72 - [0,6(Al_2O_3) - 0,012(Al_2O_3)^2 - 4,0321]x^4, \quad (4.196)$$

где  $x = \frac{(CaO) + (MgO) + (MnO)}{(SiO_2)}; (Al_2O_3)$  — содержание глинозема в

шлаке, мас. %.

При изменении температуры вводят поправочный коэффициент  $\eta$ :

$$L_{Sфакт} = \eta L_{S,1450} \quad (4.197)$$

где  $\eta = 2,7(t/100) - 0,067(t/100)^2 - 24,063, t$  — температура шлака, °С.

**Кинетика десульфурации.** Скорость перехода элементов из чугуна в шлак определяется в основном диффузией в шлаковой фазе. Поскольку диффузия в жидкой фазе замедлена, скорость десульфурации определяется интенсивностью перемешивания жидких фаз. Коэффициенты диффузии некоторых элементов в жидких технических железах ( $I$ ) и его сплавах [1—4% Mn ( $II$ ) и Fe—C<sub>нас</sub> ( $III$ )] приведены ниже:

Диффундирующий элемент	S	P	Si	C	Mn
$D, 10^5 \text{ см}^2/\text{с}, 1550^\circ\text{C}$					
$I$	4,5	4,7	6,9*	2,5*	—
$II$	—	—	—	—	8,4*
$III$	3,5	16**	2,5	6,0	4,0

\* При 1600 °С.

\*\* При 1400 °С.

Коэффициенты диффузии элементов в жидких шлаках приведены в табл. 4.20.

Механизм десульфурации чугуна можно подразделить на три стадии: переход серы в виде сульфидов железа и марганца из чугуна в шлак; перераспределение серы между сульфидными железами, марганца, кальция (возможно и магния) с образованием оксидов железа и марганца; восстановление оксидов железа и марганца углеродом, кремнием и другими раскислителями до наступления равновесия между ними и газовой средой.

На первых двух стадиях процесс лимитируется распределением серы в шлаке, т. е. отводом серы от межфазной границы металл—шлак.

Коэффициенты диффузии элементов в жидких шлаках

Таблица 4.20

Элемент	Состав шлака, мас. %			$t, ^\circ\text{C}$	$D \cdot 10^{-6}, \text{см}^2/\text{с}$
	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
S	50,3	39,3	10,4	1445	0,89
	42,5	47,9	9,6	1440	0,80
Si	38,5	40,5	20,9	1365; 1430	0,047; 0,105
Ca	40	40	20	1350; 1400; 1500	0,33; 0,62; 1,3
	43	39	18	1350; 1400; 1500	0,52; 0,64; 0,95
Fe	42,9	35,0	21,1	1300; 1400; 1500	0,55; 1,5; 3,5

По мере обогащения FeO и MnO шлаковая система удаляется от равновесия с углеродом и кремнием чугуна, а также с газовой фазой. Восстановление FeO и MnO также связано с диффузией в шлаке. Абсолютные концентрации FeO и MnO, равновесные с углеродом и газовой фазой, составляют лишь сотые доли процента, поэтому третья стадия процесса, как наиболее медленная, является лимитирующей.

Основная масса серы переходит в шлак, когда через его слой фильтруются капли жидкого чугуна, стекающего в горн. Между выпущенными чугуна десульфурация протекает в трех характерных режимах: слабо, когда в горне мало шлака; активно, когда в горне скапливается наибольшее количество шлака, и вновь слабо, когда в горне, заполненном чугуном, остается малый слой шлака, насыщенного серой.

Сера снижает поверхностное натяжение чугуна, поэтому сернистый чугун, легко образующий мелкие капли, проходит в горне через слой шлака, полнее с ним контактирует.

Рассмотрим технологические факторы, влияющие на десульфурацию чугуна. Вся сера шихты ( $S_{ш}$ ) распределяется между чугуном ( $S_q$ ), шлаком ( $S_{шл}$ ) и газом. Если пренебречь малым количеством серы, удаляемым с газом, то  $S_{ш} = S_q + S_{шл}$  или  $S_q = S_{ш} - S_{шл}$ . Отнесем это выражение к 100 кг чугуна, приняв  $S_{шл}/100 = S'_{шл}$ , тогда  $[S] = S'_q - \Pi(S)$ , где  $\Pi$  — выход шлака. Коэффициент распределения серы

$$L_s = (S)/[S], \text{ т. е. } [S] = S'_q / (1 + \Pi L_s). \quad (4.198)$$

Равенство (4.198) является формой выражения баланса серы в печи. Рассматривая его, можно сделать вывод о том, что на эффективность десульфурации чугуна влияют приход серы в печь, относительный выход шлака и коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком.

Чем меньше поступает серы с шихтой в доменную печь, тем с меньшими затратами можно получить качественный по сере чугу́н. Это подчеркивает необходимость удаления серы в ходе подготовительных операций — окискования руд, коксования углей.

По уравнению (4.198) для снижения содержания серы в чугу́не целесообразно проводить плавку с повышенным выходом шлака. Последнее находится в противоречии с тенденцией развития доменного производства, поскольку означает ухудшение технико-экономических показателей плавки.

Нельзя не учитывать, что увеличение количества шлака замедляет выравнивание содержания серы по высоте слоя шлака, вызывает более частое удаление наиболее нагретого и наименее сернистого верхнего шлака, снижает относительно эффективность десульфурации. Однако это не означает, что уменьшение выхода шлака не влияет на десульфурацию. При данном приходе серы в печь существует определенный выход шлака, ниже которого эффективность десульфурации падает. В связи с этим важно установить это «критическое» количество шлака.

Возможность работы доменных печей на богатой по железу шихте доказана практикой. Установлено, что уменьшение выхода шлака не связано с пропорциональным повышением серы в чугу́не.

На рис. 4.39 приведены, по данным И. С. Куликова и А. Д. Паганова, результаты работы доменных печей с низким выходом шлака, которые описываются уравнением:

$$\varepsilon = 22,4/\Pi^{0,6}, \quad (4.199)$$

где  $\varepsilon$  — степень достижения равновесия по сере;  $\Pi$  — выход шлака, кг/т чугу́на.

Из уравнения (4.199) следует, что  $\varepsilon = 1$  при  $\Pi = 178$  кг/т чугу́на. Степень приближения к равновесию зависит не только от выхода шлака, но и от его физических свойств, прихода серы в печь, степени завершенности восстановительных процессов и др. Поэтому авторы уравнения (4.199) считают его приближенным.

По расчетам, при выходе шлака  $< 250$  кг/т чугу́на можно получать малосернистый чугу́н, если приход серы на 1 т чугу́на не превышает 6 кг. Наиболее важное значение для получения низких содержаний серы в чугу́не имеет достижение высоких величин  $L_s$ . Поэтому рассмотрим факторы, влияющие на его величину.

Моделирование процесса десульфурации чугу́на в горне показало (по данным Ю. С. Юсфина, Т. Винкельмана и Ю. А. Литвиненко), что содержание серы в чугу́не подчиняется уравнению

$$[S] = [S]_{\text{горн}} + k_1 \exp(-k_2 t), \quad (4.200)$$

где  $[S]_{\text{горн}}$  — минимально возможное для данных условий содержание серы в чугу́не (для времени  $t$ );  $k_1 = -0,54 + 0,67 (CaO)/(SiO_2)$  — коэффициент, учитывающий состав шлака;  $k_2 = -1,21 + 0,0009 t_n$  — коэффициент, зависящий от температуры горна,  $t_n$  — температура чугу́на.

Таким образом, основными технологическими факторами, влияющими на содержание серы в чугу́не, являются нагрев горна и состав шлака.

*Нагрев горна доменной печи.*

Многочисленные лабораторные и промышленные эксперименты показали, что с повышением температуры в горне реакция десульфурации идет эффективнее. Однако было бы неверно сводить причину этого влияния к покрытию затрат тепла на эндотермический эффект реакции



Основное влияние температуры проявляется в изменении свойств шлака — вязкости и интенсивности перемешивания. Степень достижения равновесия по сере значительно зависит от вязкости шлака. Так, по опыту ММК,

$$\varepsilon = 119,4/\eta^{0,87}, \quad (4.201)$$

где  $\varepsilon$  — степень достижения равновесия по сере, %;  $\eta$  — вязкость шлака, П. С учетом выражения (4.201) формула (4.193) принимает вид

$$\lg L_s = 2,55B + \lg ([S]/P_{CO}) - 0,87 \lg \eta - 1,99. \quad (4.202)$$

Для дополнительного нагрева горна приходится перерасходовать кокс, что снижает экономичность доменной плавки.

Повышение температуры шлака нельзя рассматривать без учета его состава, в частности основнойности шлака и особенно содержания СаО. Экстремальный характер зависимости коэффициента распределения серы от отношения СаО:SiO<sub>2</sub> (рис. 4.40) объясняется увеличением вязкости основного шлака. Поэтому при работе на основных шлаках требуются повышение температуры горна, а следовательно, и перерасход тепла на процесс.



Рис. 4.39. Результаты работы доменных печей с различным выходом шлака  
1 — «Криворожсталь»; 2 — «Стиль компани»; 3 — «Оскар Синигалини»; 4 — ММК; 5 — «С. Ш. Корпорейшн»

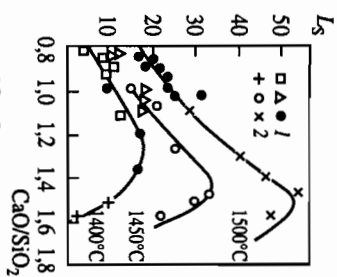


Рис. 4.40. Зависимость коэффициента распределения серы от основности шлака  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  по данным: 1 — В. В. Михайлова, 2 — В. Г. Воскобойникова

вышеприведенные рассуждения о зависимости  $L_S$  от содержания  $\text{MgO}$  в шлаке:

$(\text{MgO}), \%$ .....	0	5	10	15	20
$(\text{MgO} + \text{CaO}), \%$ .....	52	55	58	60	63
$L_S$ .....	14	23	84	110	55.

Влияние глинозема на десульфурацию также следует рассмотреть с точки зрения изменения свойства шлака. Если увеличение его содержания вызывает снижение вязкости шлака и обеспечивает высокий нагрев горна, то эффективность десульфурации возрастает.

Ранее распространенное мнение о положительном влиянии  $(\text{MnO})$  в шлаке на десульфурацию чугуна не находит подтверждения. Напротив, при увеличении содержания  $(\text{MnO})$  до 3% за счет уменьшения содержания известки десульфурационная способность шлака снижается. Однако следует иметь в виду, что при увеличении содержания марганца в чугуне должна иметь место, согласно термодинамике, десульфурация чугуна марганцем. При этом содержание  $\text{MnO}$  в шлаке увеличивается.

Опыт многих заводов бывшего СССР показал, что переход на выплавку маломарганцовистого чугуна с резким сокращением расхода марганцевой руды в шихте имеет большое технико-экономическое значение. При этом уменьшились расход флюса, выход шлака, а сле-

При увеличении основности шлака его вязкость можно уменьшить, применяя разжижающие добавки  $\text{MgO}$ ,  $\text{CaF}_2$ , иногда  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . С химической точки зрения магнезия является худшим десульфуратором, чем известь, поэтому добавка магнезии к подвижным шлакам не улучшает десульфурации. Если же ее вводят вместо известки, то десульфурация ухудшается. Если вязкость шлака при введении магнезии снижается, то десульфурация улучшается, особенно при неизменном отношении  $\text{CaO}:\text{SiO}_2$ . В этом случае увеличивается активность известки в шлаке. Опыт показал, что содержание магнезии до 6% в основных шлаках положительно влияет на десульфурацию.

Данные М. А. Павлова подтвердили

довательно, и расход кокса. Поддержанием оптимального шлакового режима технологи добились того, что содержание серы в чугуне не увеличилось.

Серопоглощающая способность шлака значительно возрастает, если в него вводят  $\text{CaF}_2$ , так как при этом сильно разжижаются шлаки, особенно основные. В результате появляется возможность повысить основность шлака при сохранении низкой его вязкости. Использование фтористого кальция связано с экономическими и материальными условиями.

Серя, перешедшая в шлак, влияет на его свойства. При введении сульфидов кальция в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2$  и  $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3$  вязкость снижается. Предел растворимости сульфидов кальция в системе  $\text{CaO}-\text{SiO}_2$  является экстремальной функцией. Минимум растворимости, равный 7,5%  $\text{CaS}$  (3,33% S) при 1600 °C, получен при основности шлака  $1,1 \div 1,2$ . Добавки глинозема снижают этот предел, который при основности  $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 1,37$  и 20%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в шлаке равен 4,5%  $\text{CaS}$  (2,0% S).

В реальных процессах сульфид кальция уменьшает количество  $\text{CaO}$ . В этом случае снижаются вязкость шлака и температура ликвидуса, а минимум вязкости, как правило, наступает раньше предела насыщения.

Десульфурация зависит также от состава чугуна. Элементы, ускоряющие переход серы из чугуна в шлак, располагаются в следующей последовательности по мере усиления влияния: V, Cr, Si, Ti, Mn, B, Al.

Влияние наиболее «активного» (элемента Al) проявляется в снижении термодинамического потенциала кислорода на поверхности раздела металл—шлак. Подобным образом влияют бор, титан, кремний, хром, ванадий. Марганец является переносчиком серы, тем самым он ускоряет процесс десульфурации.

#### 4.5.4. Внедоменная обработка чугуна

Получение в доменной печи чистых по сере чугунов требует больших затрат. Этим объясняется внимание к внедоменной обработке чугуна с целью снижения в нем содержания серы. При внедоменной десульфурации создается возможность для снижения основности доменного шлака, а следовательно, и улучшения его свойств, снижения выхода шлака и расхода кокса. Кроме того, внедоменная десульфурация позволяет при неизменной технологии плавки бороться с браком и получать для специальных целей особо чистые по сере чугуны.

К настоящему времени накоплен определенный опыт по внедоменной десульфурации. В качестве десульфураторов используют в основном соду, карбид кальция, известь, металлургический магнезий.



Для связывания 1 кг S необходимы 0,75 кг Mg, 1,75 кг CaO, 3,31 кг  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  и 2 кг  $\text{CaC}_2$ , т. е. при использовании в качестве десульфуратора металлургического магния расход реагента наиболее низкий. Температура плавления магния составляет 651 °C, кипения 1105 °C. Испарение магния при вводе его в чугун обеспечивает хороший контакт десульфуратора с металлом, однако требует применения специальных мер для предотвращения выбросов металла под действием давления газа. К преимуществам магния следует отнести также малое количество образующегося шлака, легкую всплываемость (ввиду малого удельного веса). Кроме того, в процессе десульфурации магнием не образуются вредных для окружающей среды продуктов. Затраты тепла на плавление и испарение магния и на перегрев паров приводит к снижению температуры чугуна на 17–18 °C.

Использовать магний можно в виде слитков и гранул. В первом случае требуются специальные меры для предупреждения преждевременного испарения магния — огнеупорные обмазки и др. Например, при внедоменной десульфурации на установке Краматорского металлургического завода при расходе магния 0,45 кг/т чугуна и начальном содержании серы 0,066% достигнуто конечное ее содержание в чугуне 0,024%, т. е. степень десульфурации составила 63,5%.

Гранулированный магний, состоящий из частиц размером 0,5–2 мм и содержащий ~90% Mg (остальное — соли щелочноземельных металлов), обладает хорошей текучестью, легко транспортируется по пневмопроводу. Гранулированный магний через специальную фуруму вводится газом-носителем (воздухом) в ковш с чугуном. При этом обеспечивается глубокая десульфурация чугуна (до 0,003–0,002% S) при расходе магния 0,7–1,0 кг/т чугуна.

При использовании соды наряду с десульфурацией в металле снижается содержание газов и неметаллических включений. Так, на одном из заводов ФРГ при использовании соды в количестве 25 кг/т чугуна отмечено снижение содержания азота в томасовском чугуне от 0,006 до 0,002%. Степень десульфурации для такого процесса может достигать 80–85% (для литейного чугуна) при снижении температуры чугуна на 1,7 °C на каждый 1 кг соды. Недостатками способа является взаимодействие содового шлака с футеровкой ковша. Наряду с этим ухудшаются и условия труда.

Применение неплавящихся десульфураторов приводит к неудобствам при смешивании их с чугуном во время его слива. Поэтому при использовании  $\text{CaO}$  и  $\text{CaC}_2$  требуются специальные мероприятия для улучшения контакта десульфуратора и металла (использование вращающихся печей, виброковшей, мешалок, продувки ков-

шей и др.). На комбинате «Азовсталь» ковш продували известью в смеси с воздухом. Фурума для вывода десульфуратора выдерживала 250–300 продужений. Расход извести составил 7,8 кг/т чугуна при степени десульфурации 42–50%. В качестве газа-носителя используют также азот и природный газ. При использовании  $\text{CaC}_2$  в количестве до 10 кг/т чугуна достигается степень десульфурации до 80–85%.

Основная задача таким образом заключается в правильном выборе реагента и способа его ввода. При этом необходимо оценивать эффективность процесса объективными критериями. Расход реагента не учитывает, например, конечное содержание серы в металле. Наиболее приемлемый подход к оценке эффективности внедоменной десульфурации предложен А. В. Ганчевым, В. М. Чижиковой, И. Ф. Куруновым и др. Статистическая обработка большого количества данных по внепечной десульфурации чугуна позволила этим специалистам получить основное соотношение между конечным содержанием серы в чугуне и показателями технологии десульфурации

$$S_k = A \cdot S_0 \cdot e^{-bQ}, \quad (4.203)$$

где  $S_0$  и  $S_k$  — начальное и конечное содержание серы в металле, %;  $Q$  — удельный расход десульфуратора, кг/т чугуна;  $A$  — параметр, учитывающий технологические особенности конкретного процесса внешней обработки (вид и размеры установки и т. д.);  $b$  — параметр, зависящий от вида реагента и способа его ввода. Логарифмируя выражение (4.203) и решая его относительно  $b$ , получаем

$$b = \frac{\ln S_0 - \ln S_k}{Q}. \quad (4.204)$$

На графической зависимости  $b$  есть величина тангенса угла наклона изменения концентрации серы в зависимости от расхода реагента. Чем больше  $b$ , тем больше расход реагента для достижения одинакового конечного содержания серы в металле. Таким образом, параметр  $b$  является комплексным показателем эффективности процесса внепечной десульфурации чугуна.

Выражение (4.203) можно получить не только статистическим путем, но и на основе кинетического закона второго порядка. Действительно, изменение концентрации реагента при десульфурации записывается в виде уравнения второго порядка

$$\frac{dx}{dt} = k(S_0 - x)(D_0 - x), \quad (4.205)$$



где  $S_0$ ,  $D_0$  — начальные концентрации серы и десульфуратора;  $k$  — константа скорости реагирования;  $x$  — убыль массы реагента;  $t$  — время.

После интегрирования имеем:

$$\frac{S_0}{D_0} = \frac{S}{D} e^{-k(D_0 - S_0)t}, \quad (4.206)$$

где  $S$ ,  $D$  — концентрации серы и реагента, достигаемые к некоторому моменту времени.

После преобразования (4.206) получим

$$S_k = \frac{D}{D_0} \cdot S_0 \cdot e^{-k(D_0 - S_0)t}. \quad (4.207)$$

Концентрацию десульфуратора можно определить как  $Q/M$  ( $Q$  — расход реагента, кг;  $M$  — масса реакционной системы, кг).

Представив далее  $S_0 = aD_0$  и обозначив в  $\frac{Q}{M} t_{\text{кон}} (1 - a) = b$ , где  $a$  — некоторый количественный коэффициент, учитывающий неэффективность использования десульфуратора  $D/D_0 = A$ , окончательно можем написать

$$S_k = A \cdot S_0 \cdot e^{-bQ}. \quad (4.208)$$

Из сравнения (4.203) и (4.208) видно, что они совершенно идентичны.

В табл. 4.21 приведены расчетные величины параметра  $b$  в сравнении с другими технологическими показателями для различных вариантов внепечной обработки чугуна.

**Дефосфорация чугуна.** Успешное применение внедоменной десульфурации интенсифицировало расширение функций внепечной обработки чугуна. В первую очередь это относится к процессу дефосфорации. Фосфор, поступающий в доменную печь, практически полностью переходит в чугун. Поэтому получение чистых по фосфору доменных чугунов возможно лишь при минимальном содержании фосфора в железорудных материалах, флюсах и особенно в коксах. Подсчеты показывают, что для условий Российской Федерации получить в доменной печи чугун, содержащий менее 0,03% фосфора, практически невозможно. В основной массе российских чугунов необходима их внепечная обработка.

Известно, что благоприятными условиями для окисления фосфора и перевода его из металла в шлак являются высокая окисленность и высокая основность шлака. Интенсивному переходу кислорода в металлы способствуют присадки в шлак окислители, агломерата, а также

Таблица 4.21  
Эффективность различных способов десульфурации чугуна

Реагент	Способ ввода реагента	Удельный расход реагента		Содержание серы в чугуне, %		$b$
		кг/т чугуна	кг/т S	$S_0$	$S_k$	
Сола	В струю чугуна	6,0	21,42	0,040	0,012	0,189
	На дно ковша	10,0	58,8	0,040	0,023	0,055
Известь	Вдувание	4,0	40,0	0,033	0,023	0,090
	природным газом					
Карбид кальция	Вдувание	24,0	80,0	0,042	0,012	0,051
	воздухом					
Карбид кальция	К.Р.-процесс с перемешиванием	1,5	7,5	0,030	0,010	0,732
	Вдувание природным газом	2,0	7,14	0,040	0,012	0,602
Стерженьная мешалка	Вдувание азотом	3,0	10,7	0,040	0,012	0,401
	Вдувание азотом	6,0	21,4	0,040	0,012	0,210
Магний слитый	Через штангу с поддувом	0,5	2,27	0,034	0,011	2,257
	Вдувание	1,2	4,0	0,035	0,005	1,622
Лированный порошокобразный	Вдувание	1,0	3,7	0,037	0,010	1,308
	Вдувание					

продувка ванны кислородом. При исследовании влияния кислородного потенциала и основности шлака на степень удаления фосфора из металла наблюдалась прямая зависимость степени дефосфорации металла от расхода газообразного кислорода (за вычетом количества кислорода, израсходованного на обескисливание, причем расход кислорода на дефосфорацию снижается с увеличением основности шлака до 3, а затем стабилизируется).

На степень дефосфорации влияет также содержание в чугуне углерода и температура. Интенсивное окисление углерода способствует увеличению поверхности раздела фаз и развитию диффузионных процессов, поэтому чем выше содержание углерода в чугуне, тем при прочих равных условиях выше степень дефосфорации чугуна.

В качестве дефосфоратора чаще всего применяют известь или известь с добавками  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{NaF}$ ,  $\text{CaCl}_2$  и др. Между распределением фос-

фора  $\lg(P)/[P]$  и основностью шлака существует линейная зависимость.

Перспективно применение в качестве дефосфораторов железных, особенно конверторных шлаков, характеризующихся высокой основностью и значительным содержанием  $\text{FeO}$ . Для предотвращения повышения температуры плавления и вязкости шлака по мере восстановления  $\text{FeO}$  в шлаке предполагается добавлять хлорид или фторид кальция. Дефосфорация при таком режиме обработки чугуна превышает 80%. При этом происходит и десульфурация чугуна.

## 4.6. ТЕПЛООБМЕН В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

### 4.6.1. Основы теплопередачи в слое кусковых материалов

Распределение температур в слое шихты является одним из важнейших условий, определяющих ход доменной плавки. В свою очередь температурное поле в слое зависит от теплообмена между газом-теплоносителем и шихтой. Тепло, выделяющееся в горне доменной печи, не может быть усвоено только ее нижней частью. Значительная доля тепла передается в верхние зоны, обуславливая высокую степень использования тепла в доменной печи. Во всех случаях теплоносителем является газ, образующийся у фурм печи, а поглотителем тепла — твердые или жидкие материалы.

Теплопередача в слое кусковых материалов — сложное явление. Нагрев кусков в доменной печи осуществляется конвекцией, излучением и теплопроводностью, причем конвекция — основной тип теплопередачи от газа к материалам, по крайней мере, в зоне умеренных температур. Излучение играет значительную роль в зоне фурменных очагов. Теплопроводность имеет место при прогреве куса материала от поверхности к центру.

Для теплопередачи конвекцией

$$G_{\text{ш}} C_{\text{ш}} dt = \alpha_r (t_r - t_{\text{ш}}) F dt, \quad (4.209)$$

где  $G_{\text{ш}}$  — масса материала, кг;  $C_{\text{ш}}$  — удельная теплоемкость шихты, кДж/(кг·К);  $t_r$  и  $t_{\text{ш}}$  — температура соответственно газа и шихты, °С;  $\alpha_r$  — коэффициент теплопередачи конвекцией, Вт/(м²·К),  $F$  — поверхность материалов, м²;  $t$  — время, ч.

Тогда для конечной температуры газа  $t_k$

$$t_r - t_{\text{ш}} = t_k \left\{ \exp \left[ - \left( \frac{\alpha_r F}{G_{\text{ш}} C_{\text{ш}}} \right) \left( 1 - \frac{G_{\text{ш}} C_{\text{ш}}}{G_r C_r} \right) \tau \right] \right\}, \quad (4.210)$$

где  $G_r$  — количество газа, м³;  $C_r$  — теплоемкость газа, кДж/(м³·К).

Для нагрева в противотоке характерно установление на каждом горизонте постоянных температур газов и материалов, не зависящих от времени. В связи с этим температура в слое является функцией высоты, т. е.

$$t_r = f(H); \quad t_{\text{ш}} = \varphi(H). \quad (4.211)$$

При переходе к времени

$$H = P_m \tau, \quad (4.212)$$

где  $P_m$  — скорость движения материалов, м/с, или, по данным Б. И. Китаева, объемное напряжение сечения шихты, м³/(м²·ч).

Произведение массы или объема часового расхода потока газа и шихты на его удельную теплоемкость обозначают понятием *водяного эквивалента* потока:

$$G_r C_r = W_r; \quad G_{\text{ш}} C_{\text{ш}} = W_{\text{ш}}. \quad (4.213)$$

Водяной эквивалент — количество тепла, необходимое для изменения температуры данного потока на 1 °С.

В отличие от простого случая нагрева в доменной печи имеют место такие сложные явления, как эндотермические и экзотермические химические реакции, плавление материалов; определенное значение имеют тепловые потери.

Для учета этих явлений Б. И. Китаевым введено понятие *кажущейся удельной теплоемкости*, под которой понимают количество тепла, необходимое для охлаждения или нагрева единицы потока вещества на 1 °С при протекании в потоке необходимых для нормального ведения плавки превращений и с учетом потерь.

При использовании понятия обычной теплоемкости

$$G_r C_r dt_r = G_{\text{ш}} C_{\text{ш}} dt_{\text{ш}} + (q_p + q_n) dt, \quad (4.214)$$

где  $q_p$  — тепловые эффекты физических и химических процессов, Вт;  $q_n$  — тепловые потери на данном горизонте печи, Вт.

После подстановки ( $W_r$  — кажущийся водяной эквивалент)

$$W_r dt_r = W_{\text{ш}} dt_{\text{ш}} + (q_p + q_n) dt;$$

$$W_r' dt_r = W_{\text{ш}}' dt_{\text{ш}};$$

$$W'_{ш} = W_{ш} \left( 1 + \frac{q_p}{W_{ш} + \frac{dt_{ш}}{d\tau}} \right); \quad (4.215)$$

$$W'_r = W_r \left( 1 - \frac{q_p}{W_r + \frac{dt_r}{d\tau}} \right). \quad (4.216)$$

В дальнейшем вместо показателя  $W'$  для простоты будет использоваться показатель  $W$ . Из основного уравнения теплообмена

$$W_r(t_r^{\text{нач}} - t_r^{\text{кон}}) = W_{ш}(t_{ш}^{\text{кон}} - t_{ш}^{\text{нач}}) \quad (4.217)$$

следует, что эффективность теплообмена зависит от отношения водных эквивалентов  $m = W_{ш}/W_r$ .

Изменение величины  $m$  по высоте доменной печи (рис. 4.41) указывает на наличие двух зон: верхней ( $m < 1$ ) и нижней ( $m > 1$ ).

1. Рассмотрим случай, когда  $W_r > W_{ш}$ . На рис. 4.42, а показано изменение температур газа ( $t_r$ ) и материала ( $t_m$ ) во времени, или по высоте начальной температуры газа-теплоносителя, конечная температура которого на выходе из теплообменника  $t_k$ . Даже при бесконечно высокой шахте и без учета потерь все тепло газа не может перейти к шихте; избыточная температура колошника является неизбежной.

Для бесконечно теплопроводных кусков

$$\frac{t_m}{t_0} = 1 - \exp \left[ -\frac{\alpha_f F V_m}{W_m} \left( 1 - \frac{W_m}{W_r} \right) \tau \right], \quad (4.218)$$

где  $V_m$  — объем материала,  $m^3$ ;  $F$  — поверхность кусков,  $m^2/m^3$ ;  $t_m$  — температура материала при выходе из теплообменника,  $^{\circ}\text{C}$ ;  $t_0$  — температура газа на входе в теплообменник,  $^{\circ}\text{C}$ .

При  $\tau = \infty$   $t_m = t_0$  и  $t_k = t_0 [1 - (W_m/W_r)]$ . Поскольку контактная поверхность в слое неизвестна, удобно вместо  $\alpha_f$  пользоваться  $\alpha_r$ , где  $\alpha_r = \alpha_f F$ . Тогда



Рис. 4.41. Изменение отношений водных эквивалентов и температур по высоте доменной печи

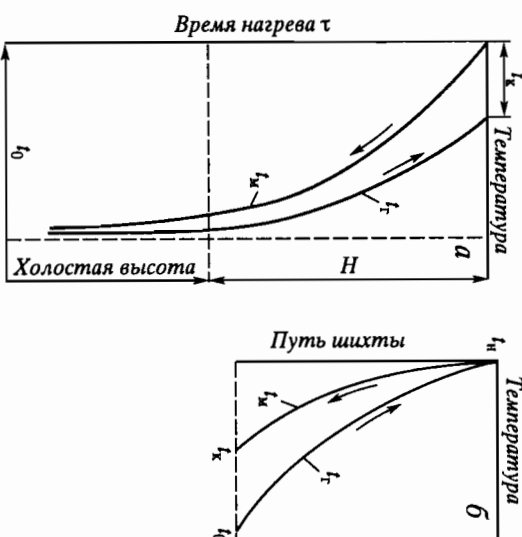


Рис. 4.42. Изменение температуры газа, материала и шихты в верхней (а) и нижней (б) зонах теплообмена

$$t_m = t_0 \left\{ 1 - \exp \left[ -\frac{\alpha_v V_m}{W_m} \left( 1 - \frac{W_m}{W_r} \right) \tau \right] \right\}. \quad (4.219)$$

Если учесть, что  $G_m/V_m = \rho_{\text{нас}}$  — насыпная плотность, причем  $\rho_{\text{нас}} = \rho_m (1 - \varepsilon)$ , где  $\rho_m$  — истинная плотность материала, а  $\varepsilon$  — порозность, то

$$t_m = t_0 \left\{ 1 - \exp \left[ -\frac{\alpha_v \tau}{C_m \rho_m (1 - \varepsilon)} \left( 1 - \frac{W_m}{W_r} \right) \right] \right\}. \quad (4.220)$$

Объемная теплоемкость слоя

$$C_m^* = C_m \rho_{\text{нас}}, \quad \tau = H/\rho_m.$$

Тогда

$$t_m = t_0 \left\{ 1 - \exp \left[ -\frac{\alpha_v H}{C_m^* \rho_m} \left( 1 - \frac{W_m}{W_r} \right) \right] \right\}. \quad (4.221)$$

Практически нагрев считается законченным, когда

$$t_m = 0,95 t_r. \quad (4.222)$$

В этом случае высота верхней ступени теплообмена

$$H = \frac{3P_m C_m^*}{\alpha_V [1 - (W_m/W_r)]}. \quad (4.223)$$

2. В случае, когда  $W_{ш} > W_r$ , газы все свое тепло отдадут шихте и окладятся до температуры поступающего в зону материала, но этого тепла не хватит, чтобы нагреть шихту до начальной температуры газа (рис. 4.42, б). С течением времени разность температур шихты и газа не уменьшится, а возрастет и тем значительнее, чем больше  $W_{ш}/W_r$ . Температура газа в ходе теплообмена

$$\Theta_r = 1 - \exp \left\{ - \frac{\alpha_V \tau}{[(W_m/W_r) - 1] C_m \rho_m (1 - \delta)} \right\}. \quad (4.224)$$

Температура материала

$$\Theta_m = \frac{t_0 - t_m}{t_0 - t_n} = 1 - \frac{W_r}{W_m} (1 - \Theta_r), \quad (4.225)$$

где  $t_0$  — начальная температура газа, °C;  $t_n$  и  $t_m$  — соответственно начальная и конечная температура материала, °C.

$$t_m = t_0 \frac{W_r}{W_m} + t_n \left(1 - \frac{W_r}{W_m}\right). \quad (4.226)$$

Высота нижней ступени теплообмена

$$H = \frac{3P_m C_m \rho_m (1 - \varepsilon)}{\alpha_V \left[ \frac{W_m}{W_r} - 1 \right]}. \quad (4.227)$$

Приведенные выше формулы относятся к кускам с бесконечной теплопроводностью. Для реального куска эти уравнения справедливы, если удастся определить величину внутреннего теплового сопротивления куска. Тогда коэффициент теплоотдачи  $\alpha$  должен иметь значение суммарного коэффициента теплоотдачи.

По Б. И. Китаеву, для шарообразных кусков

$$\frac{t_m}{t_0} = 1 - \exp \left[ - \frac{\alpha_r F V_m}{W_m} \left( 1 - \frac{W_m}{W_r} \right) \frac{\tau_\lambda}{1 + (\alpha_r R / 5\lambda)} \right], \quad (4.228)$$

где  $\tau_\lambda$  — время нагрева куска;  $R$  — размер куска;  $\lambda$  — теплопроводность куска.

Величина  $\frac{\alpha_r}{1 + (\alpha_r R / 5\lambda)}$  является суммарным коэффициентом теплоотдачи.

В этом случае

$$1/\alpha_\Sigma = (1/\alpha_r) + (R/5\lambda), \quad (4.229)$$

где первое слагаемое характеризует внешний, а второе внутренний теплообмен.

При малой теплопроводности кусков нагрев лимитируется внутренним теплообменом, а при высокой внешним. Обычно величину  $\alpha_\Sigma$  определяют опытным путем.

Теплообмен в различных зонах доменной печи протекает по-разному (см. рис. 4.41). Современная теория теплообмена в шахтных печах, в частности в доменных, создана главным образом Б. И. Китаевым и его учениками. Согласно этой теории, в доменной печи существуют две ступени теплообмена (верхняя и нижняя) и зона умеренных температур (или резервная зона). Изменение температур газа и шихты по высоте доменной печи показано на рис. 4.43. Для верхней зоны доменной печи  $W_r > W_{ш}$ , т. е. газ несет всегда больше тепла, чем может принять шихта. В результате этого температура коллоидного газа достаточно высокая (100–400 °C). Температуры газа и шихты в зоне умеренных температур близки и теплообмен здесь резко сокращен.

Минимальную разность температур газа и шихты в доменной печи  $\Delta$  часто называют степенью незавершенности теплообмена. Эта разность на высоте  $H_1$  составляет (по Ж. Мишару)

$$\Delta_1 = t_0 - t_m^K = \frac{1 - \exp[-W(1-m)H_1]}{t_n^K (1-m)} \exp[-W(1-m)H_1], \quad (4.230)$$

где  $t_0$  — температура газа на входе в верхнюю ступень теплообмена, °C;  $t_m^K$  — температура шихты на выходе из этой зоны, °C;  $W = \alpha_r F / W_{ш} \rho_m$ .

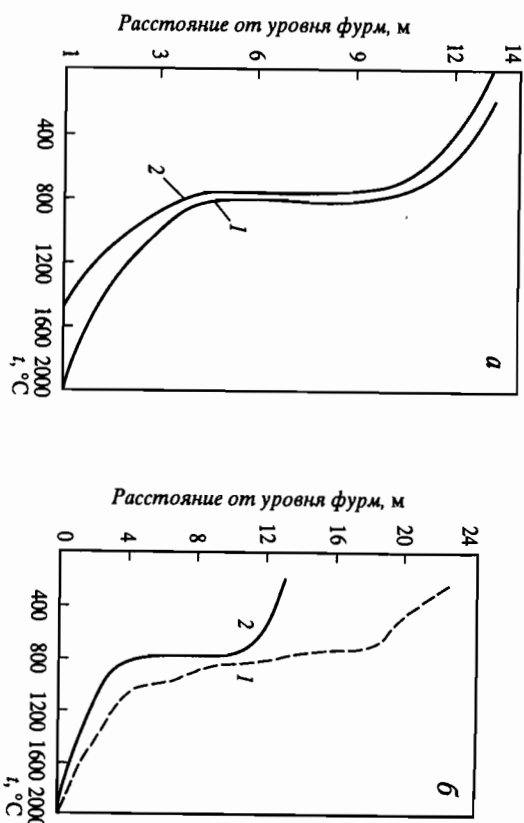


Рис. 4.43. Изменение температур газа (1) и шихты (2) по высоте доменной печи

*a* — расчетная кривая; *б* — экспериментальные данные

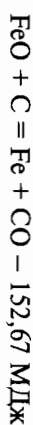
Если шихта на горизонте  $H_1$  нагревается до определенной температуры, то для данных производственных условий разность температур материала и газа будет определенной и ее нельзя изменить, не меняя другие данные. В нижней части печи, где  $W_r < W_{ш}$ , шихта не может нагреться до температуры газа на выходе из фурменного очагов.

Теплообмен и расположение температурных полей зависят от ряда факторов. На эффективность теплообмена, оцениваемую по степени незавершенности  $\Delta$ , влияет скорость движения материалов. С одной стороны, изменение  $R_m$  сказывается на величине водяного эквивалента шихты и отношении эквивалентов  $m$ , т. е. существенно влияет на значение  $\Delta$ . С другой стороны, изменение  $R_m$  влияет на порозность движущегося слоя  $\epsilon$  и через нее косвенно на интенсивность теплообмена. Если пренебречь из-за отсутствия данных взаимосвязью  $R_m$  и  $\epsilon$ , то влияние скорости движения шихты на  $\Delta$  можно оценить следующими цифрами: при  $R_m = 0,25; 0,50; 1,00$  и  $2,0$  соответствующие значения  $\Delta$  составляют 0; 1,5; 30 и 160. На теплообмен влияют также свойства шихтовых материалов и другие факторы.

#### 4.6.2. Тепловые балансы и показатели тепловой работы доменной печи

Тепловой баланс плавки характеризует количество тепла, затраченного на производство 1 кг чугуна, поэтому тепловой баланс основан на материальном балансе плавки.

Существуют различные способы составления теплового баланса. Наиболее распространенным является первый способ, или способ диссоциации, основанный на предположении, что реакции компонентов шихты с восстановителями (твердым углеродом, оксидом углерода, водородом) протекают в две стадии. На первой происходит диссоциация оксида с переводом кислорода в газовую фазу; тепловой эффект реакции при этом отрицательный. На второй стадии взаимодействия имеет место окисление восстановителя, сопровождающееся положительным тепловым эффектом. Например, реакция прямого восстановления



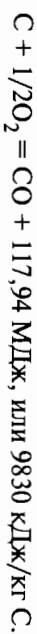
представляется в следующем виде:



Преимуществом этого метода теплового баланса является упрощение расчетов, поскольку все реакции первой стадии всегда связаны с расходными статьями баланса, а второй с приходными. Однако разделение реакций на две стадии соответственно увеличивает общую величину приходных и расходных статей баланса, что придает ему условный вид, поскольку общая сумма баланса не отвечает действительному расходу тепла на процесс.

В случае использования первого метода составления баланса приход тепла составляется из следующих статей.

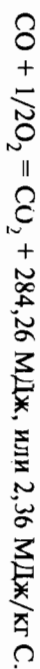
1. Тепло окисления углерода, доходящего до фурм, кислородом дутья до оксида углерода. Тепловой эффект горения составит



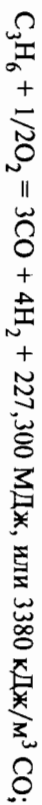
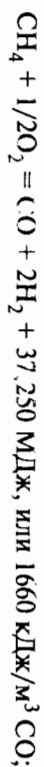
2. Тепло окисления углерода прямого восстановления кислорода шихты. Тепловой эффект не огничается от приведенного в статье 1.

3. Тепло окисления монооксида углерода кислородом руды. Поскольку углерод может выступать в различных модификациях с соответствующими разными тепловыми эффектами окисления, условно принимают, что углерод кокса находится частично в аморфном, частично

в кристаллическом состоянии. Тогда



4. Тепло неполного горения природного газа, мазута или других видовых добавок. При этом возможны реакции



5. Тепло окисления водорода кислородом шихты



6. Физическое тепло дутья. Его рассчитывают по температуре, составу и теплоемкости компонентов дутья.

7. Другие источники: физический нагрев шихтовых материалов, тепло, выделяемое при образовании шлака, которое может быть рассчитано по формулам М. С. Воголдина

$$q = 4,2 (3,14CaO - 17) \text{ кДж/кг чугуна}$$

или А. Н. Рамма

$$q = 4,22,7CaO \text{ кДж/кг чугуна (где CaO — содержание извести в шлаке или компоненте шихты).}$$

Иногда тепло шлакообразования учитывают в расходной части баланса, несколько снижая величину тепла, требуемого для нагрева и расплавления шлака.

В последнее время названные источники тепла учитывают редко в результате эффективного охлаждения агломерата, использования в печах полностью офлюсованной шихты и др. Из-за отсутствия данных и небольшой абсолютной величины в балансе не учитывают тепло образования карбидов, силицидов, фосфидов и других соединений.

Расходные статьи баланса складываются из следующих статей.

1. Диссоциация восстанавливаемых оксидов. По теплоте образования оксидов и степени их восстановления до металла можно рассчитать расход тепла на эту статью баланса. Кроме химического состава соединений, следует иметь сведения об их минералогическом состоя-

нии. Например, оксид железа FeO может находиться в виде магнетита Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, фаялита Fe<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub> и других соединений (оливинов, сидеритов и т. д.), теплоты образования которых различны, а следовательно, и различны затраты тепла на диссоциацию.

2. Перевод серы в шлак. При расходе тепла учитывают тип сернистого соединения. Для сульфидной и органической серы реакции имеет вид  $CaO + S = CaS + 0,5O_2 - 173,63 \text{ МДж, или } 5,426 \text{ МДж/кг S;}$  FeO и FeS, участвующие в реакции, образуются и распадаются в самой печи. По этой причине изменение эффекта из-за учета участия в реакции этих соединений на общий расход тепла не влияет.

Для сульфатной серы следует учитывать вид сульфата. Для  $CaSO_4 = CaS + 2O_2 - 921,19 \text{ МДж, или } 28,79 \text{ кДж/кг S.}$

3. Разложение карбонатов. Поскольку в доменной печи углекислые соли разлагаются полностью, по их количеству в шихте можно определить затраты тепла на эти реакции. На 1 кг CO<sub>2</sub> от разложения карбоната расходуется, МДж: 4,057 для CaCO<sub>3</sub>; 2,451 для MgCO<sub>3</sub> и 2,188 для MnCO<sub>3</sub>.

4. Разложение CO<sub>2</sub> флюса. В приходной части баланса учтено тепло от реакций прямого восстановления, поэтому следует выделить расход тепла на диссоциацию части углекислоты флюса.

Точная доля разлагающегося CO<sub>2</sub> неизвестна. А. Н. Рамм считает ее равной общей степени прямого восстановления.

5. Испарение влаги шихты, разложение гидратов и перетев паров до температуры колошникового газа. В этой статье учитывают нагрев гипроскопической воды до 100 °С, ее испарение и перетев до температуры колошника, тепло разложения гидратов и перетев паров воды до той же температуры. Тепло разложения гидратов с учетом паровобразования, по данным В. В. Михайлова и С. Г. Братчикова, составляет 4,935 МДж/кг, или, по данным Г. Сабатье, ~4,200 МДж/кг.

6. Разложение влаги дутья и гидратной воды. Водяной пар дутья полностью диссоциирует в фрументной зоне печи (с одновременным образованием монооксида углерода, тепло которого учтено в приходной части). Частично разлагается и гидратная вода. По данным А. Н. Рамма, диссоциирует 20—50% всей гидратной воды.

7. Тепло, затраченное на нагрев чугуна, зависит от сорта выплавляемого чугуна.

8. Тепло, затраченное на нагрев шлака, зависит от сорта выплавляемого чугуна.

9. Тепло, унесенное из печи колошниковым газом. При имеющихся данных о составе, количестве и температуре газа общая потеря тепла с газом равна сумме произведений содержания компонентов газа на их теплоемкость и температуру.



10. Тепловые потери. К тепловым потерям относят тепло, уносимое охлаждающей водой, а также наружные тепловые потери через стены, лучеиспусканием и конвекцией и через фундамент теплопроводностью. В практике расчетов величину тепловых потерь находят по разности прихода и известных статей расхода тепла. В число потерь входит и величина невязки баланса. Поскольку истинное значение невязки неизвестно, неопределенными остаются и действительные потери тепла.

При расчетах допускают, что величина тепловых потерь (вместе с невязкой баланса) должна оставаться при выплавке передельного чугуна 4–10, литейного чугуна 8–13%. При выплавке ферросплавов величина тепловых потерь больше. Это является ориентировочной (но не достаточной) оценкой точности расчета.

В последнее время сделаны попытки определить величину действительных тепловых потерь.

Различные виды потерь (кДж/ч) можно рассчитать по следующим уравнениям:

с охлаждающей водой (а)

$$Q_v = V_c \Delta t, \quad (4.231)$$

где  $V$  — расход охлаждающей воды, м<sup>3</sup>/ч;  $\Delta t$  — повышение температуры охлаждающей воды, °С;  $C$  — теплоемкость воды, кДж/(м<sup>3</sup>·К);

излучением (б)

$$Q_{\text{изл}} = C_{\text{изл}} \epsilon \left[ \left( \frac{T_{\text{пов}}}{100} \right)^4 - \left( \frac{T_{\text{пр}}}{100} \right)^4 \right] A_{\text{изл}}, \quad (4.232)$$

где  $C_{\text{изл}}$  — коэффициент излучения черного тела (4,96);  $\epsilon$  — степень черноты (0,6–0,9);  $T_{\text{пов}}$  — температура поверхности кожуха, К;  $T_{\text{пр}}$  — температура окружающего пространства, К;  $A_{\text{изл}}$  — площадь поверхности излучения, м<sup>2</sup>;

конвекцией (в)

$$Q_{\text{конв}} = \alpha_k (t_{\text{пов}} - t_{\text{пр}}) A_k, \quad (4.233)$$

где  $t_{\text{пр}}$  и  $t_{\text{пов}}$  — температура окружающего пространства и поверхности кожуха, °С;  $A_k$  — площадь поверхности охлаждения, м<sup>2</sup>.

По замерам Р. Линдера, на доменной печи № 2 в Окселезунде (Швеция) приведенные выше потери распределяются следующим образом, кДж/кг чугуна:

Потери	а	б	в	Σ
Чугун:				
передельный	676	38	181	895
литейный	1008	84	714	1806.

Часовые потери для обоих видов чугуна близки, однако разница в производительности существенно меняет их удельные величины.

В последнее время А. В. Бородинным и др. обобщены данные по замерам тепловых потерь различных доменных печей бывшего СССР, которые удовлетворительно описываются уравнениями

$$q = 1240 - 0,86V + 0,0002V^2; \quad (4.234)$$

$$q = 1020 - 10,04P + 0,034P^2, \quad (4.235)$$

где  $q$  — тепловые потери, МДж/т чугуна;  $V$  — объем печи, м<sup>3</sup>;  $P$  — производительность, т/ч.

В ходе кампании печи общие потери (для  $V = 1719$  м<sup>3</sup>) монотонно возросли с 11,4–13,0 до 19,1–21,8 мВт, что соответствовало росту перерасхода кокса с 22–30 до 40–50 кг/т.

Расчеты А. В. Бородинна и др. показывают, что расход кокса для компенсации тепловых потерь интенсивно работающих доменных печей объемом около 1000 м<sup>3</sup>, составляет кг/т чугуна: для передельного чугуна — 20–35; литейного чугуна 50–75; ферромарганца — 200.

Второй способ составления теплового баланса включает действительный расход тепла на плавку и отличается от первого статьями прихода и расхода тепла. Действительно, ряд статей прихода тепла, рассчитанных по первому способу, является фиктивными. В печи не выделяется тепло от окисления углерода прямого восстановления, догорания монооксида углерода и пр. Подобное допущение оправдывается соответствующим увеличением расхода тепла (на диссоциацию оксидов, разложение CO<sub>2</sub> флюса и др.). Таким образом, баланс в целом не нарушается, но он не соответствует действительному расходу тепла на процесс.

В расчете по второму способу это допущение исключается и каждая химическая реакция, имеющая место в печи, рассчитывается отдельно. В табл. 4.22 приведены результаты расчета теплового баланса плавки по двум способам. При этом условия расчета соответствуют численному примеру (см. подразд. 4.9). Данные табл. 4.22 свидетельствуют о различии долей отдельных статей баланса, определенных первым и вторым способами. По первому способу общий расход тепла в 2 раза больше, чем по второму, поэтому тепловые потери, рассчитанные по второму способу, составляют 19,10 против 9,25 по первому, а неиспользуемое в печи тепло (потери тепла и унос тепла колосниковым газом) равно 36,60 против 17,86%. Эту разницу следует иметь в виду при подсчете показателей тепловой работы печи.

Таблица 4.22  
Два способа составления теплового баланса доменной плавки

Статья теплового баланса	Первый		Второй	
	кДж/кг	%	кДж/кг	%
Окисление углерода:				
дошедшего до фурм	3234	26,10	3234	53,18
прямого восстановления	693	5,59	—	—
Догорание CO до CO <sub>2</sub>	4 557	36,67	—	—
Догорание H <sub>2</sub> до H <sub>2</sub> O	1 075	8,67	—	—
Горение природного газа	189	1,53	189	3,11
Физическое тепло дутья	2659	21,44	2659	43,71
Итого	12407	100,00	6082	100,00
Диссоциация оксидов	6817	54,96	—	—
Восстановление оксидов (включая CO <sub>2</sub> флюса и водяного пара углеродом)	—	—	853	14,03
Переход серы в шлак	260	2,09	260	4,28
Разложение карбонатов	386	3,11	386	6,34
CO <sub>2</sub> флюса	176	1,42	—	—
Влаги дутья	185	1,49	—	—
Унос тепла:				
чулуном	1 176	9,48	1 176	19,35
шлаком	1 092	8,80	1 092	17,95
Испарение гигроскопического влаги, разложение гидратов	88	0,71	88	1,44
Физическое тепло ко-лошникового газа	1 063	8,57	1 063	17,48
Тепловые потери	1 163	9,37	1 163	19,13
Итого	12406	100,00	6081	100,00

Одним из таких показателей является *тепловой коэффициент полезного действия* доменной печи  $K_p$ . Для его вычисления необходимо классифицировать статьи теплового баланса плавки с точки зрения «полезного» и «неиспользуемого в печи» тепла. Все затраты тепла на совершаемые в печи процессы составляют полезное тепло. К ним относятся расход тепла не только на восстановление оксидов, нагрев чулуна и шлака, но и на разложение карбонатов и гидратов, перевод серы в шлак и пр. К неиспользуемому в печи теплу следует отнести унос тепла колошниковым газом и тепловые потери, сумма которых, по данным табл. 4.22, составит  $1063 + 1163 = 2226$  кДж. Тогда по пер-

вому способу составления баланса  $K_p = (12406 - 2226) \cdot 100 / 12406 = 82,14\%$ , а по второму —  $K_p = (6081 - 2226) \cdot 100 / 6081 = 63,57\%$ .

В ряде случаев вычисляют *коэффициент использования углерода* в печи  $K_c$ , представляющий собой отношение тепла, полученного от окисления углерода до CO и CO<sub>2</sub>, к теплу, которое выделилось бы при полном окислении углерода до CO<sub>2</sub>:

$$K_c = (9830C_{CO} + 33520C_{CO_2}) / 33520C_r \quad (4.236)$$

где  $C_{CO}$ ,  $C_{CO_2}$  — количество углерода кокса, окислившегося до CO и CO<sub>2</sub>;  $C_r$  — количество газифицируемого углерода кокса; 9830 и 33520 — тепло, необходимое для окисления углерода до CO и CO<sub>2</sub>, кДж/кг С.

Поскольку  $C_{CO} + C_{CO_2} = C_r$ , то

$$K_c = \frac{9830(C_r + C_{CO}) + 33520C_{CO_2}}{33520C_r} = (0,293 + 0,707C_{CO_2}) / C_r$$

Таким образом,  $K_c$  является линейной функцией отношения  $C_{CO_2} / C_r$ . Числитель этого отношения пропорционален степени непосредственного восстановления  $R_p$ . Следовательно, при неизменном  $C_r$  значение  $K_c$  пропорционально  $R_p$ . Для современных условий плавки, кроме углерода кокса в газ переходит и углерод комбинированного дутья. Кроме того, значительно роль в доменном процессе начинает играть водород. В связи с этим значение величины  $K_c$ , взятой в отрыве от условий плавки, меньше, чем прежде, отражает степень совершенства процесса.

В численном примере (подразд. 4.9) с учетом углерода флюса:  $C_r = 42,61$ ;  $C_{CO} = 23,36$  и  $C_{CO_2} = 19,25$  кг; тогда  $K_c = (23,36 \cdot 9830 + 19,25 \cdot 33520) / 42,61 \cdot 33520 = 64\%$ .

Иногда рассчитывают тепловое значение 1 кг углерода в печи или используемое тепло, кДж/кг С:

$$Q = \frac{(17955C_{CO_2} + 5267CO + \alpha W_d) K_r}{(CO_2 + CO) 12 / 24,4} \quad (4.237)$$

где CO<sub>2</sub> — диоксид углерода колошникового газа, образованный при восстановлении оксидов, %;  $\alpha$  — отношение объема дутья к количеству азота в дутье;  $W_d$  — энтальпия дутья, кДж/м<sup>3</sup>; 5267 и 17955 — тепло, необходимое для окисления углерода до CO и CO<sub>2</sub>, кДж/м<sup>3</sup>.

#### 4.6.3. Зональные тепловые балансы доменной плавки

Уже указывали, что теплотеплопередача в верхней и нижней зонах доменной печи подчиняется различным закономерностям. Поэтому интерес представляет не только величина расхода тепла на то или иное явление, но и «температурный уровень» этой статьи, иначе говоря, какой источник тепла и при какой температуре удовлетворяет ее теплотребность.

Напомним, что для испарения 1 кг воды необходимо ~2520, для выделения 1 кг  $\text{CO}_2$  из известняка ~4200, а на нагрев и плавление образующегося в печи 1 кг шлака 1680–2100 кДж. Однако из этого не следует делать вывод, что испарение воды обходится, с точки зрения расхода тепла, дороже, чем образование шлака. Испарение воды происходит при низких температурах благодаря тепловой энергии газа, уходящего из печи, следовательно, практически бесплатно. Для образования шлака требуются «высокотемпературные» калории. В общем тепловом балансе, однако, не делается различия между этими статьями, т. е. баланс не позволяет определить лимитирующую в тепловом отношении зону печи. В результате тепловые показатели, основанные на общем тепловом балансе, характеризуют работу доменной печи в достаточной степени условно.

Раздельное рассмотрение тепловой работы отдельных зон печи возможно с помощью зональных тепловых балансов. При построении зональных балансов возникает ряд трудностей. Прежде всего это относится к определению температурных границ зон. Ряд процессов протекает в различных зонах, причем границы протекания этих процессов меняются в зависимости от свойств шихты, параметров газодинамики и других факторов. Однако несмотря на неточности, связанные с использованием тех или иных допущений, зональный подход позволяет иногда получить и количественную оценку происходящих в печи тепловых процессов.

Графической формой зонального теплового баланса является температурно-тепловая диаграмма, впервые построенная П. Рейхардтом. Ниже приведен примерный расчет зонального теплового баланса по Ж. Мишару (для условий рассчитанного в подразд. 4.9 численного примера).

Прежде всего, необходимо отнести температурные границы зон к шихте, принимая (с упрощением), что печь заполнена одним шихтовым материалом с одинаковой по всему объему температурой на границе и с отсутствием разности температур между поверхностью и центром кусков. Следующее допущение: распределение газа абсолют-

но равномерно и на любом геометрическом уровне существуют определенные температуры шихты и газа.

Разделим доменную печь на четыре температурные зоны (I–IV)  $^{\circ}\text{C}$ :  $>1500$ ;  $1500-1200$ ;  $1200-900$  и  $<900$ . При переходе к каждой следующей зоне начальная температура шихты предыдущей зоны является конечной для новой, а для газа, наоборот: конечная его температура для предыдущей зоны будет начальной для вновь рассматриваемой.

При расчетах следует сделать определенные допущения относительно зон протекания различных процессов:

- 1) пустая порода компонентов шихты движется отдельно от оксидов железа и углерода кокса и доходит до горизонта шлакообразования (~1400  $^{\circ}\text{C}$ ) без значительных изменений;
- 2) в зоне IV протекают 25% восстановления монооксидом углерода и 50% водородом; железо полностью восстанавливается в зоне III; восстановление трудновосстановимых оксидов относится к зоне II;
- 3) разложение известняка и части флюса происходит в зоне III;
- 4) выделением летучих кокса пренебрегаем;
- 5) тепловые потери распределяются по зонам I–IV соответственно следующим образом: 35; 25; 20 и 20%, что составляет при общей величине тепловых потерь 1163 кДж, соответственно от зоны I к зоне IV: 407; 294; 231 и 231 кДж.

Для расчетов можно пользоваться общим тепловым балансом, рассчитанным как по первому, так и по второму способам. В настоящем расчете использован тепловой баланс, определенный по первому способу.

Для проведения расчетов температуры газа можно использовать следующие формулы для зон I–IV:

$$t_{IV} = \frac{\sum Q + 0,62(\text{CO} + \text{N}_2) + 0,70\text{H}_2 + 1,11\text{H}_2\text{O} + 3,31\text{CO}_2}{0,3352(\text{CO} + \text{N}_2) + 0,3137\text{H}_2 + 0,4051\text{H}_2\text{O} + 0,5240\text{CO}_2}; \quad (4.238)$$

$$t_{III} = \frac{\sum Q + 31,7(\text{CO} + \text{N}_2) + 20,5\text{H}_2 + 66,2\text{H}_2\text{O} + 113\text{CO}_2}{0,3697(\text{CO} + \text{N}_2) + 0,3364\text{H}_2 + 0,4773\text{H}_2\text{O} + 0,7030\text{CO}_2}; \quad (4.239)$$

$$t_{II} = \frac{\sum Q + 42,0(\text{CO} + \text{N}_2) + 37,80\text{H}_2}{0,3783(\text{CO} + \text{N}_2) + 0,3508\text{H}_2}; \quad (4.240)$$

$$I_1 = \frac{\sum Q + 56,1(\text{CO} + \text{N}_2) + 65,50\text{H}_2}{0,3877(\text{CO} + \text{N}_2) + 0,3693\text{H}_2}, \quad (4.241)$$

где  $\sum Q$  — алгебраическая сумма прихода тепла в данной зоне и расхода тепла на потери, химические реакции и пр.; CO, N<sub>2</sub>, CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O — соответствующее количество компонентов газа на 1 кг чугуна.

Итак, в зоне I происходит горение углерода кокса, дошедшего до фурм, и горение углерода природного газа. В зоне II имеет место плавление чугуна и шлака, восстановление трудновосстановимых элементов. В зоне III окончательно восстанавливаются оксиды железа монооксидом углерода, водородом и твердым углеродом, разлагаются карбонаты и протекает реакция газификации CO<sub>2</sub> углеродом. В зоне IV оксиды железа восстанавливаются монооксидом углерода и водородом. Расчет ведут на 1 кг чугуна.

**Зона I.** В зону поступает углерод, сжигаемый на фурмах, без золь и летучих, предварительно нагретый до 1500 °С в количестве 32,90 кг. Его энтальпия при 1500 °С, кДж: 32,90 (7030/12)4,2·0,01 = 811 кДж. Кроме того, из общего теплового баланса следует, что приход тепла составляет от сгорания углерода у фурм 3234 кДж, от сгорания природного газа 189 кДж. Дутье вносит в печь 2659 кДж. На разложение влаги дутья расходуется 185 кДж (см. общий тепловой баланс), а потепри тепла в зоне составляют 407 кДж.

Тепловой баланс зоны I, кДж/кг чугуна			
Приход		Расход	
Энтальпия:			
углерода .....	811	Потери .....	407
дутья .....	2659	Разложение влаги дутья ..	185
Тепло горения углерода у			
фурм .....	3234	Энтальпия газа (по	
		разности) .....	6301
Тепло горения природного			
газа .....	189		
Итого .....	6893	Итого .....	6893

Для определения температуры газа, выходящего из зоны I, необходимо знать его состав. Дутье<sup>\*\*</sup>, подаваемое для сжигания углерода кокса, состоит из, м<sup>3</sup>: 112,82 N<sub>2</sub>, 29,99 O<sub>2</sub> и 1,44 влаги. Состав продуктов

\* Здесь и далее энтальпию элементов и оксидов берут по данным Ж. Мишара.

\*\* Здесь и везде при нормальных условиях.

сгорания, м<sup>3</sup>: 61,42(29,99·2 + 1,44)CO, 112,82 N<sub>2</sub> и 1,44 H<sub>2</sub>. К ним следует добавить продукты сгорания природного газа, м<sup>3</sup>: 10,5 CO, 19,38 N<sub>2</sub> и 20,65 H<sub>2</sub>. Таким образом, газ, образующийся у фурм, состоит из 71,92 м<sup>3</sup> CO, 132,20 м<sup>3</sup> N<sub>2</sub> и 22,09 м<sup>3</sup> H<sub>2</sub>. Согласно формуле (4.242)

$$I_1 = \frac{1641 - 97 - 44 + 56,1(71,92 + 132,20)0,01 + 65,5 \cdot 22,09 \cdot 0,01}{0,3877(71,92 + 132,20)0,01 + 0,3693 \cdot 22,09 \cdot 0,01} = 1870.$$

**Зона II.** В зону поступает 94,52 кг металлического железа при 1200 °С. Энтальпия железа, кДж: 94,52 (10790/56) 0,01·4,2 = 764. Пустая порода, нагретая до 1200 °С, при средней теплоемкости 1,05 кДж/(кг·К) вносит в зону II тепла (при выходе шлака 0,6182 кг/кг чугуна), кДж: 0,6182·0,25 (1200 - 25) = 764.

В зону поступает углерод, кг: сгорающего у фурм 32,90; переходящего в чугун 4,0; идущего на восстановление трудновосстановимых оксидов (при содержании в чугуне, %: 0,8 Si, 0,5 Mn, 0,08 P): 0,8·(24/28) + 0,5 (12/55) + 0,08 (60/62) = 0,88. Итого в зону II поступает 37,78 кг С. Его энтальпия при 1200 °С, кДж: 37,78 (5330/12)0,01·4,2 = 706. Из зоны I поступает газ, вносящий 6301 кДж.

На реакции диссоциации оксидов кремния, марганца, фосфора в зоне II необходимо 307 кДж (среды оксидов марганца учитывают диссоциацию лишь MnO), для перевода серы в шлак 260 кДж; на расплавление чугуна 1176, шлака 1092 кДж. Углерод прямого восстановления (C + 1/2O<sub>2</sub> = CO + 117940) выделяет в зоне II тепла, кДж: 0,88(117940/0,12)0,01 = 88. Для напрева углерода до 1500 °С потребуется 811 кДж (см. баланс зоны I). Потепри тепла в зоне II составляют 294 кДж.

Тепловой баланс зоны II, кДж/кг чугуна			
Приход		Расход	
Энтальпия:			
металлического железа ....	764	Потери .....	294
пустой породы .....	764	Диссоциация оксидов	
газа .....	6301	кремния, марганца, фосфора .....	307
Тепло углерода при 1200 °С ..	706	Перевод серы в шлак ....	260
Тепло окисления углерода		Энтальпия:	
прямого восстановления ....	88	чугуна .....	1176
Итого .....	8623	шлака .....	1092
		Нагрев углерода до	
		1500 °С .....	811
		Энтальпия газа	
		(по разности) .....	4683
		Итого .....	8623

Состав газа, выходящего из зоны II, отличается от выходящего из зоны I количеством  $\text{CO}$ , являющегося продуктом прямого восстановления кремния, марганца и фосфора:  $(0,69 + 0,11 + 0,08)(22,4/12) = 1,64 \text{ м}^3$ . В газе содержится,  $\text{м}^3$ :  $73,56 (71,92 + 1,64) \text{ CO}$ ;  $132,20 \text{ N}_2$ ;  $22,09 \text{ H}_2$ . Температура газа, выходящего из зоны II,  $^{\circ}\text{C}$ :

$$2053 - 70 - 73 - 62 - 280 - 260 - 193 + \frac{+42,0(73,75 + 132,20)0,01 + 37,8 \cdot 22,09 \cdot 0,01}{0,3783(73,56 + 132,20)0,01 + 0,3508 \cdot 22,09 \cdot 0,01} = 1394.$$

**Зона III.** Для того чтобы определить количество и вид соединений железа, переходящих в зону III из зоны IV, находят количество кислорода прямого восстановления:  $O_d = O_{\text{ш}} R_d - 0,5 O_{2\text{фл}} = 46,24 - 0,5 \cdot 7,04 = 9,43 \text{ кг}$  или  $6,60 \text{ м}^3$ , где  $46,24$  — кислород газификации шихты,  $\text{кг}$ .

Количество кислорода после косвенного восстановления,  $\text{м}^3$ :

$$O_i = O_{\text{ш}} - O_d = 32,37 - 6,60 = 25,77,$$

а водорода, расходуемого на восстановление  $9,94 \text{ м}^3$ .

Количество кислорода шихты после восстановления водородом,  $\text{м}^3$ :

$$9,94 \cdot 0,5 = 4,97, \text{ в том числе } 2,49 \text{ м}^3 \text{ в зоне III и } 2,48 \text{ м}^3 \text{ в зоне IV.}$$

Количество кислорода шихты после восстановления оксидом углерода,  $\text{м}^3$ :

$$25,77 - 4,97 - 4,84 \cdot 0,72 = 17,32 \text{ м}^3, \text{ в том числе в зоне III}$$

$$17,32 \cdot 0,75 = 12,99 \text{ и в зоне IV } 17,32 \cdot 0,25 = 4,33 \text{ м}^3.$$

Таким образом, перед входом шихты из зоны IV в зону III отнято  $2,48 + 4,33 = 6,81 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ . Кислорода в виде  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  находилось  $32,27 \text{ кг}$  или  $22,59 \text{ м}^3$ . При диссоциации  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow 2\text{FeO} + 1/2\text{O}_2$  отнимается  $1/3$  кислорода:  $22,59/3 = 7,53 \text{ м}^3$ , что близко к  $6,81 \text{ м}^3$ . Принимают, что в зону III железо переходит в виде  $\text{FeO}$ . Таким образом, физическое тепло железа в виде  $\text{FeO}$  составит,  $\text{кДж}$ :  $94,52 (11700/56) \cdot 4,2 \cdot 0,01 = 832$ . Пустая порода вносит тепла,  $\text{кДж}$ :  $61,82 \cdot 1,05(900 - 25) \cdot 0,01 = 567$ . Углерод вносит тепла,  $\text{кДж}$ :  $43,97 (3710/12) \cdot 4,2 \cdot 0,01 = 571$ . Газ из зоны II вносит (см. баланс зоны II)  $4683 \text{ кДж}$ .

На реакции разложения известняка в зоне III необходимо  $386 \text{ кДж}$  (см. расчет общего баланса). Тепло окисления углерода прямого восстановления составляет  $693 \text{ кДж}$ , тепло окисления углерода прямого восстановления трудновосстановимых оксидов (см. баланс зоны II)

$88 \text{ кДж}$ . Тогда тепло окисления углерода прямого восстановления, выходящего в зоне III, составляет  $693 - 88 = 605 \text{ кДж}$ .

Тепло окисления водорода составляет  $1075 \text{ кДж}$ , в зоне III выделяется  $1075 \cdot 0,5 = 538 \text{ кДж}$ .

При окислении монооксида углерода выделяется  $4557 \text{ кДж}$ , в том числе в зоне III  $4557 \cdot 0,75 = 3418 \text{ кДж}$ . Тепловые потери в зоне III составляют  $231 \text{ кДж}$ . Для разложения части  $\text{CO}_2$  флюса требуется  $176 \text{ кДж}$ , для нагрева шихты до  $1200^{\circ}\text{C}$   $2234 \text{ кДж}$  ( $764 + 764 + 706$ ) (см. баланс зоны II).

Расходы на диссоциацию оксидов железа в зоне IV —  $285810$  составят:  $32,27 (285810/48) \cdot 0,01 = 1924 \text{ кДж}$ . Тепло диссоциации оксидов железа равно:  $5544 + 937 = 6481 \text{ кДж}$ , из них в зоне III расходуется  $6481 - 1924 = 4557 \text{ кДж}$ .

Тепловой баланс зоны III, кДж/кг чугуна			
Приход		Расход	
Физическое тепло:		Потери тепла	231
железа	832	Разложение известняка	386
пустой породы	567	Разложение $\text{CO}_2$ флюса	176
углерода	571		
газа	4683	Нагрев шихты до $1200^{\circ}\text{C}$	2234
Тепло окисления:		Диссоциация оксидов	
углерода прямого вос-		железа	4557
становления	605	Энтальпия газа	
водорода	538	(по разности)	3630
монооксида углерода	3418		
Итого	11214	Итого	11214

Состав газа в зоне III изменяется следующим образом. К газу добавляется монооксид углерода (продукт прямого восстановления железа и части  $\text{CO}_2$  флюса). Количество углерода,  $\text{кг}$ : прямого восстановления  $7,07$ , прямого восстановления трудновосстановимых оксидов  $0,88$ , прямого восстановления  $\text{CO}_2$   $0,74 \text{ кг}$ , т. е. количество углерода прямого восстановления оксидов железа равно:  $7,07 - 0,88 - 0,74 = 5,45 \text{ кг}$ .

По реакции  $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$  образуется монооксида углерода  $0,74 \cdot 2(22,4/12) = 2,76 \text{ м}^3$ . При этом расходуется  $1,38 \text{ м}^3 \text{ CO}_2$ . При прямом восстановлении оксидов железа образуется  $5,45(22,4/12) = 10,18 \text{ м}^3 \text{ CO}$ .

Таким образом, в газ переходит  $10,18 + 2,76 = 12,94 \text{ м}^3 \text{ CO}$ . Часть  $\text{CO}$  расходуется на непрямое восстановление: в зоне III отнимается  $12,99 \text{ м}^3 \text{ O}_2$ , при этом  $12,99 \cdot 2 = 24,98 \text{ м}^3 \text{ CO}$  переходит в такое же ко-



личество  $\text{CO}_2$ ;  $2,49 \text{ м}^3 \text{ O}_2$  переходит с  $4,97 \text{ м}^3$  водорода в такое же количество, в результате разложения известняка выделяется  $\text{CO}_2$ ,  $\text{м}^3$ :  $22,46 \cdot 0,4237(22,4/44) = 4,84$ . Таким образом, в газе зоны III содержится,  $\text{м}^3$ :  $132,20 \text{ N}_2$ ;  $60,52 \text{ CO}$  ( $73,56 + 2,76 + 10,18 - 25,98$ );  $17,02 \text{ H}_2$  ( $22,09 - 4,97$ );  $4,97 \text{ H}_2\text{O}_{\text{пар}}$  и диоксида  $29,44 \text{ CO}_2$  ( $25,98 + 4,84 - 1,48$ ). Тогда температура газа в зоне III составит, °C:

$$t_{\text{III}} = \frac{2669 - 55 - 92 - 42 - 532 - 1081 + 31,7(60,52 + 132,20)0,01 + +20,5 \cdot 17,02 \cdot 0,01 + 66,2 \cdot 4,97 \cdot 0,01 + 113 \cdot 29,44 \cdot 0,01}{0,3697(60,52 + 132,20)0,01 + 0,3364 \cdot 17,02 \cdot 0,01 + +0,4773 \cdot 4,97 \cdot 0,01 + 0,7030 \cdot 29,44 \cdot 0,01} = \frac{968}{1,0005} = 967.$$

**Зона IV.** В этой зоне проходит начальная стадия косвенного восстановления оксидов железа. Тепло диссоциации оксидов, тепло окисления монооксида углерода и водорода в зоне составит соответственно, кДж/кг (см. баланс зоны III): 1924; 1138 и 538.

Для нагрева железа в зоне IV до  $900^\circ\text{C}$  требуется 832, углерода 571 и пустой породы 567 кДж. Кроме того, из общего баланса следует, что на удаление влаги и частичное разложение гидратной воды расходуется в IV зоне 88 кДж, а из баланса потерь следует, что в зоне IV теряется 231 кДж.

#### Тепловой баланс зоны IV, кДж/кг чугуна

Приход	Расход
Тепло газа из зоны III ... 3630	Нагрев шихты ..... 832 + + 571 + 567 = 1970
Тепло окисления CO .... 1138	Удаление и разложение влаги . 88
Тепло окисления $\text{H}_2$ ..... 538	Потери ..... 231
Итого ..... 5306	Диссоциация оксидов ..... 1924
	Тепло газа (по разности) ..... 1093
	Итого ..... 5306

Таким образом, величина тепла колошникового газа, рассчитанная методом зональных балансов (1093 кДж), близка значению, полученному из общего баланса (1163 кДж), что подчеркивает достаточную точность расчетов.

Далее осуществляется проверка состава колошникового газа. В зоне IV на восстановление расходуется  $2,48 \text{ м}^3 \text{ H}_2$  с образованием  $2,48 \text{ м}^3 \text{ H}_2\text{O}$ , восстанавливается косвенным путем монооксидом углерода

$4,33 \text{ м}^3 \text{ O}_2$  с затратой  $8,66 \text{ м}^3 \text{ CO}$  и образованием  $8,66 \text{ м}^3 \text{ CO}_2$ . Количество неразложившейся гидратной воды составляет  $0,53 \text{ кг}$  или  $0,66 \text{ м}^3$ . Водорода из воды образовалось  $0,22 \text{ кг}$  или  $0,28 \text{ м}^3$ .

Таким образом, в газе зоны IV содержится,  $\text{м}^3$ :  $132,20 \text{ N}_2$ ;  $51,86 \text{ CO}$  ( $60,52 - 8,66$ );  $38,10 \text{ CO}_2$  ( $29,44 + 8,66$ );  $14,92 \text{ H}_2$  ( $17,02 - 2,48 + 0,28$ ) и  $8,11 \text{ H}_2\text{O}_{\text{пар}}$  ( $4,97 + 2,48 + 0,66$ ).

Температура колошникового газа, °C:

$$t_{\text{IV}} = \frac{1266 - 469 - 21 - 55 - 458 + 0,62(51,86 + 132,20)0,01 + +0,70 \cdot 14,92 \cdot 0,01 + 1,11 \cdot 8,11 \cdot 0,01 + 3,31 \cdot 38,10 \cdot 0,01}{0,3352(51,86 + 132,20)0,01 + 0,3137 \cdot 14,92 \cdot 0,01 + +0,4051 \cdot 8,11 \cdot 0,01 + 0,5240 \cdot 38,10 \cdot 0,01} = \frac{266}{0,8963} = 297.$$

Несмотря на то что состав газа несколько отгищается (из-за погрешностей расчета зональных балансов) от полученного, расчетная температура колошникового газа совпадает с принятой ( $300^\circ\text{C}$ ).

Графическим выражением зональных балансов является температурно-тепловая диаграмма, впервые предложенная в конце 20-х годов П. Рейхардтом (рис. 4.44). Согласно принципу построения этой диаграммы, на оси ординат откладывают температуру, а на оси абсцисс — количество тепла, передаваемого газом шихте:

Зона	I	II	III	IV
$t_{\text{шихты}}, ^\circ\text{C}$ .....	1500	1500–1200	1200–900	900–25
$t_{\text{газа}}, ^\circ\text{C}$ .....	1870	1394	967	297
Энтальпия газа на выходе				
из зоны, МДж/кг чугуна ...	6,3	4,68	3,63	1,11
Тепло, переданное шихте, МДж/кг чугуна .....	—	1,62	2,66	5,2.

Если известно тепло, потребляемое шихтой в зоне II ( $1500-1200^\circ\text{C}$ ) и равное  $1,62 \text{ МДж}$ , находят положение точки B (точка A соответствует конечному состоянию продуктов плавки). Линия AB предполагает равномерное (хотя в действительности это не совсем так) теплотребление по мере повышения температуры. Участок AB (зоны II) соответствует количеству тепла, необходимому на прямое восстановление трудновосстановимых оксидов, на реакции десульфурации, расплавления и перегрева чугуна и шлака, а также на нагрев углерода кокса и потери. Теплотребление шихтой в зоне III ( $1200-900^\circ\text{C}$ ) отра-



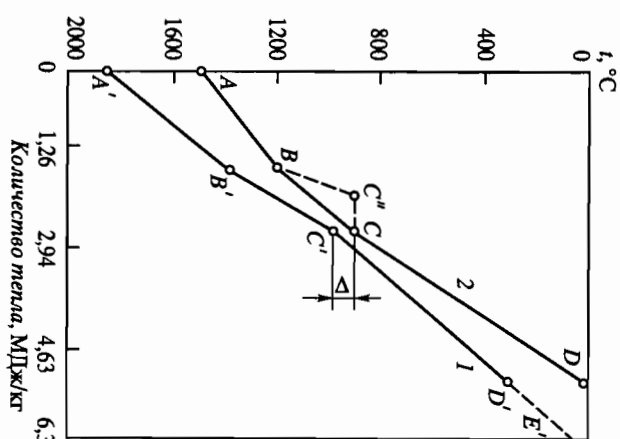


Рис. 4.44. Температурно-тепловая диаграмма  
1 — газ; 2 — шихта

Однако такое построение линии связано с дополнительными условиями и вряд ли имеет преимущество. Линия  $AD$  отражает общую величину тепла, переданного газом шихте.

Аналогичным образом строят линию теплоотдачи газа  $AB'C'D'E'$ . Ранее эту ломаную представляли, как правило, в виде прямой, предполагая, что изменение количества газа компенсируется изменением его теплоемкости. Однако более точные расчеты (особенно для числа зон печи более двух) показывают, что в этом случае также должна быть ломаная линия. Положение точки  $E$  отвечает недостижимому на практике случаю, когда все тепло газа (линия  $AE$ ) отдается шихте. На самом деле конечное состояние газа характеризуется точкой  $D'$ . Отрезком  $CC'(\Delta)$  определяют минимальный перепад температур между газом и шихтой в доменной печи. Температурно-тепловая диаграмма отражает расчет зонального баланса в приведенном примере. Минимальная разность температур составляет  $68^\circ\text{C}$ , что несколько выше ранее определявшейся. Однако последние исследования и расчеты показали, что при работе на комбинированном дутье перепад температур увеличился и иногда достигал  $100\text{--}120^\circ\text{C}$ .

жено линией  $BC$  (затрата тепла на разложение известняка и части  $\text{CO}_2$  флюса, диссоциацию оксидов железа, восстановление оксидов железа, восстановление шихты и потери). Участок  $CD$  соответствует теплопотреблению шихтой в зоне IV ( $900\text{--}25^\circ\text{C}$ ). Получаемая ломаная линия  $ABCD$  характеризует потребление тепла шихтой в различных зонах печи.

Иногда допускают, что разложение известняка относится к определенной температуре (на самом деле это не совсем так ввиду различия условий плавки, в частности общего давления в печи, парциального давления  $\text{CO}_2$  и др.), чаще к  $900^\circ\text{C}$  и тогда линия  $ABCD$  переходит в ломаную  $AB'C'D$ .

## 4.7. ПРОЦЕССЫ В ГОРНЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

### 4.7.1. Горение топлива в фурменных зонах

Работа доменной печи начинается с момента зажигания в ней топлива. Процесс горения топлива в доменной печи происходит в сферообразных пространствах перед воздушными фурмами в так называемых фурменных очагах и является одной из важнейших необходимых составляющих доменного процесса. Процесс горения топлива выполняется в доменной печи следующие функции:

1. Генерация подаваемого количества тепла, выделяющегося в объеме доменной печи, которое расходуется на:

- нагрев образующихся газов;
- нагрев газами продуктов плавки и шихтовых материалов;
- эндотермические химические реакции;
- нагрев охлаждающей воды системы охлаждения печи;
- потери тепла с отходящими колосниковыми газами;
- потери тепла через поверхность кожуха и других металлоконструкций доменной печи в окружающее пространство.

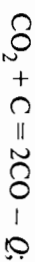
2. Генерация восстановительного газа, компонентами которого являются  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$  и который осуществляет всю работу по восстановлению высших оксидов железа в шахте доменной печи до востита и основную работу по восстановлению востита до железа в терогенных процессах восстановления.

3. Освобождение пространства в горне печи, куда опускаются новые порции кокса, обеспечивая тем самым непрерывное движение всех шихтовых материалов сверху вниз, т.е. от уровня засыпки на колоснике печи до зоны когезии—плавления, в которой железорудные материалы переходят из вязко-пластичного в жидкое состояние, превращаясь в жидкие продукты плавки — шлак и чугун, и стекают затем в горн по малоподвижной коксовой насадке. Кокс под зоной когезии опускается интенсивно лишь в фурменные зоны по образующимся над ними воронкообразным разрыхленным зонам, называемым эллипсоидами разрыхления.

4. Частичное окисление кислородом дутья элементов чугуна, значительная часть капель которого стекает из зоны когезии через фурменные зоны и благодаря высокой кинетической энергии струй дутья и образующихся в фурмах газообразных продуктов частичного сгорания вдуваемого топлива отбрасывается к противоположной границе фурменной зоны. Сюда же отбрасываются и капли шлака, стекающего из зоны плавления над фурменными зонами. Образующиеся при

окислении элементов чугуна окислы металлов переходят в шлаки и полностью или частично восстанавливаются затем углеродом коксовой насадки или кремнием чугуна, что способствует некоторому расходу кокса в нижней части коксовой насадки. Основной расход кокса коксовой насадки осуществляется в реакциях восстановления железа из первичных шлаков, стекающих по коксовой насадке из зоны кокзи-плавления.

Горение углерода топлива в фурменных очагах доменной печи принципиально отличается от горения топлива в любой другой печи наличием вокруг фурменных очагов плотного слоя кокса (коковского тотермана, или коксовой насадки) с температурой не менее 1300 °С, при которой появляющиеся в результате горения топлива окислители ( $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$ , а также пары воды дутья) с высокой скоростью восстанавливаются углеродом кокса коксовой насадки до  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$  по реакциям



Процесс горения топлива в фурменных очагах преимущественно гетерогенный и протекает на границе контакта твердой и газообразной фаз. Кислород дутья, адсорбируясь на реакционной поверхности кокса, образует с углеродом сложные комплексы  $\text{C}_x\text{O}_y$ , которые, десорбируясь, распадаются на  $\text{CO}$  и  $\text{CO}_2$ . В свою очередь, эти окислы внутри фурменного очага могут при контактах с кислородом и углеродом либо окисляться до  $\text{CO}_2$ , либо восстанавливаться до  $\text{CO}$ .

Суммарная скорость гетерогенной реакции определяется как скоростью непосредственно химического взаимодействия, так и скоростью диффузии газообразного реагента к реакционной поверхности. При турбулентном движении газа и высоких значениях числа  $\text{Re}$ , характерных для условий фурменного очага, скорость химической реакции окисления углерода может лимитировать процесс горения только при температурах ниже 1173 К, а при температурах выше 1873 К лимитирующим звеном этой реакции является скорость диффузионного процесса. Константа скорости диффузии  $\beta$  при турбулентном движении газа определяется по формуле

$$\beta = 0,031\nu/\text{Re}^{0,2}, \quad (4.242)$$

где  $\nu$  — скорость газового потока.

В условиях фурменного очага, в которых с высокой скоростью постоянно поступает окислитель, имеющий температуру 1100–1250 °С, а в

самом фурменном очаге температура газа не менее 1600–1800 °С, скорость горения лимитируется диффузионными процессами поступления окислителя к поверхности реакции и скоростью поступления углерода кокса в струю газа окислителя. Эта скорость зависит от механизма поступления кокса в фурменный очаг и от физических свойств кокса.

Кроме основного твердого топлива (кокса или в исключительных случаях древесного угля, например в ряде доменных печей Бразилии), в фурменных зонах горит «дополнительное», вдуваемое через воздушные фурмы, газообразное, и/или жидкое и/или измельченное твердое топливо — пылеугольное топливо (ПУТ). В этих условиях из фурменных очагов при сгорании в них кокса и любого вдуваемого в фурмы топлива выходит газ, состоящий только из трех компонентов  $\text{CO}$ ,  $\text{N}_2$  и  $\text{H}_2$ , хотя внутри фурменного очага имеются условия для полного окисления углерода и водорода до  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$ .

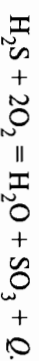
Процесс горения топлива в фурменном очаге протекает в 3 стадии: 1. В присутствии избытка кислорода вблизи фурмы идет полное окисление углерода в диоксид углерода с выделением максимального количества тепла по реакции



Углеродороды вдуваемых газообразных и жидких топлив или летучих веществ ПУТ в фурменной зоне по мере их смешивания со струей горячего дутья и нагрева до температуры воспламенения также окисляются полностью до  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$ . Для упрощения реакции горения углеродородов вдуваемых топлив представим их в виде реакции горения метана:



По этой же схеме окисляется сероводород, который может присутствовать во вдуваемом топливе:

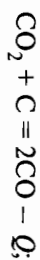


2. По мере уменьшения концентрации и количества кислорода в фурменной зоне дефицит кислорода вызывает протекание реакций неполного окисления углерода кокса и углеродородов вдуваемых топлив:



3. При дефиците кислорода и затем при его полном исчезновении углерод кокса в фурменной зоне восстанавливает диоксид углерода и

пары воды соответственно до  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$ :



Границы фруменной зоны определяются содержанием окислительных компонентов газа в ней:  $\text{CO}_2$  и  $\text{O}_2$ . Пространство фруменной зоны, ограниченное поверхностью, на которой содержание  $\text{CO}_2$  равно 2%, принято называть *окислительной зоной*. Внутри окислительной зоны располагается аналогичное пространство, ограниченное поверхностью, на которой содержание  $\text{O}_2$  равно 1%, называемое *кислородной зоной*.

Размеры и протяженность окислительных зон фруменных очагов играют важную роль в доменном процессе, влияя на распределение газа по сечению и ход доменной печи. В свою очередь, размеры окислительных зон фруменных очагов зависят от таких важнейших технологических и конструктивных параметров доменной печи, как: расход, температура и влажность дутья; содержание кислорода в дутье; расход и вид выдаваемого топлива; давление газа в печи, число и диаметр воздушных фрум.

#### 4.7.2. Слоевой и циркуляционный режимы горения топлива в фруменных зонах

При малых расходах дутья и малых скоростях его истечения из воздушной фрумы кинетической энергии струи дутья не хватает для оказания большого динамического воздействия на слой кусков кокса, лежащих перед воздушными фрумами. При этом куски кокса либо остаются неподвижными, либо медленно перемещаются перед фрумами, не образуя сильно разрыхленных или свободных пространств перед фрумами — фруменных очагов. Такой режим горения кокса имеет место при задвиге доменных печей или при работе их на тихом ходу с пониженным расходом дутья, необходимость которого вызывается иногда организационными или технологическими причинами. В этом случае перед фрумами имеет место так называемое *слоевое горение* кокса, аналогичное горению твердого топлива в слое на колосниковой решетке. Для слоевого горения кокса характерно плавное изменение концентраций кислорода и оксидов углерода по оси воздушной фрумы начиная от ее торца (рис. 4.45).

По мере увеличения кинетической энергии струи дутья, истекающей из фрумы, куски кокса начинают отбрасываться от фрумы с высокой скоростью, часть их внедряется в противоположную стенку, от-

раничивающую фруменную зону, а часть циркулирует с потоками дутья и образуящегося фруменного газа по достаточно сложным траекториям. Такие траектории изучены с помощью скоростной кино съемки как через глазок гляделки подвижного колена воздушной фрумы, так и через специальный канал, расположенный под углом к оси воздушной фрумы (рис. 4.46).

Проведенные исследования позволили с очевидностью реконструировать схему циркуляции кусков кокса в фруменном очаге (рис. 4.47).

Циркуляция кокса происходит по направлениям, указанным стрелками на рисунке, и в основном совместно с циркуляцией газа. Только в вертикальном направлении поток газа не возвращается к фруме, а направляется вверх

через разрыхленный слой кокса над фруменным очагом, перераспределяясь по сечению в более высоких горизонтах в соответствии со

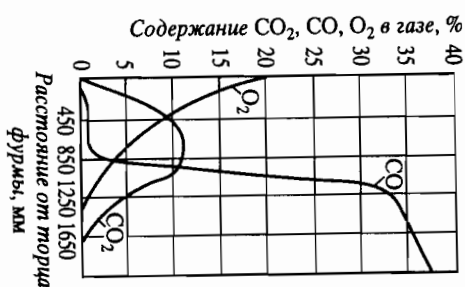


Рис. 4.45. Изменение состава газа по оси фруменного очага при слоевом горении кокса (без образования зоны циркуляции кокса)

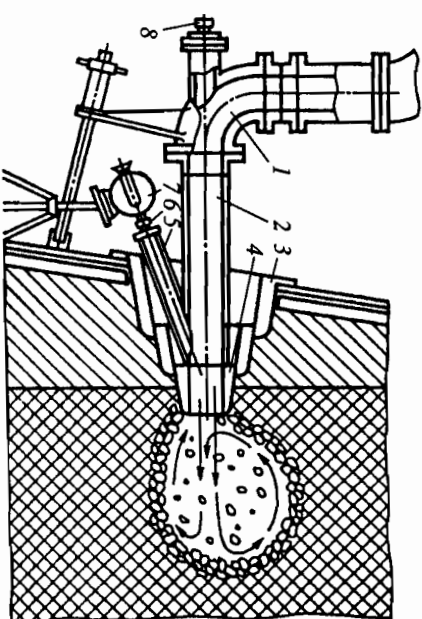


Рис. 4.46. Фруменный прибор и схема зоны циркуляции кокса  
1 — подвижное колено; 2 — сопло; 3 — фруменные холщовики; 4 — фрума; 5 — волоохлаждаемый патрубкок; 6 — дополнительная гляделка; 7 — скоростная кинокамера; 8 — гляделка фруменного прибора

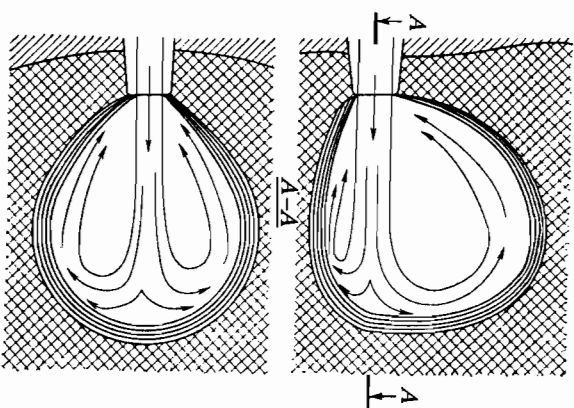


Рис. 4.47. Схема циркуляции газа и кокса в фурменном очаге

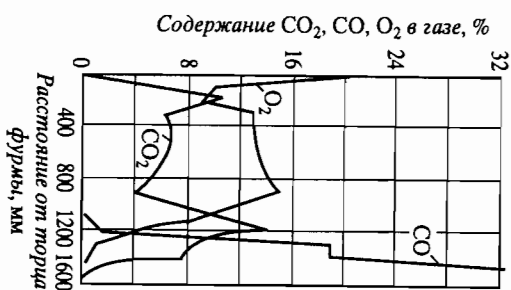


Рис. 4.48. Изменение состава газовой фазы по оси фурменного очага при циркуляционном режиме горения кокса

структурой столба шихтовых материалов. В горизонтальном направлении часть газа также продолжает движение к центру печи, преодолевая сопротивление все более плотного слоя кокса.

Горение кусков кокса при циркуляционном режиме происходит при их движении и в основном в потрапичной зоне фурменного очага. Такой характер горения кокса называется циркуляционным, а зона, в которой происходит циркуляция кусков кокса по сложным траекториям, — циркуляционной зоной.

Для циркуляционного горения кокса в фурменной зоне характерно иное изменение состава газовой фазы перед фурмой вдоль ее оси; пример такого изменения приведен на рис. 4.48. Многочисленные отборы проб газа из фурменного очага при циркуляционном горении кокса никогда не давали полностью воспроизводимых кривых распределения состава газа по оси фурмы. Приведенные на рис. 4.48 кривые иллюстрируют наиболее характерные особенности этого изменения: резкое снижение концентрации кислорода непосредственно перед фурмой и наличие двух максимумов на кривой изменения концентрации  $\text{CO}_2$ .

#### 4.7.3. Механизм поступления кокса в фурменные очаги. Структура слоя кокса вдоль оси воздушных фурм

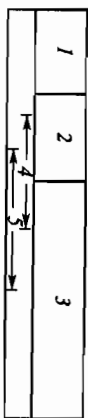
Исследования характера движения материалов в доменной печи и движения кокса в нижней части печи, проведенные на холодных моделях и на действующих доменных печах, позволяют считать механизм поступления кокса в фурменные очаги аналогичным механизму истечения сыпучих материалов из сосуда через отверстия в днище. Выходу частиц через отверстия предшествует образование динамически неустойчивых сводов над отверстиями, которые периодически рушатся, поставляя сыпучий материал в отверстия. В связи с этим истечение материала носит дискретный характер.

Измерения давления дутья в фурменном приборе с помощью чувствительных датчиков показали, что давление дутья колеблется с частотой от 6 до 26 Гц, причем режиму устойчивой ровной работы печи отвечает давление дутья в фурменных приборах с частотой колебания 8–12 Гц. Эти колебания давления дутья вызываются периодическими обрушениями кокса в фурменные очаги, приводя к мгновенным переополнениям их кусками кокса, которые немедленно отбрасываются к противоположной стенке фурменного очага, при этом часть кусков кокса остается на стенке, а часть циркулирует с потоками фурменного газа. Такой характер движения кусков кокса зафиксирован скоростной киносъемкой, в частности, на одной из печей АК «Тулчермет» Е.Ф. Вегманом и Ю.П. Мишиным.

Циркуляция кокса в фурменных очагах с высокой скоростью вызывает существенное изменение кусков кокса за счет его истирания и приводит к образованию значительного количества коксовой мелочи в этой части печи, особенно при низкой горячей прочности кокса.

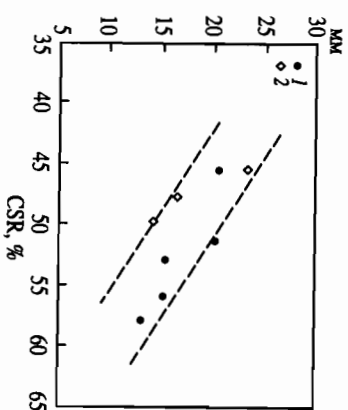
Оригинальные исследования неоднократно проведенные на различных доменных печах Европы с помощью специального зонда-трубы большого диаметра (300 мм), разработанного во Французском научно-исследовательском институте черной металлургии (IRSID), позволили четко представить структуру слоя кокса по оси воздушных фурм от торца фурмы до центра печи. Указанный зонд во время останковки печи через фурменную амбразуру вводили в печь до ее центра с помощью мощной гидравлической машины, а затем вынимали и, после охлаждения, разрезали трубу вдоль продольной оси для исследования гранулометрического и химического составов содержащихся в ней материалов.

Структура слоя кокса по оси воздушной фурмы, реконструированная на основе этих экспериментов, приведена на рис. 4.49. Первая

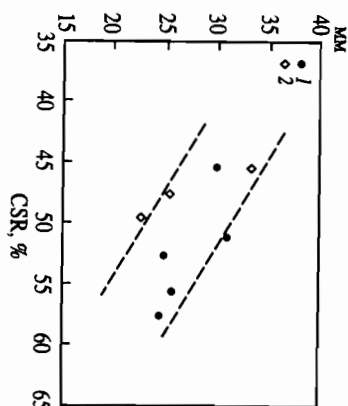


**Рис. 4.49.** Структура слоя кокса вдоль оси воздушной фурмы  
1 – зона циркуляции; 2 – «птичье гнездо»; 3 – коксовый тотерман; 4 – жидкие продукты плавки; 5 – коксовая мелочь

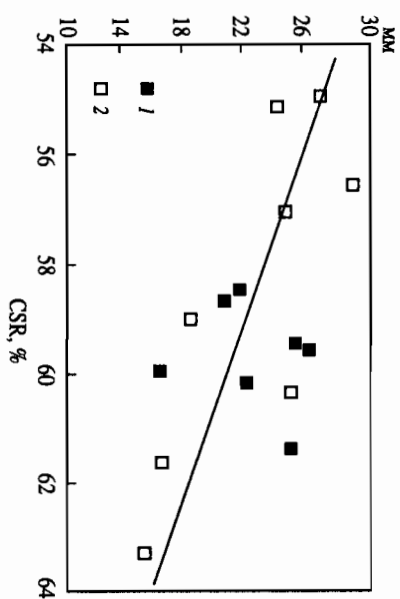
часть слоев (1) относится к зоне циркуляции и представлена кусками кокса, крупность которых на 12–22 мм меньше крупности кусков, затруженных на колошник. Причем уменьшение этих размеров происходит обратно пропорционально горячей прочности кокса (показатель CSR), что видно из рис. 4.50. За слоем кокса зоны циркуляции следует зона сосредоточения коксовой мелочи и продуктов плавки (корольки чугуна и шлака), получившая в зарубежной металлургической литературе устойчивое название «птичье гнездо». Эта зона содержит наибольшее количество мелких фракций кокса и частиц несторевшего вдуваемого в фурмы пылеугольного топлива (ПУТ). Крупность кусков кокса в птичьем гнезде также зависит от горячей прочности кокса. На рис. 4.51 показано, что в зависимости от горячей прочности кокса куски кокса, сосредоточенные в птичьем гнезде, уменьшаются в размере от изначального (на колошнике) на 25–35 мм. За птичьим гнездом начинается так называемый коксовый тотерман – малоподвижная коксовая насадка конусообразной формы, за-



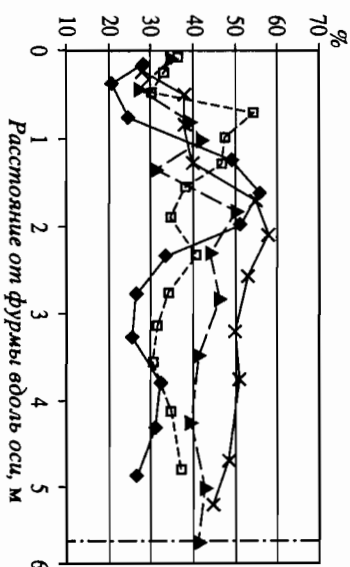
**Рис. 4.50.** Влияние горячей прочности кокса (показатель CSR, %) на уменьшение размера кусков кокса при их прохождении от колошника до фурмы (мм) на доменных печах № 5 (1) и № 4 (2) завода в Шведльгерне (Германия)



**Рис. 4.51.** Влияние горячей прочности кокса (показатель CSR, %) на уменьшение размера кусков кокса при их прохождении от колошника до «птичьего гнезда» на доменных печах № 5 (1) и № 4 (2) завода в Шведльгерне (Германия)



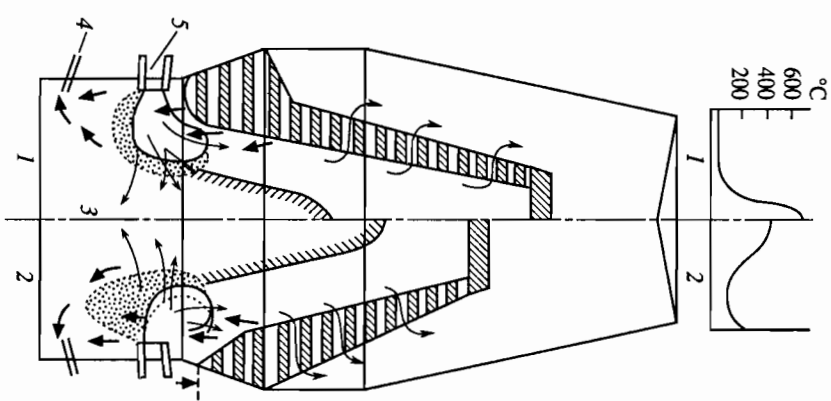
**Рис. 4.52.** Влияние горячей прочности кокса (показатель CSR, %) на уменьшение размера кусков кокса от колошника до коксового тотермана (мм)



**Рис. 4.53.** Содержание фракций < 10 мм в слое кокса (%) по оси воздушной фурмы (по данным 4 зондирования; штрихпунктирной линией показана ось печи)

нимающая центральную часть горна. Количество мелких фракций кокса в этой части коксовой насадки также непосредственно зависит от горячей прочности применяемого кокса. При уменьшении индекса горячей прочности кокса с 64 до 55% крупность кусков кокса в коксовом тотермане за птичьим гнездом, по данным исследований на двух доменных печах (1, 2) фирмы «Sollac» в Фос-сюр-Мер, уменьшилась на 16 и 28 мм соответственно (рис. 4.52). Количество мелких фракций (< 10 мм), включающих кокс и продукты плавки, в коксовом тотермане всегда больше, чем в зоне циркуляции, и меньше, чем в птичьем гнезде (рис. 4.53).





**Рис. 4.54.** Изменение конфигурации зоны коксезии, фурменной зоны и коксового тотермана при ухудшении качества кокса  
1 — работа печи с хорошим коксом; 2 — работа печи с коксом низкого качества; 3 — плотный коксовый тотерман; 4 — легка; 5 — воздушная фурма

Влияние ухудшения качества кокса (уменьшения горячей прочности) на структуру столба шихты в печи и в слое кокса в околофурменной зоне схематично показано на рис. 4.54.

Основные изменения в структуре столба шихты при ухудшении качества кокса связаны с необходимостью уменьшения рудной нагрузки на кокс и увеличения ширины центральной зоны для сохранения газопротексной способности столба шихты в печи. Ухудшение качества кокса приводит к нестабильности теплового состояния печи, что и требует уменьшения рудной нагрузки для снижения риска критического похолодания печи. В результате «корни» зоны шлакообразования (или коксезии) перемещаются выше, а вершина ее снижается и расширяется. Зона коксезии при этом перемещается ближе к стенкам печи, что вызывает увеличение на них тепловой нагрузки. Высота и толщина коксового тотермана при этом увеличиваются в связи с изменением протектности и объема зоны циркуляции кокса. Поток жидких продуктов плавки из зоны коксезии перемещается ближе к периферии.

Вследствие снижения горячей прочности кокса уменьшаются размеры его кусков, попадающих в зону циркуляции, что вызывает уменьшение ее объема и протектности и одновременно приводит к увеличению выхода коксовой мелочи в этой зоне и размеров птичьего гнезда.

Схема изменения размеров и формы зоны циркуляции и птичьего гнезда при ухудшении качества кокса показана на рис. 4.55. Следстви-

ем уменьшения качества кокса в верхней части печи выше зоны коксезии является снижение ее газопроницаемости и увеличение скорости фильтрации газа, приводящее к увеличению выноса пыли. В нижней части печи снижение качества кокса приводит к уменьшению дренажной способности коксового тотермана, а увеличение объема и плотности птичьего гнезда при одновременном перемещении потока продуктов плавки из зоны коксезии ближе к периферии повышает вероятность скопления чугуна у воздушных фурм и его контакта с ними, что увеличивает риск прогара фурм.

#### 4.7.4. Состав газа на выходе из фурменных зон

Газ, выходящий из фурменных очагов, принято называть *фурменным газом*. Его состав легко рассчитывается по составу и расходу дутья и вдуваемого в фурмы дополнительного топлива. Очевидно, что состав фурменного газа зависит от содержания кислорода в дутье, влажности дутья и состава и расхода вдуваемого топлива.

Обозначим параметры дутья и вдуваемого топлива.

*Удельное дутье:*

$V_d$  — расход дутья,  $\text{м}^3/\text{т}$  ( $\text{м}^3/\text{мин}$ );

$\omega$  — содержание кислорода в сухом дутье,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ ;

$f$  — влажность дутья,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ .

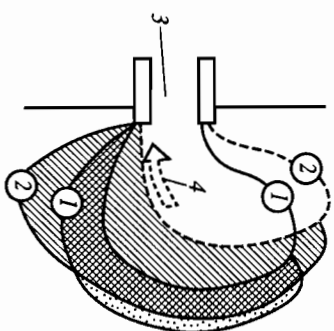
*Природный газ:*

$\Pi Г$  — расход вдуваемого в фурмы природного газа,  $\text{м}^3/\text{т}$  ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ,  $\text{м}^3/\text{м}^3$  дутья);

состав природного газа:  $\text{CH}_4$ ,  $\text{C}_2\text{H}_6$ ,  $\text{C}_3\text{H}_8$ ,  $\text{C}_4\text{H}_{10}$ ,  $\text{C}_5\text{H}_{12}$ ,  $\text{N}_2$ ; разность составляющих —  $\text{м}^3/\text{м}^3$  природного газа.

*Коксовый газ:*

$\Pi К$  — расход вдуваемого в фурмы коксового газа,  $\text{м}^3/\text{т}$  ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ,  $\text{м}^3/\text{м}^3$  дутья);



**Рис. 4.55.** Схема изменения размеров и формы зоны циркуляции и «птичьего гнезда» при ухудшении качества кокса  
1 — хороший кокс; 2 — кокс низкого качества; 3 — фурма; 4 — чугун



состав коксового газа:  $H_2$ ,  $CH_4$ ,  $CO$ ,  $CO_2$ ,  $N_2$ ,  $H_2S$ ; размерность составляющих —  $м^3/м^3$  коксового газа.

*Мазут:*

$M$  — расход мазута,  $кг/т$  ( $кг/мин$ ,  $кг/м^3$  дутья);  
состав мазута,  $кг/кг$  мазута:  $C$ ,  $H_2$ ,  $S$ ,  $H_2O$ , зола.

*Пылеугольное топливо (ПУТ):*

$У$  — расход пылеугольного топлива,  $кг/т$  ( $кг/мин$ ,  $кг/м^3$  дутья);  
состав ПУТ,  $кг/кг$  ПУТ:  $C$ ,  $S$ ,  $H_2$ ,  $CH_4$ ,  $CO$ ,  $CO_2$ ,  $N_2$ , зола.

**Рассмотрим примеры расчета состава фурменного газа при вдувании газообразного, жидкого и твердого топлива**

*А. Природный газ*

Исходная информация:

$\omega = 0,25 м^3/м^3$ ,  $f = 0,02 м^3/м^3$ ,  $ПГ = 0,08 м^3/м^3$  влажного дутья.

Состав природного газа,  $м^3/м^3$ :  $0,93 CH_4$ ;  $0,02 C_2H_6$ ;  $0,01 C_3H_8$ ;  $0,02 C_4H_{10}$ ;  $0,02 N_2$ .

В общем случае сумма продуктов горения топлива, выходящих из фурменных очагов доменной печи ( $V_{фр}$ ) при вдувании природного газа, может быть записана следующим виде:

$$V_{фр} = [2\omega(1-f) + (f)] CO + [(1-\omega)(1-f) + ПГ \cdot N_{2ПГ}] N_2 + (ПГ \cdot h + f) H_2, м^3/м^3 \text{ влажного дутья},$$

где  $h$  — объем водорода, выделяющегося из фурменной зоны при горении природного газа,  $h = 2CH_4 + 3C_2H_6 + 4C_3H_8 + 4C_4H_{10} + 5C_5H_{12}$ ,  $м^3/м^3$  природного газа.

Приведем пример расчета выхода и состава фурменного газа на основе приведенных выше данных:

$$h = 2 \cdot 0,93 + 3 \cdot 0,02 + 4 \cdot 0,01 + 5 \cdot 0,02 = 2,16 м^3/м^3 \text{ природного газа.}$$

Выход фурменного газа:

$$V_{фр} = [2 \cdot 0,25(1 - 0,02) + 0,02] CO + [(1 - 0,25)(1 - 0,02) + 0,08 \cdot 0,02] N_2 + [0,08 \cdot 2,16 + 0,02] H_2 = 0,51 CO + 0,7366 N_2 + 0,1928 H_2, м^3/м^3 \text{ влажного дутья.}$$

Состав фурменного газа:

$$CO = 100(0,51/1,4394) = 35,43\%;$$

$$N_2 = 100(0,7366/1,4394) = 51,17\%;$$

$$H_2 = 100(0,1928/1,4394) = 13,40\%.$$

*Б. Коксовый газ*

Исходная информация:  $V_d = 1100 м^3/т$  чугуна;

$\omega = 0,26 м^3/м^3$ ;  $f = 0,03 м^3/м^3$ ;  $КГ = 250 м^3/т$  чугуна.

Состав коксового газа,  $м^3/м^3$ :  $0,60 H_2$ ;  $0,25 CH_4$ ;  $0,08 CO$ ;  $0,05 CO_2$ ;  $0,01 N_2$ ;  $0,01 H_2S$ .

В общем случае сумма продуктов горения топлива, выходящих из фурменных очагов доменной печи ( $V_{фр}$ ) при вдувании коксового газа, может быть записана в следующем виде:

$$V_{фр} = \{V_d [2 \cdot (\omega)(1-f) + (f)] + КГ(CO_{кр} + 2CO_{2кр})\} CO + \{V_d [(1-\omega)(1-f)] + КГ \cdot N_{2кр}\} N_2 + [КГ(H_2S_{кр} + 2CH_{4кр} + H_{2кр}) + V_d \cdot f] H_2, м^3/т \text{ чугуна.}$$

Приведем пример расчета выхода и состава фурменного газа при вдувании коксового газа на основе приведенных выше данных.

Выход фурменного газа:

$$V_{фр} = \{1100[2 \cdot 0,26(1 - 0,03) + 0,03] + 250(0,08 + 2 \cdot 0,05)\} CO + \{1100(1 - 0,26)(1 - 0,03) + 250 \cdot 0,01\} N_2 + [250(0,6 + 0,01 + 2 \cdot 0,25) + 1100 \cdot 0,03] H_2 = 632,84 CO + 792,08 N_2 + 310,5 H_2 = 1735,42 м^3/т \text{ чугуна.}$$

Состав фурменного газа:

$$CO - 100(632,84/1735,42) = 36,47\%;$$

$$N_2 = 100(792,08/1735,42) = 45,64\%;$$

$$H_2 = 100(310,5/1735,42) = 17,89\%.$$

*В. Мазут*

Исходная информация:

$V_d = 3800 м^3/мин$ ;  $\omega = 0,27 м^3/м^3$ ;  $f = 0,01 м^3/м^3$ ;  $M = 280 кг/мин$ .

Состав мазута,  $кг/кг$ :  $0,82 C$ ;  $0,11 H_2$ ;  $0,01 S$ ;  $0,05 H_2O$ ;  $0,005 N_2$ ;  $0,005$  зола.

В общем случае сумма продуктов горения топлива, выходящих из фурменных очагов доменной печи ( $V_{фр}$ ) при вдувании мазута, может быть записана в следующем виде:

$$V_{фр} = \{V_d [2 \cdot (\omega)(1-f) + (f)] + M \cdot H_2O_m(22,4 \cdot 18) CO + \{V_d [(1-\omega)(1-f)] + M \cdot N_{2m}(22,4 \cdot 28)\} N_2 + \{M[H_{2m}(22,4 \cdot 2) + H_{2O_m}(22,4 \cdot 18)] + V_d \cdot f\} H_2, м^3/мин.}$$

Приведем пример расчета выхода и состава фурменного газа при вдувании мазута на основе приведенных выше данных.

Выход фурменного газа:

$$V_{\text{фр}} = \{3800[2,0,27(1 - 0,01) + 0,01] + 280 \cdot 0,05(22,4,18)\} \text{CO} + \\ + \{3800(1 - 0,27)(1 - 0,01) + 280 \cdot 0,05(22,4,28)\} \text{N}_2 + \\ + \{280[0,11(22,4,2) + 0,05(22,4,18)] + 3800 \cdot 0,01\} \text{H}_2.$$

$$V_{\text{фр}} = 2086,90 \text{ CO} + 2747,38 \text{ N}_2 + 400,38 \text{ H}_2 = 5234,66 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Состав фурменного газа:

$$\text{CO} = 100(2086,90/5234,66) = 39,87\%;$$

$$\text{N}_2 = 100(2747,38/5234,66) = 52,48\%;$$

$$\text{H}_2 = 100(400,38/5234,66) = 7,65\%.$$

Г. Уголь (У)

Исходная информация:

$$V_{\text{д}} = 5800 \text{ м}^3/\text{мин}; \omega = 0,28 \text{ м}^3/\text{м}^3, f = 0,02 \text{ м}^3/\text{м}^3; \\ V_{\text{д}} = 0,205 \text{ кг}/\text{м}^3 \text{ дутья}.$$

Состав ПУТ, кг/кг: 0,75 С; 0,05 Н<sub>2</sub>; 0,05 СО; 0,03 СО<sub>2</sub>; 0,01 СН<sub>4</sub>; 0,01 N<sub>2</sub>; 0,005 S; 0,015 Н<sub>2</sub>O; 0,08 золы.

В общем случае сумма продуктов горения топлива, выходящих из фурменных очагов доменной печи ( $V_{\text{фр}}$ ) при вдувании ПУТ, может быть записана в следующем виде:

$$V_{\text{фр}} = V_{\text{д}} \{ [2 \cdot (\omega)(1 - f) + (f)] + V[\text{H}_2\text{O}, (22,4,18) + \text{CO}, (22,4,28) + \\ + 2 \cdot \text{CO}_2, (22,4,44)] \} \text{CO} + V_{\text{д}} \{ [(1 - \omega)(1 - f)] + V[\text{N}_2, (22,4,28)] \} \text{N}_2 + \\ + V_{\text{д}} \{ V[\text{H}_2, (22,4,2) + \text{H}_2\text{O}, (22,4,18)] + 2 \cdot \text{CH}_4, (22,4,16) \} + f \} \text{H}_2, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Приведем пример расчета выхода и состава фурменного газа при вдувании ПУТ на основе приведенных выше данных.

Выход фурменного газа:

$$V_{\text{фр}} = 5800 \{ [2 \cdot 0,28(1 - 0,02) + 0,02] + 0,205 [0,015(22,4,18) + \\ + 0,05(22,4,28) + 2 \cdot 0,03(22,4,44)] \} \text{CO} + \\ + 5800 \{ [(1 - 0,28)(1 - 0,02) + 0,205 \cdot 0,01(22,4,28)] \} \text{N}_2 + \\ + 5800 \{ 0,205 [0,05(22,4,2) + 0,015(22,4,18) + 2 \cdot 0,01(22,4,16)] + \\ + 0,02 \} \text{H}_2, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

$$V_{\text{фр}} = 3405,18 \text{ CO} + 4101,99 \text{ N}_2 + 837,32 \text{ H}_2 = 8344,49 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Состав фурменного газа:

$$\text{CO} = 100(3405,18/8344,49) = 40,81\%;$$

$$\text{N}_2 = 100(4101,99/8344,49) = 49,16\%;$$

$$\text{H}_2 = 100(837,32/8344,49) = 10,03\%.$$

Приведенные примеры демонстрируют методику расчета состава фурменного газа при различных данных о дутье и вдуваемом топливе. Как видно, при рассмотренных расходах различных вдуваемых топлив и концентраций кислорода в дутье состав фурменного газа существенно отличается лишь содержанием водорода.

#### 4.7.5. Теоретическая температура горения топлива в фурменных зонах

Теоретическая температура горения топлива в доменной печи (или в фурменных зонах доменной печи) является важным контролируемым параметром состояния доменного процесса, на который ориентируются при управлении доменной плавкой. Теоретической (или *адиабатической*) температурой горения топлива называют ту температуру, которую бы газобразные продукты горения топлива при отсутствии теплообмена очага горения с окружающей средой. В соответствии с этим понятием теоретической температуры горения топлива ее расчет проводится на основе закона сохранения энергии по формуле

$$T_{\text{теор}} = \frac{Q_{\text{с}} + Q_{\text{д}} + Q_{\text{ск}} - Q_{\text{дис}}}{0,001(V_{\text{со}} \cdot C_{\text{со}} + V_{\text{N}_2} \cdot C_{\text{N}_2} + V_{\text{H}_2} \cdot C_{\text{H}_2})} \text{ К}, \quad (4.243)$$

где  $Q_{\text{с}}$  — теплота окисления С топлива до СО в различных реакциях в фурменных зонах доменной печи;  $Q_{\text{д}}$  — теплосодержание влажного дутья (физическое тепло дутья);  $Q_{\text{ск}}$  — теплосодержание углерода кокса, сгорающего в фурменных зонах;  $Q_{\text{дис}}$  — тепло, расходуемое на диссоциацию паров воды дутья и углеводородов вдуваемого топлива.

В данной формуле не учитываются теплота окисления элементов чугуна и приход тепла с золой кокса и с элементами чугуна в фурменную зону. Все эти элементы приходят в фурменную зону и уходят из нее в твердом или жидком состоянии, осуществляя теплообмен с окружающей зону пространством. В связи с этим, по физическому смыслу теоретической температуры горения, приходы и расходы тепла, связанные с этими элементами, не должны учитываться при

расчете теоретической температуры горения топлива в фурменных зонах.

Размерность всех величин в числителе формулы теоретической температуры горения топлива должна быть одинакова — МДж/(кг·С), стояющего в фурменных очагах, МДж/т чугуна, МДж/мин, МДж/м<sup>3</sup> дутья.

Выход  $\text{CO}$  ( $V_{\text{co}}$ ),  $\text{N}_2$  ( $V_{\text{N}_2}$ ) и  $\text{H}_2$  ( $V_{\text{H}_2}$ ) в реакциях горения топлива в фурменных очагах выражается в: м<sup>3</sup>/кг·С, стояющего в фурменных очагах, м<sup>3</sup>/т чугуна, м<sup>3</sup>/мин, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> дутья.

$C_{\text{co}}$ ,  $C_{\text{N}_2}$ ,  $C_{\text{H}_2}$  — теплоемкости соответствующих газов при теоретической температуре горения. В компьютерных расчетах эта теплоемкость определяется в итерационном цикле, а в обычных расчетах она принимается равной теплоемкости при 2273–2323 К, поскольку с вероятностью более 90% большинство доменных печей работает при теоретической температуре горения 2173–2473 К, или 1900–2200 °С. Теплоемкости компонентов фурменного газа  $\text{CO}$ ,  $\text{N}_2$  и  $\text{H}_2$  при температуре 2273 К соответственно равны 1,503, 1,481 и 1,407 кДж/(м<sup>3</sup>·К).

Приведем примеры расчета теоретической температуры горения топлива для рассмотренных случаев вдувания в фурмы природного газа, коксового газа, мазута и ПУТ. Для всех случаев принимаем температуру дутья равной 1473 К (1200 °С), при которой теплоемкости  $\text{O}_2$ ,  $\text{N}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$  (пар) соответственно равны 1,499, 1,413, 1,776 кДж/м<sup>3</sup>·К.

#### А. Природный газ

В соответствии с представленной информацией приход тепла удобно рассчитывать на 1 м<sup>3</sup> влажного дутья.

Теплота окисления углерода в фурменных очагах при удельной теплоте сгорания углерода кокса 9,872 МДж/кг·°С:

$$Q_c = 9,872[\omega(1 - f) + 0,5f](24,22,4) = 9,872[0,25(1 - 0,02) + 0,11]1,07143 = 2,6972 \text{ МДж/м}^3 \text{ дутья.}$$

Теплосодержание дутья при температуре 1473 К:

$$\begin{aligned} Q_{\text{д}} &= 1473[\omega(1 - f)C_{\text{O}_2} + (1 - \omega)(1 - f)C_{\text{N}_2} + fC_{\text{H}_2\text{O}}] = \\ &= 1473[0,25(1 - 0,02)1,499 + (1 - 0,25)(1 - 0,02)1,413 + \\ &+ 0,02 \cdot 1,776] = 2123 \text{ кДж/м}^3 \text{ дутья} = 2,123 \text{ МДж/м}^3 \text{ дутья.} \end{aligned}$$

Количество углерода кокса, стояющего в фурменных очагах:

$$Q_{\text{Ck}} = (24,22,4)[\omega(1 - f) + 0,5f] - \text{ПТ} \cdot C_{\text{пр}}$$

где  $C_{\text{пр}} = (12 \cdot \text{C}_{\text{H}_4} + 24 \cdot \text{C}_{\text{H}_6} + 36 \cdot \text{C}_{\text{H}_8} + 48 \cdot \text{C}_{\text{H}_{10}} + 60 \cdot \text{C}_{\text{H}_{12}})/22,4$ , кг/м<sup>3</sup> природного газа;

$$C_{\text{пр}} = (12 \cdot 0,93 + 24 \cdot 0,02 + 36 \cdot 0,01 + 48 \cdot 0,02)/22,4 = 0,5786 \text{ кг/м}^3;$$

$$\begin{aligned} Q_{\text{Ck}} &= (24,22,4)[0,25(1 - 0,02) + 0,01] - 0,08 \cdot 0,5786 = \\ &= 0,2732 - 0,0463 = 0,2269 \text{ кг С кокса/м}^3 \text{ дутья.} \end{aligned}$$

Теплосодержание углерода кокса, стояющего в фурменных очагах (на основе проведенных измерений температуру кокса, приходящего в фурменные очаги, принимаю равной 1723 К; теплоемкость углерода кокса при этой температуре равна 1,65 кДж/(кг·К)):

$$Q_{\text{Ck}} = 1723 \cdot 1,65 \cdot 0,2269 = 645 \text{ кДж/м}^3 \text{ дутья} = 0,645 \text{ МДж/м}^3 \text{ дутья.}$$

Теплота диссоциации паров воды и углеводородов вдуваемого топлива:

$$Q_{\text{дис}} = Q_{\text{дисH}_2\text{O}} + Q_{\text{дисгп}};$$

$$Q_{\text{дисH}_2\text{O}} = 10,804 \cdot f = 10,804 \cdot 0,02 = 0,216 \text{ МДж/м}^3 \text{ дутья;}$$

$$\begin{aligned} Q_{\text{дисгп}} &= 0,08(3,61 \cdot \text{C}_{\text{H}_4} + 4,45 \cdot \text{C}_{\text{H}_6} + 5,64 \cdot \text{C}_{\text{H}_8} + 7,22 \cdot \text{C}_{\text{H}_{10}} + \\ &+ 8,21 \cdot \text{C}_{\text{H}_{12}}), \text{ тогда} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} Q_{\text{дисгп}} &= 0,08(3,61 \cdot 0,93 + 4,45 \cdot 0,02 + 5,64 \cdot 0,01 + 7,22 \cdot 0,02) = \\ &= 0,2902 \text{ МДж/м}^3 \text{ дутья;} \end{aligned}$$

$$Q_{\text{дис}} = 0,216 + 0,2902 = 0,508 \text{ МДж/м}^3 \text{ дутья.}$$

$$\begin{aligned} T_{\text{теор}} &= \frac{2,6972 + 2,123 + 0,645 - 0,508}{0,001(1,503 \cdot 0,51 + 1,481 \cdot 0,7366 + 1,407 \cdot 0,1928)} = \\ &= 2329 \text{ К } (2056 \text{ } ^\circ\text{C}). \end{aligned}$$

Разработанные и применяемые для оценки теоретической температуры горения топлива в фурменных очагах эмпирические формулы были и остаются удобными для быстрого ручного счета при отсутствии компьютерных средств на доменных печах. Однако эмпирические формулы, несмотря на их простоту, дают значительные погрешности при использовании их за пределами диапазона параметров доменной плавки, в котором были получены эти формулы.

Рассмотрим для примера широко известную и часто применяемую в США эмпирическую формулу теоретической температуры горения, разработанную в Американском институте чугуна и стали. Полная формула теоретической температуры горения (RAFT) в американских единицах измерения имеет вид

$$\begin{aligned} \text{RAFT} = & 2686 + 0,82(\text{BT}) - 23,5(\text{BM}) + 95(\text{OE}) - 123,6(\text{OI}) - \\ & - 80,7(\text{Tar}) - 8,7(\text{HW}) - 7,0(\text{AS}) - 29,9(\text{Coal}) - \\ & - \{68 + 0,34(\text{CHV})\}(\text{NG}), \end{aligned} \quad (4.244)$$

где RAFT (Raseway Adiabatic Flame Temperature) — адиабатическая температура в фурменном очаге (гравусы Фаренгейта, F); BT — температура дутья, F; BM — влажность дутья, гран/куб. фут сухого дутья; OE — превышение содержания кислорода в дутье над атмосферным, OE = 100ω — 21; OI — расход сухого мазута, фунт/1000 куб. футов сухого дутья; Tar — расход сухой смолы, фунт/1000 куб. футов сухого дутья; Coal — расход сухого угля, фунт/1000 куб. футов сухого дутья; NW — расход воды с жидким топливом (мазутом и/или смолой), фунт/100 фунтов сухого мазута или 100 фунтов сухой смолы; AS — расход пара на дисперсацию вдуваемого жидкого топлива, фунт/100 фунтов сухого мазута и/или сухой смолы; NG — расход природного газа, куб. фут/100 куб. футов сухого дутья; CHV — максимальная теплота сгорания природного газа, ВТУ (британских тепловых единиц)/куб. фут.

При пересчете американских единиц измерения в единицы СИ формула (4.244), применительно только к вдуванию природного газа и с использованием приведенных выше условных обозначений параметров дутья и вдуваемого топлива ( $T_d$ , ω,  $f$ , ПГ), приобретает вид

$$\begin{aligned} \text{RAFT} = & \{2686 + 0,82(1,8 \cdot T_d + 32) - 10,3 \cdot 800f + 95(100\omega - 21) - \\ & - [68 + (0,034 \cdot 1,054)(33000 \cdot 35,26)]100\text{ПГ}\} - 32\}; 1,8. \end{aligned}$$

Расчет по этой формуле с использованием тех же исходных данных, что и в (4.243), дает следующее значение теоретической температуры:

$$\begin{aligned} \text{RAFT} = & \{2686 + 0,82(1,8 \cdot 1200 + 32) - 10,3 \cdot 16 + 95 \cdot 4 - \\ & - [68 + (0,034 \cdot 1,054)(33000 \cdot 35,26)]8\} - 32\}; 1,8 = \\ = & \{4483,44 - 15,6 + 380 - [68 + 30,1904]8\} - 32\}; 1,8 = 2241^\circ\text{C}. \end{aligned}$$

Приведем расчет на основании той же исходной информации о теоретической температуре горения по эмпирической формуле, разработанной Н.Е. Дунаевым и Т.И. Кухтинным и достаточно широко применяемой в России даже в составе программного обеспечения компьютерных систем на доменных печах.

Упрощенная для случая вдувания только природного газа постоянного состава формула Дунаева—Кухтина имеет вид

$$T_{\text{теор}} = \frac{\{0,9341 \cdot T_d + 8208 \cdot \omega - f(2402 - 1,2177 \cdot T_d) - 26,73\text{ПГ} + 94,76\}}{1 + \omega + 2 \cdot f + 2,026\text{ПГ}}. \quad (4.245)$$

Расчет по этой формуле для приведенных выше условий доменной плавки дает следующее значение теоретической температуры горения:

$$T_{\text{теор}} = \frac{\{0,9341 \cdot 1200 + 8208 \cdot 0,25 - 0,02(2402 - 1,2177 \cdot 1200) - 26,73 \cdot 0,08 + 94,76\}}{1 + 0,25 \cdot 0,02 + 2,026 \cdot 0,08} = 2237^\circ\text{C}.$$

Обе формулы для приведенных условий доменной плавки дают завышенное (почти на 200 °C) значение теоретической температуры горения. В то же время расчет теоретической температуры горения для условий работы печи с повышенным расходом природного газа (ПГ = 225 м³/т, или 0,278 м³/м³, дутья:  $f = 0,008$ ; ω = 0,34;  $T_d = 1175^\circ\text{C}$ ), взятый из практики работы американских доменных печей, дает следующие значения теоретической температуры горения, соответственно рассчитанные по формулам (4.243)—(4.245):

$$T_{\text{теор}} = 1906^\circ\text{C};$$

$$\text{RAFT} = 1606^\circ\text{C};$$

$$T_{\text{теор}} = 1684^\circ\text{C}.$$

Полученные по той или иной формуле данные для расчета теоретической температуры горения все же позволяют успешно контролировать работу печи, ориентируясь на установленные для данной печи верхний и нижний пределы теоретической температуры горения, при которых достигаются наилучшие показатели работы этой печи. Однако вполне естественно, что сравнение показателей работы различных доменных печей в сопоставлении с теоретической температурой горения корректно лишь при использовании одной и той же формулы для расчета теоретической температуры горения на всех этих печах.

Верхний и нижний пределы оптимального значения теоретической температуры горения в значительной степени зависят от качества кокса и применяемых шихтовых материалов, вида вдуваемого топлива и его расхода, давления газа на колошнике и объема доменных печей. Практика доменных печей Западной Европы, работающих на качест-

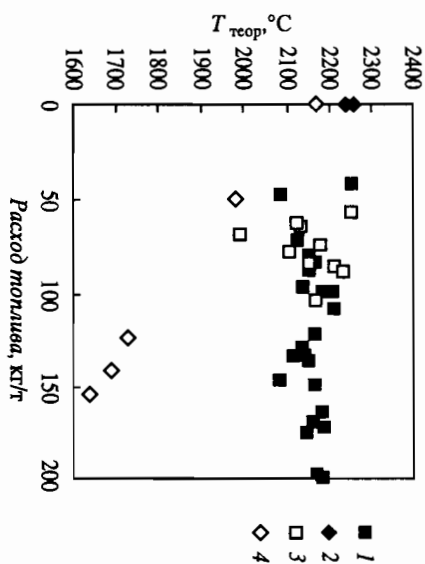


Рис. 4.56. Теоретическая температура горения на Европейских доменных печах (1998 г.), работающих без вдувания и с вдуванием различных топлив в фурмы

1 – ПУТ; 2 – без вдувания; 3 – мазут и смола; 4 – природный газ

венном коксе с применением в шихте от 50 до 100% агломерата (на большинстве печей 60–80%), от 0 до 50% окатышей и от 0 до 20% кусковой руды, с вдуванием пылеугольного или жидкого топлива, показывает, что теоретическую температуру горения на этих печах поддерживают в оптимально узких пределах и на высоком уровне (2100–2250 °C) при расходе вдуваемого топлива в диапазоне от 0 до 200 кг/т (рис. 4.56).

Для американских доменных печей небольшого объема (диаметр горна не более 9 м), работающих с невысокой температурой дутья (900–1050 °C) и при высоких расходах природного газа (175–215 м³/т), оптимальные значения теоретической температуры горения были значительно ниже (до 1650 °C по формуле РАФТ). Однако на более мощных печах предпочитали работать с большими расходами природного газа и более высокой теоретической температурой горения за счет большего обогащения дутья кислородом.

#### Влияние параметров дутья и вдуваемого топлива на теоретическую температуру горения

Количественное влияние параметров дутья и вдуваемого топлива на теоретическую температуру горения иллюстрируется зависимостями, полученными при компьютерном моделировании доменной плавки для доменной печи объемом 3200 м³, работающей на шихте с содержанием железа 59,2%, при абсолютном давлении газа под ковшом 275 кПа, при температуре дутья 1200 °C, содержанием ки-

Рис. 4.57. Влияние расхода природного газа на теоретическую температуру горения при различной эффективности процесса восстановления в шахте  $\delta$  ( $\delta$  – степень приближения к равновесному составу газа в зоне восстановления Fe и FeO, %)

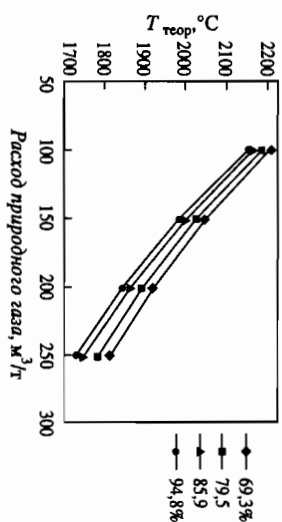


Рис. 4.58. Влияние на теоретическую температуру горения коксового газа при различной эффективности восстановления процессов в шахте  $\delta$ , %

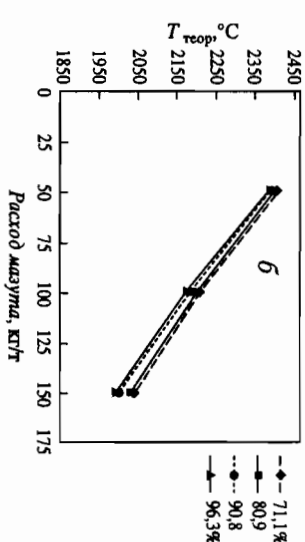
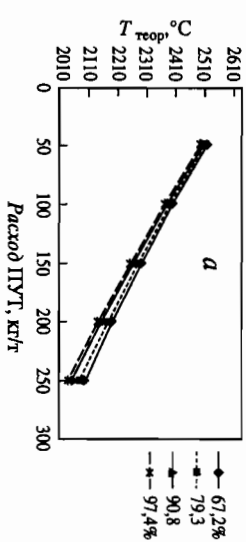
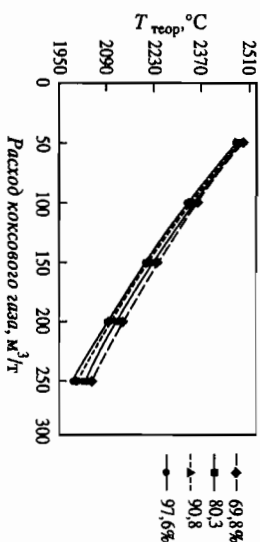


Рис. 4.59. Влияние на теоретическую температуру горения расхода ПУТ (а) и мазута (б) при различной эффективности восстановительных процессов в шахте  $\delta$ , %

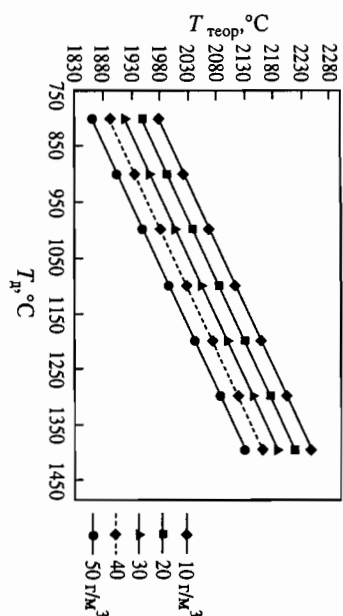


Рис. 4.60. Влияние на теоретическую температуру горения температуры дутья при различной его влажности ( $\text{г/м}^3$ )

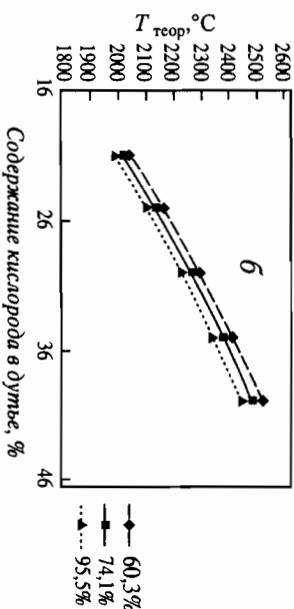
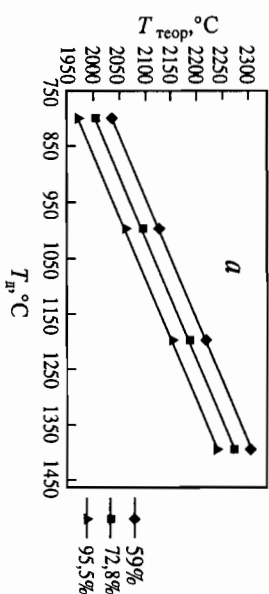


Рис. 4.61. Влияние на теоретическую температуру горения температуры дутья (а) и содержания кислорода в дутье (б) при различной эффективности восстановительных процессов в шахте  $\delta$ , %

кислорода в дутье 27%, влажности дутья  $10 \text{ г/м}^3$  (рис. 4.57–4.62). Для компьютерного моделирования использована математическая модель доменного процесса, разработанная И.Ф. Куруновым и С.Б. Яшенко. Эта же модель использована для оценки влияния параметров дутья и

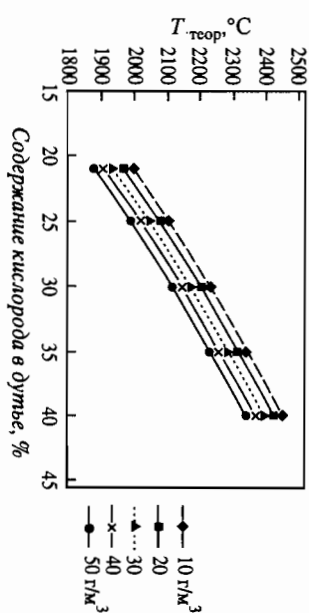


Рис. 4.62. Влияние на теоретическую температуру горения содержания кислорода в дутье при различной влажности дутья ( $\text{г/м}^3$ )

вдуваемого топлива на кинетическую энергию и скорость истечения струи из фурмы при тех же указанных выше условиях.

Уменьшение теоретической температуры горения с ростом эффективности восстановительных процессов в шахте доменной печи объясняется снижением расхода кокса и уменьшением прихода тепла в тепловом балансе фурменного очага за счет уменьшения тепла углерода кокса, сгорающего на фурмах.

#### 4.7.6. Форма и размеры фурменных очагов

Экспериментальные исследования процессов горения топлива в горне доменной печи с отбором проб газа неохлаждаемой трубкой были начаты еще в 40-х годах XIX в. Ж. Эбельманом и интенсивно проводились в XX в. одновременно с совершенствованием технологии доменной плавки, в частности с переходом на комбинированное дутье. Совершенствовалась и техника исследования. Чаще всего исследование проводили с помощью прямых водоохлаждаемых трубок-зондов с внешним диаметром от 50 до 70 мм (рис. 4.63), вводимых в печь во время ее работы через шлюзовое отверстие во фланце подвижного колена фурменного прибора с помощью горновых машин.

После ввода зонда в печь по оси воздушной фурмы до центра печи или на максимальное возможное расстояние через центральное отверстие трубы-зонда отбирали пробы газа в точках, отстоящих друг от друга на расстоянии 150–200 мм. Такие же зонды использовали для измерения температуры газа в печи по оси воздушной фурмы с помощью термомпары, помещенной в центральный канал зонда и выводимой из трубы-зонда во время измерения температуры при обратном



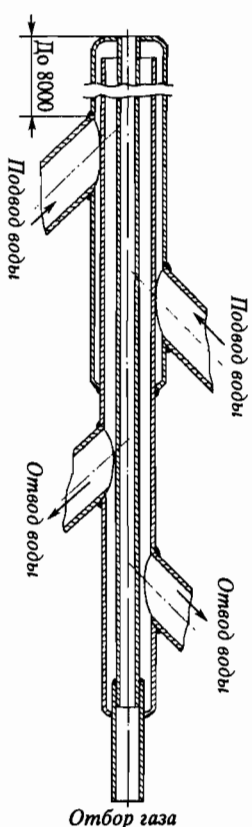


Рис. 4.63. Зонд для отбора проб газа из горна доменной печи

ходе зонда во время его остановок в заданных точках, аналогично отбору проб газа. Специальные зонды аналогичной конструкции применяли и для отбора проб жидких пролуктов плавки из фурменных очагов и за их пределами.

Более совершенным был разработанный во ВНИИМТ зонд из тонкостенных труб с внешним диаметром 30 мм, в котором охлаждающая вода циркулировала с высокой скоростью под давлением до 3 МПа. Такой зонд в минимальной степени влиял на распределение дутья по фурмам и течение струи дутья.

Для оценки распространения фурменных зон в плоскостях, перпендикулярных оси воздушной фурмы, на печи небольшого объема (диаметр горна 3,7 м, 9 фурм) применяли водоохлаждаемые зонды с изогнутым концом (рис. 4.64). Такие зонды вставляли в фурмы на неработающей печи перед загрузкой в нее задувочной шихты. Использование зондов с различной длиной изогнутого конца позволило оценить в начальный период работы печи после ее задувки распространяемость фурменных зон в горизонтальном и вертикальном направлениях относительно оси фурмы (рис. 4.65). На рисунке видно, что окислительные зоны имеют вытянутую вверх сферическую форму и на этой печи, имеющей расстояние между осями соседних фурм на уровне стенки горна 1,29 м, практически не смыкаются между собой. При почти таком же расстоянии между соседними фурмами на печах объемом 3000, 3200 м<sup>3</sup> (1,30 и 1,35 м), работающих с фурмами большего диаметра и с более высокой кинетической энергией струи дутья, размеры окислительных зон в продольном и поперечном направлениях превышают приведенные 1,5–2 раза. В этом случае окислительные зоны соседних фурм смыкаются между собой. На печах объемом 5037 и 5580 м<sup>3</sup> расстояние между осями соседних фурм соответственно 1,10 и 1,18 м. Можно сделать вывод, что на интенсивно работающих мощных доменных печах окислительные зоны соседних фурм, смыкаясь

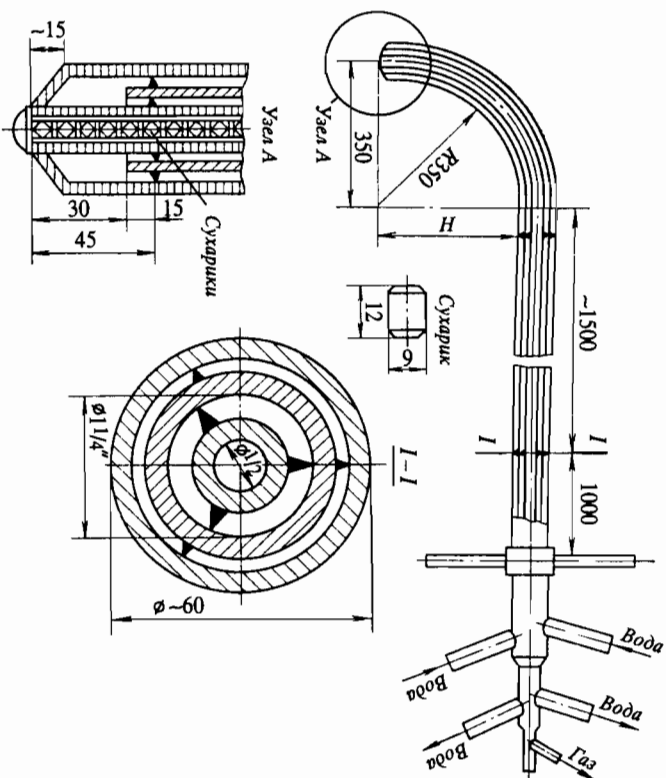


Рис. 4.64. Водоохлаждаемый зонд для исследования объемного развития окислительной зоны

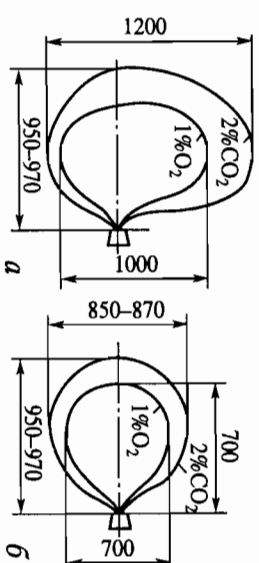


Рис. 4.65. Вертикальное (а) и горизонтальное (б) сечения окислительной зоны перед фурмой доменной печи

между собой, образуют сплошную круговую окислительную зону в виде тора. Выдувание в воздушные фурмы углеводородных топлив (газообразных или жидких) увеличивает размеры окислительных зон за счет паров воды (рис. 4.66), что еще больше способствует смыканию окислительных зон соседних фурм.

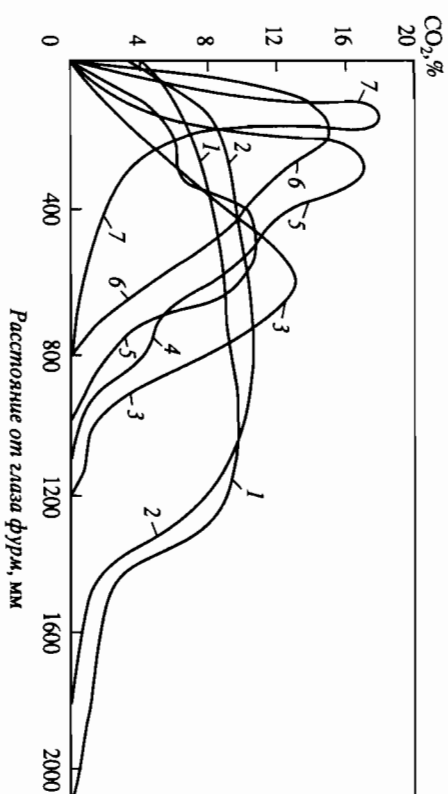


**Рис. 4.66.** Состав газа по оси воздушной фурмы при работе с вдуваемым природным газом ( $\Sigma O/N_2$  — отношение суммарного содержания кислорода к азоту)

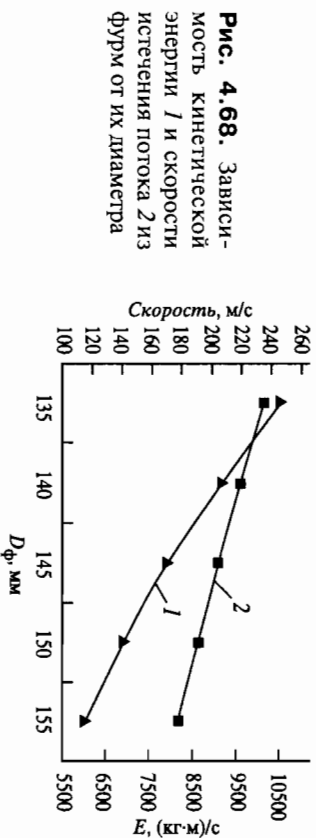
1 — в дутье; 2 — в газе фурменной зоны

речном направлении влияет ряд факторов, из которых важнейшими являются: расход дутья, скорость его истечения из фурмы, температура дутья, содержание кислорода в дутье, влажность дутья, состав и расход вдуваемого топлива, крупность и пористость кусков кокса, поступающих в фурменный очаг. Рассмотрим качественно влияние перечисленных факторов на размеры окислительной зоны.

**Расход дутья** определяет скорость и кинетическую энергию дутья, а его рост увеличивает размеры окислительной зоны как в продольном, так и в поперечном направлениях. Изучение характера распределения  $CO_2$  по длине окислительной зоны и измерение ее длины на одной фурме завода «Запорожсталь» при различных количествах дутья, подаваемого в печь, показали, что сокращение расхода дутья почти в 3 раза (с 3400 до 1200  $m^3/min$ ) привело к уменьшению длины окислительной зоны также почти в 3 раза (с 2100 до 800 мм), что отражено на рис. 4.67. При сокращении расхода дутья фокус течения (точка с максимальным содержанием  $CO_2$  в газе фурменного очага) становится более выраженным, концентрация  $CO_2$  в нем повышается и он приближается к фурме (при расходе дутья 1200  $m^3/min$  до расстояния менее 200 мм).



**Рис. 4.67.** Изменение содержания  $CO_2$  в газе на горизонте фурм при различных расходах дутья,  $m^3/min$



**Рис. 4.68.** Зависимость кинетической энергии 1 и скорости истечения потока 2 из фурм от их диаметра

**Скорость истечения дутья** из фурмы, определяемая расходом дутья, влияет на протяженность окислительной зоны аналогично расходу дутья. Изменение скорости истечения дутья при его постоянном расходе, вызываемое изменением диаметров воздушных фурм за счет их замены или при применении специальных керамических вставок, оказывает влияние в основном на изменение размеров окислительной зоны в продольном направлении за счет увеличения кинетической энергии струи дутья. Размеры окислительной зоны в поперечном и вертикальном направлениях могут меняться в обратную сторону. На рис. 4.68 приведены зависимости кинетической энергии дутья и скорости истечения потока из фурм от диаметра фурм доменной печи

(объем 3200 м<sup>3</sup>, 30 фурм) при следующих параметрах дутья и вдуваемого топлива: температура дутья 1200 °С, влажность 10 г/м<sup>3</sup>, содержание кислорода в дутье 27%, расход природного газа 100 м<sup>3</sup>/т.

Оптимальная кинетическая энергия, рассчитанная по формуле З. И. Некрасова,  $E = 86,5 d^2 - 313d + 1160$  (разработанная для печей с диаметром горна до 8 м) равна 9860.

На рис. 4.69 показано изменение кинетической энергии и скорости истечения потока из фурм на той же печи и при тех же параметрах дутья и вдуваемого топлива при закрытии от 1 до 4 фурм (диаметр 150 мм).

Температура дутья с учетом диффузионного характера горения топлива в фурменном очаге влияет на размеры окислительной зоны за счет изменения объема дутья и, следовательно, скорости его истечения из фурмы. С увеличением температуры дутья увеличивается кинетическая энергия струи (рис. 4.70).

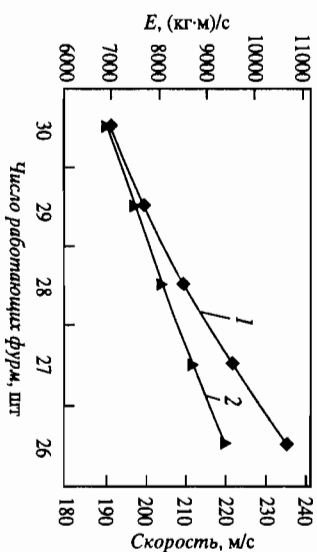


Рис. 4.69. Изменение кинетической энергии 1 и скорости истечения потока 2 из фурм на той же печи и при тех же параметрах дутья и вдуваемого топлива при закрытии от 1 до 4 фурм (диаметр 150 мм)

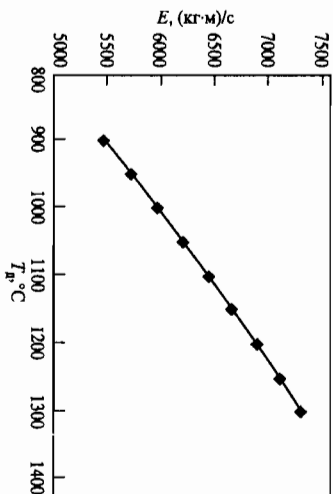
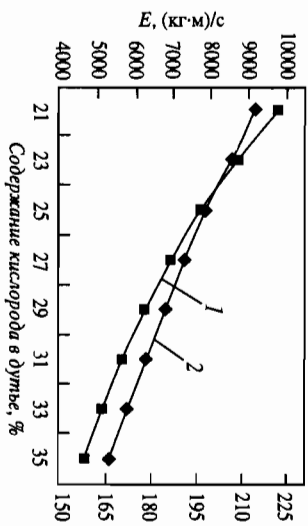


Рис. 4.70. Зависимость кинетической энергии дутья от его температуры

Рис. 4.71. Влияние содержания кислорода в дутье на кинетическую энергию 1 и скорость 2 струи дутья на выходе из фурмы

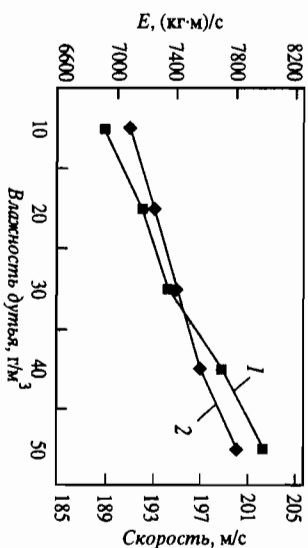


Содержание кислорода в дутье определяет объем образующихся в фурменном очаге продуктов горения и их температуру, что действует в противоположных направлениях на размеры окислительной зоны. Но преобладающим фактором является уменьшение объема фурменных газов, вызывающее уменьшение кинетической энергии их струи и сокращение размеров окислительной зоны (рис. 4.71).

Влажность дутья увеличивает массу и объем дутья, что повышает скорость потока и его кинетическую энергию. Происходящее в фурменной зоне эндотермическое окисление углерода кокса парами воды снижает температуру фурменных газов, уменьшая кинетическую энергию струи фурменного газа (рис. 4.72). Кроме того, окислительная зона при значительном увлажнении дутья несколько увеличивается за счет сохранения Н<sub>2</sub>О на большем расстоянии от фурмы по сравнению с СО<sub>2</sub>, что связано с кинетикой окисления углерода кокса парами воды.

Состав и расход вдуваемого в фурмы топлива оказывает существенное влияние на размеры окислительной зоны. Природный газ, начиная окисляться в пределах воздушной фурмы (а при его вдувании в со- плот — еще раньше), повышает температуру струи и ее расход, что зна-

Рис. 4.72. Зависимость кинетической энергии 1 и скорости дутья 2 от его влажности



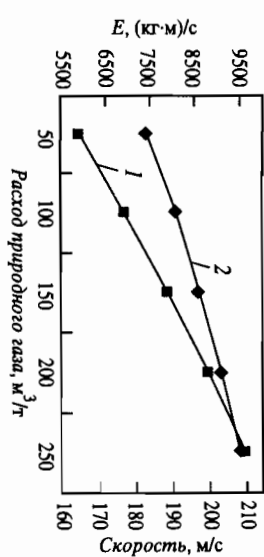


Рис. 4.73. Влияние расхода природного газа на кинетическую энергию 1 и скорость 2 истечения струи из фурмы

чительно увеличивает скорость истечения и кинетическую энергию истекающей из фурмы струи дутья и продуктов частичного сгорания природного газа (рис. 4.73). Все это приводит к увеличению размеров окислительной зоны. Образование в фурменной зоне значительного количества водяных паров — продуктов окисления водорода природного газа — увеличивает размеры окислительной зоны за счет  $H_2O$ , которая медленнее реагирует с углеродом кокса и сохраняется в фурменном очаге на значительно большем расстоянии, чем  $CO_2$ , что показали многочисленные зондирования фурменных зон на печах, работающих с вдуванием природного газа.

Используемый чаще всего в качестве жидкого топлива мазут вдувается подогретым и в смеси с паром для лучшей его дисперсации. Все это несколько увеличивает массу струи и кинетическую энергию. Кроме того, мазут при сгорании в фурменном очаге также образует много паров воды, которые по тем же причинам увеличивают размеры окислительной зоны (по содержанию  $H_2O$ ).

Пылеугольное топливо так же как и мазут, но в меньшей степени, увеличивает массу струи дутья и, следовательно, ее кинетическую энергию. На рис. 4.74 приведено изменение кинетической энергии струи дутья и скорости ее истечения из фурмы при увеличении расхода пылеугольного топлива (ПУТ) и мазута. Скорости истечения потоков дутья из фурм с ростом расходов мазута и ПУТ изменяются незначительно. Только принятие специальных мер, обеспечивающих воспламенение мазута и ПУТ внутри фурм или на входе в фурмы, приводит к значительному увеличению кинетической энергии струи на выходе из фурмы и ее скорости.

Однако практика показывает, что благодаря высокой удельной поверхности частичек ПУТ при попадании в фурменный очаг происходит их сгорание (даже неполное) с более высокой скоростью по сравнению с коксом. Это приводит к быстрому исчезновению окислителей в фурменной зоне и к резкому сокращению протяженности окислительной зоны, особенно при больших расходах вдуваемого угля.

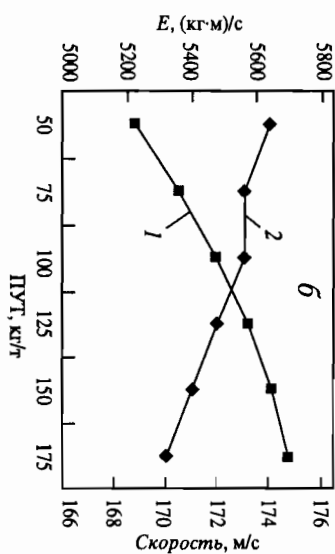
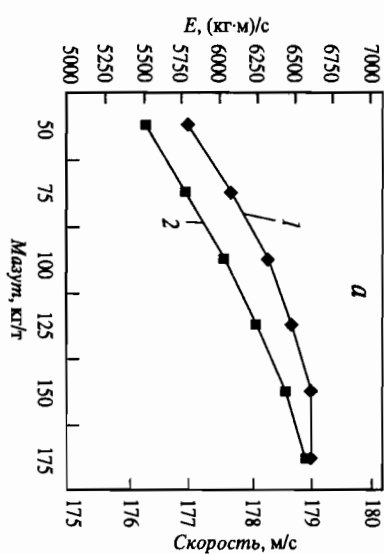
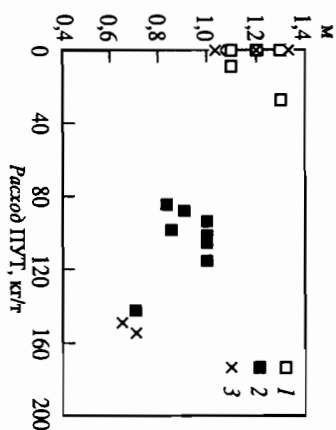


Рис. 4.74. Влияние расхода мазута (а) и пылеугольного топлива (б) на кинетическую энергию 1 и скорость 2 истечения струи дутья из фурмы

Это с отчетливостью подтверждается экспериментами на доменных печах с отбором проб кокса по методике ИРСИД по оси воздушных фурм на остановах печи.

На рис. 4.75 видно, что с увеличением расхода вдуваемого ПУТ от 0 до 150 кг/т протяженность зоны циркуляции кокса в фурменном очаге сократилась с 1300 до 600 мм. Подобное влияние расхода вдуваемого ПУТ на протяженность окислительной зоны — одна из основных причин затруднений доменной плавки с вдуванием большого количества этого топлива.

Крупность и пористость кусков кокса, поступающих в фурменный очаг, также влияют на размеры окислительной зоны, увеличивая ее с ростом размеров кусков и уменьшением их пористости. С этой точки зрения очевидно, что кокс с более высокой прочностью (показатель CSR 60–65% и более), куски которого сопротивляются на пути от колошника до фурменной зоны, способствует увеличению раз-



**Рис. 4.75.** Изменение проницаемости зоны циркуляции (м) в зависимости от расхода дутьевого ПУТ, кг/т  
1-3 — д.п. № 2 завода в Фос-сюр-Мер до 1993 г., диаметр фурмы 130 мм; та же печь, диаметр 140 мм; та же печь после 1995 г., диаметр фурмы 140 мм

меров окислительной зоны, что является одним из факторов, влияющих на улучшение работы доменных печей на коксе с высокой горючей прочностью.

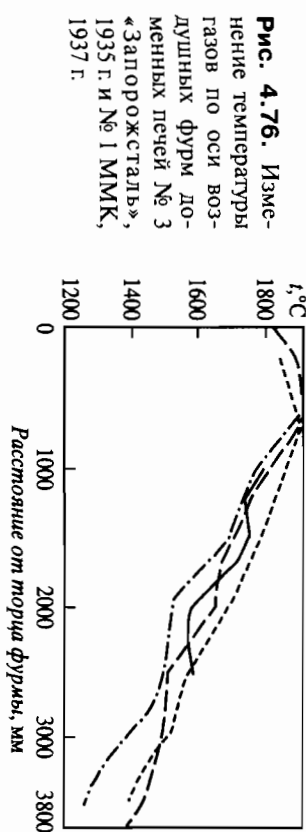
Как показали исследования Дж. Поверомо, довольно хорошие результаты дает применение следующей эмпирической модели, разработанной Эллиотом, для оценки глубины зоны циркуляции в доменной печи:

$$L = \frac{38,9 \cdot Q^2 \cdot T_d}{S_\phi \cdot P_\phi \cdot b_{ш} \cdot N \cdot N'} \quad (4.246)$$

где  $L$  — глубина проникновения зоны циркуляции от фурмы, дюйм;  $Q$  — расход дутья, куб. фут/мин;  $T_d$  — температура дутья, градус Реомюра;  $R$ ;  $S_\phi$  — площадь поперечного сечения внутреннего стакана фурмы на выходе, кв. дюйм;  $P_\phi$  — давление в фурменном очате,  $P_\phi = 0,6667(P_d - P_k) + P_k$ ;  $P_d$  — давление дутья,  $P_k$  — давление на колошнике;  $H$  — высота от оси фурмы до уровня засыпки, фут;  $N$  — число воздушных фурм;  $b_{ш}$  — насыпная масса кокса, фунт/куб. фут.

#### 4.7.7. Температура и давление газов в горне

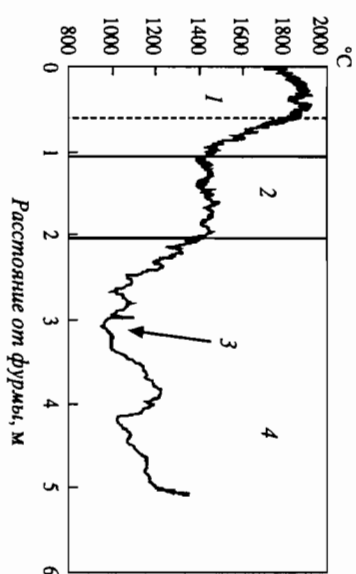
За пределы фурменных очатов вдоль оси воздушных фурм вследствие уплотнения структуры слоя за счет измельчения кокса и наличия в слое продуктов плавки проникновение струй газа от каждой фурмы ослабевает. Преодолевая сопротивление, газ теряет энергию и давление его по направлению к центру горна становится меньше. Одновременно снижается и температура газа в основном вследствие протекающих здесь эндотермических реакций восстановления окислов железа из шлака твердым углеродом коксовой насадки. Проведенные на ряде доменных печей измерения температуры газа по оси воздушных фурм показали идентичную картину (рис. 4.76). Давление



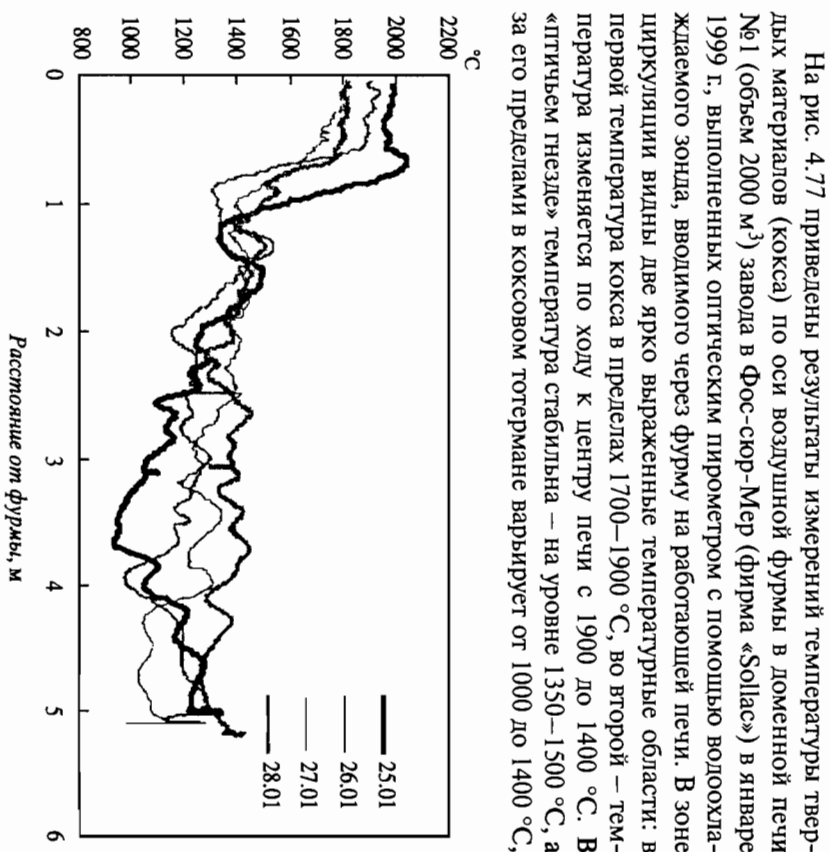
**Рис. 4.76.** Изменение температуры газов по оси воздушных фурм доменных печей № 3 «Запорожсталь», 1935 г. и № 1 ММК, 1937 г.

газа вдоль оси воздушной фурмы к центру печи, как правило, изменяется аналогично температуре газа.

Для нормальной отработки продуктов плавки и нормальной работы доменной печи при выплавке передельных чугунов температура в коксовом тотермане в центре горна не должна быть ниже 1350–1400 °С. В противном случае в центральной части коксового тотермана возможно образование вязких и полужастывших пластичных масс из продуктов плавки: конгломерат из кусков кокса и указанных негущих продуктов плавки. Это справедливо лишь для печей, не работающих с раскрытым центром (свободным от железорудных материалов) и имеющих небольшую глубину зумпфа (расстояние между осью чулунной летки и днищем лещади). На современных печах, оборудованных загрузочными устройствами с высокими регулируемыми возможностями распределения материалов по радиусу колошника, величина зумпфа на которых составляет не менее 20% диаметра горна, имеются предпосылки для создания в горне практически чистого коксового тотермана без наличия в нем железорудных материалов или жидких продуктов из них. Это можно обеспечить соответствующим распределением крупнокускового кокса в узкую центральную часть колошника без загрузки в нее железорудных материалов и формирования в результате из этого кокса коксового тотермана в горне. Высокий зумпф позволяет реализовать концепцию работы печи с «плавающей» коксовым тотерманом, способствуя повышению стойкости футеровки горна и облегчению отработки продуктов плавки. В этом случае центр коксового тотермана имеет более высокую проницаемость для газа в связи с отсутствием в нем железорудных материалов или их продуктов. Кроме того, в центре такого коксового тотермана более низкая температура газа не оказывает отрицательных воздействий на работу печи.



**Рис. 4.77.** Изменение температуры кокса по оси воздушной фурмы  
1 — зона циркуляции; 2 — «птичье гнездо»; 3 — холодная зона; 4 — коксовый тотерман



**Рис. 4.78.** Примеры температурных профилей по оси воздушной фурмы доменной печи после начала применения кокса с повышенной горючей прочностью

причем температурный минимум находится на расстоянии 3 м от фурмы, а максимум — в центре тотермана.

В конце января на печи стали применять кокс с повышенной горючей прочностью (показатель CSR), что с небольшим временным задерживанием ликвидировало холодную зону в тотермане (рис. 4.78). На рисунке отчетливо прослеживается динамика повышения температуры за птичьим гнездом в коксовом тотермане от 950–1200 °C до стабильных 1300–1450 °C. Применение кокса с повышенной горючей прочностью привело к снижению выхода коксовой мелочи при его движении от колошника к торну, увеличению средних размеров кусков кокса в тотермане, в результате повысилась газопроницаемость кокса и его разогрев.

#### 4.7.8. Окислительно-восстановительные процессы в горне

Помимо процессов горения топлива в горне доменной печи происходят процессы окисления элементов чугуна, стекающего по коксовой насадке над фурменными очагами, а также процессы повторного восстановления окисленных в фурменных очагах элементов и довосстановления оксидов железа из шлаковой фазы. В первую очередь из капелль чугуна, проходящих через окислительную зону, окисляются элементы с максимальным сродством к кислороду: углерод, кремний, марганец, фосфор и железо. Образующиеся оксиды металлов переходят в шлак, а затем, контактируя с углеродом кокса в горне, снова восстанавливаются или восстанавливаются частично. Протекание этих окислительно-восстановительных процессов в горне печи неоднократно подтверждено проведенными зондированиями горна с отбором проб жидких продуктов плавки. Проводились также зондирования с отбором проб на горизонтах распара и заплечиков через специальные шлюзовые устройства (кривая отношения объемов кислорода и азота в газе фурменной зоны и за ее пределами, т.е. в коксовом тотермане, см. на рис. 4.66). Как хорошо видно, в результате окисления элементов чугуна в фурменной зоне часть кислорода из газовой фазы переходит в жидкую фазу, при этом уменьшается отношение кислорода к азоту в газе. За пределами окислительной зоны при стекании первичного шлака по коксовой насадке происходит восстановление оксидов железа из шлака, а также частичное или полное восстановление окисленных элементов чугуна (за исключением углерода). В результате отношение кислорода к азоту повышается и превышает та-



ковое в дутье благодаря переходу в газ кислорода оксидов железа, восстанавливаемого из шлаковой фазы.

Поведение отдельных элементов в горне иллюстрирует рис. 4.79. Кремний восстанавливается и переходит в чугун выше уровня фурма, что подтверждается многочисленными исследованиями. В окислительной зоне он окисляется до уровня ниже содержания в конечном чугуна. За пределами окислительной зоны содержание кремния существенно выше его содержания в конечном чугуна. В горне печи кремний чугуна играет роль восстановителя.

Аналогично, но в гораздо меньшей степени, ведет себя марганец, который восстанавливается окончательно в металлоприемнике углеродом чугуна из шлака. Содержание марганца в пробах на уровне фурмы обычно ниже, чем в конечном чугуна.

Окончательное науглероживание чугуна происходит лишь в горне (см. рис. 4.79). На уровень фурм чугуна приходится с меньшим, чем в конечном чугуна, содержанием углерода, который и окисляется из чугуна, проходящего через окислительные зоны.

Железо до уровня фурм не успевает полностью восстановиться из шлака, и содержание оксидов железа в шлаке до уровня фурм составляет от 3 до 10%. Изменение содержания оксидов железа в пробах шлака, отобранных из фурмы вдоль окислительной зоны до ее границы, качественно повторяет изменение содержания  $\text{CO}_2$  в газе, составляя от 10–20% на расстоянии 100–200 мм от фурмы, до 40–43% (в некоторых экспериментах до 60–75%) в фокусе горения и затем уменьшаясь до 25–7,5% на границе окислительной зоны. За пределами окислительной зоны содержание оксидов железа в шлаке уменьшается, составляя несколько процентов. На коксовой насадке от уровня

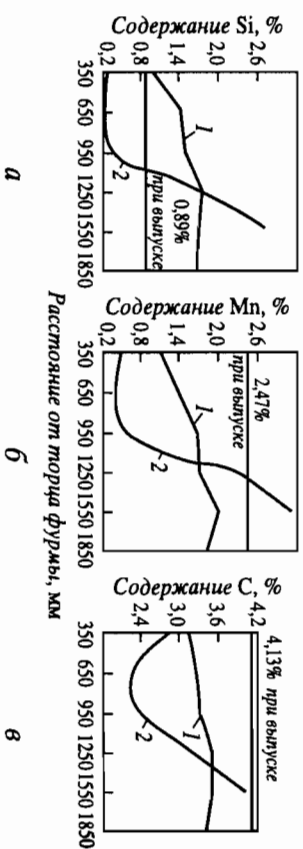
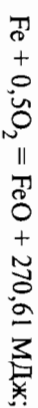


Рис. 4.79. Содержание элементов в пробах чугуна, отобранных из горна печи

1 — до окисления; 2 — то же, из окислительной зоны

фурм до металлоприемника железо из  $\text{FeO}$  шлака быстро восстанавливается до содержания  $\text{FeO}$  в конечном шлаке не более 0,5–0,7% при нормальной работе печи.

Окислительно-восстановительные процессы в горне печи способствуют «срабатыванию» кокса и коксовой мелочи в горне печи и обмену кокса в коксовой насадке, обеспечивая движение кокса в центре печи. С этой точки зрения они являются полезной составляющей доменной плавки. Тепловой баланс доменной печи при этом не нарушается, что видно из следующих примеров расчета тепловых эффектов реакций окисления и восстановления железа:



в окислительной зоне

под окислительной зоной или за ее пределами



Суммарный тепловой эффект этих двух реакций равен тепловому эффекту горения углерода до  $\text{CO}$ :  $270 - 152 = 117,94 \text{ МДж}$ .

#### 4.8. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ И ДВИЖЕНИЕ ШИХТЫ И ГАЗОВ В ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Наиболее часто употребляемым термином, который используется для качественной оценки работы доменной печи как в технологической документации, так и в широко публикуемой технической литературе, является термин «ход доменной печи», используемый не только в русском, но и в ряде европейских языков (*Vlast fuipase diving*, *Marche du haut fourneau*, *Nochofend et al.*). Термин включает различные составляющие общего понятия «доменный процесс», а именно: движение (опускание) шихтовых материалов в шахте до зоны плавления; конфигурацию, толщину и распространение по высоте печи зоны котезии—плавления; стекание жидких продуктов плавки по коксовой насадке в нижней части печи; движение кокса над фурменными очагами; движение продуктов плавки в горне печи во время выпуска; горение топлива в фурменных очагах и их протяженность; распределение и движение газов в печи от горизонта воздушных фурм до колошника.

Главные составляющие хода доменной печи — скорость и характер опускания шихтовых материалов, которые контролируются различ-

ными средствами. При характеристике хода печи довольно часто используется термин «скорость схода шихты». Рассмотрим основные факторы, определяющие характер и интенсивность движения шихтовых материалов, жидких продуктов плавки и газов в доменной печи.

#### 4.8.1. Движение шихтовых материалов и жидких продуктов плавки в печи

##### 4.8.1.1. Движение шихтовых материалов

Опускание шихтовых материалов в доменной печи с колошника в горн происходит под действием силы тяжести в противотоке с поднимающимися из горна газами — продуктами горения топлива в фурменных зонах и газообразных продуктов реакций прямого восстановления железа и трудновосстановимых элементов, протекающих за пределами фурменных зон. Опускание загружаемых на колошник шихтовых материалов происходит в связи с освобождением пространства в нижней части печи вследствие следующих основных процессов:

1. Окисление углерода кокса кислородом дутья и содержащихся в нем паров воды, а также кислородом оксидов железа, кремния, марганца и некоторых других элементов, которые восстанавливаются углеродом кокса.
2. Окисление углерода в реакции газификации  $C + CO_2 = 2CO$ .
3. Расход углерода на науглероживание железа и образование чугуна.
4. Расплавление железорудных материалов, флюсов и золы кокса с образованием чугуна и шлака, объем которых почти в 3,5 раза меньше объема материалов, из которых они образуются.

5. Механическая уминка сыпучих материалов в шахте доменной печи в результате перколяции\* мелких фракций агломерата и окатышей в свободные межкусковые промежутки в нижележащих слоях крупнокусковых материалов, преимущественно кокса.

Роль каждого из этих процессов в освобождении пространства в нижней части печи и в обеспечении за счет этого опускания материалов различна и непосредственно связана с условиями работы печи и характеристикой шихтовых материалов. Так, влияние процесса окисления кокса в реакциях горения и восстановления железа на скорость опускания материалов уменьшается пропорционально расходу вдува-

\* Перколяция — просачивание, проникновение шихтового материала в нижележащие слои.

емого в фурмы топлива и коэффициенту замены этим топливом кокса. Особенно сильно влияет на уменьшение скорости опускания материалов вдувание пылеугольного топлива с низким содержанием золы и летучих веществ, а также мазута. В минимальной степени влияет на скорость опускания материалов вдувание коксового газа, имеющего минимальный коэффициент замены кокса.

Уменьшение реакционной способности кокса и повышение его торачей прочности уменьшают роль второго фактора.

Уменьшение удельного расхода кокса и повышение содержания углерода в чугуне вследствие различных причин повышают значимость третьего фактора. Одновременное уменьшение удельного расхода кокса приводит к увеличению объемной доли железорудных материалов в шихте и повышает роль их плавления в опускании шихты. Однако повышение содержания железа в офлюсованной шихте и уменьшение выхода шлака вследствие этого действуют в противоположном направлении на скорость опускания шихты в печи.

Уменьшение объема шихтовых материалов в печи в результате механической уминки может достигать 12–16% в зависимости от состава доменной шихты и гранулометрического состава ее компонентов. Например, при работе печи на 100% окатышей, диаметр которых составляет 9–16 мм, а средний размер кусков кокса — 50–55 мм, состав шихты можно считать двухкомпонентным по размеру. Порозность\* шихты можно считать двухкомпонентным по размеру. Порозность\* двухфракционных смесей сыпучих материалов сферической формы экстремально уменьшается при приближении доли мелкого компонента к 30–35% (рис. 4.80).

В зависимости от расхода вдуваемого топлива рудная нагрузка\*\* на такой печи может составлять 3,5–5,2, а объемная доля окатышей (мелкого компонента) — 45–60%. В результате перколяции окатышей в нижележащие слои кокса порозность таких смесей может уменьшаться на 20–25%.

Агломерат — основной компонент в шихте большинства доменных печей — сам является многофракционным материалом, но средняя крупность кусков агломерата меньше крупности кусков кокса, и агломерат также может, просачиваясь в нижележащие слои кокса, образовывать промежуточные слои с пониженной порозностью. По данным В. П. Тарасова, проводившего эксперименты по определению пороз-

\* Порозность слои — отношение объема пустот в слое к объему слоев, является аналогом понятия «пористость куска».

\*\* Рудная нагрузка на кокс (или рудная нагрузка) — отношение массы загружаемых в печь рудных материалов к массе загружаемого кокса.

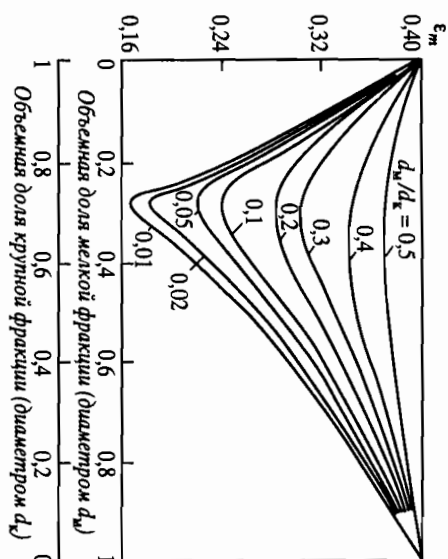


Рис. 4.80. Зависимость порозности слоев двухфракционной смеси сыпучих материалов от объемных долей и отношения диаметров кусков мелкой и крупной фракций

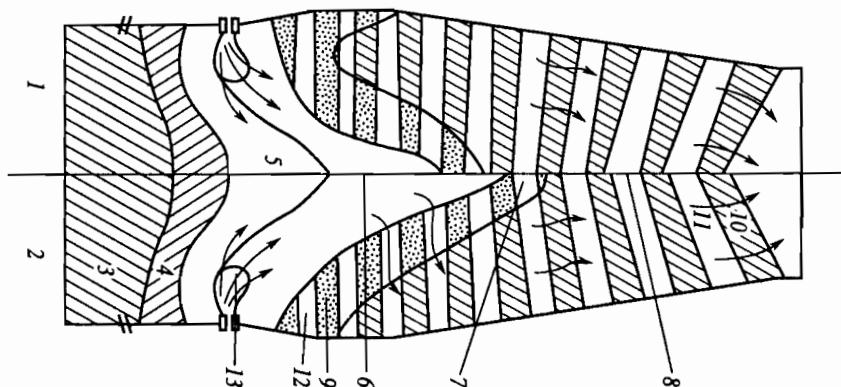
ности слоев из смесей агломерата и кокса. Минимум порозности таких смесей приходится на объемную долю агломерата в них, равную 45–50%. Такая доля агломерата отвечает значениям рудной нагрузки 3–3,2, характерной для печей, работающих на относительно бедном агломерате с низким расходом вдуваемого топлива.

В нижней части шихты после нагрева и частичного восстановления железорудных материалов от гематита до магнетита они разрушаются с образованием мелких фракций, которые также способны благодаря процессам перколяции уменьшать порозность слоев материалов, обеспечивая их механическую уминку. По результатам зондирования доменной печи завода в Фос-сюр-Мер (фирма Solias), проведенного ИРСИДом, на расстоянии 14 м под уровнем засыпки, в пробах, извлеченных из печи, при массовой доле агломерата 80% (включая кокс, руду и окатыши) 40% агломерата было представлено фракциями <2 мм, 25% — фракциями 2–5 мм и почти 15% — фракциями 5–10 мм. При общей доле окатышей в шихте около 8% больше половины их представлены фракциями >10 мм. Куски кокса крупностью >40 мм на этом горизонте составили только около 1/3 общей массы кокса. Этот эксперимент подтверждает сложный механизм уминки шихтовых материалов в доменной печи при их опускании от колошника до зоны плавления.

Рассмотрим основные факторы, влияющие на сход шихтовых материалов в доменной печи, с использованием схематичного изображения структуры столба шихты в печи от уровня засыпки до лещади (рис. 4.81).

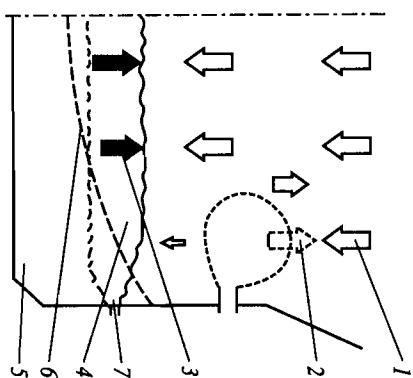
Рис. 4.81. Схематичная структура столба и основные зоны в доменной печи при двух различных конфигурациях зоны коктезии

1 — W-образная зона коктезии; 2 — V-образная зона коктезии; 3 — чулун; 4 — шлак; 5 — зона неподвижного слоя кокса (коксовый тотерман); 6 — зона подвижного слоя кокса (подвижная коксовая насалка); 7 — зона коктезии; 8 — зона кусковых материалов («сухая» часть шихты); 9 — слой железорудных материалов в пластичном состоянии в зоне коктезии; 10 — слой кусковых железорудных материалов в сухой части шихты; 11 — слой кокса в сухой части шихты; 12 — слой кокса в зоне коктезии («коксовые окна»); 13 — зона циркуляции



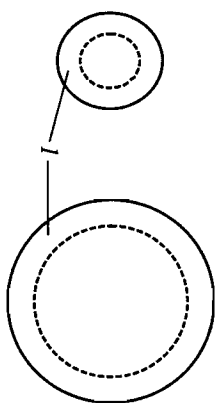
Силе тяжести, под действием которой происходит опускание шихтовых материалов в доменной печи, противодействуют по меньшей мере три силы, противоположно направленные: сила трения шихтовых материалов о стенки печи; подъемная сила газового потока, поднимающего столб шихты и теряющего свою потенциальную энергию на противодействие опусканию шихты; подъемная сила жидких продуктов плавки (Архимедова сила). Последняя всегда присутствует на доменных печах с большой глубиной зумфа, работающих с большими временными интервалами между выпусками (печи с «плавающим» коксовым тотерманом). Схема баланса сил, действующих на коксовый тотерман в нижней части печи (по Дж. Поверомо), приведена на рис. 4.82.

На положение коксового тотермана относительно дна лещади значительно влияние оказывает отношение диаметров горна и внешней границы торообразной зоны циркуляции в горне. При примерно

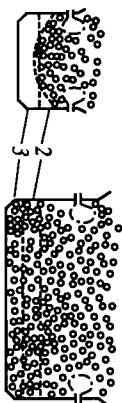


**Рис. 4.82.** Схема баланса сил, действующих на «плавающий» коксовый тотерман в нижней части печи  
1 — сила тяжести столба шихты; 2 — подъемная сила газового потока; 3 — подъемная сила жидких продуктов плавления; 4 — шлак; 5 — металл; 6 — граница проникновения коксового тотермана в жидкие продукты плавления; 7 — чулковая летка

одинаковой протяженности зоны циркуляции в глубь горна относительно площади поперечного сечения кольцевой зоны циркуляции (по отношению к площади горна) увеличивается с уменьшением диаметра горна. Уменьшение давления газа от фурм к центру печи уменьшает подъемную силу газов в направлении от границ зоны циркуляции к центру печи. В результате на печках с меньшим диаметром горна действие этой силы в большей мере противодействует опусканию коксового тотермана в центре печи на днище лещади. На печках с большим диаметром горна подъемная сила газов в центральной зоне печи существенно меньше, чем на периферии, и это позволяет коксовому тотерману опускаться на днище лещади, особенно при недостаточной глубине зумпфа (рис. 4.83).



**Рис. 4.83.** Положение коксового тотермана в горне в зависимости от его диаметра



1 — зона циркуляции; 2 — шлак; 3 — металл

По мере накопления продуктов плавки в горне после окончания очередного выпуска на печках с «плавающим» тотерманом величина подъемной силы жидких продуктов плавления, действующая на коксовый тотерман, возрастает, что приводит к его подъему. В результате скорость опускания материалов в печи заметно уменьшается не только за счет этой

противодействующей силы, но и за счет того, что в фурменных очагах при этом начинает сторгать часть кокса, поступающего в них из коксового тотермана снизу. Это приводит к уменьшению сторания в фурменных очагах кокса, поступающего в них сверху.

На печках с малой глубиной зумпфа и большим диаметром горна (с «сидящим на лещади» тотерманом при любом уровне жидких продуктов в горне) или на печках с большой глубиной зумпфа (с «плавающим» тотерманом), но работающих с незначительными временными интервалами между выпусками (практически с непрерывным выпуском), данная сила почти отсутствует.

В результате взаимодействия указанных сил опускание или сход шихты происходит только тогда, когда сила тяжести столба шихты превышает сумму всех трех перечисленных выше сил. Разность между силой тяжести столба шихты  $P$  и суммой указанных трех сил получила название «активный вес шихты»:

$$P_a = P - (F_1 + F_2 + F_3), \quad (4.247)$$

где  $P_a$  — активный вес шихты;  $F_1$  — сила трения шихтовых материалов о стенки печи;  $F_2$  — подъемная сила газового потока;  $F_3$  — подъемная сила жидких продуктов плавления (Архимедова сила).

Сила тяжести столба шихты в доменной печи ( $P$ ) ориентировочно может быть вычислена как произведение интегральной насыпной плотности шихтовых материалов ( $\rho_m$ ) по всей высоте печи — от уровня засыпки до верхней границы коксового тотермана на объем столба шихтовых материалов ( $V_m$ ) в указанных пределах:

$$P = \rho_m \cdot V_m. \quad (4.248)$$

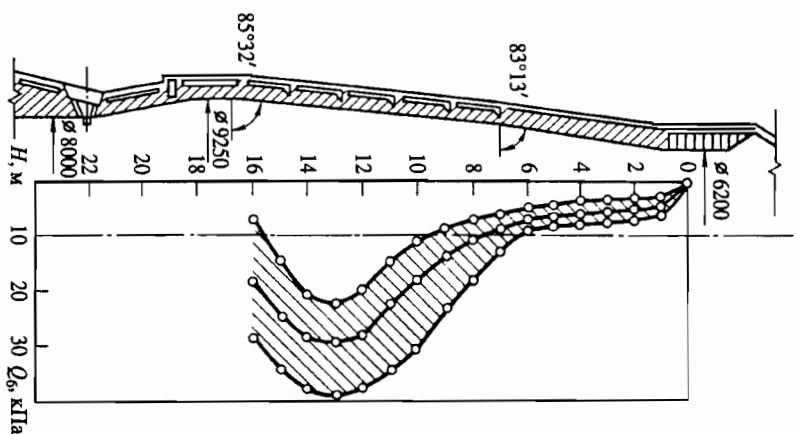
Сила трения (полная работа сил трения)  $F_1$  может быть представлена в виде суммы работы сил внешнего (о стенки печи) трения  $F_c$  и внутреннего трения  $F_v$  сыпучих материалов при их опускании:

$$F_1 = F_c + F_v. \quad (4.249)$$

Для высоких и узких сосудов, к которым условно можно отнести доменную печь, сила внешнего трения ( $F_c$ ) определяется величиной бокового давления ( $Q_b$ ) и коэффициентом трения сыпучего материала о стенки ( $f_1$ ):

$$F_c = Q_b f_1. \quad (4.250)$$

В свою очередь, сила трения материалов о стенки оказывает решающее влияние на величину и распределение бокового давления шихты на стенки печи. Распределение бокового давления шихты по высо-



**Рис. 4.84.** Характер изменения бокового давления шихты на стенки печи по ее высоте при различных условиях плавки

силы газового потока. При постоянных параметрах дутья и воздуха *подъемная сила газового потока определяется интегральной порозностью или газопроницаемостью стога шихтовых материалов в печи*, т.е. она зависит от двух комплексных факторов — распределения шихтовых материалов по радиусу и окружности печи и качества шихтовых материалов, т.е. от их исходного гранулометрического состава, холодной и горячей прочности. Последние характеристики шихтовых материалов и кокса влияют на изменения гранулометрического состава и средней крупности кусков материалов при их движении в печи от колошника до зоны плавления и горна.

Таким образом, перепад давлений ( $P_d - P_k$ ), определяющий подъемную силу газового потока, при постоянстве параметров газового

те доменной печи № 1 ОАО «НТМК» при выплавке ванадиевого чугуна, по экспериментальным данным Б.А. Марусевского, Н.Н. Бабарыкина и В.С. Новикова, приведено на рис. 4.84.

В условиях работающей печи подъемная сила газового потока равна произведению потери давления газа от фурм до колошника на эквивалентную площадь поперечного сечения печи:

$$F_2 = (P_d - P_k) S_3, \quad (4.251)$$

где  $S_3$  — частное от деления объема доменной печи на ее высоту в пределах от уровня воздушных фурм до уровня засыпки шихты;  $P_d$  — давление дутья;  $P_k$  — давление колошникового газа.

При относительном постоянстве сил  $F_1$  и  $F_3$  (за исключением  $F_1$  при наличии в печи настывлей и  $F_3$  в случае работы печи с плавающим тотерманом) активный вес шихты зависит исключительно от подъемной

потока в печи зависит от распределения шихтовых материалов по сечению печи и их гранулометрического состава, изменяющихся по высоте печи.

При интенсивной работе доменной печи этот перепад поддерживает на максимальном уровне при максимально возможном давлении газа на колошнике, не допуская при этом канальных продувов газа и «кипения» шихты на колошнике.

По причинам организационного или технического характера иногда возникает необходимость временно уменьшить интенсивность работы печи без ее останова. В таких случаях интенсивность хода печи уменьшают, снижая давление газа на колошнике и расход дутья. Такая работа доменной печи характеризуется как работа печи в «полхода» (или «тихий ход»)\*.

#### 4.8.1.2. Движение жидких продуктов плавки в печи

Образование жидких продуктов плавки — чугуна и шлака — происходит в зоне когезии, из которой шлак и чугун под действием сил тяжести стекают в горн по извилистым каналам в коксовой насадке. При этом чугун, обладающий большей плотностью ( $7,8 \text{ т/м}^3$ ) по сравнению со шлаком ( $2,6 \text{ т/м}^3$ ) и меньшей вязкостью, стекает быстрее шлака. Первый жидкий железистый шлак, стекая по каналам между кусками кокса, при контакте с ними реагирует с углеродом кокса. На пути от зоны когезии до металлоприемника происходит окончательное восстановление железа из оксидов шлака.

Скорость стекания жидких продуктов плавки в металлоприемник определяется порозностью коксового тотермана и вязкостью шлака. В металлоприемнике движение продуктов плавки происходит только во время их выпуска из летки и траектории движения потоков чугуна и шлака при этом зависят от степени погружения коксового тотермана в жидкие продукты плавки. По Джозефу Поверомо, траектории движения потоков жидких продуктов плавки при «плавающем» тотермане и «сильшем на летке» тотермане приведены на рис. 4.85.

Режим выпуска продуктов плавки, их свойства и проникаемость коксового тотермана оказывают большое влияние на характер выпуска. Основными факторами, которые определяют дренаж шлака через коксовый тотерман во время выпуска, являются: крупность кусков кокса ( $D_k$ ) и порозность слоя кокса ( $\epsilon_k$ ) в тотермане; высота слоя шла-

\* Полхода — снижение расхода дутья в 2 раза, тихий ход — снижение расхода дутья до 10–15% от нормального.



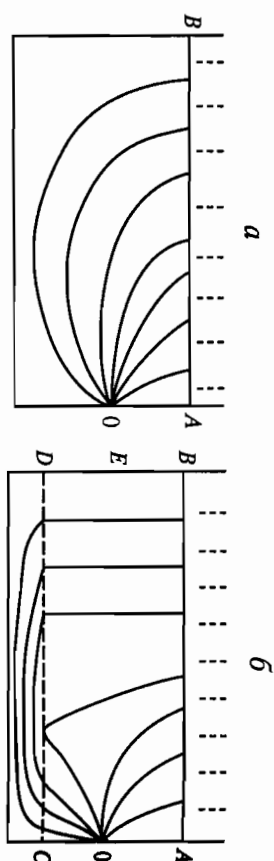


Рис. 4.85. Траектории движения продуктов плавки в металлотириазе во время выпуска при «сидящем на лещади» коксовом тотермане (а) и при «плавающем» тотермане (б)

ка ( $H_{ш}$ ), оставшегося в горне после предыдущего выпуска; вязкость ( $\eta_{ш}$ ) и плотность шлака ( $\rho_{ш}$ ); скорость движения потока шлака ( $V_{ш}$ ) во время выпуска; диаметр горна ( $D_r$ ). Согласно результатам японских исследователей Т. Фукутаке и К. Окабе, количественный критерий легкости выхода шлака из печи во время выпуска продуктов плавки может быть выражен как произведение

$$\frac{\varepsilon_{ш}^2}{1 - \varepsilon_{ш}^2} D_r \frac{\rho_{ш} H_{ш}}{V_{ш} \eta_{ш}} \frac{1}{D_r}. \quad (4.252)$$

Из выражения (4.252) следует, что легкому выходу шлака из печи во время выпуска способствуют: максимальная порозность слоя и крупность кусков кокса в коксовом тотермане, максимальные высота слоя и плотность шлака, минимальная вязкость шлака, а также минимальная скорость движения потока шлака во время выпуска. С увеличением диаметра горна выход шлака из печи затрудняется.

#### 4.8.2. Газопроницаемость столба шихты и движение газов в печи

##### 4.8.2.1. Газопроницаемость столба шихты

Движение газов в печи происходит в противотоке с опускающимся столбом шихты через множество каналов сложной конфигурации в этом столбе, образуемых пустотами между отдельными кусками шихтовых материалов различной крупности. Столб шихты в доменной печи имеет довольно сложную структуру (см. рис. 4.81), в нем находятся зоны с разным агрегатным состоянием шихтовых материалов.

Газопроницаемость слоя в этих зонах определяется различными факторами.

Верхняя часть столба шихтовых материалов, занимающая максимальный объем, включает сыпучие материалы, находящиеся только в твердом состоянии. Газопроницаемость слоя таких материалов обычно оценивают с помощью известного уравнения С. Этана (S. Egan), определяющего потери давления в слое сыпучих материалов в зависимости от характеристики газового потока. Для турбулентного режима движения газов, характерного для доменной печи, уравнение Этана имеет вид

$$\frac{\Delta P}{H} = 1,75 \frac{(1 - \varepsilon) G^2}{(\varepsilon^3 \cdot D_s \cdot \Phi \cdot \rho_g)}, \quad (4.253)$$

где  $\Delta P$  — потери давления в слое, Па;  $H$  — высота слоя, м;  $\varepsilon$  — порозность слоя, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;  $G$  — поток газа, м<sup>3</sup>/с;  $\rho_g$  — плотность газа, кг/м<sup>3</sup>;  $D_s$  — эквивалентный диаметр кусков слоя, м;  $\Phi$  — коэффициент формы кусков, количественно характеризующий степень приближения формы кусков к форме сферы.

Эквивалентный диаметр кусков является в основном функцией удельной поверхности кусков и в большей мере отражает влияние мелких фракций на газопроницаемость слоя, чем средний диаметр кусков. Эквивалентный диаметр кусков рассчитывается по формуле

$$D_s = \frac{\sum (X_i \cdot D_i)}{\sum X_i}. \quad (4.254)$$

Преобразовав уравнение (4.253), можно получить фактор, или коэффициент газопроницаемости ( $K$ ), слоя сыпучих материалов в следующем виде:

$$K = \frac{G^2 / \rho_g}{P / H} = 0,57 \left[ \frac{(\varepsilon^3 \cdot \Phi \cdot D_s)}{(1 - \varepsilon)} \right]. \quad (4.255)$$

Отношение  $(1 - \varepsilon) / (\varepsilon^3)$  оказывает самое большое влияние на потери давления в слое и на фактор газопроницаемости  $K$ , в связи с чем это отношение называют коэффициентом, или фактором, сопротивления слоя. На рис. 4.86 показана зависимость этого фактора от величины пороз-



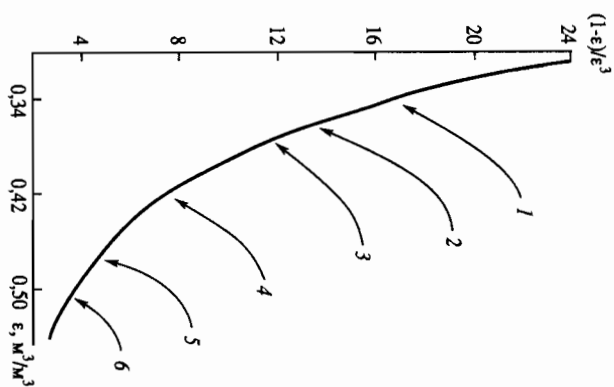


Рис. 4.86. Зависимость фактора сопротивления слоя от его порозности для различных сыпучих материалов: 1 — смесь шаров двух различных диаметров; 2 — шары одного диаметра; 3 — рудная смесь; 4 — однокфракционная руда; 5 — агломерационная смесь; 6 — однокфракционный агломерат

менной плавки, определяющие их поведение на поверхности засыпки в печи, и упомянутые выше газодинамические характеристики слоя этих материалов приведены в табл. 4.23.

Газопроницаемость стога шихтовых материалов в доменной печи, как видно из его структуры (см. рис. 4.81), определяется не только газодинамическими характеристиками шихтовых материалов (гранулометрический состав, крупность и порозность слоя), в большей мере она зависит от расположения слоев этих материалов, т.е. от структуры стога шихты, которая, в свою очередь, зависит от расположения по высоте печи и толщины зоны котезии. На рис. 4.88 приведены четыре характерных типа формы зоны котезии, имеющих место в доменных печах при различном характере распределения материалов и газов по радиусу печи и различных свойствах железорудных материалов.

ности слоев, образованных различными материалами.

На рис. 4.87 приведена зависимость относительных потерь давления от объемной доли мелкой фракции в слоях двухфракционных смесей сферических материалов при расположении их в виде равномерных смесей и отдельными слоями.

При последнем расположении двух фракций различного диаметра относительно потерь давления в стоге шихты линейно увеличиваются с увеличением объемной доли мелкой фракции, что связано с увеличением суммарной порозности частиц и, соответственно, с увеличением работы газа на преодоление сил трения при прохождении потока газа через слой.

Расчетные и экспериментальные характеристики реальных шихтовых материалов до-

Рис. 4.87. Зависимость относительных потерь давления от объемной доли мелкой фракции в слое двухфракционной смеси сферических тел при их размещении в смеси и по отдельности

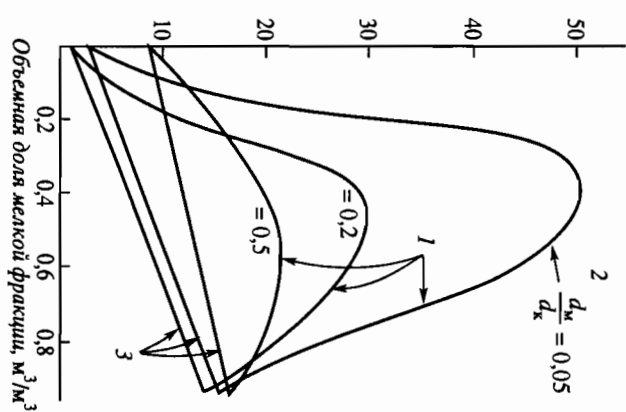


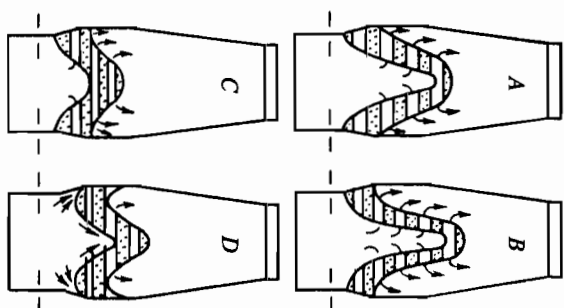
Таблица 4.23

Характеристики некоторых шихтовых материалов доменной плавки

Показатель	Металлургический кокс	Скиповой кокс	Коксовый орешек	Окатыши	Агломерат	Доломит
Угол естественного откоса, град.	36—44	40,44	36—40	28—32	32—36	36—38
Порозность слоя	0,48	0,50	0,50	0,36	0,53	0,41
Эквивалентный диаметр кусков	1,66	2,10	0,75	0,45	0,4	1,0
Фактор формы	0,72	0,72	0,72	0,92	0,44	0,87
Коэффициент газопрооницаемости**	0,14	0,215	0,076	0,017	0,031	0,058

\* В люймах.

\*\* Рассчитан по формуле (4.255).



**Рис. 4.88.** Характерные формы зоны котезии и схема движения газовых потоков в печи  
 А – V-образная форма при широком центральном газовом потоке и с широким температурным интервалом размягчения железорудных материалов;  
 В – V-образная форма при узком центральном потоке газов и узком интервале температур размягчения железорудных материалов; С – практически горизонтальная форма при незначительно развитом центральном потоке газов и широким интервале температур размягчения железорудных материалов; D – W-образная форма при широком интервале температур размягчения железорудных материалов

Хорошо видно, что суммарная площадь «кокосовых окон» в зоне котезии максимальна в случае В, т.е. при узком центральном газовом потоке и вытянутой V-образной форме, которая обеспечивает максимальную газопроницаемость в этой зоне. Малый интервал температур размягчения железорудных материалов в данном случае сокращает длину «кокосовых окон», что также способствует повышению газопроницаемости зоны. Преимуществом такой формы и размеров зоны котезии является также отдаленность от стен высокотемпературных газовых потоков, что сокращает потери тепла с охлаждающей водой и снижает расход кокса.

Минимальная газопроницаемость зоны котезии имеет место в случае С – при практически горизонтальной форме. Случаи А и D занимают по газопроницаемости зоны котезии промежуточное положение, причем очевидно, что из этих двух форм, с точки зрения обеспечения максимальной газопроницаемости и минимальных тепловых нагрузок на стены печи, предпочтительнее вариант А, т.е. вариант с V-образной формой и центральным газовым потоком.

#### 4.8.2.2. Движение газов и контроль за их распределением по сечению печи

Характер движения газовых потоков в доменной печи, образующихся в основном в фурменной зоне, схематично показан на

рис. 4.81. В зоне сухой шихты газ движется в противотоке с опускающимся столбом шихтовых материалов, проходя сквозь него через многочисленные узкие каналы сложной конфигурации, образующиеся в дискретно движущемся слое шихтовых материалов. Дискретность опускания шихты в шахте достоверно доказана путем инструментальных измерений как на работающих доменных печах, так и на холодных физических моделях.

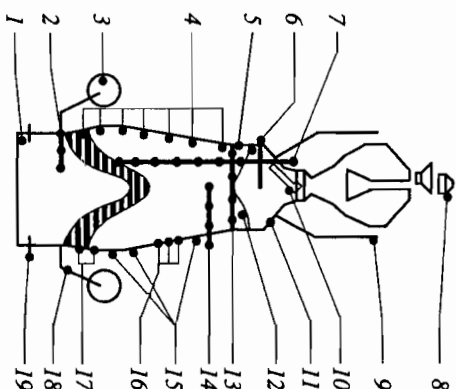
Пронизывая столб шихты, газ нагревает шихтовые материалы и осуществляет работу по восстановлению оксидов железа. Объем этой работы определяется объемом сухой зоны материалов в печи и характером их распределения по радиусу, т.е. формой зоны котезии. Таким образом, эффективность противоточного теплообмена и противоточного массообмена в сухой зоне доменной печи определяется характером распределения газов по радиусу печи, который полностью зависит от структуры столба шихты. В связи с этим контроль за распределением газов по радиусу и окружающей печи имеет первостепенное значение для оптимизации хода доменной печи, т.е. для достижения максимально высоких технико-экономических показателей работы печи по заданным критериям (производительность, суммарный расход топлива, расход кокса, себестоимость чугуна) и при заданных ограничениях.

Для контроля за распределением газов и шихтовых материалов по радиусу и окружающей доменной печи современное мировое доменное производство имеет в наличии достаточно большой арсенал специальных средств контроля и измерений, разработанных как в России, так и за рубежом. На рис. 4.89 представлена высокооснащенная средствами контроля и измерений доменная печь № 1 завода в Шведлерне (фирма «Thyssen Kuppel Stahl»); схема отражает современную концепцию контроля для оценки распределения материалов, потоков газов и температуры по радиусу и окружающей доменной печи.

Кроме представленных, на некоторых доменных печах в целях периодического контроля распределения параметров газового потока и отбора проб используют зонды в середине шахты и в распаре печи, а также средства контроля температуры газа в фурменных очагах.

Для периодических разовых измерений используются зонды для контроля температуры и состава газа по оси воздушных фурм и гибкие вертикальные зонды для измерения температуры и определения состава газа по высоте печи в различных радиальных сечениях, опускающиеся вместе с шихтой. Такие зонды позволяют экспериментально определять положение и форму зоны котезии.

Принципиально новым средством измерения структуры столба шихты по радиусу и высоте в шахте доменной печи, позволяющим



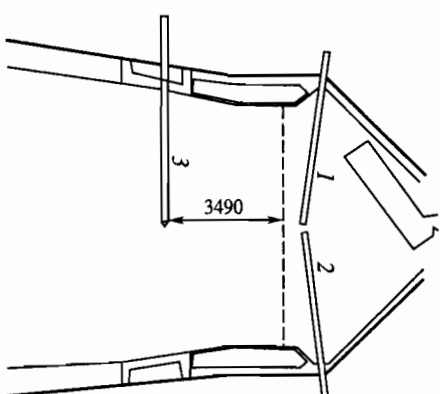
**Рис. 4.89.** Специальные средства контроля и измерений для оценки распределения материалов, параметров газового потока и температуры по высоте, радиусу и окружающей д.п. № 1 завода в Швейцарии

1 – температура леща; 2 – зонд для отбора проб и измерения температуры газа по оси воздушной фрумы; 3 – параметр дутья: расход, давление, состав, температура; 4 – распределение давления по высоте шахты, состав периферийного газа; 5 – температура периферийных газов по окружающей печи; 6 – распределение температуры газа по радиусу над уровнем засыпки (стационарный зонд); 7 – вертикальный зонд для контроля температуры по высоте печи; 8 – контроль массы, химического и гранулометрического составов шихтовых материалов; 9 – анализ коллоидного газа; 10 – лотковый распределитель шихты; 11 – инфракрасная камера для измерения распределения температуры на поверхности шихты; 12 – контроль скорости опускания шихты; 13 – магнетометр (стационарная балка для контроля слоев железорудных материалов); 14 – зонд для отбора проб газа и измерения температуры; 15 – система контроля потерь тепла с охлаждающей водой; 16 – контроль температуры огнеупорной кладки; 17 – контроль температуры питтовых холодильников; 18 – контроль расхода дутья по фрумам; 19 – состав и температура чулуна и шлака

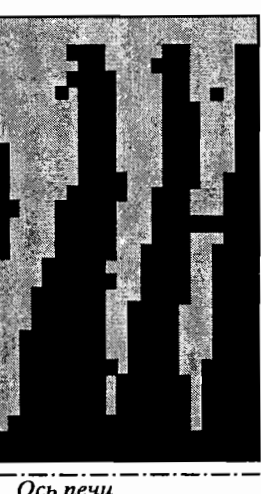
эффективно контролировать распределение материалов и газов по радиусу печи, является разработанная в Московском институте стали и сплавов зондовая автоматическая сканирующая система. Работавшие макеты этой системы были установлены на доменных печах № 5 и № 1 ОАО «Северсталь», а первый промышленный образец системы (МИСИС-DDS) создан совместно с фирмой «Данго Дипенталь» и установлен на доменной печи № 5 завода «Экошталь» (Германия).

Схема расположения зонда автоматической зондовой сканирующей системы и стационарных зондов для измерения температуры газов над уровнем засыпки на этой печи приведена на рис. 4.90. На рис. 4.91 представлена структура столба шихты по результатам измерения с помощью автоматической зондовой сканирующей системы конструкции

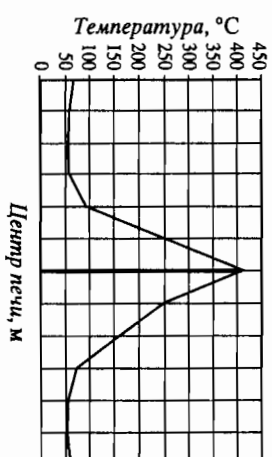
**Рис. 4.90.** Схема расположения стационарных зондов для измерения температуры газов над уровнем засыпки (1, 2) и подвижного зонда (3) автоматической зондовой сканирующей системы МИСИС-DDS на д.п. № 5 завода «Экошталь» (пунктиром показан максимальный уровень засыпки)



**Рис. 4.91.** Структура столба шихты под уровнем засыпки от периферии к центру печи (слева направо) по результатам измерения ее автоматической зондовой сканирующей системой МИСИС-DDS

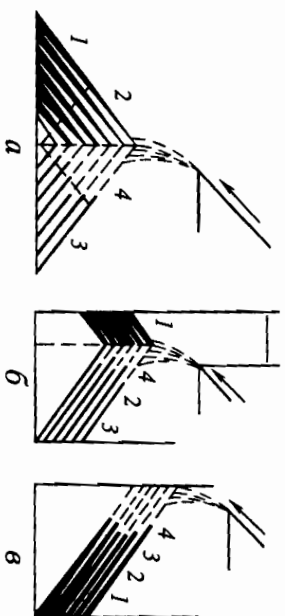


**Рис. 4.92.** Кривые температуры газов над уровнем засыпки при структуре столба шихты, представленной на рис. 4.91



МИСИС-DDS. На рис. 4.92 дана схема температуры газов над уровнем засыпки при структуре столба шихты, приведенной на рис. 4.91.





**Рис. 4.94.** Распределение материалов и их сепарация по крупности при сыпани с конуса при различном расположении гребня материала (вершины конуса) от стенки колошника  
1, 2, 3, 4 — крупность кусков материала в порядке убывания

емых на этих устройствах перечисленных выше параметров режима загрузки конусные устройства не могут обеспечить оптимальную неравномерность распределения материалов по радиусу печи, при которой в осевой зоне печи создается минимальная или даже нулевая рудная нагрузка на кокс. Кроме того, непременным следствием загрузки материалов в печь с большого конуса является их сепарация по крупности, которая оказывает очень большое влияние на радиальную газопроницаемость образующихся слоев материалов. Схему сепарации материалов по крупности при различном расположении от стенки колошника места падения материалов на поверхность засыпи иллюстрирует рис. 4.94.

Вторым типом загрузочных устройств, достаточно широко применяемых на доменных печах, являются конусные загрузочные устройства в комплекте с подвижными колошниковыми плитами, играющими роль распределителя шихты. В отличие от обычных конусных загрузочных устройств конусные устройства с подвижными колошниковыми плитами, имеющими индивидуальные или групповые приводы, позволяют более эффективно регулировать распределение материалов по радиусу колошника и обеспечивают возможность загрузки кокса в центральную зону колошника. Схема движения материалов при сыпании с большого конуса с помощью подвижных колошниковых плит приведена на рис. 4.95.

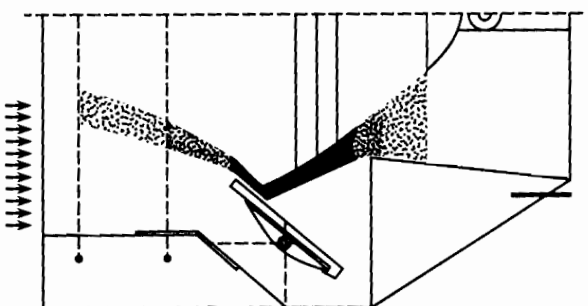
При использовании таких загрузочных устройств удается достигать оптимальной неравномерности распределения материалов по радиусу печи. Однако основная часть этих загрузочных устройств (конусные затворы) не позволяет повышать давление на колошнике выше 150 кПа (избыточное), что ограничивает производительность пе-

чей и уменьшает предел использования газа в печи. Естественно, что при загрузке материалов устройствами с подвижными плитами явление сепарации их по крупности, описанное выше, полностью сохраняется.

Революцию в расширении функциональных возможностей распределения шихтовых материалов по радиусу печи слепали *бесконусные загрузочные устройства (БЗУ) с вращающимся лотковым распределителем шихты*.

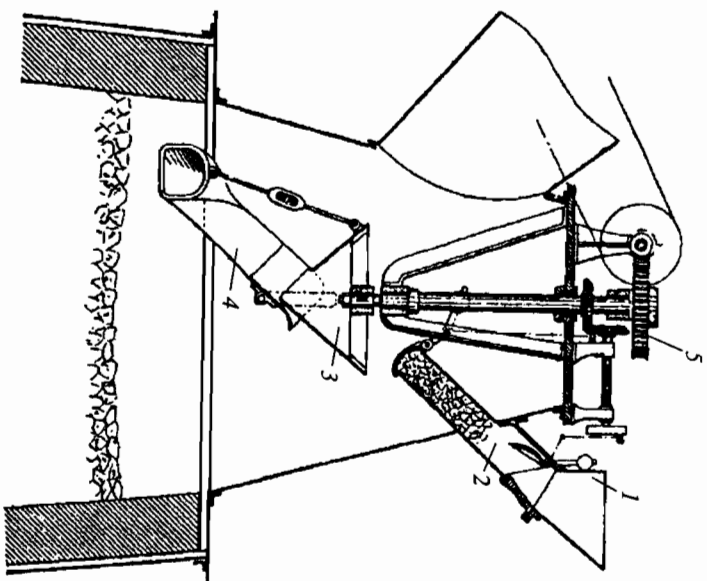
Первое бесконусное загрузочное устройство с вращающимся распределителем шихты запатентовал в Германии в 1890 г. Ф. В. Люрман (рис. 4.96). Угол наклона вращающегося лотка в устройстве Люрмана можно было регулировать. В СССР бесконусное загрузочное устройство было предложено А. П. Любимовым и Е. Н. Тихомировым в 1950 г. Устройство включает бункер с двумя верхними шихтовыми клапанами (загрузка скипами), центральную текучую с шихтовым и газовым затворами и вращающийся распределитель шихты в виде двух или четырех симметрично расположенных лотков, на которые шихта поступает из вращающейся вместе с ними центральной приемной цилиндрической воронки. Регулирование распределения шихты по радиусу в данном устройстве осуществляется изменением скорости вращения лотков.

Принципиальные основные технические решения (приемный бункер, шихтовый и газовый затворы клапанного типа, центральная текучая, вращающийся распределительный лоток для подачи материала на поверхность засыпи, регулирование угла наклона лотка) двух описанных выше загрузочных устройств (Люрмана и Любимова-Тихомирова) нашли применение в бесконусном загрузочном устройстве с вращающимся лотковым распределителем шихты конструкции фирмы «Paul Wirtz» (Люксембург), разработанном в 1972 г. Это загрузочное устройство в настоящее время применяется более чем на 200 доменных печах различных стран (в России это доменные печи № 5, № 6 ОАО «НЛМК» и № 5 ОАО «Северсталь»).



**Рис. 4.95.** Схема движения материалов при их загрузке в центральную зону печи с помощью подвижных колошниковых плит



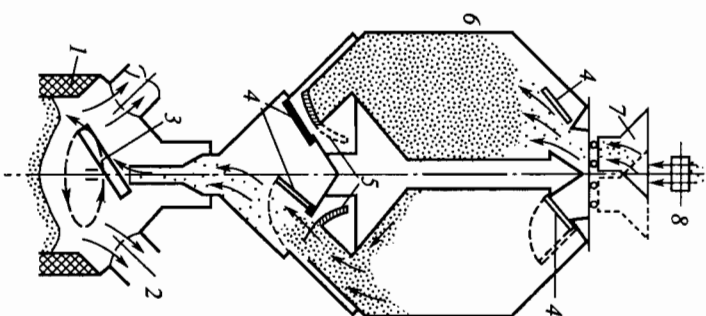


**Рис. 4.96.** Загрузочное устройство с вращающимися лотком конструкторки Ф. В. Люрмана (Германия)  
1 — приемная воронка; 2 — промежуточный бункер; 3 — приемная воронка вращающегося лотка; 4 — вращающийся распределительный лоток; 5 — привод вращения лотка

Схема двухтрактового бесконусного загрузочного устройства с вращающимися лотковым распределителем шихты приведена на рис. 4.97. Изменение угла наклона вращающегося распределительного лотка во время высыпания материалов в печь дает возможность осуществлять следующие режимы подачи материалов на поверхность засыпки: кольцевой, спиральный, секторный и точечный. Применяя различные режимы загрузки порций железорудных материалов и кокса в цикле подачи, можно обеспечить любое распределение рудной нагрузки по радиусу печи. Однако загрузка материалов с лотка одной струей оказывает значительное динамическое воздействие на поверхность засыпки в печи, деформируя ее, особенно при загрузке железорудных материалов, в частности окатышей, на поверхность кокса. В этом случае наблюдается явление «коллапса» кокса, т. е. отбрасывание его на периферию, что необходимо учитывать при подборе систем загрузки материалов этим аппаратом. Кроме того, при загрузке одной струей имеет место сегрегация материалов по крупности относительно вершины конуса, форма которого имеет поперечное сечение каждого колца материалов, образованного при его сыпании с вращающегося лотка.

**Рис. 4.97.** Схема бесконусного загрузочного устройства с лотковым распределителем шихты

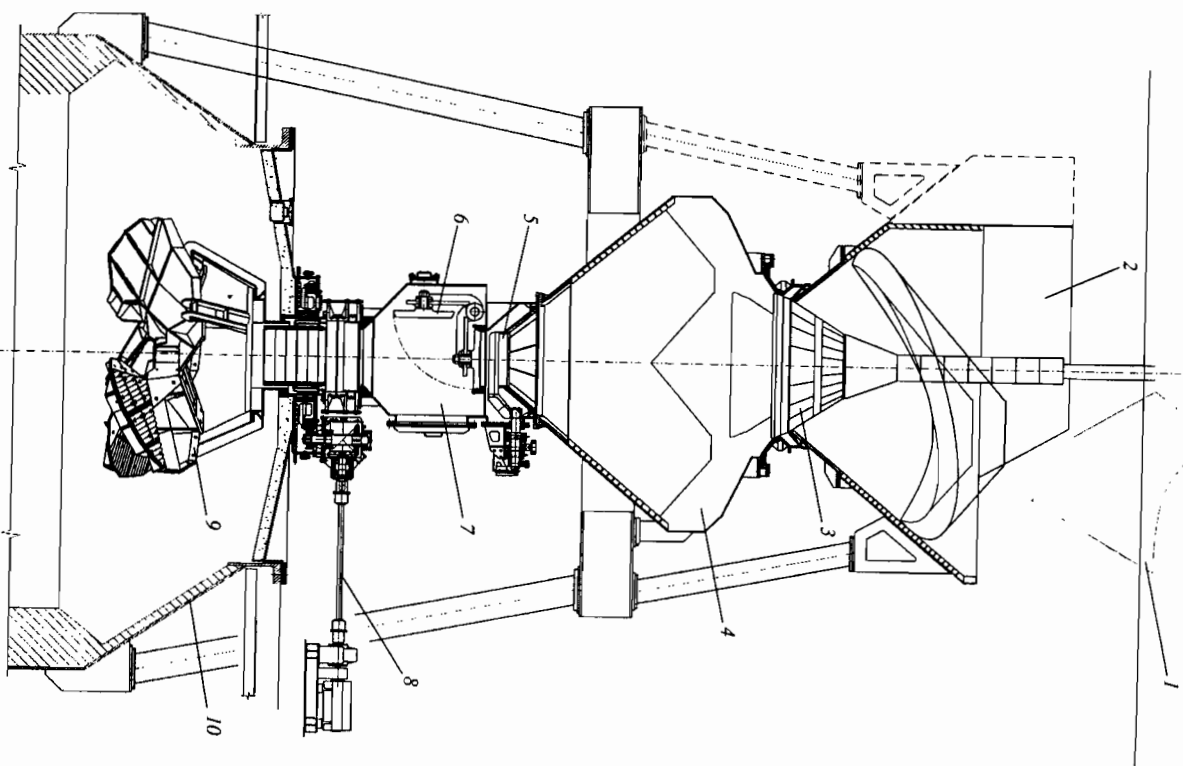
1 — доменная печь; 2 — газоотвод; 3 — вращающийся лоток; 4 — газовые клапаны; 5 — шихтовые затворы; 6 — бункер; 7 — передвигающаяся приемная воронка; 8 — конвейер для подачи шихты в печь



Загрузочное устройство с вращающимся лотковым распределителем шихты требует принятия специальных мер по устранению окружающей неравномерности распределения материалов на колошнике.

Принципиально новую технологию загрузки шихтовых материалов на поверхность засыпки реализует *бесконусное загрузочное устройство с роторным распределителем шихты* (рис. 4.98). Главное отличие технологии загрузки шихтовых материалов этим устройством заключается в подаче их пятью плоскими веерообразными потоками, которые складываются с лепестков вращающегося ротора. При этом материал, падая на поверхность засыпки, не деформирует ее и остается на месте падения. Регулирование распределения материалов по радиусу осуществляется изменением скорости вращения ротора или направления его вращения (при загрузке центра); роторное загрузочное устройство по функциональным возможностям регулирования распределения материалов по радиусу не уступает БЗУ с лотковым распределителем шихты, но превосходит его по возможностям обеспечения окружающей равномерности распределения материалов.





**Рис. 4.98.** Загрузочное устройство с роторным распределителем шихты  
1 – скип; 2 – приемная воронка; 3 – шихтовый и газовый затвор конусного типа; 4 – накопительный бункер; 5 – шихтовый клапан; 6 – газовый клапан; 7 – корпус клапанов; 8 – привод ротора; 9 – ротор; 10 – купол печи

#### 4.8.4. Ход доменной печи и ее производительность. Показатели удельной производительности печи

Производительность доменной печи при постоянстве структуры и состава доменной шихты напрямую зависит от скорости схода шихтовых материалов, которая определяется количеством подаваемого в печь с дутьем кислорода и газопроницаемостью столба шихты. Состав доменной шихты традиционно количественно характеризуется величинами «*рудная нагрузка*» или «*рудная нагрузка на кокс*».

При постоянной рудной нагрузке и постоянном содержании железа в железорудной части шихты производительность печи прямо пропорциональна рудной нагрузке. В связи с этим производительность доменной печи ( $\Pi$ ) можно упрощенно выразить как функцию произведения скорости схода шихты ( $V_{\text{ш}}$ ) и рудной нагрузки ( $RH$ ):

$$\Pi = F\{RH, V_{\text{ш}}\}. \quad (4.256)$$

В современных условиях доменной плавки кокс не является единственным топливом, которое сторт в фурменной зоне. На некоторых доменных печах доля кокса в общей массе сжигаемого в фурменной зоне топлива составляет около 50% или даже менее. В этих условиях основное количество фурменного газа, создающего сопротивление опусканию шихтовых материалов, образуется при сгорании вдуваемого топлива. В связи с этим более представлятельно выражать производительность доменной печи в виде произведения двух ее составляющих – балансовой ( $\Pi_6$ ) и газодинамической ( $\Pi_r$ ):

$$\Pi = \Pi_6 \cdot \Pi_r. \quad (4.257)$$

Балансовая составляющая производительности является функцией суммы расхода кокса ( $K$ ), расхода вдуваемого топлива ( $BT$ ) и содержания кислорода ( $\omega$ ) в дутье:  $\Pi_6 = f[K + BT, \omega]$ . Физический смысл балансовой составляющей производительности – выплавка чугуна на 1 м<sup>3</sup> газа, образующегося в печи.

Газодинамическая составляющая производительности ( $\Pi_r$ ) является произведением количества газа ( $V_r$ ), проходящего через 1 м<sup>2</sup> сечения печи в единицу времени, и площади поперечного эквивалентного сечения печи ( $S_3$ ):

$$\Pi_r = V_r \cdot S_3, \quad (4.258)$$

где эквивалентная площадь поперечного сечения печи определяется как частное от деления полезного объема печи на полезную высоту печи:

$$S_3 = V_{\text{пол}} / H_{\text{пол}}. \quad (4.259)$$

Физический смысл газодинамической составляющей производительности — расход газа, проходящего через печь в единицу времени. Максимально возможная производительность печи в этом случае при постоянной балансовой составляющей производительности определяется исключительно газопроточной способностью, или интервальной порозностью столба шихты, т.е. тем количеством газа, которое способен пропустить столб шихты в печи без канальных продувов газа и подвеса шихты, т.е. прекращения схода шихты при равенстве активного веса шихты  $P_a$  нулю.

Из равенств (4.257), (4.258) следует, что производительность печи можно повысить двумя путями:

сокращением выхода газа в печи за счет сокращения суммарного расхода топлива и/или обогащения дутья кислородом;

увеличением массового расхода дутья за счет увеличения давления в печи и/или за счет повышения газопроточной способности столба шихтовых материалов (т.е. повышения его интервальной порозности).

Последний путь может быть реализован как за счет изменения распределения шихтовых материалов по радиусу печи, так и за счет повышения их качества (транслетметрического состава, холодной и горячей прочности).

Для сравнения эффективности работы доменных печей различного объема используют показатели удельной производительности. В России традиционным таким показателем является КИПО — коэффициент использования полезного объема (объем печи от уровня большого конуса в опущенном состоянии до оси чулунной легки) доменной печи:

$$\text{КИПО} = V_{\text{пол}} / \Pi, \text{ м}^3 \cdot \text{сут} / \text{т}, \quad (4.260)$$

где  $\Pi$  — суточная производительность печи;  $V_{\text{пол}}$  — полезный объем печи.

В Европе, Азии, Америке и Австралии для оценки удельной производительности печи используют обратный показатель, вычисляемый путем деления суточной производительности на рабочий объем печи (объем печи от уровня засыпи до оси воздушных фурм):

$$\Pi_{\text{уд}} = \Pi / V_{\text{раб}}, \text{ т} / \text{м}^3 \cdot \text{сут}. \quad (4.261)$$

В последние два десятилетия аналогичный показатель удельной производительности, но по отношению к полезному объему, начал применяться и российскими доменщиками. Такой показатель вычисляется по формуле

$$\Pi_{\text{уд}} = \Pi / V_{\text{пол}}, \text{ т} / \text{м}^3 \cdot \text{сут}. \quad (4.262)$$

Рабочий объем доменных печей меньше полезного на 14–15%. Это создает неудобства при сравнении показателей работы российских доменных печей с зарубежными. Но главный недостаток приведенных выше показателей удельной производительности доменных печей — их зависимость от геометрических размеров печи, в первую очередь от ее высоты. Выразим удельную производительность печи через произведение балансовой и газодинамической составляющих производительности, а объем печи — как произведение полезной высоты печи на площадь эквивалентного сечения печи:

$$\Pi_{\text{уд}} = \Pi_6(V_r \cdot S_g) / (H_{\text{пол}} \cdot S_g); \quad (4.263)$$

$$\Pi_{\text{уд}} = \Pi_6(V_r) / (H_{\text{пол}}). \quad (4.264)$$

Из последнего выражения очевидна зависимость удельной производительности от высоты доменной печи. Эта зависимость хорошо просматривается при анализе работы доменных печей различного объема. На рис. 4.99 приведены значения удельной производительности доменных печей Европейских стран (в расчете на 1 м<sup>3</sup> рабочего объема) объемом от 500 до 5000 м<sup>3</sup>. На рисунке (1995 г.) отчетливо просматривается тенденция уменьшения удельной производительности печей с увеличением их объема от 2000 до 5000 м<sup>3</sup>.

Показателем удельной производительности доменных печей, который не зависит от их размеров, является удельная производительность на 1 м<sup>2</sup> эквивалентной площади поперечного сечения печи, что видно из следующего выражения:

$$\Pi_{\text{уд}} = \Pi_6(V_r \cdot S_g) / (S_g) = \Pi_6 V_r. \quad (4.265)$$

На рис. 4.100 приведены зависимости различных удельных показателей производительности и интенсивности плавки по коксу от полезного объема доменных печей. Показатели рассчитаны по результатам компьютерного моделирования доменной плавки в печах различного объема при одинаковых условиях плавки (включая распределение материалов по радиусу печи).

Как видно, с ростом полезного объема доменных печей показатели удельной производительности и интенсивности плавки по коксу на 1 м<sup>3</sup> полезного объема печи уменьшаются, а показатели удельной производительности и интенсивности плавки на 1 м<sup>2</sup> эквивалентной площади поперечного сечения печи увеличиваются. Первое объясняется приведенной выше формальной зависимостью «объемных» показателей от высоты доменной печи, которая с увеличением их объема растет; второе — уменьшением потерь тепла на 1 т чулуна с ростом

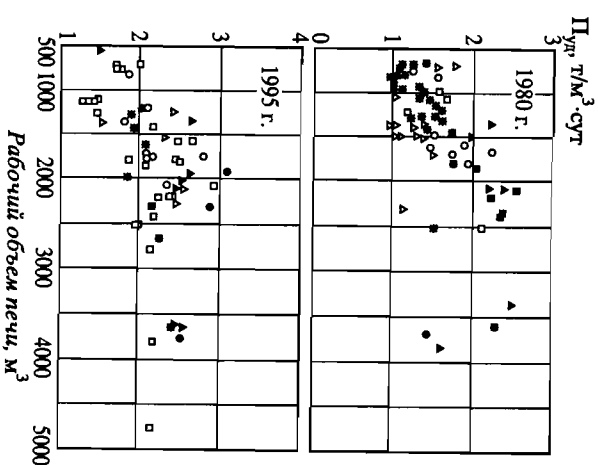


Рис. 4.99. Значения удельной производительности и рабочего объема доменных печей Европейских стран в 1980 и 1995 гг.

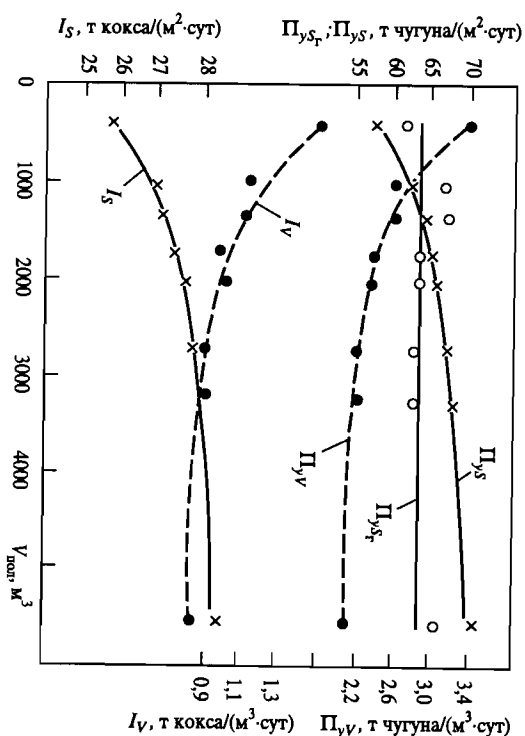


Рис. 4.100. Зависимости показателей удельной производительности  $P_{уд}$  и интенсивности плавки по коксу  $I$  от полезного объема доменных печей. Удельная производительность в расчете на  $1 \text{ м}^3$  эквивалентной площади поперечного сечения: печи — крестики; горна — светлый кружок; на  $1 \text{ м}^3$  полезного объема печи — темный кружок

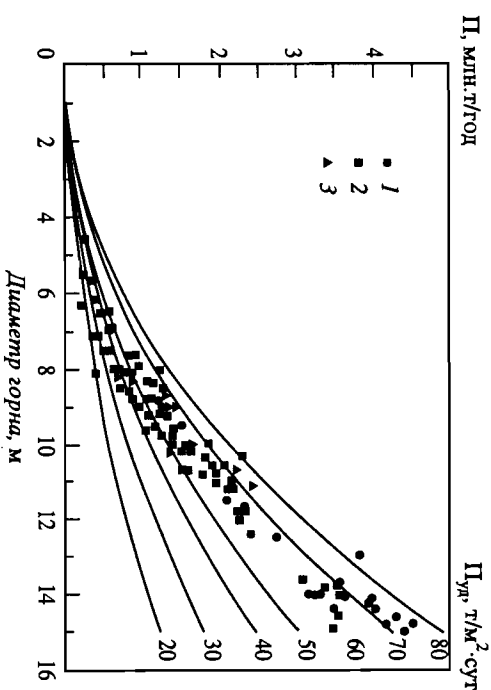


Рис. 4.101. Зависимость годовой  $P$  и удельной производительности  $P_{уд}$  доменных печей Японии (1); Европы (2); США (3) от диаметра горна

объема печей и увеличением в связи с этим балансовой производительности печи. Показатель удельной производительности на  $1 \text{ м}^2$  площади горна практически не зависит от полезного объема печи, что объясняется в данном случае различными соотношениями между размерами элементов профиля, использованных при моделировании доменных печей полезным объемом 350, 1033, 1380, 1719, 2000, 2700, 3200, 5500  $\text{м}^3$ .

На рис. 4.101 представлена зависимость удельной производительности на  $1 \text{ м}^2$  площади горна доменных печей Японии, Европы и США от диаметра горна, которая полностью подтверждает результаты компьютерного моделирования. Более сильная зависимость объясняется различными условиями работы доменных печей большого рабочего объема в Японии и Европе (диаметр горна 12–15 м, повышенное давление газа на колошнике, шихта с большим содержанием железа, высокая температура дутья, обогащение дутья кислородом) и печей небольшого рабочего объема в Европе и США (диаметр горна 4,5–10 м, пониженное давление газа, бедная шихта, низкая температура дутья и т.д.).

Сопоставление данных рис. 4.99 и 4.101 показывает, что максимальная удельная производительность на  $1 \text{ м}^3$  рабочего объема (2,5–3,2  $\text{т/м}^3 \cdot \text{сут}$ ) получена на печах объемом 1500–3500  $\text{м}^3$ , а максимальная удельная производительность на  $1 \text{ м}^2$  площади горна (55–

75 т/м<sup>2</sup>·сут) получена на печах с диаметром горна 14 м и более, рабочий объем которых составляет 3500—4500 м<sup>3</sup>. Это также подтверждает независимость показателя удельной производительности печи на единицу площади ее поперечного сечения от размеров печи. Для корректного сравнения удельной производительности печей различного объема необходимо использовать показатель удельной производительности на единицу площади горна или эквивалентной площади поперечного сечения печи.

#### 4.8.5. Влияние повышенного давления на ход и технико-экономические показатели работы доменной печи

Современные доменные печи работают с повышенным давлением газа в рабочем пространстве, при котором избыточное давление колошникового газа, как правило, превышает 100—150 кПа, достигая на печах с бесконусными загрузочными устройствами значений 250—280 кПа. Оборудование доменных печей двухконусными загрузочными устройствами, позволяющими непрерывно поддерживать избыточное давление газа на выходе из доменной печи, в системе газозащитки и затем в заводской газовой сети на уровне, необходимом для использования доменного газа в газотермических устройствах (4—10 кПа), и обеспечение необходимой герметичности печи и газовоздушных трактов позволили использовать доменный газ как топливо, значительно изменив структуру топливного баланса металлургических заводов. Для создания такого давления потребовались воздушные средства, способные подавать дутье с избыточным давлением не менее 100 кПа.

В 1871 г. Г. Бессемер предложил создавать в рабочем пространстве доменной печи более высокое давление, т.е. работать с повышенным (по сравнению с минимально необходимым для указанных выше целей) давлением газа в печи, получив на этот способ патент. Предложение Г. Бессемера опережало технические возможности того времени и не было реализовано. В 1915 г. русский инженер П.М. Есманский вновь привлек внимание доменщиков к проблеме повышения давления газа в печи, показав ряд технологических преимуществ работы печей с повышенным давлением. Но и предложение П.М. Есманского не было реализовано.

Практическая разработка методики создания повышенного давления в доменной печи и освоение технологии доменной плавки на повышенном давлении происходила одновременно в СССР и США в

40-х годах прошлого столетия. В СССР первые практические опыты по созданию в доменной печи повышенного давления газа путем ус тановки сужающего устройства в газопроводе после пылеуловителя были слеланы в 1940 г. И.И. Коробовым на доменной печи завода им. Петровского. Конструкция печи позволяла повысить давление всего на 3 кПа.

В послевоенные годы в результате разработки ряда технических решений по повышению герметичности конструкции печи и трактов подачи дутья и отвода газа из печи, создания более мощных воздушных машин большинство доменных печей было переведено на работу с повышенным давлением газа на колошнике. В 1960 г. в СССР 86% чугуна выплавлялось на печах, работающих с повышенным давлением, а в 1967 г. печи с повышенным давлением газа на колошнике выплавляли уже 94,5% чугуна.

Создание повышенного давления в рабочем пространстве печи обеспечивается путем установки в газопроводе чистого газа дополнительного сопротивления в виде так называемой дроссельной группы, т.е. группы клапанов мотылькового типа, перекрывающих проходное сечение газопровода. При этом все воздушные тракты, воздушонагреватели, доменная печь, газотурбины и устройства системы газочистки должны обеспечивать необходимую герметичность при работе с повышенным давлением.

Основные технологические преимущества работы доменной печи с повышенным давлением газа в рабочем пространстве обусловлены действием закона Бойля—Мариотта, согласно которому объем газа уменьшается пропорционально увеличению давления ( $P_1 \cdot V_1 = P_2 \cdot V_2$ ), и заключаются в следующем:

1. Повышение плотности и уменьшение объема дутья и образующегося в печи газа при повышении давления позволяют увеличить массовый расход дутья и, следовательно, производительность печи без увеличения потерь давления в печи, при сохранении активного веса шихты и ровного хода печи.
2. Повышение производительности печи приводит к уменьшению потерь тепла на единицу чугуна, что сокращает расход кокса на выплавку чугуна.
3. Повышение давления в печи без увеличения массового расхода газа или при увеличении его не пропорционально росту давления в печи вызывает уменьшение объема газа и скорости его фильтрации через столб шихтовых материалов, увеличивая время пребывания газа в контакте с железорудными материалами и способствуя повышению степени использования его тепловой и химической энергии.

4. Уменьшение скорости движения газов в шахте печи при повышении давления значительно уменьшает вынос пыли из печи.

**Таблица 4.24**  
**Влияние повышения давления в печи на удельную производительность и**  
**потери тепла с охлаждающей водой**

Показатель работы печи	Давление газа на колошнике, кПа					
	10	50	100	150	190	240
Избыточное давление дутья, кПа	170	210	360	310,5	350,7	401
Производительность, т/м <sup>2</sup> ·сут.	54,5	58,8	63,8	68,44	71,95	76,2
Потери тепла, МДж/т	396	367	338	315	299	283
Прирост производительности, %/10 кПа	—	1,97	1,70	1,45	1,28	1,18
Снижение потерь тепла, %/10 кПа	—	1,83	1,58	1,36	1,26	1,07

Практика работы доменных печей на повышенном давлении показала, что увеличение давления газа на колошнике на каждые 9,8 кПа приводит к повышению производительности печи на 1,0–2,0% и сокращению расхода кокса на 0,1–0,5%. При переходе печей на работу с повышенным давлением вынос пыли сократился на 35–50%.

Изменение производительности доменной печи и потерь тепла с охлаждающей водой и через стенки печи при изменении давления газа под колошником с сохранением постоянного перепада давления по результатам компьютерного моделирования доменной плавки приведено в табл. 4.24. Компьютерное моделирование проводилось для печи полезным объемом 3200 м<sup>3</sup>, работающей на подготовленном сырье (59,3% Fe), с вдуванием природного газа (102 м<sup>3</sup>/т), на дутье с температурой 1171 °С, с содержанием кислорода 28,2% при избыточном давлении газа на колошнике 190 кПа (базовый вариант).

Применение повышенного давления газа в доменной печи позволяет утилизировать энергию давления колошникового газа с помощью газовых утилизационных бескомпрессорных турбин (ГУБТ) для выработки электроэнергии. В зависимости от полезного объема доменных печей (в диапазоне от 2000 до 5580 м<sup>3</sup>) и объема вырабатываемого в печи доменного газа могут применяться турбины мощностью 8000, 12000, 16000 и 25000 кВт (соответственно ГУБТ-8, ГУБТ-12, ГУБТ-16 и ГУБТ-25). Выработка

электроэнергии за счет утилизации потенциального давления доменного газа компенсирует затраты энергии на компримирование дутья, заметно снижая себестоимость выплавляемого чугуна.

## 4.9. РАСЧЕТЫ СОСТАВА ШИХТЫ, МАТЕРИАЛЬНОГО И ТЕПЛОВОГО БАЛАНСОВ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

### 4.9.1. Метод Рамма–Похвиснева

Расчеты расхода компонентов шихты проводят различными способами. Научную базу для расчетов заложили работы А. Н. Рамма, который впервые объединил в одних уравнениях материальные и тепловые показатели и ввел понятие тепловых эквивалентов материалов. Расчеты по методу Рамма широко используют в проектных и исследовательских разработках, однако ввиду сложности они требуют применения вычислительных средств.

А. Н. Похвиснев упростил методику расчета А. Н. Рамма, сделав ее пригодной для единичных вычислений. Ниже приводится эта упрощенная схема.

#### 4.9.1.1. Тепловые эквиваленты

Для сравнения металлургической ценности железорудных материалов используют понятие «тепловые эквиваленты». Тепловой эквивалент того или иного материала представляет собой количество тепла, которое надо затратить в доменной печи для выплавки чугуна при использовании единицы (1 кг или 1 м<sup>3</sup>) этого материала.

Знаки тепловых эквивалентов горючих материалов доменной плавки (кокса, мазута, природного газа и др.) и других сырых материалов могут быть как отрицательными — для горючих материалов, так как они не потребляют, а выделяют тепло в доменной печи, так и положительные — для остальных материалов шихты.

Кроме химического состава, тепловой эквивалент зависит также от ряда факторов, связанных с получением того или иного сорта чугуна при необходимых основности шлака, температуре и составе дутья и колошникового газа, с уносом тепла продуктами плавки (чугуном и шлаком) и др.

Математически тепловой эквивалент каждого шихтового материала представляет собой сумму произведений содержаний элементов или оксидов на тепловые эквиваленты этих элементов и оксидов. В общем случае тепловой эквивалент любого шихтового материала можно представить в виде

$$\begin{aligned}
 q_m = & q_{\text{SiO}_2} \text{SiO}_2 + q_{\text{Al}_2\text{O}_3} \text{Al}_2\text{O}_3 + q_{\text{CaO}} \text{CaO} + q_{\text{MgO}} \text{MgO} + \\
 & + q_{\text{Sn}} \text{S} + q_{\text{P}} + q_{\text{Mn}} \text{MnO} + q_{\text{Mn}} \text{MnO}_2 + \\
 & + q_{\text{Mn}} \text{Mn}_2\text{O}_3 + q_{\text{Mn}} \text{Mn}_3\text{O}_4 + q_{\text{Mn}} \text{Mn}_2\text{O}_7 + \\
 & + q_{\text{Mn}} \text{мет} + q_{\text{Mn}} \text{MnCO}_3 + q_{\text{Mn}} \text{MnSiO}_3 + \\
 & + q_{\text{Fe}} \text{Fe}_2\text{O}_3 + q_{\text{Fe}} \text{FeCO}_3 + q_{\text{Fe}} \text{FeO} + q_{\text{Fe}} \text{мет} + \\
 & + q_{\text{Fe}} \text{Fe}_2\text{SiO}_4 + q_{\text{CO}_2} \text{CO}_2 + \\
 & + q_{\text{H}_2\text{O}} \text{H}_2\text{O} + q_{\text{Si}} + \dots - (q_{\text{C}} - Z_{\text{C}}) \text{C},
 \end{aligned} \quad (4.266)$$

$q_{\text{SiO}_2}$ ,  $q_{\text{Al}_2\text{O}_3}$ ,  $q_{\text{S}}$  ... — тепловые эквиваленты соответствующих оксидов и элементов, кДж/кг;  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{S}$  ... — содержание соответствующих оксидов и элементов в данном шихтовом материале;  $\eta_{\text{S}}$  — коэффициент перехода серы в шлак;  $Z_{\text{C}}$  — тепловые потери, кДж/кг С.

Материал, обладающий меньшим тепловым эквивалентом, имеет большую металлургическую ценность, так как требует для переплава меньшее количество тепла.

#### 4.9.1.2. Тепловые эквиваленты элементов и оксидов

1. *Тепловой эквивалент (теплоотдача) углерода, сгорающего у фурм.* При сгорании углерода у фурм в кислороде дутья по реакции  $\text{C} + 1/2\text{O}_2 = \text{CO}$  выделяется 117 940, или на 1 кг С — 117 940/12 кДж. Кроме того, в печь вносится тепло с нагретым дутьем, количество которого зависит от объема дутья на единицу сгорающего углерода и температуры дутья. Часть тепла, вносимого в печь, в ней не используется и уносится с колошниковым газом, поэтому это количество тепла следует вычитать. В общем виде тепловой эквивалент углерода, сгорающего у фурм, имеет вид

$$q_{\text{C}} = (117\,940/12) + V_{\text{д}}' W_{\text{д}}' - (V_{\text{к.г.}}' / V_{\text{д}}') W_{\text{к.г.}}', \quad (4.267)$$

где  $V_{\text{д}}$  — количество вносимого дутья на 1 кг углерода фурм;  $W_{\text{д}}$  и  $W_{\text{к.г.}}$  — энтальпия горячего дутья и колошникового газа;  $V_{\text{к.г.}}' / V_{\text{д}}'$  — выход колошникового газа на 1 м<sup>3</sup> дутья\*.

При использовании сухого дутья, состоящего из кислорода и азота,  $V_{\text{д}} = 22,4/12 \cdot 20$ , так как при сгорании 12 кг С требуется 22,4/2 м<sup>3</sup> O<sub>2</sub> ( $\omega$  — объемная доля кислорода в сухом дутье). При вдувании сухого атмосферного дутья (21% O<sub>2</sub>)  $V_{\text{д}} = 22,4/(2 \cdot 12 \cdot 0,21) = 4,44$  м<sup>3</sup>/кг углерода фурм.

На практике обычно имеют дело с увлажненным дутьем. В объеме водяного пара содержится половина объема кислорода, т. е. содержание кислорода в единице влажного дутья составляет  $\omega(1-f) + 0,5f$ , где  $f$  — влажность дутья (если влага задается как  $g$  г/м<sup>3</sup> дутья, то  $f = (22,4/18)10^{-3} = 1,244 \cdot 10^{-3}$  g).

В этом случае

$$V_{\text{д}} = 22,4/2 \cdot 12 [\omega(1-f) + 0,5f]. \quad (4.268)$$

Энтальпия горячего дутья

$$W_{\text{д}} = (1-f) W_{\text{O}_2, \text{N}} + f W_{\text{H}_2\text{O}}. \quad (4.269)$$

где  $W_{\text{O}_2, \text{N}}$  и  $W_{\text{H}_2\text{O}}$  — энтальпия двухатомных газов и водяного пара, кДж/м<sup>3</sup>.

При вдувании влажного дутья в горн доменной печи водяные пары разлагаются по уравнению:  $\text{H}_2\text{O} = \text{H}_2 + 1/2\text{O}_2 - 242\,800$  кДж с расходом тепла  $f(242800/22,4)$  кДж/м<sup>3</sup>.

При определении выхода колошникового газа из единицы дутья следует учитывать, что из одного объема кислорода получается два объема газа — оксида углерода:  $2\text{C} + \text{O}_2 = 2\text{CO}$ . Это же относится и к водяному пару:  $\text{H}_2\text{O} + \text{C} = \text{H}_2 + \text{CO}$ . Тогда выход колошникового газа составит

$$2\omega(1-f) + (1-f)(1-\omega) + 2f = 1 + \omega + f - \omega f. \quad (4.270)$$

После преобразований тепловой эквивалент углерода, сгорающего у фурм, можно представить в виде

$$\begin{aligned}
 q_{\text{C}} = & \frac{117940}{12} + \frac{22,4}{2 \cdot 12 [\omega(1-f) + 0,5f]} \times \\
 & \times \left[ (1-f) W_{\text{O}_2, \text{N}} - f \left( \frac{242800}{22,4} - W_{\text{H}_2\text{O}} \right) - (1 + \omega + f - \omega f) W_{\text{к.г.}}' \right],
 \end{aligned} \quad (4.271)$$

\* Здесь и везде при нормальных условиях.



где  $\omega$  — содержание кислорода в сухом дутье;  $f$  — объемная влажность дутья;  $t_d$  — температура горячего дутья, °C;  $t_{kr}$  — температура колошникового газа, °C;  $W_{O,N}^{d,kr}$  — энтальпия двухатомных газов при температуре дутья, кДж/м<sup>3</sup>;  $W_{H_2O}^{d,kr}$  — энтальпия водяных паров при температуре дутья, кДж/м<sup>3</sup>;  $W_{kr}^{d,kr}$  — энтальпия колошникового газа, кДж/м<sup>3</sup>.

2. *Тепловой эквивалент (теплоотдача) углерода прямого восстановления.* При прямом восстановлении для окисления углерода расходуется не нагретый воздух, а кислород шихты. В связи с этим

$$q_{C_d} = \frac{117940}{12} - \frac{22,4}{12} W_{CO}^{kr} \quad (4.272)$$

3. *Тепловой эквивалент оксида кальция.* Известь может поступать в доменную шихту в виде сырого известняка  $CaCO_3$ , офлюсованных агломерата или окатышей (в этом случае  $CaO$  находится в виде силикатов или ферритов кальция) и реже в свободном виде.

При разложении известняка в доменной печи ( $CaCO_3 = CaO + CO_2 - 178\,500$  кДж) необходимо затратить  $178\,500/56 = 3\,192$  кДж на 1 кг  $CaO$ . Выделяющийся оксид кальция связан с кислыми оксидами и переходит в шлак. При взаимодействии извести и кремнезема выделяется ~1260 кДж/кг.

При определении теплового эквивалента оксида кальция следует учитывать тепло, необходимое для нагрева и расплавления  $CaO$ , находящегося в шлаке. Итак,

$$q_{CaO \cdot CaCO_3} = Q_{шл} + 3\,192 - 1\,260 = Q_{шл} + 1\,932 \text{ кДж/кг} \quad (4.273)$$

где  $Q_{шл}$  — энтальпия шлака, кДж/кг шлака.

Если известь связана в силикаты кальция, что обычно для офлюсованного агломерата, т. е. находится в виде «готового шлака», то тепло необходимо только для расплавления соединения, а следовательно, и экономия тепла по сравнению с первым случаем составит

$$q_{CaO \cdot Ca_2SiO_4} = Q_{шл} - (Q_{шл} + 1\,932) = -1\,932 \text{ кДж/кг} \quad (4.274)$$

Если известь находится в свободном виде, то расход тепла составит

$$q_{CaO} = (Q_{шл} - 1\,260) \text{ кДж} \quad (4.275)$$

при экономии в расходе тепла

$$q_{CaO_{св}} = Q_{шл} - 1\,260 - (Q_{шл} + 1\,932) = -3\,192 \text{ кДж/кг}$$

О экономии тепла в этих случаях необходимо помнить, поскольку тепловые эквиваленты  $SiO_2$  и  $Al_2O_3$  уже заложены тепловые затраты на проплавку флюса, необходимого на ошлакование  $SiO_2$  и  $Al_2O_3$ . При этом условно принято, что в качестве флюса используют сырой известняк. Таким образом, если оксид кальция находится, например, в связанном виде в офлюсованном агломерате, то следует учесть экономно, достигаемому в этом случае.

4. *Тепловой эквивалент оксида кремния*

$$q_{SiO_2} = Q_{шл} + b(Q_{шл} + 1\,932) \text{ кДж/кг } SiO_2, \quad (4.276)$$

где  $b = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$  — основность шлака;  $CaO$ ,  $MgO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$  —

содержание оксидов в шлаке, %.

5. *Тепловой эквивалент глинозема.* Теплота образования  $3CaO \cdot Al_2O_3$  составляет ~840 кДж/кг  $Al_2O_3$ , тогда

$$q_{Al_2O_3} = Q_{шл} - 840 + b(Q_{шл} + 1\,932) \text{ кДж/кг } Al_2O_3. \quad (4.277)$$

6. *Тепловой эквивалент оксида магния.* Подобно оксиду кальция, оксид магния может находиться в доменной шихте в виде углекислого магния ( $MgCO_3$ ), силикатов магния и в свободном виде. По реакции  $MgCO_3 = MgO + CO_2 - 109\,870$  кДж для разложения необходимо  $109\,870/40 = 2\,747$  кДж на 1 кг  $MgO$ . При оплаковании оксида магния с образованием  $Mg_2SiO_4$  выделяется 794 кДж/кг  $MgO$ . Следовательно,

$$q_{MgO \cdot MgCO_3} = Q_{шл} + 2\,747 - 794 = Q_{шл} + 1\,953 \text{ кДж/кг } MgO. \quad (4.278)$$

Экономия в расходе тепла, если оксид магния связан в силикат магния и будет в свободном виде, соответственно составит

$$q_{MgO \cdot Mg_2SiO_4} = Q_{шл} - (Q_{шл} + 1\,953) = -1\,953 \text{ кДж/кг } MgO; \quad (4.279)$$

$$q_{MgO_{св}} = (Q_{шл} - 794) - (Q_{шл} + 1\,953) = -2\,747 \text{ кДж/кг } MgO. \quad (4.280)$$

Поскольку формулы для оксидов кальция и магния близки, используют тепловые эквиваленты для  $CaO$  и суммы  $CaO + MgO$ .

7. *Тепловой эквивалент серы.* Для простоты принимаю, что сульфидная и органическая сера находятся в свободном виде. Перевод серы в шлак идет по реакции:  $CaO + S = CaS + 1/2 O_2 - 173\,630$  кДж, или 5426 кДж/кг S. При этом следует дополнительно учитывать расход тепла на разложение известняка, необходимого для получения оксида

кальция. Этот расход составит 3192 (56/32) кДж/кг. Тогда тепловые эквиваленты сульфидной и органической серы

$$q_S = 5426 + 3192 (56/32) + Q_{\text{шл}} (72/32) = 11012 + 2,25 Q_{\text{шл}} \quad (4.281)$$

В случае сульфатной серы (принимают в виде  $\text{CaSO}_4$ )  $\text{CaSO}_4 = \text{CaS} \cdot 2\text{O}_2 - 921190$  кДж, или 28 787 кДж/кг S, имеем:

$$q_{\text{S} \cdot \text{CaSO}_4} = 28787 + Q_{\text{шл}} (72/32) - 28787 + 2,25 Q_{\text{шл}} \quad (4.282)$$

где 56 и 72 – молярные массы  $\text{CaO}$  и  $\text{CaS}$ .

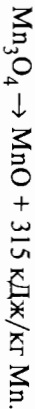
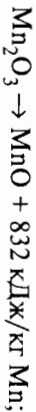
8. *Тепловой эквивалент фосфора.* Расход тепла на диссоциацию оксида фосфора составляет 25066 кДж/кг Р, затрата углерода на восстановление  $\text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 2\text{P} + 5\text{CO}$  равна:  $(60/62) = 0,9677 \sim 1$  кг/кг Р. При образовании  $\text{Fe}_3\text{P}$  выделяется 4767 кДж/кг Р. Потери тепла от прямого восстановления фосфора составит 1 ( $q_C - q_{C_d}$ ) кДж/кг Р.

Тепловой эквивалент фосфора

$$\begin{aligned} q_P &= 25066 + Q_q + (q_C - q_{C_d}) - 4767 = \\ &= 20299 + Q_q + q_C - q_{C_d} \text{ кДж/кг Р,} \end{aligned} \quad (4.283)$$

где  $Q_q$  – энтальпия чутуна, кДж/кг.

9. *Тепловой эквивалент марганца.* Принимают, что восстановление марганца из высших оксидов до  $\text{MnO}$  происходит посредством  $\text{CO}$  с выделением тепла:



Марганец образует с углеродом устойчивый карбид, теплота образования которого составляет 584 кДж/кг Мп. Затрата углерода на образование карбида ( $\text{Mn}_3\text{C}$ ) по реакции:  $3\text{Mn} + \text{C} = \text{Mn}_3\text{C}$  составляет  $(12/165) = 0,073$  кг/кг Мп; потеря тепла  $0,073 q_C$ . На прямое восстановление 1 кг Мп по реакции  $\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$  расходуется углерода  $12/55 = 0,218$  кг/кг Мп и соответственно потеря тепла составляет  $0,218 (q_C - q_{C_d})$ . Из 1 единицы марганца, переходящего в чутун, получим  $1 + 0,073$  единицы карбида марганца. Оксид  $\text{MnO}$  уносит со шлаком  $Q_{\text{шл}} (71/55) = 1,29 Q_{\text{шл}}$ .

При образовании в шлаке силиката марганца выделяется 496 кДж/кг Мп. Общий расход тепла на 1 кг Мп в шлаке составляет

$1,29 Q_{\text{шл}} - 496$ , на разложение  $\text{MnSO} - 1751$  кДж/кг Мп. На диссоциацию  $\text{MnO}$  расходуется 7388 кДж/кг Мп, тогда

$$\begin{aligned} q_{\text{MnMnO}} &= [7388 + 0,073 q_C + 0,218 (q_C - q_{C_d}) + 1,073 Q_q - 584] \eta_{\text{Mn}} + \\ &+ (1,29 Q_{\text{шл}} - 496) (1 - \eta_{\text{Mn}}) \text{ кДж/кг Mn}_{\text{MnO}}, \end{aligned} \quad (4.284)$$

где  $\eta_{\text{Mn}}$  – коэффициент перехода марганца в чутун;

$$q_{\text{MnMnO}_2} = q_{\text{MnMnO}} \dots - 2902 \text{ кДж/кг Mn}_{\text{MnO}_2}; \quad (4.285)$$

$$q_{\text{MnMn}_2\text{O}_3} = q_{\text{MnMnO}} \dots - 832 \text{ кДж/кг Mn}_{\text{Mn}_2\text{O}_3}; \quad (4.286)$$

$$q_{\text{MnMn}_3\text{O}_4} = q_{\text{MnMnO}} \dots - 315 \text{ кДж/кг Mn}_{\text{Mn}_3\text{O}_4}; \quad (4.287)$$

$$q_{\text{MnMnCO}_3} = q_{\text{MnMnO}} \dots + 1751 \text{ кДж/кг Mn}_{\text{MnCO}_3}; \quad (4.288)$$

$$q_{\text{MnMnSiO}_3} = q_{\text{MnMnO}} - 496 (1 - \eta_{\text{Mn}}) \text{ кДж/кг Mn}_{\text{MnSiO}_3}; \quad (4.289)$$

$$\begin{aligned} q_{\text{Mn}_{\text{мет}}} &= (0,073 + 1,073 Q_q) \eta_{\text{Mn}} + \\ &+ (1,29 Q_{\text{шл}} - 496) (1 - \eta_{\text{Mn}}) \text{ кДж/кг Mn}_{\text{мет}}, \end{aligned} \quad (4.290)$$

где  $\text{Mn}_{\text{мет}}$  – содержание металлического марганца.

10. *Тепловой эквивалент железа.* При расчете тепловых эквивалентов железа исходят из следующих предположек: а) установленная общая степень развития прямого и непрямого восстановления ( $R_p$  и  $R_d$ ) распространяется и на оксиды железа; б) все железо переходит в чутун; в) отношение содержания растворенного в чутуне углерода к железу принимаем равным  $4/93 = 0,043$ ; г) положительный эффект при восстановлении оксидов железа оксидом углерода и отрицательный тепловой эффект при восстановлении водородом пренебрежимо малы.

Расход тепла на диссоциацию  $\text{FeO} = \text{Fe} + 1/2 \text{O}_2 - 270610$  кДж составит  $(270610/56) R_d$  (расход тепла необходим согласно условиям расчета лишь на прямое восстановление).

Потери тепла, связанная с образованием карбида железа  $\text{Fe}_3\text{C}$ , и потеря тепла от прямого восстановления составят  $(12/56) (q_C - q_{C_d}) \times R_d$ . Из 1 единицы железа образуется 1,043 ед. чутуна, на нагрев и расплавление которого требуется 1,043  $Q_q$  кДж. Тогда

$$\begin{aligned} q_{\text{FeFeO}} &= \frac{270610}{56} R_d + 0,043 q_C + \frac{12}{56} (q_C - q_{C_d}) R_d + \\ &+ 1,043 Q_q \text{ кДж/кг FeFeO}; \end{aligned} \quad (4.291)$$

$$q_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = q_{\text{Fe(FeO)}} + 2554 R_d + \frac{12}{112} (q_c - q_{c_d}) R_d \text{ кДж/кг Fe}_{\text{Fe}_2\text{O}_3}; \quad (4.292)$$

$$q_{\text{FeFeCO}_3} = q_{\text{FeFeO}} + 1571 \text{ кДж/кг Fe}_{\text{FeCO}_3}; \quad (4.293)$$

$$q_{\text{Fe}_2\text{SiO}_4} = q_{\text{FeFeO}} + 424 \text{ кДж/кг Fe}_2\text{SiO}_4; \quad (4.294)$$

$$q_{\text{Fe}_{\text{мет}}} = 1,043 Q_{\text{г}} + 0,043 q_c \text{ кДж/кг Fe}_{\text{мет}} \quad (4.295)$$

где 2554 — теплота диссоциации  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  на  $\text{FeO}$  и  $\text{O}_2$ , кДж/кг  $\text{Fe}$ ; 1571 — теплота разложения  $\text{FeCO}_3$ , кДж/кг  $\text{Fe}$ ; 424 — теплота разложения  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$  на  $\text{FeO}$  и  $\text{SiO}_2$ , кДж/кг  $\text{Fe}$ .

11. *Тепловой эквивалент кремния, переходящего в чузун.* Принимается, что кремний находится в чузуне в виде  $\text{FeSi}$ . На диссоциацию  $\text{SiO}_2 = \text{Si} + \text{O}_2$  расходуется 14 549 кДж/кг  $\text{SiO}_2$ , а при образовании  $\text{FeSi}$  выделяется (в пересчете на 1 кг  $\text{SiO}_2$ ) 1344 кДж. Потери тепла с углеродом прямого восстановления составят  $(q_c - q_{c_d}) (24/60)$ , так как  $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$ .

Из тепла, затраченного на восстановление кремния, надо вычесть тепло для перевода  $\text{SiO}_2$  в шлак. Тогда

$$q_{[\text{Si}]} = \left\{ \begin{aligned} &14549 + \left( q_c - q_{c_d} \right) \frac{24}{60} + Q_{\text{г}} \frac{28}{60} - 1344 - \frac{q[\text{Si}]60}{100 \cdot 28}, \\ &- [Q_{\text{шл}} + b(Q_{\text{шл}} + 1932)] \end{aligned} \right\} \quad (4.296)$$

где  $Q$  — выход чугуна из данного материала.

Следует обратить внимание на то, что в отличие от других эквивалентов в данном случае величину теплового эквивалента кремния рассчитывают для 1 кг соответствующего шихтового материала.

12. *Тепловой эквивалент гидратной воды.* В доменной печи вода, выделяющаяся при разложении гидратов, частично разлагается по реакциям  $\text{H}_2\text{O} + \text{CO} = \text{H}_2 + \text{CO}_2$ ;  $\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{H}_2 + \text{CO}$ .

Степень развития каждой реакции, как и общую степень разложения гидратной воды, определить трудно. Поэтому условно принимают, что средняя степень непрямого восстановления относится и к разлагающейся гидратной воде, а общая степень разложения гидратной воды равна 30%. Тогда

$$q_{\text{H}_2\text{O}_{\text{нпр}}} = 4200 + 0,3 \left\{ \left[ \frac{242800}{18} + (q_c - q_{c_d}) \frac{12}{18} \right] R_d - \frac{284260 - 242800}{18} R_{\text{г}} \right\} \text{ кДж/кг H}_2\text{O}_{\text{нпр}}, \quad (4.297)$$

где 284260 — теплота окисления  $\text{CO}$  до  $\text{CO}_2$ , кДж; 242800 — теплота диссоциации воды, кДж; 4200 — теплота разложения гидратов и испарения гидратной воды, кДж/кг.

13. *Тепловой эквивалент оксида углерода.* Принимают, что общая степень прямого восстановления относится и к разложению  $\text{CO}_2$  шихты по реакции  $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ . Тогда

$$= \left[ \frac{284260}{44} + (q_c - q_{c_d}) \frac{12}{44} \right] R_d \text{ кДж/кг CO}_2, \quad (4.298)$$

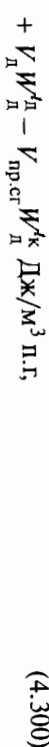
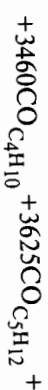
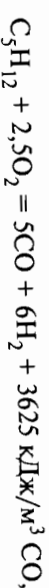
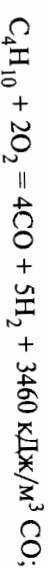
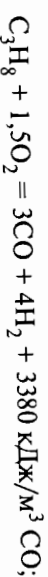
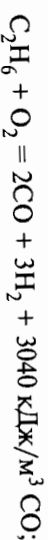
где 284260 — теплота диссоциации  $\text{CO}_2$ , кДж.

14. *Тепловой эквивалент флюса:*

$$q_{\text{фл}} = q_{\text{SiO}_2} \text{SiO}_{2\text{фл}} + q_{\text{Al}_2\text{O}_3} \text{Al}_2\text{O}_{3\text{фл}} + q_{\text{CO}_2} \text{CO}_{2\text{фл}} \text{ кДж/кг флюса}. \quad (4.299)$$

Затрата тепла на образование и усвоение  $\text{CaO}$  и  $\text{MgO}$  учтены в тепловых эквивалентах  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$  шихты.

15. *Тепловой эквивалент природного газа.* При неполном горении составляющих природного газа выделяется тепло по реакциям



По предложению А.Н. Рамма.

где  $\text{CO}_{\text{CH}_4}$ ,  $\text{CO}_{\text{C}_2\text{H}_6}$  и т. д. — выход CO из соответствующих соединений природного газа,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ ;  $V_{\text{д}}$  — количество дутья, необходимое для сжигания 1  $\text{м}^3$  природного газа,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ ;  $W_{\text{д}}^{\text{т}}$  — энтальпия влажного дутья,  $\text{кДж}/\text{м}^3$ ;  $V_{\text{пр.ст}}$  — количество продуктов сгорания природного газа,  $\text{м}^3/\text{м}^3$ ;  $W_{\text{д}}^{\text{т}}$  — энтальпия колошникового газа, образовавшегося при сжигании 1  $\text{м}^3$  природного газа,  $\text{кДж}$ .

#### 16. Тепловой эквивалент мазута:

$$q_{\text{м}} = C_{\text{м}} q_{\text{с}} - q_{\text{с}} S_{\text{м}} \eta_{\text{с}} - Q_{\text{разл}} - V_{\text{пр.ст}} W_{\text{пр.ст}}^{\text{т}} \text{ кДж/кг мазута, (4.301)}$$

где  $C_{\text{м}}$  — содержание углерода в мазуте, доли ед.;  $S_{\text{м}}$  — содержание серы в мазуте, доли ед.;  $\eta_{\text{с}}$  — коэффициент перехода серы в шлак;  $Q_{\text{разл}}$  — тепло разложения углеводородов (составляет по различным данным 1900–2300  $\text{кДж/кг мазута}$ );  $V_{\text{пр.ст}}$  — количество продуктов сгорания, образовавшихся при сжигании 1 кг мазута,  $\text{м}^3$ ;  $W_{\text{пр.ст}}^{\text{т}}$  — энтальпия колошникового газа, образовавшегося при сжигании 1 кг мазута,  $\text{кДж}$ .

#### 17. Тепловой эквивалент угля:

$$q_{\text{у}} = C_{\text{у}} q_{\text{с}} - q_{\text{д}} A_{\text{у}} - q_{\text{с}} S_{\text{у}} \eta_{\text{с}} - W_{\text{у}} \frac{242800}{18} - V_{\text{пр.ст}} W_{\text{пр.ст}}^{\text{т}} \quad (4.302)$$

где  $C_{\text{у}}$ ,  $A_{\text{у}}$ ,  $S_{\text{у}}$ ,  $W_{\text{у}}$  — содержание соответственно углерода, золы, серы и влаги в угле;  $V_{\text{пр.ст}}$  — количество продуктов сгорания при сжигании угля,  $\text{м}^3/\text{кг угля}$ ;  $W_{\text{пр.ст}}^{\text{т}}$  — энтальпия колошникового газа, образовавшегося при сжигании угля,  $\text{кДж}/\text{м}^3$ .

### 4.9.1.3. Определение расхода шихтовых материалов доменной плавки

При известных химическом составе сырых материалов доменной плавки и показателях процесса можно определить расходные коэффициенты шихтовых материалов, в частности кокса, железорудной смеси, флюса и марганцевой руды. При расчете этих показателей оперируют с большим численным материалом, поэтому расчет удобнее проводить на конкретном примере.

**Пример.** Рассчитать расход шихтовых материалов при следующих условиях: составляющие шихты (табл. 4.25): агломерат, руда, марганцевая руда, известняк, кокс, расход природного газа 10  $\text{м}^3/100$  кг чугуна; состав природного газа, %:  $96\text{CH}_4$ ;  $3\text{C}_2\text{H}_6$ ;  $1\text{N}_2$ . Содержание соединений и элементов в рудной смеси получали путем сложения произведений содержаний соединений в компоненте смеси на долю этого компонента в смеси. Например, содержание  $\text{SiO}_2$  в рудной смеси:  $11,80 \cdot 0,8 + 15,26 \cdot 0,2 = 12,49\%$ .

Химический состав сырых материалов, %

Таблица 4.25

Шихта	Fe	Mn	P	S	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	FeO	MnO
Агломерат, 80%	52,50	0,09	0,03	0,02	55,00	18,00	0,12
Руда, 20%	56,70	0,03	0,03	0,02	80,80	0,80	0,04
Рудная смесь	53,35	0,08	0,03	0,02	60,16	14,56	0,10
Марганцевая руда	3,50	38,0	0,22	—	5,00	—	60,20*
Известняк	0,49	—	0,01	0,12	0,70	—	—
Золы кокса	18,6	1,80	0,26	—	26,70	—	2,50**
Кокс	2,47	0,24	0,03	1,81	3,53	—	0,33
Шихта	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{SO}_3$	$\text{P}_2\text{O}_5$	п.п.п.
Агломерат, 80%	11,80	2,59	11,80	0,57	0,05	0,07	—
Руда, 20%	15,26	1,46	0,08	0,05	0,04	0,08	1,83
Рудная смесь	12,49	2,36	9,46	0,47	0,05	0,07	0,36
Марганцевая руда	20,00	6,00	2,00	0,30	—	0,50	6,00
Известняк	1,60	0,80	53,50	0,70	0,30	0,03	42,37
Золы кокса	40,00	24,00	4,80	1,40	—	0,60	—
Кокс	5,69	3,18	0,64	0,19	—	0,08	83,80

\*  $\text{MnO}_2$ ; \*\*  $\text{Mn}_2\text{O}_4$ .

Пересчет с золы кокса на кокс вели умножением содержания соединений в золе на относительную долю золы. Например, содержание  $\text{SiO}_2$  в коксе:  $40,00 \cdot 0,1323 = 5,69\%$ .

Исходными условиями являются:

1. Состав чугуна, %: 0,8 Si; 0,5 Mn;  $\leq 0,055$  S;  $\leq 0,13$  P; 4,0 C.
2. Коэффициенты распределения элементов. Различные элементы, находящиеся в шихтовых материалах, в ходе процесса распределяются между чугуном, шлаком и газами. Коэффициенты распределения зависят от условий плавки и сорта выплавляемого чугуна.

В данном расчете приняты следующие коэффициенты распределения элементов:

Элемент	Чугун	Шлак	Газ
Fe .....	0,995	0,005	0
Mn .....	0,55	0,45	0
P .....	1,00	0	0
S .....	0,05	0,85	0,10.

3. Выбор основности шлака. Основность шлака устанавливается в зависимости от состава шихтовых материалов и чугуна. В данном расчете

$$b = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 1.$$

4. Температура горячего дутья составляет 1100 °С.
5. Температура колошникового газа 300 °С.
6. Энтальпия чугуна и шлака. Энтальпия зависит от сорта выплавляемого чугуна. В данном расчете приняты энтальпию чугуна 1176, а шлака 1764 кДж/кг.

7. Степень развешива прямого и косвенного восстановления. В данном расчете  $R_1 = 0,72$ ;  $R_d = 0,28$ .

8. Состав сухого дутья: содержание кислорода  $\omega = 0,21$ ; содержание азота  $(1 - \omega) = 0,79$ ; влажность дутья  $f = 0,01$  (по объему).

9. Степень участия водорода в восстановительных процессах  $\eta_{\text{H}_2} = 0,40$ .

10. Тепловые потери  $Z_c = 1260$  кДж/кг С.

11. Расчет состава доменной шихты (за исключением кокса). Определить расходы железорудной части шихты, флюса, марганцевой руды на 100 кг выплавляемого чугуна. Расчет расходных коэффициентов компонентов шихты ведут по балансовым уравнениям. Обозначим через  $x$ ,  $y$  и  $z$  соответственно расходы рудной смеси, марганцевой руды и известняка на 100 кг чугуна.

*Составление уравнения по выходу чугуна из компонентов шихты.* Выход чугуна  $\text{Ч}$  — это величина, характеризующая количество чугуна (в кг), образующегося при плавке 1 кг данного материала. Выход чугуна определяют по элементам, содержание которых в чугуне зависит лишь от их содержания в шихте (железо, марганец, фосфор, мышьяк, медь и др.); содержание других элементов (углерода, серы, кремния) определяется следующими условиями плавки:

$$\text{Ч} = \frac{\text{Fe}\eta_{\text{Fe}} + \text{Mn}\eta_{\text{Mn}} + \text{P}\eta_{\text{P}}}{100 - [\text{Si}] - [\text{C}] - [\text{S}]} = \frac{A}{100 - B},$$

где Fe, Mn, P — содержание соответствующих элементов в данном материале, %;  $\eta_{\text{Fe}}$ ,  $\eta_{\text{Mn}}$ ,  $\eta_{\text{P}}$  — коэффициенты перехода элементов в чугун;  $[\text{Si}]$ ,  $[\text{C}]$ ,  $[\text{S}]$  — содержание соответствующих элементов в чугуне, %;  $A = \text{Mn}\eta_{\text{Mn}} + \text{P}\eta_{\text{P}}$ ;  $B = [\text{Si}] + [\text{C}] + [\text{S}]$ .

Уравнение по выходу чугуна из компонентов шихты имеет вид

$$\text{Ч}_{\text{р.см.}}x + \text{Ч}_{\text{м.р.}}y + \text{Ч}_{\text{изв.}}z = 100, \quad (4.303)$$

где  $\text{Ч}_{\text{р.см.}}$ ,  $\text{Ч}_{\text{м.р.}}$ ,  $\text{Ч}_{\text{изв.}}$  — выход чугуна соответственно из рудной смеси, марганцевой руды и известняка.

Если заранее известен расход кокса, то в левую часть уравнения (4.303) добавляют член  $\text{Ч}_K$ , где  $\text{Ч}_K$  — выход чугуна из кокса;  $K$  — расход кокса, кг/100 кг чугуна. Расчет выхода чугуна приведен в табл. 4.26.

Уравнение (4.303) принимает вид  $0,5586x + 0,2586y + 0,0053z = 100$ .

*Составление уравнения баланса марганца.* Если из фактического количества марганца, внесенного каждым компонентом шихты ( $\text{Mn}\eta_{\text{Mn}}$ ), вычесть требуемое его количество для поддержания необходимого содержания марганца в чугуне ( $[\text{Mn}]\text{Ч}$ ), то получают избыток или недостаток марганца, внесенного каждым компонентом шихты ( $\pm \text{Mn}$ ). Уравнение баланса марганца принимает вид

$$(\pm \text{Mn}_{\text{р.см.}})x + (\pm \text{Mn}_{\text{м.р.}})y + (\pm \text{Mn}_{\text{изв.}})z = 0. \quad (4.304)$$

В случае заданного расхода кокса в левую часть уравнения (4.304) добавляют  $(\pm \text{Mn}_K)K$ . Баланс марганца рассчитывают по следующей схеме:

Параметр	Рудная смесь	Марганцевая руда
$\text{Mn}\eta_{\text{Mn}}$ .....	0,04	20,90
$[\text{Mn}]\text{Ч}$ .....	0,2793	0,1293
$(\pm \text{Mn}) = \text{Mn}\eta_{\text{Mn}} - [\text{Mn}]\text{Ч}$ .....	-0,2393	20,7707

Таблица 4.26

Определение выхода чугуна из материалов шихты

Параметр	Рудная смесь	Марганцевая руда	Известняк	Кокс
Fe, %	53,35	3,50	0,49	2,47
Fe $\eta_{\text{Fe}}$	$53,35 \cdot 0,995 = 53,08$	$3,50 \cdot 0,995 = 3,48$	$0,49 \cdot 0,995 = 0,49$	$2,47 \cdot 0,995 = 2,46$
Mn, %	0,08	38,0	—	0,24
$\text{Mn}\eta_{\text{Mn}}$	$0,08 \cdot 0,55 = 0,04$	$38,0 \cdot 0,55 = 20,90$	—	$0,24 \cdot 0,55 = 0,13$
P, %	0,03	0,22	0,01	0,03
$\text{P}\eta_{\text{P}}$	0,03	0,22	0,01	0,03
A	53,15	24,60	0,50	2,62
B		$0,8 + 4,0 + 0,055 = 4,855$		
$\text{Ч} = A/(100 - B)$	0,5586	0,2586	0,0053	0,0275

Уравнение (4.304) принимает вид  $-0,2393x + 20,7707y = 0$ .

*Составление уравнения баланса основных и кислотных оксидов при заданной основности шлака:*

$$\overline{RO} = \text{CaO} + \text{MgO} - b \left( \text{SiO}_2 - \frac{60}{28} [\text{Si}] + \text{Al}_2\text{O}_3 \right),$$

где  $\overline{RO}$  — избыток или недостаток основных оксидов в данном компоненте шихты по сравнению с требуемым в конечном шлаке;  $(60/28) \cdot [\text{Si}]$  — количество кремнезема, необходимое для восстановления заданного количества кремния в чугун.

Уравнение баланса основных и кислотных оксидов имеет вид

$$\overline{RO}_{\text{р.см}}x + \overline{RO}_{\text{м.р}}y + \overline{RO}_{\text{изв}}z = 0. \quad (4.305)$$

Ниже приведен расчет баланса основных и кислотных оксидов для компонентов шихты:

Рудная смесь .....  $\overline{RO}_{\text{р.см}} = 9,46 + 0,47 - 12,49 + 2,14 \cdot 0,8 \cdot 0,558 - 2,36 = -3,96$   
 Мартанцевая руда ..  $\overline{RO}_{\text{м.р}} = 2,00 + 0,30 - 20,00 + 2,14 \cdot 0,8 \cdot 0,2586 - 6,00 = -23,26$   
 Известняк .....  $\overline{RO}_{\text{изв}} = 53,50 + 0,70 - 1,60 + 2,14 \cdot 0,8 \cdot 0,053 - 0,80 = +51,81$   
 Кока .....  $\overline{RO}_{\text{к}} = 0,64 + 0,19 - 5,69 + 2,14 \cdot 0,8 \cdot 0,0275 - 3,18 = -7,99$ .

Уравнение (4.305) принимает вид

$$-3,96x - 23,26y + 51,81z = 0.$$

Расход флюса на ошлакование золы единицы кокса

$$z' = \overline{RO}_{\text{к}} / \overline{RO}_{\text{изв}} = 7,99 / 51,81 = 0,1542,$$

а на ошлакование золы всего кокса

$$z_{\text{к}} = z'K = 0,1542 K.$$

Таким образом, получают систему из трех уравнений:

$$0,5586x + 0,2586y + 0,0053z = 100;$$

$$-0,2393x + 20,7707y = 0;$$

$$-3,96x - 23,26y + 51,81z = 0,$$

решая которую получают расходы, кг:  $x = 177,94$ ;  $y = 2,05$ ;  $z = 14,51$ .

*Расчет расхода кокса.* Для определения расхода кокса необходимо рассчитать тепловые эквиваленты материалов доменной шихты. Для

этого используют формулы (4.267), (4.271–4.302):

$$q_{\text{C}} = \frac{117940}{12} + \frac{22,4}{2 \cdot 12(0,21 \cdot 0,99 + 0,005)} \times \\ \times \left[ 0,99 \cdot 1568,7 - 0,01 \left( \frac{242800}{22,4} - 1931,2 \right) - \right.$$

$$\left. - (1 + 0,21 + 0,01 - 0,21 \cdot 0,01) 100,5 \right] = 13\,994 \text{ кДж/кг C};$$

$$q_{\text{C}_d} = (117940/12) - (22,4/12) 422,1 = 9038 \text{ кДж/кг C};$$

$$q_{\text{CaO}} = 1932 \text{ кДж/кг CaO};$$

$$q_{\text{SiO}_2} = 1764 + 1764 + 1932 = 5460 \text{ кДж/кг SiO}_2;$$

$$q_{\text{Al}_2\text{O}_3} = 1764 - 840 + 1764 + 3192 = 5880 \text{ кДж/кг Al}_2\text{O}_3;$$

$$q_{\text{S}_{\text{сульф}}} = 28\,787 + 2,25 \cdot 1764 = 32\,756 \text{ кДж/кг S}_{\text{сульф}};$$

$$q_{\text{S}} = 11012 + 2,25 \cdot 1764 = 14\,981 \text{ кДж/кг S};$$

$$q_{\text{P}} = 25\,066 + 1176 + 13\,994 - 9038 - 4767 = 26\,431 \text{ кДж/кг P};$$

$$q_{\text{MnMnO}} = (7388 + 0,073 \cdot 13\,994 + 0,218 \cdot 4956 + 1176 \cdot 1,073 - 584) 0,55 + \\ + (1,29 \cdot 1764 - 496) 0,45 = 6392 \text{ кДж/кг MnMnO};$$

$$q_{\text{MnMnO}_2} = 6392 - 2902 = 3490 \text{ кДж/кг MnMnO}_2;$$

$$q_{\text{MnMn}_3\text{O}_4} = 6392 - 315 = 6077 \text{ кДж/кг MnMn}_3\text{O}_4;$$

$$q_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = (270\,610/56) 0,28 + 0,043 \cdot 13\,994 + \\ + (12/56) \cdot (13\,994 - 9038) 0,28 +$$

$$+ 1,043 \cdot 1176 = 3482 \text{ кДж/кг FeFeO};$$

$$q_{\text{FeFe}_2\text{O}_3} = 3482 + 2554 \cdot 0,28 + (12/112) (13\,994 - 9038) 0,28 = \\ = 4347 \text{ кДж/кг FeFe}_2\text{O}_3;$$

$$q_{\text{Si}} = [14\,549 + (13\,994 - 9038)(24/60) + 1176(28/60) - \\ - 1344 - (1764 + 1764 + 1932)] (0,8 \cdot 60) / (100 \cdot 28) = \\ = 1764 \text{ кДж/кг материала};$$



$$q_{H_2O} = 4200 + 0,3 [(242 \cdot 800/18) + (13 \cdot 994 - 9038)(12/18)] 10,28 -$$

$$- [(284 \cdot 260 - 242 \cdot 800)/18] 0,72 = 4935 \text{ кДж/кг } H_2O_{\text{тигр}}$$

$$q_{CO_2} = [(284 \cdot 260/44) + (13 \cdot 994 - 9038)(12/44)] 10,28 =$$

$$= 2188 \text{ кДж/кг } CO_2.$$

*Тепловой эквивалент рудной смеси:*

$$q_{p,см} = 0,1249 \cdot 5460 + 0,0236 \cdot 5880 + 0,0002 \cdot 32 \cdot 756 \cdot 0,85 +$$

$$+ 0,0003 \cdot 26 \cdot 431 + 0,1456(56/72) \cdot 3482 + 0,6016(112/160) \cdot 4347 +$$

$$+ 0,0008 \cdot 6392 + 0,0036 \cdot 4935 - (0,0946 + 0,0047) 1932 +$$

$$+ 176 \cdot 0,5586 = 2978 \text{ кДж/кг рудной смеси.}$$

*Тепловой эквивалент марганцевой руды:*

$$q_{м,р} = 0,2 \cdot 5460 + 0,06 \cdot 5880 + 0,0022 \cdot 26 \cdot 431 + 0,05 \cdot 4347(112/160) +$$

$$+ 0,38 \cdot 3490 + 0,06 \cdot 4935 + 176 \cdot 0,2586 - (0,02 + 0,003) 1932 =$$

$$= 3280 \text{ кДж/кг марганцевой руды.}$$

*Тепловой эквивалент известняка:*

$$q_{изв} = 0,016 \cdot 5460 + 0,008 \cdot 5880 + 0,0012 \cdot 14981 \cdot 0,85 + 0,0001 \cdot 26 \cdot 431 +$$

$$+ 0,007(112/160) \cdot 4347 + 0,4237 \cdot 2188 + 176 \cdot 0,0053 =$$

$$= 1096 \text{ кДж/кг известняка.}$$

*Тепловой эквивалент золы кокса:*

$$q_A = 0,4 \cdot 5460 + 0,24 \cdot 5880 + 0,006 \cdot 26431 + 0,267(112/160) \cdot 4347 +$$

$$+ 0,0018 \cdot 6077 - (0,0048 + 0,0014) 1932 = 4565 \text{ кДж/кг золы.}$$

*Тепловой эквивалент кокса:*

$$q_k = -C_k(q_C - Z_C) + A_q + Sn_s q_{св},$$

где  $C_k$  — содержание углерода в коксе.

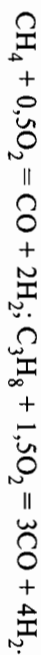
$$q_k = -0,83(13994 - 1260) + 0,1323 \cdot 4565 + 0,0181 \cdot 0,85 \cdot 14981 =$$

$$= -9811 \text{ кДж/кг кокса.}$$

*Тепловой эквивалент природного газа рассчитывают последовательно.*

1. В  $10 \text{ м}^3$  природного газа содержится 96%  $CH_4$ , или  $9,6 \text{ м}^3 CH_4$ , или  $9,6 (16/22,4) = 6,86 \text{ кг } CH_4$ ; 3,0%  $C_3H_8$ , или  $0,3 \text{ м}^3 C_3H_8$ , или  $0,3 (44/22,4) = 0,59 \text{ кг } C_3H_8$ ; 1%  $N_2$ , или  $0,1 \text{ м}^3 N_2$ , или  $0,1 (28/22,4) = 0,13 \text{ кг } N_2$ . Итого вносится  $7,58 \text{ кг}$  природного газа.

2. На сгорание природного газа требуется кислорода по реакциям неполного горения



Следовательно, потребность в кислороде составляет  $9,6 \cdot 0,5 + 0,3 \cdot 1,5 = 5,25 \text{ м}^3$ .

3. Содержание кислорода на единицу влажного дутья

$$O_d = \omega(1 - f) + 0,5f = 0,21 \cdot 0,99 + 0,01 \cdot 0,5 = 0,2129 \text{ м}^3 O_2/\text{м}^3 \text{ дутья.}$$

4. Для горения газа требуется дутья:  $5,25/0,2129 = 24,66 \text{ м}^3$ .

5. Количество водяных паров в дутье составляет  $24,66 \cdot 0,01 = 0,25 \text{ м}^3$ , или  $0,25 (18/22,4) = 0,20 \text{ кг}$ .

6. Количество сухого дутья:  $24,66 - 0,25 = 24,41 \text{ м}^3$ ; количество азота дутья:  $24,41 \cdot 0,79 = 19,28 \text{ м}^3$ , или  $19,28(28/22,4) = 24,10 \text{ кг}$ ; количество кислорода сухого дутья:  $24,41 \cdot 0,21 = 5,13 \text{ м}^3$ , или  $5,13 (32/22,4) = 7,33 \text{ кг}$ .

7. Масса влажного дутья:  $0,20 + 24,10 + 7,33 = 31,63 \text{ кг}$ .

8. Количество и состав образующегося горючего газа. При реакции горения из одного объема  $CH_4$  образуются один объем  $CO$  и два объема  $H_2$ , а из одного объема  $C_3H_8$  образуются три объема  $CO$  и четыре объема  $H_2$ . Кроме того, водород поступает из паров воды по реакции  $H_2O = H_2 + 0,5O_2$  (один объем водорода из одного объема водяного пара). Следовательно, количество образующегося водорода составит

$$9,6 \cdot 2 + 0,3 \cdot 4 + 0,25 = 20,65 \text{ м}^3;$$

количество монооксида углерода:  $9,6 \cdot 1 + 0,3 \cdot 3 = 10,5 \text{ м}^3$ ;

количество азота:  $19,28 + 0,1 = 19,38 \text{ м}^3$  (где  $0,1$  — содержание азота во вдуваемом газе,  $\text{м}^3$ ). Итого образуется  $50,53 \text{ м}^3$  газа.

9. Расход водорода на восстановительные процессы (в  $\text{м}^3$ ) при сжигании использованного водорода  $\eta_{H_2} = 0,40$ :

$$20,65 \cdot 0,4 = 8,26.$$

Количество водорода, переходящего в колгашниковый газ:  $20,65 - 8,26 = 12,39 \text{ м}^3$ .

10. Количество кислорода шихты, отнимаемого дополнительно водородом природного газа. При реакции восстановления оксидов же-

леза водородом один объем водорода отнимает от шихты половину объема кислорода. Например,  $\text{FeO} + \text{H}_2 = \text{Fe} + \text{H}_2\text{O}$ . Тогда количество кислорода шихты, отнимаемого дополнительно водородом, составит  $8,26 \cdot 0,5 = 4,13 \text{ м}^3$ .

11. Тепловой эквивалент природного газа по формуле (4.300)

$$q_{\text{пр}} = 1660 \text{ CO}_{\text{CH}_4} + 3380 \text{ CO}_{\text{C}_3\text{H}_8} + V_{\text{д}} W_{\text{д}}^{\text{д}} - V_{\text{пр.гор}} W_{\text{пр.гор}}^{\text{пр.гор}}$$

Из  $10 \text{ м}^3$  природного газа образуется  $9,6 \text{ м}^3 \text{ CO}_{\text{CH}_4}$ ;  $0,9 \text{ м}^3 \text{ CO}_{\text{C}_3\text{H}_8}$ . Для сжигания  $10 \text{ м}^3$  природного газа требуется  $24,66 \text{ м}^3$  дутья и образуется  $50,53 \text{ м}^3$  продуктов сгорания. Поскольку тепловой эквивалент рассчитывают на  $1 \text{ м}^3$ , все эти величины следует уменьшить в  $10$  раз.

Энтальпия горячего дутья

$$W_{\text{д}}^{\text{д}} = (1 - \beta) W_{\text{O}_2, \text{N}_2}^{\text{д}} - \int \left( \frac{242800}{22,4} - W_{\text{H}_2\text{O}}^{\text{д}} \right) = 0,99 \cdot 1569 =$$

$$= 0,01[(242800/22,4) - 1931] = 1464 \text{ кДж/м}^3.$$

Таблица 4.27

Металлообразующие составляющие шихты, %/кг

Компоненты	Расход, кг	Fe	Mn	P	S
Рудная смесь	175,27	53,35/93,51	0,08/0,14	0,03/0,05	0,02/0,04
Марганцевая руда	2,02	3,50/0,07	38,0/0,77	0,22/0,004	—/—
Известняк	22,46	0,49/0,11	—/—	0,01/0,003	0,12/0,03
Кокс	52,97	2,47/1,31	0,24/0,13	0,03/0,02	1,81/0,96
Переходит в шлак, кг	—	95,00	1,04	0,08	1,03
Переходит в газ, кг	—	0,48 <sup>1</sup>	0,47 <sup>2</sup>	—	0,876 <sup>3</sup>
Остается в чугуне <sup>4</sup> , кг	—	94,52	0,57	0,08	0,103 <sup>3</sup>
					0,051

<sup>1</sup> Для определения количества железа, переходящего в шлак, необходимо общую сумму перехода железа (94,99 кг) умножить на коэффициент перехода железа в шлак (0,005). <sup>2</sup> Марганец, переходящий в шлак, согласно коэффициенту распределения составляет 45% суммарного количества марганца, поступившего в печь. <sup>3</sup> Коэффициент перехода серы в шлак и газ соответственно 0,85 и 0,10. <sup>4</sup> S = 100,02 кг с учетом того, что в чугуне должно содержаться еще 0,8% Si и 4% C.

Таблица 4.28

Шлакообразующие составляющие шихты, %/кг

Компоненты	Расход, кг	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
Рудная смесь	175,27	12,49/(21,89)	2,36/(4,14)	9,46/(16,58)	0,47/(0,82)
Марганцевая руда	2,02	20,00/(0,40)	6,00/(0,12)	2,00/(0,04)	0,30/(0,01)
Известняк	22,46	1,60/(0,36)	0,80/(0,18)	53,50/(12,02)	0,70/(0,16)
Кокс	52,97	5,69/(3,01)	3,18/(1,68)	0,64/(0,34)	0,19/(0,10)
Переходит в чугун, кг	—	25,66	6,12	—	1,10
Остается в шлаке <sup>*</sup> , кг	—	23,95	6,12	28,98	1,10
Состав шлака, %	—	38,74	9,90	46,88	1,78

<sup>\*</sup> Кроме SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO и MgO, в шлаке содержатся FeO, MnO, S; количество FeO в шлаке получают пересчетом, исходя из количества железа, переходящего в шлак (табл. 4.27):  $0,48(72/56) = 0,62 \text{ кг}$ ; количество MnO равно  $0,47(71/55) = 0,61 \text{ кг}$ . При пересчете серы в шлак происходит реакция  $\text{CaO} + \text{S} = \text{CaS} + 0,5\text{O}_2$ . В шлак переходит 32 кг S, но в газ улетит 16 кг O<sub>2</sub>, поэтому общая масса шлака увеличивается не на полную массу серы, переходящей в шлак (0,876 кг в табл. 4.27), а лишь наполовину (0,44 кг). Итого общее количество шлака  $\Sigma = 61,82 \text{ кг}$ . Конечный состав шлака, %: 38,74 SiO<sub>2</sub>; 9,90 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 46,88 CaO; 1,78 MgO; 1,00 FeO; 0,99 MnO и 0,71 S.

Тогда

$$q_{\text{пр}} = 1660 \cdot 0,96 + 3380 \cdot 0,09 + 2,47 \cdot 1464 - 5,05 \cdot 422,1 = 3385 \text{ кДж/м}^3.$$

Общее уравнение для определения расхода кокса

$$q_{\text{к}} K + q_{\text{пр}} \Gamma = q_{\text{р.см}} P + q_{\text{м.р}} M + q_{\text{изв}} И + q_{\text{изв}}^{\text{з}} K, \quad (4.306)$$

где P — расход рудной смеси, кг/100 кг чугуна; M — расход марганцевой руды, кг/100 кг чугуна; И — расход известняка, кг/100 кг чугуна; Γ — расход природного газа, м<sup>3</sup>/100 кг чугуна;

$$K = \frac{q_{\text{р.см}} P + q_{\text{м.р}} M + q_{\text{изв}} И - q_{\text{пр}} \Gamma}{q_{\text{к}} - q_{\text{изв}}^{\text{з}}}; \quad (4.307)$$

$$K = (177,94 \cdot 2978 + 2,05 \cdot 3280 + 14,51 \cdot 1096 - 10 \cdot 3385) / (981 - 1096 \cdot 0,1542) = 53,78 \text{ кг};$$

$$z_K = z'K = 53,78 \cdot 0,1542 = 8,29 \text{ кг}.$$

Общий расход известняка:  $14,51 + 8,29 = 22,80 \text{ кг}$ .

Полный выход чугуна составляет:  $177,94 \cdot 0,5586 + 2,05 \cdot 0,2586 + 22,80 \cdot 0,0053 + 53,78 \cdot 0,0275 = 101,527$ .

Расход рудной смеси:  $(177,94/101,527)100 = 175,27 \text{ кг}$ .

Расход марганцевой руды:  $(2,05/101,527)100 = 2,02 \text{ кг}$ .

Расход известняка:  $(22,80/101,527)100 = 22,46 \text{ кг}$ .

Расход кокса:  $(53,78/101,527)100 = 52,97 \text{ кг}$ .

Состав чугуна и шлака приведен в табл. 4.27, 4.28.

Проверка основности шлака:  $(CaO + MgO)/(SiO_2 + Al_2O_3) = (46,88 + 1,78)/(38,74 + 9,90) = 1,0$ , т. е. основность шлака соответствует заданной.

#### 4.9.1.4. Определение состава колошникового газа доменной плавки

1. Количество кислорода шихты, переходящего в газ.

Кислород оксидов железа, кг:

$$0,6016 \cdot 175,27(48/160) + 0,1456 \cdot 175,27(16/72) + 0,052 \cdot 0,02(48/160) + 0,007 \cdot 22,46(48/160) + 0,0353 \cdot 52,97(48/160) - 0,62 \cdot (16/72) = 37,80.$$

Кислород оксидов марганца, кг:

$$0,001 \cdot 175,27(16/71) + 0,602 \cdot 2,02(32/87) + 0,0033 \cdot 52,97(64/229) - 0,61 \cdot (15/71) = 0,40.$$

Кислород оксида фосфора, кг:

$$0,0007 \cdot 175,27(80/142) + 0,005 \cdot 2,02(80/142) + 0,0003 \cdot 22,46(80/142) + 0,0008 \cdot 52,97(80/142) = 0,09.$$

\* Количество  $FeO$ , переходящего в шлак.

\* Количество  $MnO$ , переходящего в шлак.

Кислород оксида кремния, кг:  $0,8(32/28) = 0,91$ . Кислород флюсов и летучих (принято, что в летучих кокса содержится  $0,3\% CO_2$  в пересчете на кокс):

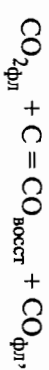
$$0,4237 \cdot 22,46(32/44) + 0,003 \cdot 52,97(32/44) = 7,04 \text{ кг},$$

$$\text{или } 7,04(22,4/32) = 4,93 \text{ м}^3.$$

$$\text{Итого: } O_{\text{ш}} = 37,80 + 0,40 + 0,09 + 0,91 + 7,04 = 46,24 \text{ кг},$$

$$\text{или } 46,24(22,4/32) = 32,37 \text{ м}^3.$$

2. Углерод прямого восстановления. Для упрощения принято, что степень прямого (непрямого) восстановления относится к кислороду углекислоты флюса и летучих. Иначе говоря, предполагается протекание условных реакций:



из которых следует, что половина кислорода флюса не принимает участия в восстановительных процессах. Тогда кислород шихты, отнятый прямым путем, кг:

$$O_d = O_{\text{ш}} R_d - 0,5 O_{\text{фл}} = 46,24 \cdot 0,28 - 0,5 \cdot 7,04 = 9,43 \text{ кг}.$$

При прямом восстановлении на 1 атом кислорода тратится 1 атом углерода:

$C + 0,5 O_2 = CO$ , т. е. количество углерода, затраченного на восстановление, составит, кг:

$$C_d = 9,43(12/16) = 7,07.$$

3. Количество углерода, сжигаемого у фурм, кг:

$$C_{\text{ф}} = C_{\text{к}} - C_d - C_{\text{у}} = 52,97 \cdot 0,83 - 7,07 - 4,0 = 32,90,$$

где  $C_{\text{к}}$ ,  $C_d$  и  $C_{\text{у}}$  — количество углерода соответственно в коксе, на прямое восстановление и в чугуне.

4. Количество кислорода, необходимое для сжигания углерода у фурм, м<sup>3</sup>:

$$C + 0,5 O_2 = CO;$$

$$O_d = C_{\text{ф}}(22,4/12 \cdot 2) = 32,90(22,4/12 \cdot 2) = 30,71.$$

5. Количество кислорода в единице дутья:

$$O'_d = \omega(1 - \beta) + 0,5f = 0,21 \cdot 0,99 + 0,005 = 0,2129 \text{ м}^3 O_2/\text{м}^3 \text{ дутья}.$$

6. Количество азота в единице дутья:

$$N'_d = (1 - \omega) (1 - \beta) = 0,79 \cdot 0,99 = 0,7821 \text{ м}^3 N_2/\text{м}^3 \text{ дутья.}$$

7. Необходимое количество влажного дутья,  $\text{м}^3$ :  $30,71/0,2129 = 144,25$ .

В дутье содержится влаги:

$$144,25 \cdot 0,1 = 14,44 \text{ м}^3 \text{ H}_2\text{O, или } 1,44(18/22,4) = 1,16 \text{ кг.}$$

Количество сухого дутья,  $\text{м}^3$ :  $144,25 - 1,44 = 142,81$ .

Количество кислорода в сухом дутье:

$$142,81 \cdot 0,21 = 29,99 \text{ м}^3, \text{ или } 29,99(32/22,4) = 42,86 \text{ кг.}$$

Количество азота в сухом дутье:

$$142,81 \cdot 0,79 = 112,82 \text{ м}^3, \text{ или } 112,82(28/22,4) = 141,03 \text{ кг.}$$

Масса дутья, кг:  $1,16 + 42,86 + 141,03 = 185,05$ .

8. Количество свободного водорода и метана в коксе. Состав летучих меняется практически мало. В связи с этим имеет смысл задать определенное постоянное содержание метана и водорода в коксе, %:  $0,4 \text{ CH}_4$  и  $0,4 \text{ H}_2$ .

9. Количество метана колошникового газа:

$$52,97 \cdot 0,004 = 0,21 \text{ кг, или } 0,21(22,4/16) = 0,29 \text{ м}^3.$$

10. Количество водорода колошникового газа  $\text{H}_{2, \text{кг}}$  без учета вдуваемого природного газа:

$$\text{H}_{2, \text{кг}} = \text{H}_{2, \text{к}} + \text{H}_{2, \text{д}} + \text{H}_{2, \text{гидр}} - \text{H}_{2, \text{восст}},$$

где  $\text{H}_{2, \text{к}}$  — водород кокса;  $\text{H}_{2, \text{д}}$  — водород дутья.

По условиям плавки 30% внесенной в печь гидратной воды разлагается с получением водорода:

$$\text{H}_{2, \text{гидр}} = 0,3(0,0036 \cdot 175,27 + 0,06 \cdot 2,02) = 0,22 \text{ кг}$$

с образованием  $0,22(2/18) = 0,021 \text{ кг}$  водорода.

Степень использования водорода в восстановительных процессах по условиям плавки составляет 40%, т. е. 60% водорода, поступающего в печь, переходит в колошниковый газ:

$$\text{H}_{2, \text{кг}} = [0,004 \cdot 52,97 + 1,16(2/18) + 0,021] \cdot 0,6 = 0,22 \text{ кг, или } 0,22(22,4/2) = 2,46 \text{ м}^3.$$

11. Количество водорода, израсходованного на восстановление без учета природного газа:

$$\text{H}_{2, \text{восст}} = 0,22(0,4/0,6) = 0,15 \text{ кг, или } 0,15(22,4/2) = 1,68 \text{ м}^3.$$

12. Количество водорода, израсходованного на восстановление с учетом природного газа:

$$1,68 + 8,26 = 9,94 \text{ м}^3.$$

13. Содержание водорода колошникового газа с учетом природного газа:

$$2,46 + 12,39 = 14,85 \text{ м}^3, \text{ или } 14,85(2/22,4) = 1,33 \text{ кг.}$$

14. Количество кислорода шихты, отнятого водородом. Поскольку каждый моль водорода отнимает половину моля кислорода шихты,

$$\text{O}_{\text{H}_2} = 9,94 \cdot 0,5 = 4,97 \text{ м}^3.$$

15. Количество диоксида углерода колошникового газа:

$$\begin{aligned} \text{CO}_{2, \text{кг}} &= (\text{O}_{\text{ш}} - \text{O}_{\text{фл}} - \text{O}_{\text{H}_2}) 2R_i + R_i \text{O}_{\text{фл}} = \\ &= (32,37 - 4,93 - 4,97) 2 \cdot 0,72 + 0,72 \cdot 4,93 = 36,39 \text{ м}^3, \end{aligned}$$

или  $36,39(44/22,4) = 71,47 \text{ кг.}$

16. Газифицируется углерода шихты без учета природного газа:

$$\text{C}_r = \text{C}_k + \text{C}_{\text{фл}} - \text{C}_y = 52,97 \cdot 0,83 + 7,04(12/32) - 4 = 42,61 \text{ кг.}$$

17. Количество углерода монооксида углерода без учета природного газа:

$$\text{C}_{\text{CO}} = \text{C}_r - \text{C}_{\text{CO}_2} = 42,61 - 71,47(12/44) = 23,10 \text{ кг.}$$

18. Количество монооксида углерода газа без учета природного газа:

$$\text{CO} = 23,10(28/12) = 53,92 \text{ кг, или } 53,92(22,4/28) = 43,14 \text{ м}^3.$$

19. Количество монооксида углерода с учетом природного газа:

$$43,14 + 10,5 = 53,64 \text{ м}^3, \text{ или } 53,64(28/22,4) = 67,06 \text{ кг.}$$

20. Количество азота колошникового газа:

$$112,82 + 19,38 = 132,20 \text{ м}^3, \text{ или } 132,20(28/22,4) = 165,25 \text{ кг.}$$

Состав колошникового газа следующий, %:

Содержание в газе:	CO <sub>2</sub>	CO	N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	S
кг	71,47	76,06	165,25	1,33	0,21	305,32
м <sup>3</sup>	36,39	53,64	132,20	14,85	0,29	237,37
%	15,33	22,60	55,69	6,26	0,12	100,0

## 21. Проверка степени непрямого восстановления:

$$R_i = \frac{0,5\text{CO}_2 + 0,5\left(\frac{\eta_{\text{H}_2}}{1 - \eta_{\text{H}_2}}\right)\text{H}_2}{\text{CO}_2 + 0,5\text{CO} + 0,5\left(\frac{\eta_{\text{H}_2}}{1 - \eta_{\text{H}_2}}\right)\text{H}_2 - \beta\text{N}_2}$$

где  $\beta = O'/N'_{\text{д}} = 0,2129/0,7821 = 0,2722$ .

$$R_i = \frac{0,5 \cdot 36,39 + 0,4 / (1 - 0,4) 14,85 \cdot 0,5}{36,39 + 26,82 + 0,4 / (1 - 0,4) 14,85 \cdot 0,5 - 0,2722 \cdot 132,20} = 0,72$$

## 4.9.1.5. Расчет материального и теплового балансов плавки

### Материальный баланс плавки

Задано, кг:	Получено, кг:
Рудная смесь	Чугун
Марганцевая руда	Шлак
Известняк	Газ
Кокс	Пары воды
Природный газ	Итого
Дутье для сжигания углерода	
Дутье для сжигания природного газа	
Итого	

Невязка баланса:  $\frac{476,98 - 475,62}{476,98} \cdot 100 = 0,28\%$ .

\* Пары воды являются продуктом восстановления шихты водородом. Согласно расходу газа на восстановление потреблено 9,94 м<sup>3</sup> водорода с получением 9,94(18/22,4) = 7,95 кг воды. Количество неразложившейся гидратной воды: 0,0036·170,27 + 0,062·0,22 = 0,53 кг. Всего воды, кг: 7,95 + 0,53 = 8,48.

Тепловой баланс доменной плавки. Расчет теплового баланса ведут на 1 кг чугуна по методу диссоциаций.

### А. Приход тепла

1. Тепло от сгорания углерода у фурм:

$$q_1 = (117 \cdot 940/12)C_{\text{ф}} \cdot 0,01 = (117 \cdot 940/12)32,90 \cdot 0,01 = 3234 \text{ кДж.}$$

2. Тепло окисления углерода прямого восстановления:

$$q_2 = (117 \cdot 940/12)C_{\text{д}} \cdot 0,01 = (117 \cdot 940/12)7,07 \cdot 0,01 = 693 \text{ кДж.}$$

3. Тепло дотгорания монооксида углерода в диоксид углерода:

$$q_3 = (284 \cdot 260/22,4)V_{\text{CO}_2} \cdot 0,01 = (284 \cdot 260/22,4)36,39 \cdot 0,01 = 4557 \text{ кДж,}$$

где  $V_{\text{CO}_2}$  — количество CO<sub>2</sub> в колошниковом газе, м<sup>3</sup>.

4. Тепло окисления водорода:

$$q_4 = (242 \cdot 800/22,4)V_{\text{H}_2} \cdot 0,01 = (242 \cdot 800/22,4)9,27 \cdot 0,01 = 1075 \text{ кДж,}$$

где  $V_{\text{H}_2}$  — количество водорода, израсходованного на восстановление, м<sup>3</sup>.

5. Тепло сгорания природного газа:

$$q_5 = (1660\text{CO}_{\text{CH}_4} + 3380\text{CO}_{\text{C}_3\text{H}_8}) \cdot 0,01 = (1660 \cdot 9,6 + 3380 \cdot 0,9) \cdot 0,01 = 189 \text{ кДж.}$$

6. Физическое тепло дутья:

$$q_6 = (V_{\text{сух.д}} W_{\text{O}_2}^{\text{т.д.}} + V_{\text{H}_2\text{O.д}} W_{\text{H}_2\text{O}}^{\text{т.д.}}) \cdot 0,01,$$

где  $V_{\text{сух.д}}$  — объем сухого дутья (складывается из дутья, идущего на сжигание углерода кокса и природного газа), м<sup>3</sup>;

$$V_{\text{сух.д}} = 142,81 + 24,41 = 167,22;$$

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 2,44 + 0,25 = 1,69;$$

$$q_6 = (167,22 \cdot 1569 + 1,69 \cdot 1931) \cdot 0,01 = 2659 \text{ кДж.}$$

Итого приход тепла: 3234 + 693 + 4557 + 1075 + 189 + 2659 = 12407 кДж.

### Б. Расход тепла

1. Тепло диссоциации оксидов:

а) оксид (III), диссоциация  $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 2\text{Fe} + 1,5\text{O}_2 - 827 \cdot 020 \text{ кДж}$ ; количество кислорода  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  составит:  $0,6016 \cdot 175,27(48/160) + 0,052 \cdot 02(48/160) + 0,0007 \cdot 22,46(48/160) + 0,0353 \cdot 52,97(48/160) = 32,27 \text{ кг}$ , расход тепла на диссоциацию:

$$q'_{1a} = (827\ 020/48)32,27 \cdot 0,01 = 5543\ \text{кДж};$$

б) оксид (II), диссоциация  $\text{FeO} = \text{Fe} + 0,5\text{O}_2 - 270\ 610\ \text{кДж}$ ; количество кислорода  $\text{FeO}$  составит:  $0,1456 \cdot 175,27(16/72) - 0,60(60/72) = 5,54\ \text{кг}$ ; расход тепла на диссоциацию:

$$q'_{1b} = (270610/16)5,54 \cdot 0,01 = 937\ \text{кДж};$$

в) оксид (II), диссоциация  $\text{MnO} = \text{Mn} + 0,5\text{O}_2 - 406\ 220\ \text{кДж}$ ; количество кислорода  $\text{MnO}$  составит:  $0,001 \cdot 175,27(16/71) - 0,61(16/71) = -0,09\ \text{кг}$ ; расход тепла на диссоциацию:

$$q'_{1v} = -(406\ 220/16)0,09 \cdot 0,01 = -21\ \text{кДж};$$

г) оксид (II-III), диссоциация  $\text{Mn}_3\text{O}_4 = 3\text{Mn} + \text{O}_2 - 1\ 450\ 840\ \text{кДж}$ ; количество кислорода  $\text{Mn}_3\text{O}_4$  составит:  $0,0033 \cdot 52,97(64/229) = 0,05\ \text{кг}$ ; расход тепла на диссоциацию:

$$q'_{1r} = (1\ 450\ 840/64)0,05 \cdot 0,01 = 13\ \text{кДж};$$

д) диоксид, диссоциация  $\text{MnO}_2 = \text{Mn} + \text{O}_2 - 530\ 880\ \text{кДж}$ ; количество кислорода  $\text{MnO}_2$  составит:  $0,602 \cdot 2,02(32/87) = 0,45\ \text{кг}$ ; расход тепла на диссоциацию:

$$q'_{1d} = (530\ 880/32)0,45 \cdot 0,01 = 76\ \text{кДж};$$

е) оксид, диссоциация  $\text{P}_2\text{O}_5 = 2\text{P} + 2,5\text{O}_2 - 1\ 554\ 000\ \text{кДж}$ ; количество кислорода  $\text{P}_2\text{O}_5$  составит  $0,09\ \text{кг}$ ; расход тепла на диссоциацию:

$$q'_{1e} = (1\ 554\ 000/80)0,09 \cdot 0,01 = 21\ \text{кДж};$$

ж) диссоциация  $\text{SiO}_2 = \text{Si} + \text{O}_2 - 872\ 970\ \text{кДж}$ ; количество кислорода  $\text{SiO}_2$  составит  $0,91\ \text{кг}$ ; расход тепла на диссоциацию:

$$q'_{1ж} = (872\ 970/32)0,91 \cdot 0,01 = 248\ \text{кДж}.$$

Общий расход тепла на диссоциацию оксидов:

$$q'_1 = 5543 + 937 - 21 + 13 + 76 + 21 + 248 = 6817\ \text{кДж}.$$

2. Тепло на перевод серы в шлак (см. табл. 4.28):

$$q'_2 = 28\ 787 \cdot 0,88 \cdot 0,01 = 260\ \text{кДж}.$$

3. Тепло на разложение известняка. Известняк разлагается по реакции  $\text{CaCO}_3 = \text{CaO} + \text{CO}_2 - 178\ 500\ \text{кДж}$ ; количество  $\text{CO}_2$  флюса составит:  $0,4237 \cdot 22,46 = 9,51\ \text{кг}$ ; расход тепла на диссоциацию флюса:

$$q'_3 = (178\ 500/44)9,51 \cdot 0,01 = 386\ \text{кДж}.$$

4. Тепло на разложение части  $\text{CO}_2$  флюса; часть  $\text{CO}_2$  флюса и летучих разлагается по реакции  $\text{CO}_2 = \text{CO} + 0,5\text{O}_2 - 284\ 260\ \text{кДж}$ ; расход тепла:

$$q'_4 = (284\ 260/32)7,04 \cdot 0,01 = (284\ 260/32)7,04 \cdot 0,28 \cdot 0,01 = 176\ \text{кДж}.$$

5. Тепло на разложение влаги дутья:

$$q'_5 = (242\ 800/22,4)1,69 \cdot 0,01 = 185\ \text{кДж}.$$

6. Унос тепла чугуном:  $q'_6 = 1176\ \text{кДж}$ .

7. Унос тепла шлаком:  $q'_7 = Q_{\text{шл}} \cdot \text{III} = 1764 \cdot 0,6182 = 1092\ \text{кДж}$ , где III — выход шлака, кг/кг чугуна.

8. Тепло испарения гипроскопической влаги, выделения и испарения гидратной воды:

а) тепло испарения гипроскопической влаги; количество гипроскопической влаги:

$$V_{\text{гипр}} = \left( \frac{M W_{\text{м}}}{100 - W_{\text{м}}} + \frac{K W_{\text{к}}}{100 - W_{\text{к}}} \right) 0,01,$$

где M — расход марганцевой руды; K — расход кокса;  $W_{\text{м}}$ ,  $W_{\text{к}}$  — содержание гипроскопической влаги соответственно в марганцевой руде и коксе, кг;

$$V_{\text{гипр}} = 2,02 \cdot 0,19/(1,00 - 0,19) + 52,97 \cdot 0,031/(1,00 - 0,031) = 2,25;$$

$$q'_{8a} = 24740 \cdot 2,25 \cdot 0,01 = 54\ \text{кДж};$$

б) тепло выделения и испарения гидратной воды; количество гидратной воды:  $0,0036 \cdot 175,27 + 0,06 \cdot 2,02 = 0,75\ \text{кг}$ ; на разложение гидратов и испарение воды расходуется  $4200\ \text{кДж/кг}$  воды, тогда

$$q'_{8b} = 4200 \cdot 0,75 \cdot 0,01 = 34\ \text{кДж} \text{ и } q'_8 = 54 + 34 = 88\ \text{кДж}.$$

9. Унос тепла коллоидным газом:

$$q'_9 = [(V_{\text{CO}} + V_{\text{H}_2} + V_{\text{N}_2})W_{\text{CO}}^{\text{к}} + V_{\text{CO}_2}W_{\text{CO}_2}^{\text{к}} + V_{\text{CH}_4}W_{\text{CH}_4}^{\text{к}} + V_{\text{H}_2\text{O}}W_{\text{H}_2\text{O}}^{\text{к}}]0,01,$$

где  $V_{\text{CO}}$ ,  $V_{\text{H}_2}$ ,  $V_{\text{N}_2}$ ,  $V_{\text{CO}_2}$ ,  $V_{\text{CH}_4}$  — количество соответствующих соединений в коллоидном газе, м<sup>3</sup>;  $V_{\text{H}_2\text{O}}$  — суммарное содержание влаги в газе (гипроскопической влаги, неразложившейся гидратной воды и



Тепловой баланс плавки

Таблица 4.29

Приход	кДж	%	Расход	кДж	%
Окисление углерода фурм	3234	26,10	Диссоциация оксидов	6817	54,96
Окисление углерода прямого восстановления	693	5,59	Переход серы в шлак	260	2,09
Окисление монооксида углерода	4557	36,67	Разложение карбонатов	386	3,11
Окисление водорода	1075	8,67	Разложение флюса	176	1,42
Окисление природного газа	189	1,53	Разложение влаги дутья	185	1,49
Физическое тепло горячего дутья	2659	21,44	Унос чугуном	1176	9,48
			Унос шлаком	1092	8,80
			Испарение влаги, разложение гидратов	88	0,71
			Унос газом	1063	8,57
Итого	12407	100,00	Тепловые потери	1163	9,37
			Итого	12407	100,00

воды, образовавшейся при восстановлении оксидов водородом);

$$q'_9 = [(53,64 + 132,20 + 14,85)396,9 + 36,39 \cdot 560,7 + (2,25 + 7,98)(22,4/18)464,9]0,01 = 1063 \text{ кДж.}$$

Итого:

$$\sum_9 q' = 6817 + 260 + 386 + 176 + 185 + 1176 + 1092 + 88 + 1063 = 11244 \text{ кДж.}$$

10. Тепловые потери определяют как разность:

$$q'_{10} = \sum_6 q - \sum_9 q' = 12407 - 11244 = 1163 \text{ кДж.}$$

Тепловой баланс плавки приведен в табл. 4.29.

## 4.9.2. Метод расчета Риста

В последнее время за рубежом активно используется метод расчета показателей доменной плавки, разработанный во Франции профессором А. Ристом.

### 4.9.2.1. Общее описание метода

Основными допущениями, положенными в основу этого метода, являются:

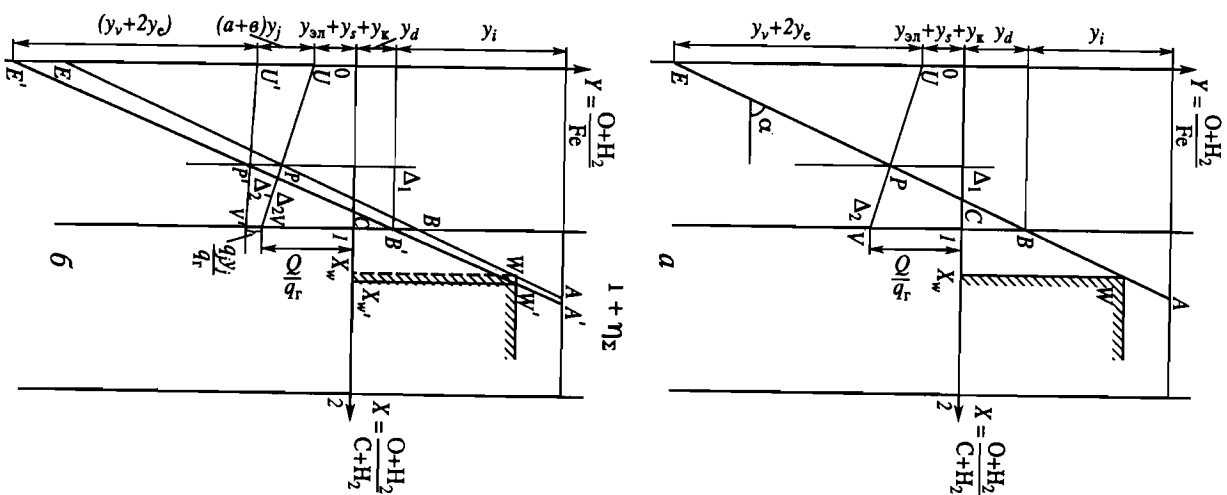
- теплообмен в шахте печи завершен, а теплопотребность доменной плавки в целом определяется потреблением тепла в нижней зоне печи;
- время пребывания шихтовых материалов в печи обеспечивает достижение равновесия между вязкотом шихты и газом-восстановителем;
- отсутствие флюса в шихте;
- металлизированное сырье в шихте не используется;
- вышние оксиды железа восстанавливаются до вязкотита непрямым путем;
- косвенное восстановление протекает без поглощения или выделения тепла;
- температура шихты и газа в химически резервной зоне заданы;
- распределение тепловых потерь между верхней и нижней зонами теплообмена заданы;
- распределение процессов в верхней и нижней зонах теплообмена задано.

По сравнению с методом Рама-Похвиснева можно не задаваться степенью развития непрямого восстановления и температурой коалесцирующего газа. При определении расхода тепла в нижней зоне (при расчете потерь тепла) расчет требует ориентировочной оценки возможного расхода кокса. Остальные особенности будут изложены ниже. Отметим однако, что точность расчета сильно связана с близостью принятых допущений реальным условиям плавки.

Расчет ведут, используя размерности атомов и молей.

Процесс массо- и теплообмена в печи А. Рист изобразил графически в виде так называемой «операционной прямой» (рис. 4.102) в координатах:

$$Y = \frac{O + N_2}{Fe}, \quad X = \frac{O + N_2}{C + N_2}, \quad (4.308)$$



**Рис. 4.102.** Операционная прямая для случая «идеальной» работы печи без вдувания углеводородов (*а*) и с вдуванием углеводородов (*б*)

Параметр  $X$  характеризует отношение суммы атомов кислорода и молей водорода к сумме атомов углерода и молей водорода в доменном газе по всей высоте печи от горна до колошника. Изменение абсциссы операционной прямой от т.  $B$  до т.  $A$  соответствует изменению окисленности газа при косвенном восстановлении оксидов:

$$X = \frac{\text{CO} + 2\text{CO}_2 + \text{H}_2 + 2\text{H}_2\text{O}}{\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}} = 1 + \frac{\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}}{\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}. \quad (4.309)$$

Тангенс угла наклона операционной прямой  $\alpha$  равен количеству печного газа

$$\mu = (C + H_2)/Fe \quad (4.310)$$

$$Y = -Y_E(X-1) + Y_B X. \quad (4.311)$$

Ординаты точек  $B$  и  $E$ :

Ординаты точек  $B$  и  $E$ :

$$Y_B = y_d \quad (4.312)$$

$$Y_E = -(y_{31} + y_S + y_K + ay_j + by_j + y_{\Pi} + 2e), \quad (4.313)$$

где  $y_d$  — кислород прямого восстановления оксидов железа, ат О/ат Fe;

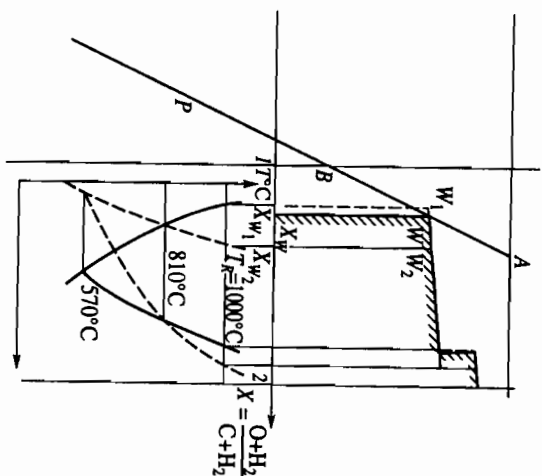


Рис. 4.103. Определение координат  $W$  при работе с вдуванием углеводоро-

димо задаваться этими величинами.

На рис. 4.103 диаграмма дополнена равновесными кривыми восстановления оксидов железа  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$ . Тогда

$$X_W = X_{W_1} + x_h(X_{W_2} - X_{W_1}), \quad (4.314)$$

где  $x_h$  — мольная доля водорода в газе:

$$x_h = \frac{\text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}{\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}, \quad (4.315)$$

$X_{W_2}$  — абсцисса т.  $W'$  для газа-восстановителя, состоящего из  $\text{H}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$ ;

$X_{W_1}$  — то же, для газа, состоящего из  $\text{CO}$  и  $\text{CO}_2$ .

Равновесные степени использования газа:

$$W_1 = X_{W_1} - 1 = \frac{\text{CO}}{\text{CO} + \text{CO}_2}; \quad (4.316)$$

$y_{\text{эл}}$  — кислород трудновосстанавливаемых элементов, ат  $\text{O}/\text{ат Fe}$ ;  $y_s$  — кислород  $\text{CaO}$ , газифицируемый при десульфурации чугуна, ат  $\text{O}/\text{ат Fe}$ ;  $y_k$  — водород кокса, моль  $\text{H}_2/\text{ат Fe}$ ;  $y_j$  — расход углеводородной добавки, моль добавки/ат  $\text{Fe}$ ;  $y_d$  — кислород дутья, ат  $\text{O}/\text{ат Fe}$ ;  $e$  — влажность дутья, моль  $\text{H}_2\text{O}/\text{ат Fe}$ ;  $a$  — число молей  $\text{H}_2$  в моле добавки;  $b$  — число молей  $\text{O}_2$  в моле добавки.

При достижении равновесия между воститом и печным газом операционная прямая проходит через т.  $W$ , координаты которой определяются степенью нестехиометричности востита и температурой резервной зоны. Поэтому для расчета необходи-

Таблица 4.30  
Равновесные значения степеней использования монооксида углерода  $W_1$  и водорода  $W_2$

Температура резервной зоны $T_p, ^\circ\text{C}$	$W_1$	$W_2$
850	0,333	0,361
875	0,324	0,368
900	0,315	0,375
925	0,307	0,382
950	0,299	0,389
975	0,292	0,396
1000	0,285	0,403
1025	0,279	0,410
1050	0,274	0,417

$$W_2 = X_{W_1} - 1 = \frac{\text{H}_2\text{O}}{\text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}. \quad (4.317)$$

Значения  $W_1$  и  $W_2$  приведены в табл. 4.30.

Для определения минимального расхода топлива кроме равновесной степени использования газа следует определить тепловые характеристики нижней зоны печи.

Операционная прямая в нижней части графика должна проходить некую т.  $P$ , которая лежит на пересечении двух прямых, условно обозначенных 1 и 2, описываемых следующими уравнениями:

$$\text{для 1-й: } X = \frac{q_r(1 + 2e)}{q_r(1 + 2e) + q_c + q_g + eq_e}; \quad (4.318)$$

$$\text{для 2-й: } Y = [y_{\text{эл}} + y_s + y_k + (a + e)y_j](x - 1) - \frac{Q + Yq_l}{q_r} X. \quad (4.319)$$

Вертикальная прямая 1 соответствует изменением расходных статей теплового баланса нижней зоны (тепло чугуна и шлака, тепловые потери, характеристики дополнительного топлива) при постоянных температуре и влажности дутья.

Наклонная прямая 2 соответствует неизменным расходным статьям теплового баланса нижней зоны печи и переменным температуре и влажности дутья.

#### 4.9.2. Расчет состава шихты и показателей доменной плавки

*Исходные данные.* Используем, по возможности, те же исходные данные, что приняты для расчета по методу Рама-Похвиснева.

1. Состав чугуна, %: 0,8 [Si]; 0,5 [Mn]; 0,051 [S]; 4,0 [C].
  2. Коэффициент перехода серы в газ  $\eta_{\text{газ}}^{\text{S}} = 0,1$ .
  3. Температура дутья 1100 °С.
  4. Влажность дутья  $\phi = 1\%$  или  $\lambda = 8 \text{ г/нм}^3$ .
  5. Содержание кислорода  $\omega = 21\%$ .
  6. Расход дополнительного топлива 100 нм<sup>3</sup>/т = 75,8 кг/т.
- Топливо содержит, %: 96 CH<sub>4</sub>; 3 C<sub>3</sub>H<sub>8</sub>; 1 N<sub>2</sub> или в пересчете на мас. %: 74,3 C; 24,0 H<sub>2</sub>; 1,7 N<sub>2</sub>.

Химический состав шихты приведен в табл. 4.25.

*Расчет расхода рудной смеси*

Окисленность железорудной смеси:

$$\left( \frac{\text{O}}{\text{Fe}} \right)_{\text{р.см}} = \left( 60,16 \frac{112}{160} \cdot 1,5 + 14,56 \frac{56}{72} \right) \frac{1}{53,35} = 1,4,$$

где 53,35 – содержание железа в рудной смеси.

Выход чугуна из компонентов шихты определяется аналогично рассчитанному в 4.9.1.3.

$$\begin{aligned} \chi_{\text{р.с}} &= 0,5586; \\ \chi_{\text{м.р}} &= 0,2586; \\ \chi_{\text{изв}} &= 0,0053; \\ \chi_{\text{к}} &= 0,0275. \end{aligned}$$

Уравнение по выходу чугуна:

$$0,5586 \text{ р.см} + 0,2586 \text{ м.р} + 0,0053 \text{ изв}^* = 100,$$

где р.см, м.р и изв – соответственно расходы железорудной смеси, марганцевой руды и известняка.

Уравнение баланса марганца:

$$-0,2393 \text{ р.см} + 20,7707 \text{ м.р} = \text{O}.$$

Уравнение по балансу основных и кислых оксидов:

$$-3,96 \text{ р.см} - 23,26 \text{ м.р} + 51,81 \text{ изв} = \text{O}.$$

\* По методу Риста, как указано выше, расход флюса не рассчитывается. Чтобы получить сравнительные данные, мы в этом случае считаем расход известняка по методу, приведенному в 4.9.1.3.

Расход флюса на ошлакование золы единицы кокса: 7,99/51,81 = 0,1542, а на ошлакование золы всего кокса – 0,1542 К, где К – расход кокса. Таким образом, как и в 4.9.1.3 получаем (на 100 кг чугуна): расход рудной смеси 177,94 кг, марганцевой руды 2,05 кг, известняка 14,51 кг.

*Определение расхода кокса*

Состав чугуна. Количество грамм-атомов\* железа в 1 т чугуна. Содержание железа в чугуне 95,145% (см. 4.9.1).

$$N_{\text{Fe}} = \frac{10^4 [\text{C}]}{12 N_{\text{Fe}}} = \frac{10^4 \cdot 4}{12 \cdot 16990} = 0,1962 \frac{\text{ат O}}{\text{ат Fe}}.$$

Количество атомов углерода на 1 атом железа:

$$\gamma = \frac{10^4 [\text{Mn}]}{55 N_{\text{Fe}}} = \frac{10^4 \cdot 4}{12 \cdot 16990} = 0,1962 \frac{\text{ат C}}{\text{ат Fe}}.$$

Количество атомов кислорода, отнимаемого от оксидов трудно-восстановимых элементов:

$$\gamma_{\text{Si}} = \frac{2 \cdot 10^4 [\text{Si}]}{28 N_{\text{Fe}}} = \frac{2 \cdot 10^4 \cdot 0,8}{28 \cdot 16990} = 0,0336 \frac{\text{ат O}}{\text{ат Fe}};$$

$$\gamma_{\text{Mn}} = \frac{10^4 [\text{Mn}]}{55 N_{\text{Fe}}} = \frac{10^4 \cdot 0,5}{55 \cdot 16990} = 0,0054 \frac{\text{ат O}}{\text{ат Fe}};$$

$$\gamma_{\text{P}} = \frac{10^4 [\text{P}]}{31 N_{\text{Fe}}} = \frac{10^4 \cdot 0,13}{55 \cdot 16990} = 0,0025 \frac{\text{ат O}}{\text{ат Fe}};$$

$$\gamma_{\text{эл}} = \gamma_{\text{Si}} + \gamma_{\text{Mn}} + \gamma_{\text{P}} = 0,0336 + 0,0054 + 0,0025 = 0,0415 \frac{\text{ат O}}{\text{ат Fe}}.$$

Затраты тепла на восстановление трудновосстановимых оксидов (выраженные числом атомов углерода, эквивалентным затратам тепла), включая растворение углерода в чугуне:

\* Далее везде грамм-атом обозначается ат.

$$\frac{\gamma q_{\gamma}}{q_r} = 0,109\gamma = 0,109 \cdot 0,1962 = 0,02139 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}},$$

где  $q_{\gamma}$  — тепловой эффект реакции образования карбида железа,  $q_r$  — тепловой эффект реакции газификации углерода (166,32 кДж/ат С);

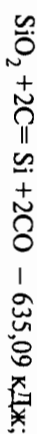
$$\frac{\gamma_{\text{Si}} q_{\text{Si}}}{q_r} = 1,9 \cdot 0,0336 = 0,06384 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}};$$

$$\frac{\gamma_{\text{Mn}} q_{\text{Mn}}}{q_r} = 1,64 \cdot 0,0054 = 0,00886 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}};$$

$$\frac{\gamma_r q_r}{q_r} = 1,46 \cdot 0,0025 = 0,00336 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}},$$

где коэффициенты 1,9, 1,64, 1,46 получены в результате деления величин тепловых эффектов реакции восстановления оксидов соответствующих элементов твердым углеродом на число атомов кислорода, переходящего в газ при этой реакции, на величину теплового эффекта реакции газификации углерода.

Например:



$$\frac{q_{\text{Si}}}{q_r} = \frac{635,09}{166,32 \cdot 2} = 1,9;$$

$$\frac{\gamma_{\text{эл}} q_{\text{эл}}}{q_r} = 0,02139 - 0,06384 + 0,00886 + 0,00336 = 0,09745 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}.$$

*Затраты тепла на расплавление и перегрев чугуна и шлака*

Выход и состав шлака определяются по методике, описанной в 4.9.1.3.

Выход шлака (см. табл. 4.27) равен 0,6182 т/т;

$$\frac{q_{\text{шл}}}{q_r} = \frac{10^3 \cdot \text{Ш} \cdot 1764}{q_r \cdot N_{\text{Fe}}} = \frac{618,2 \cdot 1764}{166,32 \cdot 16990} = 0,3859 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}},$$

где 1764 кДж/кг шлака — энтальпия шлака;

$$\frac{q_{\text{чуг}}}{q_r} = \frac{10^3 \cdot 1176}{q_r \cdot N_{\text{Fe}}} = \frac{1000 \cdot 1764}{166,32 \cdot 16990} = 0,4165 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}.$$

Количество кислорода, газифицированного по реакции  $\text{FeS} + \text{CaO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CaS} + \text{CO}$ :

$$\gamma_s = \frac{10^4 \cdot S_{\text{шл}} \cdot \text{Ш}}{32 N_{\text{Fe}} \cdot 10^3} = \frac{10^4 \cdot 0,92 \cdot 618,2}{32 \cdot 16990 \cdot 10^3} = 0,0105 \frac{\text{ат О}}{\text{ат Fe}}.$$

Количество молей водорода, кокса и затраты тепла на реакцию водного газа:

$$\gamma_s = \frac{10 \cdot K(\text{H}_2)_k}{2 N_{\text{Fe}}} \frac{\text{моль H}_2}{\text{ат Fe}};$$

где  $\gamma_k$  — водород кокса,  $\frac{\text{моль H}_2}{\text{ат Fe}}$ ;  $(\text{H}_2)_k$  — массовое содержание водорода в коксе (0,4%), и в данном случае следует задаться ориентировочным расходом кокса (для данного варианта 500 кг/т):

$$\gamma_k = \frac{10 \cdot 500 \cdot 0,4}{2 \cdot 16990} = 0,0589 \frac{\text{моль H}_2}{\text{ат Fe}}.$$

Затраты тепла:

$$\frac{\gamma_k q_k}{q_r} = \frac{\gamma_k W_2}{q_r} q_{\epsilon},$$

где  $W_2$  — равновесное отношение  $\frac{\text{H}_2\text{O}}{\text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}$ ;  $q_{\epsilon}$  — тепловой эффект

реакции  $\text{H}_2 + \text{CO}_2 = \text{CO} + \text{H}_2\text{O} - 41,45 \text{ МДж}$ .

Для 1000 °С  $W_2 = 0,403$  (см. табл. 4.30).

$$\frac{\gamma_k q_k}{q_r} = \frac{\gamma_k W_2}{q_r} q_{\epsilon} = \frac{0,0589 \cdot 0,4 \cdot 41,45}{166,32} = 0,0059 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}.$$

Потери тепла в нижней зоне печи:

$$\frac{Q_{\text{пот}}}{q_r} = \frac{0,7 \cdot Z_C}{q_r \cdot N_{\text{Fe}}} \left( \frac{K \cdot C_{\text{нел}}}{100} + \frac{Y_i C_i}{100} \right), \quad (4.320)$$

где  $Z_C$  — потери тепла на 1 кг сгорающего в печи углерода (кокса и до-  
полнительного топлива). По сравнению с принятой величиной по  
схеме расчета Рамма–Похвиснева она должна быть меньше на вели-  
чину, равную доле углерода добавки в общем расходе углерода. При-  
нимая ориентировочно расход кокса (без этого метод Риста не осуше-  
ствим) равным 500 кг/т, доля добавки составит ~15%. Принимаем  
 $Z_C = 1260 \cdot 0,85 = 1070$  кДж/кг С; К — ориентировочный расход  
кокса, кг/т чугуна;  $Y_i$  и  $C_i$  — соответственно расход добавочного топ-  
лива, кг/т чугуна и содержание углерода в реагенте, %; 0,7 — доля по-  
тери в нижней зоне.

$$\frac{0,7 \cdot 1070}{166,32 \cdot 16990} \left( \frac{500 \cdot 83,8}{100} + \frac{75,8 \cdot 74,3}{100} \right) = 0,12598 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}.$$

Количество тепла, соответствующее реакциям косвенного восста-  
новления железа из вюстита:

$$\frac{Y_W q_W}{q_r} = -0,118 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}},$$

где  $Y_W$  — ордината т. W на рис. 4.102;  $q_i$  — тепло реакции косвенного  
восстановления вюстита смесью СО и  $H_2$ .

Затраты тепла в нижней зоне:

$$\begin{aligned} \frac{Q}{q_r} &= \frac{Y_{\text{эл}} q_{\text{эл}}}{q_r} + \frac{q_{\text{шл}}}{q_r} + \frac{q_{\text{чуг}}}{q_r} + \frac{Y_K q_K}{q_r} + \frac{Q_{\text{пот}}}{q_r} - 0,118 = \\ &= 0,09 + 0,0059 + 0,3859 + 0,4165 + \\ &+ 0,12398 - 0,118 - 0,91373 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}. \end{aligned}$$

Координаты характеристических точек. Координаты точек U и V  
(см. рис. 4.102).

$$Y_U = -Y_{\text{эл}} + Y_s + Y_K = -(0,0415 + 0,0105 + 0,0589) = -0,1109 \frac{\text{ат О}}{\text{ат Fe}};$$

$$Y_V = -\frac{Q}{q_r} = -0,91373 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}.$$

Координаты точек U' и V' (см. рис. 4.102).

Количество молей  $H_2$ ,  $N_2$  и атомов О во вдуваемом природном  
газе:

$$\text{молей } H_2: a = \left[ \frac{(H_2)_{\text{мг}}}{2} \right] : \left[ \frac{(C)_{\text{мг}}}{12} \right] = \frac{24,0}{2} : \frac{74,3}{12} = 1,938 \frac{\text{молей } H_2}{\text{ат С}};$$

$$\text{молей } N_2: c = \left[ \frac{(H_2)_{\text{мг}}}{28} \right] : \left[ \frac{(C)_{\text{мг}}}{12} \right] = \frac{1,7}{28} : \frac{74,3}{12} = 0,00983 \frac{\text{молей } N_2}{\text{ат С}};$$

$$\text{атомов О: } e = \left[ \frac{(O_2)_{\text{мг}}}{16} \right] : \left[ \frac{(C)_{\text{мг}}}{12} \right] \quad e = 0.$$

Затраты тепла на нагрев вдуваемого реагента от 25 до 100 °С:

$$\begin{aligned} q_{js} &= 17,93 + 29,77a + 16,38e + 31,13c = \\ &= 17,93 + 29,77 \cdot 1,938 + 31,13 \cdot 0,00983 = 75,93 \text{ кДж/ат С}; \end{aligned}$$

общий расход тепла на 1 атом С вдуваемого реагента:

$$q_i = q_{jd} + q_{js} + 12,77,$$

где  $q_{jd}$  — расход тепла на диссоциацию вдуваемого реагента с образо-  
ванием С,  $H_2$ , О (или СО),  $N_2$  при  $T_r$ , кДж/ат С,  $T_r$  — температура вду-  
ваемого реагента, °С.

$$CH_4 = C + 2H_2 - 80,68 \text{ кДж.}$$

Принимая, что углеводороды в природном газе представлены  
только метаном:

$$q_{jd} = 80,68 \cdot 0,99 = 79,88;$$

$$q_i = 79,88 + 75,93 + 12,77 \cdot 1,938 = 180,56 \text{ кДж/ат С.}$$

$$\text{Расход вдуваемого реагента, } \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}:$$



$$y_j = \left[ \frac{1000 Y_j [C_j]}{12 \cdot 1000 N_{Fe}} \right] = \frac{10 Y_j [C_j]}{12 \cdot N_{Fe}} = \frac{10 \cdot 75,8 \cdot 74,3}{12 \cdot 16990} = 0,276 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}.$$

Координаты точек  $U'$  и  $U''$ :

$$Y_{U'} = Y_U - (a + \theta) y_j = -0,1109 - 1,938 \cdot 0,276 = -0,646 \frac{\text{ат О}}{\text{ат Fe}};$$

$$Y_{U''} = Y_U - \frac{q_j}{q_r} y_j = -0,91373 - \frac{180,56}{166,32} \cdot 0,276 = -1,21333 \frac{\text{ат С}}{\text{ат Fe}}.$$

Координаты точки  $P$ . Число молей  $N_2O$  в дутье в расчете на 1 атом кислорода:

$$e = \frac{\lambda \cdot 22,4 \cdot 100}{18 \cdot 26 \cdot 1000},$$

где  $\omega$  — содержание кислорода в дутье, %.

$$e = \frac{8 \cdot 22,4 \cdot 100}{18 \cdot 2 \cdot 21 \cdot 1000} = 0,0237 \frac{\text{молей } N_2O}{\text{ат О}}.$$

Теплосодержание дутья:

$$Q_d = \left( i_0 + i_{N_2} \cdot \frac{N_{2g}}{\omega} \cdot \frac{11,2}{22,4} \right) \left( \frac{T_g - 100}{1000} \right),$$

где  $T_d$  — температура дутья, °С,  $i_0$  — теплосодержание кислорода дутья, кДж/ат О;  $i_{N_2}$  — теплосодержание азота, кДж/моль.

$$q_d = \left( 18,32 + 34,53 \frac{79}{21} \cdot 0,5 \right) \frac{1100 - 1000}{1000} = 8,327 \frac{\text{кДж}}{\text{ат О}}.$$

Количество тепла, расходуемого влагой дутья:

$$q_e = q_{es} + q_{er} + w_2 q_e,$$

где  $q_{es}$  — теплосодержание влаги дутья при температуре от  $T_R$  до  $T_d$ , кДж/моль;  $q_{er}$  — тепловой эффект реакции  $N_2O + C = CO + N_2 - 124,74$  кДж/моль;

$$q_e = i_{N_2O} \left( \frac{1000 - T_d}{1000} \right) + 124,74 + 0,403 \cdot 41,45 = 43,122(-0,1) + 141,44 = 137,13 \frac{\text{кДж}}{\text{моль } N_2O},$$

$i_{N_2O}$  — теплосодержание водяного пара,  $\frac{\text{кДж}}{\text{моль } N_2O}$ .

Тепло горения углерода по реакции  $C + 1/2 O_2 = CO + 117,94 \frac{\text{кДж}}{\text{ат}}$ :

$$q_C = 117,94 \frac{\text{кДж}}{\text{ат}}.$$

Координата  $X$  точки  $P$ :

$$X_P = \frac{q_r(1 + 2e)}{q_r(1 + 2e) + q_C + q_d + eq_e} = \frac{166,32(1 + 2 \cdot 0,0237)}{166,32(1 + 2 \cdot 0,0237) + 117,94 + 8,327 - 137,13 \cdot 0,0237} = 0,586;$$

$$Y_P = (Y_U - Y_{U'}) X_P + Y_{U'} = (-1,21333 + 0,646) 0,586 - 0,646 = -0,9785.$$

Координаты точки  $W$ :

для  $T_R = 1000$  °С:

$$X_W = X_{W1} + x_h(X_{W2} - X_{W1}) = 1,285 + x_h(1,403 - 1,285) = 1,285 + x_h \cdot 0,118.$$

Принимаем в первом приближении  $x_h = 0,1$  (доля водорода в восстановительном газе). Тогда

$$X_W = 1,285 + 0,0118 = 1,2968;$$

$$Y_W = 1,05.$$

Количество восстановительного газа, образующегося в горне:

$$\mu = \frac{Y_W - Y_P}{X_W - X_P} = \frac{1,05 + 0,9785}{1,2968 - 0,586} = 2,853 \frac{\text{молей}}{\text{ат}}.$$

Количество кислорода дутья:

$$Y_d = \frac{X_p(\mu + Y_{U'} - Y_{U'})}{1 + 2e} = \frac{0,586(2,853 - 0,646 + 1,21337)}{1 + 2 \cdot 0,0237} = 1,914 \frac{\text{ат О}}{\text{ат Fe}}.$$

$$X_{U'} = \frac{eY_d + Y_k + aY_j}{\mu} = \frac{0,0237 \cdot 1,914 + 0,0589 + 1,938 \cdot 0,276}{2,585} = \frac{0,6363}{2,585} = 0,223.$$

Проверка  $\Delta X_h$ :

$$\Delta X_h = 0,223 - 0,1 > 0,005.$$

2-е приближение:

$$X_h = 0,225;$$

$$X_w = 1,265 + 0,225(1,403 - 1,285) = 1,312;$$

$$\mu = \frac{1,05 + 0,9785}{1,312 - 0,586} = 2,794;$$

$$Y_d = \frac{0,586(2,794 - 0,646 + 1,21333)}{1 + 2 \cdot 0,0237} = 1,8813;$$

$$X_{U'} = \frac{0,0237 \cdot 1,8813 + 0,0589 + 1,938 \cdot 0,276}{2,794} = 0,2285.$$

$\Delta X_h < 0,005$ . Расчет признается верным.

Итак:  $\mu = 2,794$ ;  $Y_d = 1,8813$ ;  $X_h = 0,225$ ;  $Y_{U'} = -1,2133$ ;  $Y_{U'} = -0,646$ ;  $Y_p = -0,9785$ ;  $X_w = -1,312$ .

#### 4.9.2.3. Определение расхода кокса

Расход углерода кокса в расчете на 1 т железа чугуна:

$$M = 215[\mu + Y - eY_d - Y_k - (1 + a)Y_j] = 215[2,794 + 0,1962 - 0,0237 \cdot 1,8813 - 0,0589 - 2,938 \cdot 0,276] = 446,3 \text{ кг/т.}$$

Расход кокса в расчете на 1 т чугуна:

$$K = M \frac{[\text{Fe}]}{C_{\text{кнл}}} = 446,3 \frac{94,5}{83,8} = 503,3 \text{ кг/т.}$$

#### 4.9.2.4. Определение расхода дутья и выхода колошникового газа

Расход дутья:

$$V_d = Y_d \left( 0,5 + 0,5 \frac{100 - \omega}{\omega} + e \right) N_{\text{Fe}} \cdot 22,4 \cdot 10^{-3} = 1,8813 \left( 0,5 + 0,5 \frac{79}{21} + 0,0237 \right) 16990 \cdot 22,4 \cdot 10^{-3} = 1721,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$M_d = V_d \{ (0,01\omega \cdot 1,428 + (1 - 0,01\omega)1,25)(1 - 0,00124\lambda) + 0,001\lambda \} = 1721,7 \{ (0,21 \cdot 1,428 + 0,79 \cdot 1,25)(1 - 0,00124 \cdot 8) + 0,001 \cdot 8 \} = 2208,9 \text{ кг/т.}$$

Выход колошникового газа:

$$V_{k,r} = \left[ \mu + 0,5 \frac{100 - \omega}{\omega} Y_d + CY_j \right] N_{\text{Fe}} \cdot 22,4 \cdot 10^{-3} = \left( 2,794 + 0,5 \frac{79}{21} 1,8813 + 0,00983 \cdot 0,276 \right) \times 16990 \cdot 22,4 \cdot 10^{-3} = 2411,1 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Степень прямого восстановления железа из FeO:

$$r'_d = Y_w - \mu(X_w - 1); \quad r'_d = \frac{r'_d}{1,05};$$

$$r'_d = 1,05 - 2,794(1,312 - 1) = 0,178; \quad r_d = \frac{0,178}{1,05} = 0,17.$$

#### 4.9.2.5. Определение состава колошникового газа

Состав колошникового газа определяется при следующих допущениях:

- восстановление оксидов железа до FeO происходит только прямым путем;
  - степени использования восстановительной способности CO и H<sub>2</sub> равны;
  - известняк в шихте отсутствует;
  - расход марганцевой руды пренебрежимо мал.
- Количество кислорода, отнятого непрямым путем. Масса кислорода, отнятого от FeO в реакциях непрямого восстановления:

$$\begin{aligned} O_i^{\text{FeO}} &= \left[ p \cdot \text{см} \frac{16}{56} 0,01(1 - r_d) \right] = \\ &= 1779,4 \cdot 53,35 \frac{16}{56} \cdot 0,01 \cdot (1 - 0,17) = 225,1 \text{ кг/т.} \end{aligned}$$

Масса кислорода, отнятого от Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> при восстановлении до FeO:

$$O_i^{\text{FeO}} = p \cdot \text{см} \frac{16}{160} 0,01 = 1779,4 \cdot 60,16 \frac{16}{160} 0,01 = 107 \text{ кг/т.}$$

Масса кислорода оксидов железа, отнятого непрямым путем:

$$225,1 + 107 = 332,1 \text{ кг/т.}$$

Масса H<sub>2</sub>O, образующейся при реакциях косвенного восстановления:

$$H_2O^{\text{восст}} = O_i \cdot X'_h \frac{18}{16} = 332,1 \cdot 0,225 \frac{18}{16} = 84,1 \text{ кг/т.}$$

В других единицах:

$$H_2O^{\text{восст}} = O_i \cdot X'_h \frac{1000}{16N_{\text{Fe}}} = 332,1 \cdot 0,225 \frac{1000}{16 \cdot 16990} = 0,275 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}}.$$

Масса CO<sub>2</sub>, образующейся при реакциях косвенного восстановления:

$$CO_2^{\text{восст}} = O_i(1 - X'_h) \frac{44}{16} = 332,1 \cdot 0,775 \frac{44}{16} = 707,8 \text{ кг/т}$$

или в других единицах:

$$CO_2^{\text{восст}} = O_i(1 - X'_h) \frac{44}{16N_{\text{Fe}}} = 332,1 \cdot 0,775 \frac{1000}{16 \cdot 16990} = 0,947 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}}.$$

Масса CO в горновом газе:

$$\begin{aligned} CO^{\text{г}} &= \mu(1 - X'_h) 0,001 \cdot 28N_{\text{Fe}} = 2,794(1 - 0,225) 0,001 \cdot 28 \cdot 16990 = \\ &= 1030,1 \text{ кг/т.} \end{aligned}$$

Масса CO в колошниковом газе:

$$CO^{\text{кг}} = CO^{\text{г}} - CO_2^{\text{восст}} \frac{28}{44} = 1031,1 - 707,8 \frac{28}{44} = 580,7 \text{ кг/т}$$

или

$$CO^{\text{кг}} = \mu(1 - X'_h) - CO_2^{\text{восст}} = 2,794 \cdot 0,775 - 0,947 = 1,218 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}}.$$

Масса H<sub>2</sub> в горновом газе:

$$H_2^{\text{кг}} = H_2^{\text{г}} - H_2O^{\text{восст}} \frac{2}{18} = 21,36 - 84,1 \frac{2}{18} = 12,02 \text{ кг/т}$$

или

$$H_2^{\text{кг}} = \mu X'_h - H_2O^{\text{восст}} = 2,794 \cdot 0,225 - 0,275 = 0,354 \frac{\text{моль}}{\text{ат}}.$$

Масса азота в колошниковом газе:

$$N_2 = \left( 0,5Y_{\text{д}} \frac{100-\omega}{\omega} + CY_j \right) N_{\text{Fe}} \cdot 28 \cdot 0,001 =$$

$$= \left( 0,5 \cdot 1,8813 \frac{79}{21} + 0,00983 \cdot 0,276 \right) \times$$

$$\times 16990 \cdot 28 \cdot 0,001 = 1684,9 \text{ кг/т}$$

или

$$N_2 = 0,5Y_{\text{д}} \frac{100-\omega}{\omega} + CY_j = 3,542 \frac{\text{моль}}{\text{кг}}$$

Объемный состав колошникового газа:

$$V_{\text{CO}} = \text{CO}_{\text{кг}} \frac{22,4}{28} = 580,7 \frac{22,4}{28} = 464,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$V_{\text{CO}_2} = \text{CO}_2^{\text{восст}} \frac{22,4}{44} = 707,8 \frac{22,4}{44} = 360,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$V_{N_2} = N_2 \frac{22,4}{28} = 1684,9 \frac{22,4}{28} = 1347,9 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$V_{H_2} = H_2 \frac{22,4}{2} = 12,02 \frac{22,4}{2} = 134,6 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$V_{H_2O} = H_2O^{\text{восст}} \frac{22,4}{18} = 84,1 \frac{22,4}{18} = 104,7 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Объем сухого колошникового газа:

$$464,5 + 360,3 + 1347,9 + 134,6 = 2348,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Содержание компонентов в газе:

$$\text{CO} = 464,5/2348,3 \cdot 100 = 19,7\%;$$

$$\text{CO}_2 = 360,3/2348,3 \cdot 100 = 15,3\%;$$

$$H_2 = 134,6/2348,3 \cdot 100 = 5,7\%;$$

$$N_2 = 1347,9/2348,3 \cdot 100 = 57,3\%.$$

Количество гидратной воды:

$$p \cdot \text{см}_{\text{гидр,см}} + m \cdot p_{\text{гидр,мр}} = 1779,4 \cdot 0,36 \cdot 0,01 + 20,5 \cdot 6,0 \cdot 0,01 =$$

$$= 6,4 + 1,23 = 7,63 \text{ кг}.$$

Масса влажного колошникового газа:

$$580,7 + 707,8 + 1684,9 + 12,02 + 84,1 + 7,63 = 3077,13 \text{ кг/т}.$$

Степени использования восстановительной способности:

$$\eta_{\text{CO}} = \frac{360,3}{360,3 + 464,5} = 0,437;$$

$$\eta_{H_2} = \frac{104,7}{104,7 + 134,6} = 0,437.$$

Степень непрямого восстановления:

$$R_i = \frac{0,5(360,3 + 104,7)}{360,3 + 464,5 \cdot 0,5 + 104,7 \cdot 0,5 - \frac{21}{79} 1347,9} = 0,811.$$

#### 4.9.2.6. Материальный и тепловой балансы плавки

Материальный баланс плавки (кг/т чугуна)

Задано	Получено	
Рудная смесь	1779,4	Чугун 1000,0
Марганцевая руда	20,5	Шлак 618,2
Известняк	145,1	Колошниковый газ 3077,1
Кокс	503,3	
Природный газ	75,8	Итого 4695,3
Дутье	2208,9	
Итого	4733,0	
Невязка баланса	$\frac{4733 - 4695,3}{4733} \cdot 100 = 0,8\%.$	

**Тепловой баланс плавки**

**Баланс нижней зоны.** Количество газов, образующихся в горне, включая приход в результате реакций прямого восстановления элементов:

$$\text{CO} = \mu(1 - X'_h) = 2,794(1 - 0,225) = 2,165 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}};$$

$$\text{H}_2 = \mu X'_h = 2,794 \cdot 0,225 = 0,629 \frac{\text{моль}}{\text{ат}};$$

$$W_2 = 0,5Y_d \frac{100 - \omega}{\omega} + CY_j = 3,542 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}}.$$

Приход тепла с дутьем:

$$q_d = y_d \left( i_0^{i_d} + 0,5 i_{N_2}^{i_d} \frac{100 - \omega}{\omega} + e i_{H_2O}^{i_d} \right) = 1,8813 \left[ 18,32 + 0,5 \frac{79}{21} \cdot 34,53 + 0,0237 \cdot 43,12 \right] = 158,58 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}.$$

Физическое тепло углерода кокса (при 1500 °C):

$$\begin{aligned} q_{\text{физ.к}} &= 30,04[\mu + \gamma - y_k - e y_d - (1 + a)y_j] = \\ &= 30,04[2,794 + 0,1962 - 0,0589 - 0,0237 \cdot 1,8813 - \\ &\quad - 2,938 \cdot 0,276] = 30,04 \cdot 2,076 = 62,36 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}. \end{aligned}$$

Тепло горения углерода у фурм:

$$\begin{aligned} q_{\text{ф}} &= q_c(y_d + e y_j) = 117,9(y_d + e y_j) = \\ &= 117,94 \cdot 1,8813 = 221,88 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}. \end{aligned}$$

Затраты тепла на реакцию  $\text{C} + \text{H}_2\text{O} = \text{CO} + \text{H}_2$ :

$$q_{dH_2O} = 124,87 e y_d = 124,87 \cdot 0,0237 \cdot 1,8813 = 5,57 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}.$$

Затраты тепла на диссоциацию вдуваемого реагента:

$$q_{d,j} = 80,07 \cdot 0,276 = 80,07 y_j = 80,07 \cdot 0,276 = 22,1 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}.$$

Приход тепла в горн:

$$Q^r = 158,58 + 62,36 + 221,88 - 5,57 - 22,1 = 415,15 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}.$$

Теоретическая температура горения:

$$\begin{aligned} T_{\text{теор}} &= \frac{Q^r}{0,0356 \text{CO}^r + 0,0314 \text{H}_2^r + 0,0322 \text{N}_2^r} = \\ &= \frac{415,15}{0,0356 \cdot 2,165 + 0,0314 \cdot 0,629 + 0,0322 \cdot 3,542} = 1969^\circ \text{C}. \end{aligned}$$

**Баланс верхней зоны.** Определим количество компонентов газа в химически резервной зоне. Температура зоны колеблется от 850 до 1100 °C (в расчете принята 1000 °C):

$$\text{H}_2\text{O}^R = \text{H}_2^r(X_{W_2} - 1) = 0,403 \text{H}_2^r = 0,403 \cdot 0,629 = 0,253 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}};$$

$$\text{H}_2^R = \text{H}_2^r - \text{H}_2\text{O}^R = 0,629 - 0,253 = 0,376 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}};$$

$$\text{CO}_2^R = \text{CO}^r(X_{W_1} - 1) = 0,285 \cdot 2,165 = 0,617 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}};$$

$$\text{CO}^R = \text{CO}^r - \text{CO}_2^R = 2,165 - 0,617 = 1,548 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}};$$

$$\text{N}_2^R = \text{N}_2^r = 3,542 \frac{\text{моль}}{\text{ат Fe}}.$$

Теплосодержание газа при 1000 °C:

$$Q^R = 31,68 \text{ CO}^R + 49,4 \text{ CO}_2^R + 38,59 \text{ H}_2\text{O}^R + 29,78 \text{ N}_2^R + 31,13 \text{ N}_2^R = \\ = 31,68 \cdot 1,548 + 49,4 \cdot 0,617 + 38,59 \cdot 0,253 + 29,78 \cdot 0,376 + \\ + 31,13 \cdot 3,542 = 210,74 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}.$$

Теплосодержание шихты при 1000 °С:

$$\text{Углерод кокса: } 17,93[\mu + \gamma - \gamma_k - e\gamma_d - (1 + a)\gamma] = \\ = 17,93(2,794 + 0,1962 - 0,0589 - 0,0237 \cdot 1,8813 - 2,938 \cdot 0,276) = \\ = 17,93 \cdot 2,076 = 37,22 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}.$$

$$\text{Шлакообразование: } \frac{963,7 \cdot \text{Ш}}{N_{\text{Fe}}} = \frac{963,7 \cdot 618,2}{16990} = 35,0 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}.$$

$$\text{Оксиды железа: } 61,60 \frac{\text{кДж}}{\text{ат}}.$$

$$\text{Потери тепла в верхней зоне: } \frac{0,3 \cdot 1070}{N_{\text{Fe}}} \left( \frac{K_{\text{Снел}}}{100} + \frac{\gamma f_1}{100} \right) = \\ = \frac{0,3 \cdot 1070}{16990} 446,3 + \frac{75 \cdot 74,3}{100} = 9,48 \frac{\text{кДж}}{\text{ат Fe}}.$$

Расход тепла в верхней зоне:

$$Q^R = 37,22 + 35,0 + 61,60 + 9,48 = 143,30 \frac{\text{кДж}}{\text{ат}}.$$

Температура колошникового газа:

$$T_{\text{кг}} = \frac{Q^R - Q^B}{0,001[29,33 \text{ CO}^R + 40,1 \text{ CO}_2^R + 29,12 \text{ N}_2^R + 34,11 \text{ H}_2\text{O}^R + 29,08 \text{ N}_2^R]} = \\ = \frac{210,74 - 143,30}{0,001[29,33 \cdot 1,548 + 40,1 \cdot 0,617 + 29,12 \cdot 3,542 + \\ + 34,11 \cdot 0,253 + 29,08 \cdot 0,376]} = \\ = \frac{67,44}{0,001 \cdot 192,84} = 350 \text{ °С}.$$

## 4.10. РЕСУРСОБЕРЕЖЕНИЕ И ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

В последнее время существенно выросла производительность доменных печей, постоянно снижается расход кокса — наиболее дорогого компонента доменной шихты. Эти результаты явились следствием комплекса мероприятий, называемых обычно методами интенсификации доменной плавки. Методы совершенствования процесса, связанные с улучшением качества шихты, и их влияние на процессы плавки изложены для отдельных процессов. Это же относится и к влиянию на ход печи повышенного давления на колошнике. В подразделе рассмотрены изменения в ходе печи, связанные с использованием высоконапряженного комбинированного дутья и применением различных добавок, вводимых в нижнюю зону доменной печи.

### 4.10.1. Нагрев дутья

Нагрев дутья является эффективным средством интенсификации плавки. Температура дутья для отечественных печей непрерывно повышается. Так, средняя температура дутья в 1964, 1970 и 1986 гг. соответственно составила 930, 1009 и 1099 °С. Первые исследования напрева дутья относятся к концу XVIII в. В 1828 г. Дж. Нельсон получил патент на нагрев дутья в воздушнонагревателе, а в 1829 г. применил горячее дутье на заводе «Клайд» в Шотландии\*. Тепло дутья заменило топливо, выделяющееся при горении топлива у фурм, что позволило сэкономить горючее. В результате нагрева воздуха до 149 °С расход горючего снизился с 8,06 до 5,16 т/т чугуна при росте суточной производительности печи с 15,7 до 23 т. При этом на нагрев воздуха затрачивалось топлива всего 0,4 т/т чугуна. Таким образом, уже первый опыт использования нагрева дутья показал позднее многократно подтвержденный вывод, что *дутье сберегает больше тепла, чем само вносит*.

В 1831 г. температуру дутья подняли до 316 °С, но экономия топлива в расчете на доплатительные 100 °С нагрева оказалась меньше, чем прежде. Дальнейший опыт показал, что при большом разнообразии конкретных величин экономии горючего общая тенденция в изменении расхода топлива сохраняется: *с ростом температуры дутья экономия топлива снижается* (рис. 4.104).

\* Несколько ранее горячее дутье использовали в вагранках Александровского завода в Петербурге.



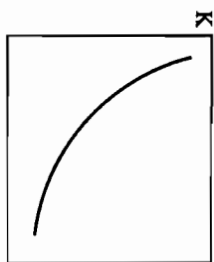


Рис. 4.104. Зависимость расхода кокса от температуры дутья

Увеличение производительности печи было связано с ростом рудной нагрузки из-за вывода части кокса из подачи. М. А. Павлов указывал, что если мощность воздушных машин достаточна, то доменная печь, получая ту же массу дутья, дает чугуна больше на столько, на сколько увеличилась сыпь в колошу, и в процентах производительность возрастает на столько же, на сколько уменьшился расход горючего.

Первые попытки объяснения влияния нагрева дутья относятся к 70-м годам XIX в. и принадлежат Л. Беллу, Л. Грюнеру и Р. Окерману. В последующие годы большой вклад в изучение этой проблемы внесли М. А. Павлов, А. Д. Готлиб и другие отечественные ученые. Л. Белл и Л. Грюнер при составлении тепловых балансов отметили, что по мере сокращения расхода кокса уменьшается и количество дутья на единицу чугуна, поэтому количество тепла, получаемое доменной печью от нагрева дутья, с повышением температуры (при постоянной теплоемкости дутья) не пропорционально температуре. Расчеты Л. Белла приведены ниже:

Расход углерода, сторающего у фурм, кг/кг чугуна	0,90	0,85	0,80	0,75
Расход дутья, требуемого для сгорания углерода, кг/кг чугуна	5,22	4,93	4,64	4,35
Тепло сгорания углерода, МДж	15,6	14,8	13,9	13,0
Тепло дутья, МДж	2,49	3,28	4,16	5,04
Приход тепла в печь, МДж	18,1	18,1	18,1	18,1
Необходимая температура дутья, °С	465	669	900	1163
Увеличение температуры дутья, °С	—	204	231	263.

В результате снижения количества дутья на единицу чугуна обеспечение одной и той же экономии горючего (0,05 кг/кг) требует постоянного увеличения прироста температуры дутья. Так, если для снижения расхода углерода, сторающего у фурм, от 0,90 до 0,85 кг/кг чугуна требуется повысить температуру дутья на 204 °С, то для снижения расхода углерода, сторающего у фурм, с 0,80 до 0,75 кг/кг чугуна требуется прирост температуры дутья составляет уже 263 °С. Как отмечал М. А. Павлов, расчеты Л. Белла не совсем точны (приняты постоянными степень использования химической энергии газа, потребность в тепле на единицу чугуна и т. д.), но тенденции, выявленная

расчетом, правильна. При повышении температуры дутья необходимо учитывать снижение экономии горючего, если параллельно не предприняты компенсационные меры, например использование углеводородов и пр.

Нагрев дутья существенно влияет на ход доменной плавки: производительность печи увеличивается, температура колошникового газа снижается, так как с увеличением нагрева дутья и сокращением расхода кокса в шихте отношение  $W_{\text{ш}}/W_{\text{г}}$  для верхней зоны доменной печи растет. При неизменной же рудной нагрузке температура колошника не меняется, а тепло дутья расходуется на перегрев продуктов плавки, восстановление трудновосстановимых оксидов и др. Снижается величина тепловых потерь, так как при сокращении расхода горючего производительность доменной печи увеличивается.

Использование нагрева дутья позволяет покрыть затраты тепла на восстановление трудновосстановимых оксидов. В связи с этим особенно эффективно применение высоконагретого дутья для выплавки ферросплавов. Повышение нагрева дутья вызывает изменение размеров верхней, резервной и нижней ступеней теплообмена. Зона пониженных температур увеличивается, положение горизонта шлакообразования изменяется. Снижение количества газа обеспечивает более эффективное использование не только его тепловой, но и химической энергии. Однако уменьшение протяженности зоны непрямого восстановления противостоит этому, поэтому трудно оценить суммарное влияние температуры дутья на процессы восстановления.

Исходя из этих изменений, в ходе процесса становится понятным сокращение путем большего количества тепла в печи, чем оно само вносит. Кроме непосредственной «теплотехнической» экономии, кокс дополнительно сберегается в результате снижения температуры и потерь тепла колошниковым газом, уменьшения расхода тепла на расплавление шлака, удаление серы и др. Следует также иметь в виду, что топливо в воздушонагревателе сжигается по формуле полного сгорания углерода, а в доменной печи — лишь в соответствии с достигнутой степенью непрямого восстановления.

Экономия кокса при нагреве дутья М. А. Павлов предложил рассчитывать по формуле

$$E = \frac{V_d C_d \Delta t_d \pm Q}{k_1 W} 100\%, \quad (4.321)$$

где  $E$  — экономия кокса, %;  $V_d$  — объем дутья, м<sup>3</sup>/кг чугуна;  $C_d$  — теплоемкость дутья, кДж/(м<sup>3</sup>·К);  $\Delta t_d$  — изменение температуры дутья, К;

$k_r$  — тепловой к.п.д. печи;  $W$  — величина общего теплового баланса, кДж/кг чугуна;  $\pm Q$  — алгебраическая сумма разностей статей расхода тепла при более и менее нагретом дутье, кДж/кг чугуна.

Анализ зависимости показал, что эффективность нагрева дутья тем выше, чем ниже  $k_r$ , т. е. чем менее совершенна тепловая работа печи. Это положение, известное в литературе как принцип Окермана — Павлова, М. А. Павлов трактовал более широко: «всякая причина, вызывающая снижение расхода тепла на процесс, действует тем сильнее, чем менее эффективна тепловая работа печи».

Формула Павлова дает хорошую сходимость с практическими данными при очень высоком значении  $\Delta t$ , т. е. когда теплообмен в нижней зоне печи далек от завершения ( $\Delta t$  — разница температур между шихтой и газом в зоне замедленного теплообмена). При завершеном теплообмене в нижней зоне печи целесообразно вести расчет, исходя из разделения печи на верхнюю и нижнюю зоны теплообмена. Тепло нагретого дутья при наличии четко выраженной резервной зоны полностью используется на нижней ступени теплообмена и поэтому экономия горючего в основном определяется тепловым балансом этой ступени. По предложению Б. И. Китаева,

$$C'_\phi G'_r C_r (t'_\phi - t_0) = C''_\phi G''_r C_r (t''_\phi - t_0) + Q, \quad (4.322)$$

где  $C'_\phi$ ,  $C''_\phi$  — расход углерода, сжигаемого на фурмах до и после повышения температуры дутья, кг/т чугуна;  $G'_r$ ,  $G''_r$  — выход газа в горне, м<sup>3</sup>/кг углерода;  $C_r$  — средняя теплоемкость газа в нижней зоне теплообмена, кДж/(м<sup>3</sup>·К);  $t'_\phi$ ,  $t''_\phi$  — температура фурменных очагов до и после повышения температуры дутья, °С;  $t_0$  — конечная температура газа при выходе из нижней зоны, °С;  $Q$  — изменение затрат тепла в балансе нижней зоны на расплавление шлака, прямое восстановление, потери и др., кДж.

Принимая, что  $Q = 0$ ,  $G'_r = G''_r$  и не учитывая экономии горючего от снижения температуры колосникового газа, можно получить

$$C'_\phi (t'_\phi - t_0) = C''_\phi (t''_\phi - t_0). \quad \text{Откуда}$$

$$\frac{C'_\phi - C''_\phi}{C'_\phi} = \frac{t''_\phi - t'_\phi}{t'_\phi - t_0}. \quad (4.323)$$

Ниже приведена зависимость теоретической температуры фурменных очагов от температуры дутья:

$t_d$ , °С	0	500	600	700	800	900	1000	1100	1200
$t_\phi$ , °С	1600	2000	2065	2125	2180	2235	2285	2332	2375.

При повышении температуры дутья увеличиваются требования к фракционному составу шихты, поскольку в этих условиях снижается газопроницаемость слоев, так как при повышении нагрева дутья возрастает объем и давление газов в горне, т. е. увеличивается давление газов снизу, затрудняющее плавный сход шихты. Это вызывает дальнейшее повышение давления и затруднения в ходе шихты.

Расход кокса вследствие повышения нагрева дутья уменьшается, т. е. его объемная доля в шихте сокращается, а объемная доля рудных материалов увеличивается. Поскольку газопроницаемость кокса выше, чем рудной части шихты, то газопроницаемость слоев шихты при выводе кокса ухудшается.

Таким образом, достижение высоких температур дутья связано с определенными мероприятиями, главным образом с улучшением качества шихтовых материалов и особенно с их восстановимостью и сохранением прочности при восстановлении.

Проведенные расчеты показали, что в настоящих условиях дальнейшее повышение температуры дутья по-прежнему является эффективным средством интенсификации доменной плавки. Опыт комбината «Азовсталь» в период 1959–1971 гг. показал, что повышение средней температуры дутья в доменном цехе с 838 до 1181 °С, т. е. на 343 °С, привело к снижению расхода кокса на 8,4% или 2,6% на каждые дополнительные 100 °С нагрева дутья. Роль нагрева дутья особенно возросла с использованием углеводородов, приводящих к снижению температуры горна печи.

В этой связи разработка конструкций высокотемпературных воздуонагревателей и поиски соответствующих огнеупоров являются очень важной задачей.

## 4.10.2. Обогащение дутья кислородом

### 4.10.2.1. Влияние кислорода на технологию выплавки чугуна

Повышение концентрации кислорода в дутье доменных печей, предложенное Г. Бессемером в 1876 г., привело к существенным изменениям в ходе доменной плавки. Воздействие этих изменений на процесс является как положительным, так и отрицательным фактором.

По реакции горения углерода у фурм

$$2C + O_2 + \left( \frac{100 - \omega}{\omega} \right) N_2 = 2CO + 00 \left( \frac{100}{\omega} - 1 \right) N_2, \quad (4.324)$$

где  $\omega$  — содержание кислорода в сухом дутье, %.

Объем продуктов сгорания составит

$$2 + \left( \frac{100}{\omega} - 1 \right) = 1 + \frac{100}{\omega}, \quad (4.325)$$

т. е. с ростом содержания кислорода в дутье выход газа на единицу сгоревшего углерода в горне доменной печи уменьшается.

Эффективность использования кислорода в печи определяется суммарным воздействием ряда факторов.

1. Основным результатом обогащения дутья кислородом является интенсификация горения углерода у фурм, вызванная тем, что в единицу времени в печь вводят больше массовых единиц кислорода. Это в свою очередь означает увеличение количества углерода, сгорающего в единицу времени у фурм, т. е. рост производительности доменной печи. Но поскольку перепад давлений между горном и колошником печи снижается, то, не повышая давления газа, количество сжигаемого в единицу времени углерода можно увеличить.

Принимая изменение производительности пропорциональным изменению выхода горнового газа, можно приближенно рассчитать рост производительности доменной печи при изменении содержания кислорода в дутье. При содержании кислорода  $\omega_1$  и  $\omega_2$ , а также при  $\omega_1 > \omega_2$  выход горновых газов составит:  $1 + (100/\omega_1)$  и  $1 + (100/\omega_2)$ . Разность количества газа в печи

$$\left( 1 + \frac{100}{\omega_1} \right) - \left( 1 + \frac{100}{\omega_2} \right) = \frac{\omega_2 - \omega_1}{(0,01\omega_1 + 1)\omega_2} = \Delta P, \quad (4.326)$$

отнесенная к первоначальному количеству газа, характеризует относительное приращение производительности  $\Delta P$  (рис. 4.105). При этом газодинамические условия не изменяются (т. е. в единицу времени будет образовываться столько же газа, что и ранее).

По формуле З. И. Некрасова,

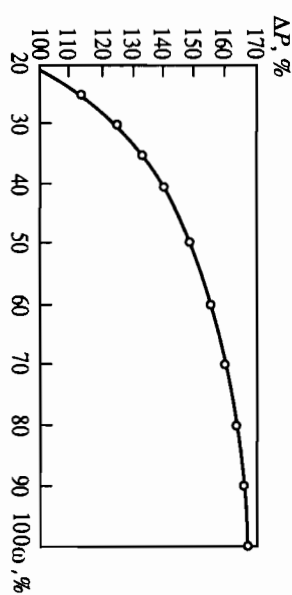


Рис. 4.105. График роста производительности доменной печи  $\Delta P$  при изменении содержания кислорода в дутье

$$\Delta P = \frac{932}{C_\phi} \cdot \frac{(O_x - O_a)}{(O_a + 1)}, \quad (4.327)$$

где  $\Delta P$  — рост производительности печи, кг/м<sup>3</sup> O<sub>2</sub>; C<sub>φ</sub> — количество углерода, сгорающего у фурм, кг/т чугуна; O<sub>x</sub> — количество чистого кислорода в техническом кислороде, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> дутья; O<sub>a</sub> — количество кислорода, содержащегося в атмосферном дутье, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> дутья.

Приведенные формулы являются приближенными и не отражают воздействия всех факторов, влияющих при использовании обогащенного кислородом дутья на процесс плавки.

2. Уменьшение выхода газа в горне приводит к существенному перераспределению тепла в печи. Увеличение  $W_{ш}/W_r$  вызывает снижение величины нижней зоны теплообмена и значительное увеличение размера верхней ступени теплообмена. Таким образом, в горне и нижней части заплечиков сосредоточивается большее количество тепла, а в вышележащих горизонтах приток тепла становится меньше и температура ниже. Это аналогично перераспределению температур при повышении нагрева дутья, но сказывается значительно резче. Увеличение отношения  $W_{ш}/W_r$  вызывает рост  $(t_{ш}^{нач} - t_r^{нач})/t_r^{кон} - t_{ш}^{нач}$ , т. е. разность начальных и конечных температур газов стремится к разности конечных и начальных температур шихты, а это, в свою очередь, означает снижение температуры колошниковых газов и потерь тепла с колошниковым газом. Однако наряду с этим положительным фактором перераспределения температурных зон в печи имеет и отрицательные последствия.

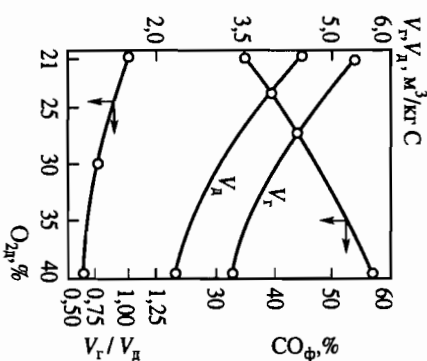
Понижение температур в шахте печи вызывает запаздывание непрямого восстановления, после чего степень использования восстановительной способности газа-восстановителя и общая степень не-

прямого восстановления могут снизиться с отрицательными последствиями для расхода горючего.

Перераспределение температур в печи может нарушить сход материалов, так, при понижении горизонта шлакообразования в верхнюю часть заплечиков приходят твердые и слабообразуемые массы. При этом возможны заклинивание материалов и неровный ход печи, подвисания, тугой ход, ход с осадками.

3. Снижение количества дутья на единицу углерода, а следовательно и чугуна, вызывает уменьшение прихода тепла с дутьем. Это связано с выводом из дутья нагретого азота, который основную часть своего тепла оставляет в печи. При определенных условиях снижение прихода тепла с азотом более не перекрывается относительным снижением потерь тепла через колошник и стенки печи. Таким образом, доменная печь получит меньше тепла, что потребует дальнейшего роста температуры дутья или перерасхода кока.

4. Рост содержания кислорода в дутье и вывод из него азота означает значительный рост доли газа-восстановителя в печном газе. На рис. 4.106 приведен график изменения состава и количества газа в доменной печи при изменении содержания кислорода в дутье. Так, если при атмосферном дутье доля оксида углерода в горновом газе составляет ~35%, то при 25%  $O_2$  она равна 40, а при 40%  $O_2$  в дутье — 57%.



**Рис. 4.106.** Зависимость количества дутья газов, содержания  $CO$  в газе у фурм, соотношения объемов газа и атмосферного дутья от концентрации кислорода в дутье

Увеличение доли восстановителя должно привести к улучшению условий и величин прямого восстановления.

5. Увеличение производительности печи приводит к снижению удельных тепловых потерь.

6. Уменьшение количества газа в горне при неизменном приходе тепла должно вызывать повышение температуры в горне печи.

Наиболее эффективно использование обогащенного кислородом дутья при производстве доменных ферросплавов, когда требуется большее количество тепла на восстановление трудновосстановимых элементов (кремния, марганца) и на расплавление ферросплава. Следст-

ствием этого является большой расход горючего, значительное количество газа в печи и высокая температура колошникового газа. Температурой к.п.д. печи в этом случае очень низок. Великие потери тепла через колошник и стенки печи (последние из-за низкой производительности печи). В этих условиях использование обогащенного кислородом дутья значительно улучшает показатели плавки. Так, на дутье, содержащем 32% кислорода, для печи (объемом 218  $\text{м}^3$ ), выплавлявшей ферросилиций, расход кока составил 1,67 т/т чугуна при температуре дутья 725 °С и колошника 330 °С. При работе на атмосферном дутье на той же печи расход кока составлял 2,43 т/т чугуна, а температура колошника 540 °С. Производительность печи на атмосферном дутье составляла 89, а на кислородном 218 т/сут. При выплавке ферромарганца в печи объемом 50  $\text{м}^3$  расход кока при кислородном дутье (30%  $O_2$ ) составлял 1,75 по сравнению с 2,2 т/т чугуна при атмосферном дутье, а температура колошника 420 по сравнению с 635 °С.

Повышение температуры в горне доменной печи позволило повысить содержание кремния и марганца в ферросплавах, а также значительно повысить степень извлечения марганца в сплав, так как при кислородном дутье имеется возможность работы на высокоосновных шлаках.

Исследования выплавки ферросплавов в доменной печи в последнее время показали, что при производстве ферросилиция каждый дополнительный 1%  $O_2$  в дутье (в пределах 21–25%) приводит к увеличению производительности доменной печи на 4–4,5% и снижению расхода кока на 1,0–1,5%. При выплавке ферромарганца использование обогащенного до 30%  $O_2$  дутья позволило повысить производительность печи на 93% и снизить расход кока на 16%.

Ряд исследований плавки передельного и литейного чугуна на кислородном дутье показал, что в этом случае возможности интенсификации процесса ограничены. Основным результатом использования обогащенного кислородом дутья является форсирование плавки, обусловленное увеличением скорости горения углерода у фурм доменной печи и уменьшением потери напора в печи, что приводит к росту производительности доменной печи. При этом каждый дополнительный 1%  $O_2$  в дутье приводит к росту производительности печи на 2–3,5% (при изменении содержания кислорода в дутье 21–25%).

Однако с увеличением содержания кислорода в дутье возрастает вероятность нарушения ровного хода печи. Как правило, при достижении доли кислорода в дутье 23–25% наблюдаются возникновения тугого хода, подвисаний и осадок. Это объясняется в основном пере-

распределением температур по высоте печи, концентрацией жара в горне (что может привести к усилению возгонки монооксида кремния), снижением горизонта шлакообразования, приходом в нижнюю часть печи плохо подготовленной (слабо нагретой и восстановленной) шихты. Определенную роль могут сыграть также ухудшение распределения газов по сечению печи из-за снижения их количества и уменьшение размеров окислительной зоны горна печи.

Все это не дает возможности вести плавку перелыльного и литейного чугуна на дутье, обогащенном кислородом, выше 25–26%, без использования других добавок к дутью.

В связи с широким применением комбинированного дутья проблема использования кислородного дутья приобрела новое значение.

#### 4.10.2.2. Ресурсо-экологическая оценка роли кислорода в доменном процессе

Влияние обогащения дутья кислородом нельзя оценивать без учета производства кислорода, получения энергии для производства кислорода, транспорта энергоносителей и др., поскольку они вызывают значительные изменения в общем расходе ресурсов в народном хозяйстве и сказываются на экологической ситуации. Поэтому решение о применении дополнительного кислорода в дутье доменных печей нужно применять после комплексного ресурсо-экологического анализа ситуации. В качестве примера можно привести один из вариантов расчетов ресурсо-экологической эффективности применения кислорода при выплавке перелыльного чугуна в условиях Европейской части Российской Федерации.

Исходные данные: окатыши и агломерат, полученные из железорудного концентрата и аглолулы Лебединского торно-обогадительно-го комбината (что обеспечивало содержание железа в доменной шихте 58,5%), кокс из коксующихся углей Кузнецкого бассейна; температура доменного дутья 1100 °С. Расчеты проводились для выплавки перелыльного чугуна с содержанием кремния 0,43% при основности шлака  $([CaO + MgO]/[SiO_2 + Al_2O_3]) = 1,08$ . Критерием увеличения параметров комбинированного дутья был выбран постоянный уровень теоретической температуры горения топлива у фурм, который в совокупности с неизменной температурой колошниковового газа (в расчете принята равной 180 °С) обеспечивает практически неизменные характеристики температурного профиля доменной печи. Остальные характерные параметры доменного процесса, рассчитанные по методике Рама-Похвиснева, приведены в табл. 4.31.

Таблица 4.31

Параметры доменного процесса при разном содержании кислорода в дутье

Показатель	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3
Содержание кислорода в дутье, об. %	21	28	40
Расход кокса, кг/т чугуна	561	482	400
Расход природного газа, м <sup>3</sup> /т чугуна	0	100	200
Количество колошниковового газа, м <sup>3</sup> /т чугуна	2131	1909	1660
Выход шлака, кг/т чугуна	364	352	340
Содержание в колошниковом газе, об. %:			
CO	25,4	25,6	26,7
CO <sub>2</sub>	16,8	19,7	23,0
Степень использования газа, доли ед.	0,40	0,43	0,44
Потери тепла (в том числе с колошниковым газом), % от прихода	12,0	16,8	17,9

Таблица 4.32

Показатели энергосбережения

Показатель	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3
Затраты энергоносителей на тонну железа:			
коксующийся уголь, кг	1079,1	948,4	812,6
энергетический уголь, кг	0	0	47,1
природный газ, м <sup>3</sup>	75,2	180,2	285,2
Общий расход энергоносителей, кг у.т./т железа	877,2	880,8	921,5
Общие затраты энергии на производство чугуна, ГДж/т железа	25,7	25,8	27,0

Таблица 4.33

Выбросы в окружающую среду

Показатель	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3
Суммарное количество выбросов, кг/т железа	361,9	343,8	329,2
в т.ч. пыль	113,1	110,2	108,3
SO <sub>2</sub>	89,8	81,4	73,1

При расчете ресурсо-экологических характеристик учтены энергетические и материальные затраты, а также выбросы в атмосферу на всем производственном пути от добычи сырья и энергоносителей до производства чугуна, включая производство и транспортировку энергии и производство кислорода.

Как видно из полученных данных (табл. 4.32, 4.33), повышение содержания кислорода в дутье при одновременном увеличении расхода природного газа, обеспечивающем коэффициент замены кокса на уровне  $0,80-0,82 \text{ кг/м}^3$ , приводит к *росту энергозатрат всех видов на производство чугуна*. Суммарное количество выбросов газов и пыли при изменении содержания кислорода в дутье изменяется *незначительно*, что связано, во-первых, со значительным уменьшением количества образующихся в ходе плавки газов, и, во-вторых, с уменьшением количества выбросов пыли при транспортировке концентрата коксуемых углей (вызванного уменьшением расхода кокса при вдувании в печь природного газа).

Таким образом, с точки зрения общих расходов энергии применение технологического кислорода при производстве передельного чугуна неэкономично. Причем, резкий рост повышения энергозатрат на производство чугуна происходит при увеличении объемного содержания кислорода в доменном дутье свыше 30%.

В то же время применение кислорода при производстве ферросплавов в диапазоне 21–35% приводит к снижению суммарного расхода энергоносителей.

#### 4.10.3. Водяной пар в дутье

В дутье, используемом в доменной печи, всегда имеется некоторое количество водяных паров. В фурменной зоне водяные пары диссоциируют по реакции  $\text{H}_2\text{O} = \text{H}_2 + 1/2\text{O}_2 - 242,8 \text{ МДж}$  с выделением свободных водорода и кислорода. Однако в присутствии избытка углерода кокса кислород используется для сгорания углерода, поэтому реакцию разложения водяного пара можно записать в виде  $\text{H}_2\text{O} + \text{C} = \text{H}_2 + \text{CO} - 124,87 \text{ МДж}$ .

Использование добавок водяного пара к доменному дутью обсуждается с начала XIX в. Осушение дутья было предложено Йейли в 1894 г. Однако в промышленных условиях регулирование содержания влаги дутья осуществлено в широком масштабе в СССР с конца 40-х годов.

Основными результатами увлажнения дутья являются снижение температуры фурменных очагов (из-за отрицательного теплового эф-

фекта реакции водяного пара и углерода кокса), обогащение дутья кислородом влаги, а горнового газа активным восстановителем — водородом. Снижение прихода тепла в горн в условиях начала применения увлажненного дутья, как правило, имело положительный эффект. В конце 40-х годов повышение температуры дутья сдерживалось качеством проплавляемого сырья. Некоторое снижение температуры фурменных очагов в горне позволило поднять температуру дутья. Таким образом, снижение прихода тепла в горн из-за диссоциации водяного пара компенсировалось приходом тепла от увеличения нагрева дутья. Расчеты и практический опыт показали, что для сохранения прежнего температурного режима горна на каждый  $1 \text{ г}$  влаги/ $\text{м}^3$  дутья\* требуется повысить его температуру примерно на  $5^\circ\text{C}$ . Учитывая, что  $1 \text{ об.}\%$  водяного пара в дутье соответствует  $8 \text{ г/м}^3$ , для тепловой компенсации каждого  $1\%$  пара в дутье надо увеличить температуру дутья примерно на  $40^\circ\text{C}$ .

При постоянном тепловом режиме горна возрастают доля кислорода в дутье и количество водорода в горновом газе. Первое должно привести к увеличению производительности печи, второе — к улучшению восстановительной работы газа, а следовательно, и к экономии кокса. В ряде случаев использование увлажненного дутья не сопровождалось пропорциональным повышением температуры дутья, и распределение температур газа и шихты по высоте печи становилось более рациональным. Это делало ход печи более ровным, что в свою очередь способствовало росту технико-экономических показателей доменной плавки.

Изменение степени непрямого восстановления при использовании в дутье водяного пара можно ориентировочно рассчитать по формуле

$$R_i = R_i^0 + \frac{V_{\text{H}_2} \cdot \eta_{\text{H}_2}}{2O_{\text{ш}}}, \quad (4.328)$$

где  $R_i$ ,  $R_i^0$  — степень непрямого восстановления соответственно после и до увлажнения дутья, доли ед.;  $\eta_{\text{H}_2}$  — степень использования восстановительной способности водорода, доли ед.;  $V_{\text{H}_2}$  — количество водорода в доменном газе,  $\text{м}^3/\text{т}$  чугуна;  $O_{\text{ш}}$  — количество газифицированного кислорода шихты,  $\text{м}^3/\text{т}$  чугуна.

\* При нормальных условиях.



Исходя из нового значения  $R$ , можно определить экономию кокса при увлажнении дутья. В разных условиях увеличение производительности и экономия кокса при плавке на увлажненном дутье составили 1–5%.

Совместное дувание углеводородов и кислорода снизило значение увлажненного дутья. Однако недооценивать его роль было бы не правильным. Влияя практически без запаздывания на тепловой режим горна, изменение количества влаги в дутье является средством «тонкого» и быстрого регулирования теплового состояния нижней зоны печи. Нельзя также забывать, что особо необходимо регулировать содержание водяного пара в дутье для условий, отличающихся высокой и переменной влажностью воздуха.

#### 4.10.4. Дувание углеродсодержащих веществ в доменную печь

Целесообразность дувания в доменную печь углеродсодержащих веществ, в частности углеводородов, признавали еще в XIX в. В 1838 г. Барнетт предложил дувать в доменные печи газы, содержащие углеводороды и смолы. Затем предлагали дувать нефть и ее продукты, угольную пыль, каменноугольный пек, коксовый, попутный и природный (сырой и конвертированный) газы.

Однако промышленное освоение плавки с использованием попутного топлива, вводимого через фурмы, началось в 40-х годах XX в. в СССР. Опыты с дуванием в горн угольной пыли в конце 40-х годов были проведены на металлургическом комбинате им. Дзержинского. На ММК, металлургическом заводе им. Петровского и др. были сделаны попытки дувания мазута. Однако только с 1957 г. на ряде заводов Украины внедрили технологию доменной плавки на дутье с добавкой природного газа. С этого времени начался новый вид доменного процесса — на комбинированном дутье. Под комбинированным дутьем, понятие которого ввел А. Н. Рамм, понимают дутье, состоящее из ряда газообразных, смеси газообразных и жидких или газообразных и твердых компонентов. В общем случае к комбинированному дутью можно отнести увлажненное дутье, а также дутье, обогащенное кислородом. Однако обычно под комбинированным дутьем понимают использование атмосферного воздуха (или технического кислорода) в смеси с углеродсодержащими веществами.

*Дувание в горн природного газа.* Дувание в горн природного газа явилось крупным технологическим мероприятием, которое принесло

значительную пользу народному хозяйству СССР и позволило значительно интенсифицировать плавку. От дувания природного газа только в период 1959–1966 гг. народное хозяйство СССР получило экономии 392 млн. руб. Производительность доменных печей выросла на 4–7%, расход кокса снизился на 7–14%.

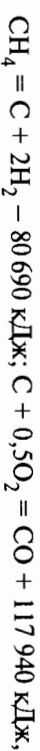
На ряде металлургических предприятий достигли расхода природного газа 150 м<sup>3</sup>/т чугуна и выше. Расход природного газа во многих случаях зависит от достигнутого до этого расхода кокса, так как расход природного газа обусловлен его долей в дутье, а расход последнего зависит от расхода кокса. В результате этого, чем выше начальный расход кокса, тем больше расход природного газа на 1 т чугуна. В табл. 4.34 приведены результаты работы доменных печей различных предприятий с дуванием природного газа.

Дувание природного газа существенно меняет характеристики отделимых явлений доменной плавки и прежде всего тепловые и газодинамические условия работы печи.

Химические реакции, протекающие в зоне горения у фурм, приведены в табл. 4.35.

Из данных табл. 4.35 видно, что при горении углевода метана и других углеводородов на 1 кг С, сгорающего до оксида углерода, выделяется значительно меньше тепла, чем при горении углевода кокса. Это объясняется существенной затратой тепла на разложение углеводородов.

Например, реакцию неполного горения метана можно записать следующим образом:



Учитывают также, что природный газ подается в доменную печь холодным, так как при нагреве природного газа свыше 500–600 °С протекает реакция его пиролиза с разложением на водород и сажаемый углерод. Последний осаждается в газопроводах, затрудняя движение газа. Таким образом, при замене углевода кокса углеродом природного газа *путью тепла в доменную печь снижается*. Это является первым следствием использования комбинированного дутья.

Горение природного газа у фурм в сравнении с горением углевода кокса (обычно для простоты полагают, что природный газ целиком состоит из метана; на самом деле содержание метана колеблется от 85 до 95%) можно записать следующим образом:

Показатели работы доменных печей в обычных условиях (I) и при вдувании природного газа (II)

Таблица 4.34

Показатель	С повышенным исходным расходом кокса (11 печей Юга)		С пониженным исходным расходом кокса (19 печей Юга)		ММК, ЧМК	
	I	II	I	II	I	II
Расход природного газа: м <sup>3</sup> /т чугуна	—	113,7	—	89,5	—	58,3
% к дутью	—	3,9	—	4,0	—	3,5
Производительность печи, %	100,0	105,1	100,0	103,7	100,0	101,0
Расход кокса, кг/т чугуна	974	847	824	717	630	582
Расход известняка, кг/т чугуна	723	680	332	315	21	17
Количество шлака, кг/т чугуна	975	930	843	823	592	601
Интенсивность горения кокса, т/(м <sup>3</sup> ·сут)	1,154	1,042	1,044	0,941	1,008	0,946
Интенсивность горения суммарного углерода, т/(м <sup>3</sup> ·сут)	0,968	0,947	0,879	0,863	0,848	0,844
Температура дутья, °С	751	852	776	847	945	974
Влажность дутья, г/м <sup>3</sup>	24	10	26	10	26	16
Температура колошникового газа, °С	256	275	367	378	Нет св.	Нет св.
[Si], %	0,87	0,80	0,84	0,79	0,84	0,74
Эквивалент замены кокса, кг/м <sup>3</sup>	—	1,12	—	1,19	—	0,83
Экономия кокса: кг/т чугуна	—	127	—	107	—	48
%	—	14,3	—	13,0	—	7,6
Приведенная экономия кокса*, кг/т чугуна	—	110	—	90	—	43
Приведенный эквивалент замены кокса, кг/м <sup>3</sup>	—	0,97	—	1,0	—	0,73

\* Приведенный расход учитывает эффективность каждого мероприятия, в данном случае вдувания природного газа.

Реакции горения при использовании комбинированного дутья

Таблица 4.35

Реакции	Тепловые эффекты, кДж			
	на 1 кмоль	на 1 м <sup>3</sup> вдуваемого газа	на 1 м <sup>3</sup> СО	на 1 кг С
$C + 0,5O_2 = CO$	117940	—	+5267	+9828
$C + H_2O = CO + H_2$	-124870	—	-5573	-10416
$CH_4 + 0,5O_2 = CO + 2H_2$	+37250	+1660	+1660	+3108
$C_2H_6 + O_2 = 2CO + 3H_2$	+136010	+6069	+3040	+5670
$C_2H_6 + 1,5O_2 = 3CO + 4H_2$	+227300	+10147	+3380	+6300
$C_4H_{10} + 2O_2 = 4CO + 5H_2$	+310040	+1365	+3460	+6468
$C_5H_{12} + 2,5O_2 = 5CO + 6H_2$	+405720	+18110	+3625	+6762

$$CH_4 + 0,5O_2 + 0,5\left(\frac{100-\omega}{\omega}\right)N_2 = CO + 2H_2 + 0,5\left(\frac{100-\omega}{\omega}\right)N_2;$$

$$C + 0,5O_2 + 0,5\left(\frac{100-\omega}{\omega}\right)N_2 = CO + 0,5\left(\frac{100-\omega}{\omega}\right)N_2,$$

где  $\omega$  — доля кислорода в сухом дутье.

При использовании атмосферного воздуха ( $\omega = 0,21$ ) коэффици-

ент при азоте  $0,5\left(\frac{100-\omega}{\omega}\right)N_2 = 1,88$ . Тогда при горении единицы

углерода природного газа в горне образуется 4,88 моля газа, а при горении углерода кокса — 2,88. Таким образом, вторым следствием вдувания природного газа является то, что в горне образуется больше газа по сравнению с обычной технологией.

Снижение прихода тепла в горне печи и рост количества газа в горне вызывают *снижение температуры в горне* (на 3–4 °С/м<sup>3</sup> природного газа). Это — третье следствие вдувания природного газа.

Действительно, теоретическая температура горения топлива у фурм печи

$$T = \frac{Q_v + Q_d + Q_k}{V_f C_f},$$

где  $Q_y$  — тепло горения топлива (углерода кокса и природного газа), кДж;  $Q_d$  — тепло нагретого дутья (с учетом теплового эффекта диссоциации  $H_2O$  и других явлений), кДж;  $Q_k$  — физическое тепло кокса, кДж;  $V_r, C_r$  — объем,  $m^3$ , и теплоемкость, кДж/( $m^3 \cdot K$ ), горнового газа.

Величины  $Q_y$  и  $Q_k$  из-за снижения расхода кокса уменьшаются, а  $V_r$  увеличивается. Таким образом, снижение прихода тепла и температуры горна при вдувании природного газа создают возможность по-дать в печь более нагретое дутье по сравнению с обычным режимом.

Увеличение количества газов, приходящихся на единицу сторающего на фурмах углерода, должно вызывать снижение интенсивности плавки по коксу. По данным А. Н. Рамма, в первом приближении можно принять

$$I = I_0 (V^0/V_r), \quad (4.329)$$

где  $I$  и  $I_0$  — интенсивность плавки при работе соответственно на комбинированном и обычном дутье, т кокса/( $m^3 \cdot сут$ );  $V^0$  и  $V_r$  — выход газа для тех же условий,  $m^3/кг C_{\phi}$ .

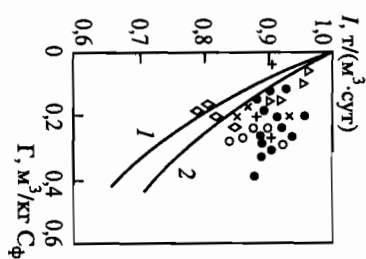
Кроме того, снижение расхода кокса вызывает уменьшение порозности шихты, а следовательно, и повышение сопротивления ее прохождению газа.

При вдувании природного газа в горновом газе значительно увеличивается содержание водорода, что снижает вязкость и плотность газа. Это позволяет несколько повысить скорость газа в печи, не увеличивая перепада давления газа в печи.

Каждый 1% водорода газа вызывает рост интенсивности плавки на 0,5%. Поэтому расчеты по формуле (4.329) дают завышенные по сравнению с полученными на практике значения снижения интенсивности плавки (рис. 4.107). Некоторое снижение интенсивности плавки компенсируется ростом рудной нагрузки на кокс, в результате чего *производительность печи при плавке на природном газе не только не уменьшается, но, напротив, даже несколько увеличивается*. Это — четвертое следствие использования природного газа в печи.

Важным аспектом плавки с использованием природного газа является увеличение абсолютного и относительного количества восстановительных компонентов в доменном газе. Несмотря на снижение расхода кокса, достигаемое при вдувании природного газа, абсолютное количество газов-восстановителей (монооксида углерода и водорода) в расчете на единицу восстанавливаемого в печи железа увеличивается. Это должно ускорить восстановление оксидов железа газами, а, следовательно, и способствовать росту степени непрямого восстановления в доменной печи. Практика подтвердила это положение. Так,

Рис. 4.107. Зависимость изменения интенсивности горения кокса от увеличения расхода природного газа в смеси с атмосферным дутьем



для условий Череповецкого металлургического комбината вдувание природного газа привело к снижению  $r_d^0$  с 0,48 до 0,35. Близкие результаты получены и на других металлургических предприятиях. Для расчетов предполагаемого снижения степени прямого восстановления предложены различные формулы.

По А. Н. Рамму,

$$r_d = r_d^0 \exp [-0,6 V_{H_2} - 0,2 (V_{CO} - 1,867)], \quad (4.330)$$

где  $r_d$  и  $r_d^0$  — соответственно степень прямого восстановления для условий плавки с вдуванием газа и без него;  $V_{H_2}$  и  $V_{CO}$  — количество водорода и оксида углерода в горновом газе,  $m^3/кг C_{\phi}$ .

По А. Д. Гоглибу, принимавшему  $\eta_{H_2} = 40\%$ , выражение упрощено, т. е.

$$r_d = r_d^0 - 0,215 \Gamma, \quad (4.331)$$

где  $\Gamma$  — расход природного газа,  $m^3/т$  чугуна.

А. А. Бачинин, обработав данные 53 материальных и тепловых балансов различных отечественных доменных печей, получил следующую зависимость:

$$r_d = r_d^0 - 18,8 (H_2 + CO), \quad (4.332)$$

где  $H_2$  и  $CO$  — количество этих компонентов в горновом газе,  $m^3/кг C_{\phi}$ .

Практические данные показали, что степень использования монооксида углерода при вдувании природного газа по сравнению с обычной технологией меняется мало. В связи с этим можно предположить, что изменение степени непрямого восстановления происходит в результате восстановительной работы водорода. Из этого вытекает пра-

вомерность использования для расчета степени прямого (прямого) восстановления формулы (4.328). Использование ее в расчетах пока-зало хорошую сходимость с практическими данными.

Итак, пятым следствием использования природного газа является *снижение степени восстановления*. Эффективность использования природного газа связана с величинами степеней использования химической энергии монооксида углерода и водорода. Зависимость степеней использования монооксида углерода и водорода от количества вдуваемого природного газа на различных доменных печах про-является по-разному. Несмотря на то что с ростом количества газа-восстановителя степень его использования должна испытывать тен-денцию к снижению, в ряде случаев наблюдали обратную картину, что объясняют совершенствованием газораспределения в печи и другими технологическими обстоятельствами.

Кроме того, необходимо иметь в виду, что в современных хорошо работающих доменных печах, применяющих значительное количест-во природного газа, степень использования его близка к термодина-мически предельной по отношению к восстановлению FeO. На рис. 4.108 приведены данные о равновесном и реальном составе печ-ного газа, отобранного из шахты доменной печи, работающей в усло-виях Юга. Из данных следует, что особенно для восстановления моно-оксидом углерода достигнута предельная степень использования (для FeO). В этих условиях следует искать новые пути улучшения исполь-зования восстановительной энергии и газа в печи.

Заметное влияние использование углеводородов оказывает на теп-лообмен в доменной печи. Прежде всего снижается отношение  $W_{ш}/W_r$ , что вызывает *повышение температуры кокшикового газа*. Это — шестое следствие вдувания углеводородов в доменные печи.

По расчетам В. Ф. Кузьменко, при вдувании 1 м<sup>3</sup> природного газа на 1 т чугуна  $W_{ш}$  в зоне температур 900–1350 °С уменьшается на 13,24 кДж/(т·К), а  $W_r$  увеличивается на 2,64 кДж/(т·К). Отношение  $W_{ш}/W_r$  уменьшается на 0,007–0,0075; 65–70% общей величины снижения от-ношения  $W_{ш}/W_r$  в нижней зоне вызвано уменьшением затрат тепла на прямое восстановление железа, 10% — снижением содержания кокса в шихте, 20–25% — увеличением выхода газа на единицу чугуна. На рис. 4.109 приведено изменение величин  $W_{ш}$  и  $W_r$  по высоте печи в за-висимости от количества вдуваемого природного газа в условиях до-менной печи объемом 2300 м<sup>3</sup> (данные В. Ф. Кузьменко). Из этих дан-ных следует, что уменьшение величины  $W_{ш}/W_r$  приводит к перемеще-нию точки пересечения  $W_{ш}$  и  $W_r$  в зону с более высокой температу-рой. Вдувание природного газа вызывает уменьшение суммарного ко-

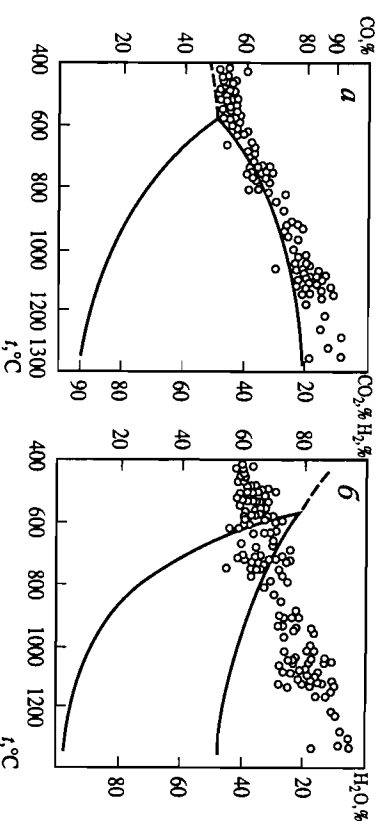


Рис. 4.108. Равновесный и реальный состав газа, отобранного из шахты до-менной печи, для реакций восстановления оксидов железа оксидом углерода (а) и водородом (б)

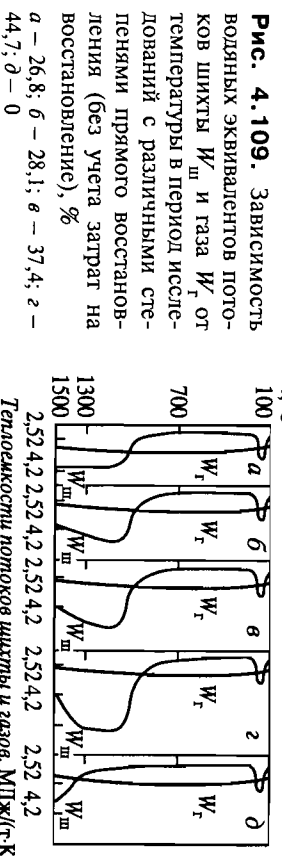


Рис. 4.109. Зависимость водных эквивалентов пото-ков шихты  $W_{ш}$  и газа  $W_r$  от температуры в период иссле-дований с различными сте-пенями прямого восстанов-ления (без учета затрат на восстановление), %  
а — 26,8; б — 28,1; в — 37,4; г — 44,7; д — 0

эффицента теплоотдачи  $\alpha_x$  в нижней части печи (из-за снижения температуры фурменных очаров) и его увеличение в верхней. Таким образом, вдувание природного газа приводит к *выравниванию интен-сивности процессов теплопередачи по высоте печи*. В нижней, наиболее напряженной с точки зрения теплообмена зоне она снижается, в верх-ней возрастает. Это седьмое следствие вдувания природного газа в торн печи проиллюстрировано на рис. 4.110. При большом значении  $t_d$  теплообмен характеризуется классической схемой Б. И. Китаева, минимальная разность температур газа и шихты  $\Delta t$  составляет 70–80 °С. С увеличением количества природного газа  $\Delta t$  растет до 130–150 °С ( $t_d = 0,3$ ) и при  $t_d = 0,1$  должна достигать 160–200 °С.

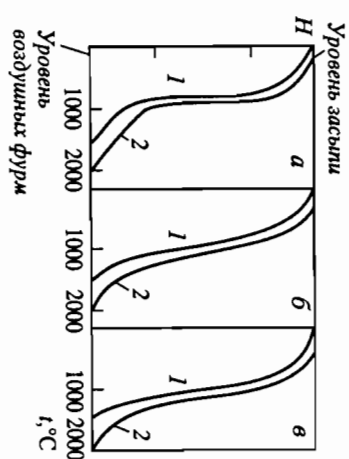


Рис. 4.110. Влияние степени прямого восстановления железа ( $r_d$ , %) на теплоотдачу по высоте доменной печи  
1 — шихта; 2 — газ

Снижение прихода тепла в горн и уменьшение температур в горне должно *увеличивать размеры окислительной зоны*, что благоприятно скажется на ходе материалов. Это — восьмое следствие вдувания природного газа.

Вдувание природного газа в горн имеет следствием *некоторое уменьшение химического нагрета чугуна* из-за снижения в нем содержания трудновосстановимых элементов, в первую очередь кремния. Так, из опыта работы Череповецкого металлургического комбината содержание кремния в чугуне снизилось с 0,7–0,8 до 0,3–0,4%. Однако *физический нагрет чугуна при этом меняется мало*. Это — девятое следствие вдувания природного газа. Оценка воздействия вдувания природного газа в горн доменной печи в целом приводит к следующим выводам.

1. При использовании природного газа достигается экономия кокса. По данным З. И. Некрасова, средняя экономия кокса на доменных печах СССР составляла 16%, из которых 3% явились результатом непосредственной замены углерода кокса углеродом природного газа, 3% — от снижения общей теплопотребности на выплавку чугуна и 10% — от увеличения степени непрямого восстановления оксидов. Общая теплопотребность процесса снижается при этом благодаря снижению выхода шлака, уменьшению содержания кремния в чугуне и т. д. Коэффициент замены кокса природным газом (отношение выведенного из шихты кокса, кг/т чугуна, к количеству использованного природного газа, м<sup>3</sup>/т чугуна) в различных условиях составил 0,7–1,1 кг/м<sup>3</sup>. В пересчете на углерод эта величина значительно выше. При коэффициенте замены 1 кг/м<sup>3</sup> пересчет на углерод дает следующие результаты: 1 кг кокса содержит 0,85 кг углерода (при 85% углерода в коксе); 1 м<sup>3</sup> природного газа (100% CH<sub>4</sub>) содержит 12/22,4 = 0,536 кг углерода. Тогда коэффициент замены по углероду составит 0,85/0,536 = 1,58 кг/кг.

Это означает, что 1 кг углерода природного газа экономит около 1,6 кг углерода кокса. С уменьшением расхода кокса экономия его снижается (рис. 4.111).

2. Снижение интенсивности плавки должно привести к уменьшению производительности печи, однако этого не происходит из-за роста рудной нагрузки на кокс. В результате имеют даже некоторое (небольшое) увеличение производительности.

3. Количество вдуваемого в печь природного газа ограничивается двумя факторами: нарушением газодинамических условий в печи и снижением температуры горна. С точки зрения этих ограничений возможности эффективного применения природного газа в печи в основном использованы.

Дефицит природного газа в отдаленных районах обусловил интерес к использованию в качестве реагентов дутья других газообразных и жидких реагентов, содержащих углерод и углеводороды. Проведены промышленные опыты вдувания в горн печей коксового газа, несколько десятков доменных печей (в основном за рубежом) некоторое время использовали в качестве добавки к дутью мазут, накоплен опыт вдувания в горн измельченной каменноугольной пыли.

Примерный химический состав кокса (I) и мазута (II) приведен ниже:

	C	АС	S	H <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
I .....	87,0	10,0	1,0	0,4	0,6	1,0
II .....	84,0	0,5	2,5	12,0	0,5	0,5.

Химический состав коксового газа (III), об. %: 57,0 H<sub>2</sub>; 6,9 N<sub>2</sub>; 26,0 CH<sub>4</sub>; 5,7 CO; 2,0 CO<sub>2</sub> и 2,4 тяжелые углеводороды. Для данного примера принято, что природный газ (IV) на 100% представлен метаном. Сравнительные характеристики этих видов топлива приведены ниже:

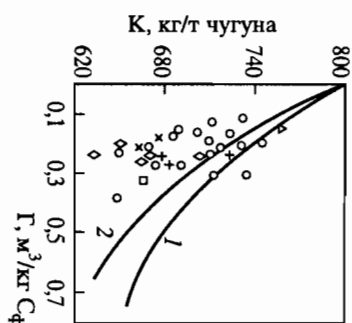


Рис. 4.111. Зависимость расхода кокса от расхода природного газа в смеси с атмосферным дутьем  
1 — расчетные данные; 2 — фактические

	I	II	III	IV
Теплота сгорания, кДж/кг (м³) .....	28100—30300	40300—41200	(17000)	(36000)
Теплота горения у фурм, кДж/кг .....	8030	6150	710	1600
Количество фурменного газа, м³/кг C <sub>ф</sub> .....	5,36	7,25	12,8	9,1
Состав фурменного газа, %:				
CO .....	34,2	26,8	18,7	20,5
H <sub>2</sub> .....	1,1	22,9	52,3	41,1
N <sub>2</sub> .....	64,7	50,3	29,0	38,4

**Вдувание коксового газа.** В 1962—1963 гг. на Кузнецком металлургическом комбинате проведены опыты по применению в доменной плавке коксового газа следующего состава, %: 2,3 CO<sub>2</sub>; 7,1 CO; 59,1 H<sub>2</sub>; 3,8 O<sub>2</sub>; 2,4 C<sub>т</sub>; H<sub>2</sub>; 24,6 CH<sub>4</sub>.

При использовании 92,8 м³ коксового газа на 1 т чугуна экономия кокса составила 9,1%, а производительность печи выросла на 4,2%. Коксовый газ по сравнению с природным вносит меньше тепла в печь и содержит меньше углерода, поэтому коэффициент замены кокса коксовым газом по сравнению с природным газом должен быть ниже.

**Вдувание мазута.** Мазут оказывает аналогичное природному газу воздействие на доменную плавку. Отличие заключается в том, что мазут при горении у фурм вносит в печь больше тепла (из-за меньшей теплоты разложения и большего количества углерода), образует в торне несколько меньше торновых газов и вносит в печь меньше водорода. Теплота сгорания мазута у фурм составляет 6100—6400 кДж/кг, т. е. несколько меньше, чем для кокса, и значительно больше, чем для природного газа. Вдувание мазута в торн вызывает некоторое (но меньшее по сравнению с природным газом) снижение температуры в горне печи. По опыту применения мазута в доменных печах Нижнетагильского металлургического комбината, снижение теоретической температуры горения топлива в фурменной зоне печи составляет 4—6 °C на 1 г мазута в 1 м³ дутья. При вдувании мазута теоретическая температура горения определяется по формуле

$$T = \frac{903,8 + 2466\Delta\omega - 243a_m}{0,4 + 0,015\Delta\omega + 0,824a} \quad (4.333)$$

где  $a_m$  — количество вдуваемого мазута, г/м³ дутья;  $\Delta\omega$  — дополнительная по сравнению с обычным атмосферным дутьем доля кислорода, доли ед.

Согласно этой формуле при работе на атмосферном дутье увеличение количества мазута от 0 до 50 г/м³ дутья приводит к снижению теоретической температуры горения от 2259 до 2020 °C.

Опыт промышленного производства показал, что 1 кг мазута экономит 0,9—1,3 кг кокса. При пересчете с кокса на углевод кокса коэффициент замены 1 кг углевода кокса на 1 кг углевода мазута  $k_m$  составит следующую величину: допускают, что коэффициент замены равен 1,2 кг/кг, в 1,2 кг кокса (при содержании углевода в коксе 85%) содержится 1,2·0,85 = 1,02 кг углевода; в 1 кг мазута, содержащем 84% углевода, находится 1,0·0,84 = 0,84 кг углевода. Тогда коэффициент замены составит 1,02/0,84 = 1,21 кг углевода кокса/кг углевода мазута, что существенно ниже, чем в случае замены кокса природным газом. С увеличением количества вдуваемого мазута экономия кокса и коэффициент замены кокса мазутом снижаются. На рис. 4.112 приведена зависимость коэффициента замены кокса мазутом от количества вводимого в торн мазута (по данным фирмы «Феникс Рейнор», ФРГ).

Основной эффект воздействия мазута связан с прямой заменой углевода кокса углеводом мазута. Поскольку в печь вносятся водорода значительно меньше, чем с природным и коксовым газами, влияние улучшения восстановительных условий, в частности снижение степени прямого восстановления, проявляется в меньшей степени.

По сравнению с природным газом и коксом мазут вносит в печь больше серы. Однако промышленный опыт показал, что на содержание серы в чугуне это не влияет.

Определенной проблемой являются транспортировка мазута в печь и его равномерная подача в зону горения. Высокая вязкость холодного мазута вызывает необходимость некоторого его подогрева.

Ограничения количества вдуваемого в печь мазута те же, что и в случае использования природного газа, а именно, ухудшение газодинамики плавки и снижение температуры в горне печи. Вдувание большого количества мазута в торн препятствует также то обстоятельству, что в фурменной зоне горит только часть мазута, выделяющийся сажистый углевод нарушает ход плавки.

**Вдувание измелченного угля.** Большим преимуществом пылевидного угля по сравнению с другими видами топлива является его низкая

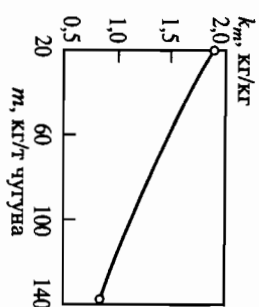


Рис. 4.112. Зависимость коэффициента замены кокса мазутом от расхода мазута



стоимость. При вдувании измельченного твердого топлива затраты тепла на процессы термического его разложения небольшие, что обеспечивает сравнительно высокий (особенно по отношению к природному и коксовому газам) приход тепла в горн доменной печи. По данным Л. Богдана и Р. Террена, теплота сгорания у фурм отдельных углей (содержащих 3% влаги и 7% золы) составляет, кДж/кг: антрацит 7530; тощий уголь 6800; газовый уголь 6100; пламенный уголь 5300.

Основным следствием воздействия измельченного угля на процесс является непосредственная замена углерода кокса углеродом угля. Поэтому коэффициент замены кокса углем во многом зависит от свойств угля, в частности от содержания в нем углерода, золы, серы и влаги. Чем выше содержание углерода в угле, тем большее значение имеет прямая замена им углерода кокса, тем выше приход тепла в горн печи и выше коэффициент замены кокса углем. В отличие от газообразных и жидких восстановителей уголь практически не содержит водорода (кроме содержащегося в летучих и водяном паре), поэтому вдувание угля в горн оказывает слабое влияние на ход восстановительных процессов. Зола угля несколько увеличивает выход шлака в печи, что снижает экономию кокса при вводе угля в печь. Сера, внесенная углем, может частично переходить в чугун, что требует отпечения используемых углей по их сернистости. При вдувании угля та же динамические условия плавки практически не меняются. В связи с этим лимитирующим фактором количества используемого твердого топлива является нагрев горна. Уменьшение прихода тепла в горн из-за меньшей по сравнению с коксом теплоты сгорания угля и наличия водяных паров, претерпевающих в горне диссоциацию, приводит к снижению температуры горна. Поэтому в доменной плавке следует использовать высушенные угли.

Широкое использование пылеугольного топлива относится к 80-м годам XX в. Совершенствование техники и технологии вдувания пылеугольного топлива (ПУТ) привело к достижению стабильных расходов его на уровне 150–200 кг/т. На основе результатов многочисленных исследований на горячих стендах и на доменных печах в настоящее время хорошо известны условия, которые обеспечивают замену до 40–45% кокса вдуваемым пылеугольным топливом. К ним относятся:

1. Высокое качество кокса, применяемого в доменной плавке.
2. Высокое качество угля, используемого для вдувания в доменную печь.
3. Применение специальной техники вдувания, обеспечивающей полноту сжигания угля в фурменной зоне.

4. Обогащение дутья кислородом и вдувание кислорода совместно с углем.

При вдувании большого количества угля уменьшаются объемная доля кокса в шихте, что повышает требования к обеспечению газопроницаемости столба шихты в шахте и коксового тотермана в горне. Главным условием выполнения этих требований является применение высококачественного кокса, обладающего высокой холодной и горячей прочностью.

Требования к качеству углей для вдувания в доменную печь сводятся к следующему:

- низкая зольность (не более 10–12%);
- высокое содержание летучих (30–40%);
- низкое содержание серы (не более 1%);
- высокая температура плавления золы (более 1400 °C);
- тонкое измельчение (80% крупностью 200 мм);
- хорошая измельчаемость.

Особое значение имеет зольность вдуваемого угля, которая определяет коэффициент замены кокса углем, влияет на содержание кремния в чугуне и на выход шлака. Кроме того, абразивные свойства угля, влияющие на стойкость трубопроводов системы его вдувания, также определяются зольностью угля.

Более 35% мирового потребления пылеугольного топлива приходится на доменные печи Японии, которые все оборудованы системами для вдувания ПУТ, и около 25% — на доменные печи других стран Азии. Увеличение расхода вдуваемого угля требует решения ряда технических и технологических проблем. Установлено, что превышение расхода ПУТ сверх 200 кг/т сопровождается увеличением доли несто-ревшего угля и снижением прооницаемости коксового тотермана.

В связи со снижением газопроницаемости столба шихты при вдувании значительных количеств ПУТ и для поддержания производительности печей на необходимом уровне расход дутья сокращают, обогащая его кислородом. Особенностью технологии плавки при вдувании ПУТ является создание в осевой части печи коксовой отдушины из крупного кокса. На печах с конусными аппаратами для этого применяют специальные приемы загрузки. Для вдувания используют угли как с высоким, так и с низким содержанием летучих веществ. В связи с тем, что уголь не успевает сгорать в фурменной зоне, считают, что для вдувания лучше использовать угли, несгоревшие частички которых имеют повышенную реакционную способность.

Специалисты прогнозируют, что в ближайшие два десятилетия расход ПУТ на доменных печах будет превышать расход кокса и ПУТ

можно будет рассматривать как основное топливо доменной плавки, а кокс — как дополнительное топливо.

*Совместное использование углеводородов и обогащенного кислородом дутья.* Оценивая преимущества и недостатки использования обогащенного кислородом дутья и углеводородов, нетрудно убедиться в своеобразном их сочетании. Эффект воздействия на показатели доменной плавки добавок к дутью углеводородов (I) и кислорода (II) следующий:

	I	II
Количество газов в печи (на единицу углерода, сгорающего у фурм) .....	+	—
Интенсивность плавки .....	—	+
Температура горна .....	—	+
Температура колошника .....	+	—
Степень непрямого восстановления .....	+	?
Производительность печи .....	?	+
Расход кокса .....	?	?

*Примечание:* + увеличение показателя; — его уменьшение; ? влияние добавок неясно.

Итак, углеводороды и кислород воздействуют на различные показатели плавки (производительность и расход кокса), взаимно компенсируя отрицательные последствия использования комбинированного дутья (нарушение газодинамических условий плавки, сдвиг изотерм в печи, изменение температуры горна и т. д.). Практика и расчеты показывают, что можно подобрать такое соотношение добавок к дутью, при котором количество газа в печи (на единицу углерода, сгорающего у фурм), а следовательно, и газодинамические условия плавки меняться не будут. При этом существенно не должен меняться и тепловой режим горна. По расчетам А. Н. Рамма, количество кислорода, добавляемого к дутью,

$$n_0 = \frac{0,21 + 0,5f}{0,75 + 0,94f} V', \quad (4.334)$$

где  $n_0$  — количество кислорода, добавляемого к дутью,  $\text{м}^3/\text{м}^3$  вдуваемого газа;  $V'$  — количество продуктов сгорания в горне,  $\text{м}^3/\text{м}^3$  вдуваемого газа;  $f$  — влажность дутья, об.%, при  $f = 0,01$   $n_0 = 0,2831$   $V'$ .

При известном составе углеводородных добавок

$$n_0 = 1,376 \text{C}_4\text{H}_{10} + 2,47 \text{C}_2\text{H}_6 + 3,56 \text{C}_3\text{H}_8 + 4,63 \text{C}_4\text{H}_{10} + 5,75 \text{C}_5\text{H}_{12} + 0,283(\text{CO} + \text{H}_2 + \text{N}_2) - 1,050\text{O}_2 - 0,244(\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}). \quad (4.335)$$

Для природного газа в зависимости от его состава, по А. Н. Рамму,  $n_0 = 1,3 \div 1,7$ . По данным З. И. Некрасова с сотрудниками, основным на практических исследованиях использования комбинированного дутья, пределы колебаний  $n_0$  сужены до  $1,4 - 1,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$  вдуваемого газа.

Совместное использование кислорода и природного газа в больших количествах впервые осуществлено в бывшем СССР. Показана высокая технико-экономическая эффективность доменной плавки при использовании дутья, содержащего 35%  $\text{O}_2$ , и выше  $140 - 160 \text{ м}^3$  природного газа на 1 т чугуна. При поддержании соотношения природный газ : кислород на неизменном уровне, обеспечиваемом сохранением газодинамических и тепловых условий, возможно дальнейшее увеличение количества кислорода и природного газа.

Рост количества вдуваемых в доменную печь кислорода и углеводородов является мощным средством интенсификации доменной плавки. При 35%  $\text{O}_2$  в дутье увеличение производительности агрегатов составило 1,8–2,0% на каждый дополнительный 1% (более 21%) кислорода в дутье. Следует иметь в виду, что этот прирост с дальнейшим увеличением содержания кислорода в дутье снижается. Поэтому оптимальный состав комбинированного дутья определяется экономическим расчетом путем сопоставления затрат на производство и доставку кислорода и природного газа к печи и эффективности, достигаемой в процессе их использования. Исходя из этого следует учитывать, что оптимальный состав комбинированного дутья для различных условий плавки неодинаков.

*Использование горячих восстановительных газов.* При работе доменной печи на сухом атмосферном дутье образующийся при горении углеводорода кокса горновой газ содержит примерно 35%  $\text{CO}$  и 65%  $\text{N}_2$ . Горновой газ является основным источником тепла, необходимого для развития всех процессов, обеспечивающих получение чугуна заданного состава. Энтальпия горнового газа на нормально работающих доменных печах соответствует теоретической температуре горения кокса  $2000 - 2200^\circ \text{C}$ .

Если бы развитие техники позволило вне доменной печи получить газ, состоящий из 35%  $\text{CO}$  и 65%  $\text{N}_2$ , нагреть его до  $2000 - 2200^\circ \text{C}$  и подать в фурменную зону печи, то, отвыкаясь от газодинамики плавки, потребность доменной печи в коксе в этом идеальном случае ограничилась бы расходом его на реакции прямого восстановления и науглероживание чугуна. Поэтому большой интерес представляет идея вдувания восстановительного газа, нагретого до максимально возможной

температуры, в горн доменной печи. При этом вдуваемый газ может содержать больше восстановительных компонентов, чем горновой газ, что обеспечит более эффективное протекание непрямого восстановления.

Однако в настоящее время нагрев искусственно полученного газа до теоретической температуры горения углерода кокса у фурм и доиставка его к доменной печи вряд ли реальны. В то же время повышение содержания восстановителей в горновом газе почти до 100% является возможным. Увеличение содержания восстановителей в фурменном газе позволит снизить удельный расход кокса главным образом в результате увеличения степени непрямого восстановления оксидов железа.

По сравнению с вдуванием сырого природного газа, мазута или других углеводородов использование горячих восстановительных газов имеет преимущество в том, что не затрачивается тепло на диссоциацию углеводородов, а приход тепла определяется нагревом восстановительных газов.

Для получения восстановительного газа пригодны практически любые виды твердого, жидкого и газообразного топлива. Выбор способа производства восстановительного газа определяется экономическими факторами и требованиями к химическому составу, главными из которых являются максимальная доля восстановителей  $\text{CO}$ ,  $\text{H}_2$  и минимальная  $\text{CO}_2$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{CH}_4$  и сажистого углерода. Для оценки восстановительной способности газа используют выражение степени его окисленности:

$$\text{П}_{\text{ок}} = \frac{\text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O}}{\text{CO} + \text{CO}_2 + \text{H}_2 + \text{H}_2\text{O}}.$$

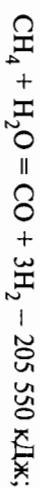
Восстановительный газ получают либо конверсией газообразных или жидких углеводородов, либо газификацией твердого топлива. Основным видом газообразного топлива для производства восстановительного газа является природный газ. Для этой цели можно использовать подвнутый десульфурации коксовый газ, остаточный газ после синтеза аммиака (56%  $\text{CH}_4$ ; 10%  $\text{H}_2$ ; 12%  $\text{CO}$ ; 1%  $\text{CO}_2$ ; 21%  $\text{N}_2$ ) или газ, полученный газификацией сырых легких нефтепродуктов (65%  $\text{CH}_4$ ; 12%  $\text{H}_2$ ; 1%  $\text{CO}$ ; 22%  $\text{CO}_2$ ). В процессе конверсии происходит неполное окисление метана с образованием водорода и монооксида углерода. В качестве окислителей применяют технологический кислород, воздух, пар и углекислый газ. В соответствии с типом окислителя различают *кислородную, воздушную, паровую и углекислотную*

конверсии природного газа. Может иметь место и смешанный тип конверсии (например, паровоздушная конверсия).

Конверсия протекает по одной из нижеприведенных химических реакций. Так, кислородная или воздушная конверсия



паровая



углекислотная



При этом характер кислородной и воздушной конверсии природного газа экзотермический; паровая и углекислотная конверсии для протекания реакции требуют затрат тепла.

Для автотермического протекания кислородной и воздушной конверсии, обеспечивающей максимальную долю восстановителей без примеси сажистого углерода, необходимо подогревать природный газ и кислород до значительных температур (свыше 1000 °С). Процесс может идти при более низких температурах газа, если вместо стехиометрически необходимого количества кислорода (0,5 м³  $\text{O}_2$ /м³  $\text{CH}_4$ ) давать избыточное его количество, однако при этом в получаемом газе растет доля окислителей.

Кислородная конверсия осуществляется в специальных горелках или конвертерах непрерывного действия. Для воздушной конверсии используют ретенеративные аппараты типа каупера, в которых нижняя часть насадки служит для подогрева газозоообразной смеси, а верхняя — для конверсии природного газа и нагрева получаемого восстановительного газа.

Достоинство кислородной конверсии газа — возможность ее проведения в широком интервале давлений, что не сказывается на качестве получаемого газа. Все оборудование систем подвода газа может быть рассчитано на стандартный, наиболее низкий уровень давлений и выполнено из обычных материалов. Преимуществом процесса является также возможность использования газа с высоким содержанием серы без какой-либо предварительной его обработки, которая в других процессах, особенно при использовании катализаторов, является обязательной.

Недостаток кислородной конверсии заключается в высокой стоимости технологического кислорода. Применение воздуха вместо кис-

лорода снижает восстановительный потенциал газа из-за увеличения количества азота в нем.

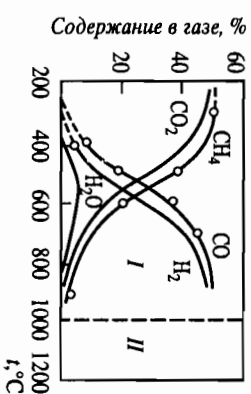
Паровая конверсия природного газа ведется в конвертерах типа каулер или в специальных трубах в присутствии никелевого и щелочного катализаторов, которые предотвращают отложение сажистого углерода и обеспечивают приближение реакции к равновесным условиям и получение газа с высокой долей восстановителей.

Вместо кислорода или пара окислителем может служить диоксид углерода, содержащийся наряду с паром в колошниковом газе. Последний может быть использован в процессе после очистки и охлаждения. Достоинством данного способа является возможность вторичного использования в доменной печи восстановителей, содержащихся в колошниковом газе. При этом потребность в природном газе для конверсии снижается. Кроме того, необходимо учитывать тот факт, что в связи с развитием производства стали в кислородных конвертерах и электропечах сокращается использование колошникового газа в мартеновских печах и другими потребителями.

На рис. 4.113 показана зависимость состава восстановительного газа, полученного углекислотной конверсией природного газа, от температуры конверсии, проводимой при атмосферном давлении и подаче природного газа и углекислоты в стехиометрическом количестве. Практика показала, что для получения газа низкой степени окисленности и без примеси сажистого углерода температура углекислотной конверсии должна быть не ниже 1200–1300 °С. При температурах 950–1000 °С процесс идет лишь в присутствии катализатора.

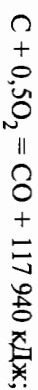
Для конверсии, осуществляемой при высоких температурах, применяют реакторы регенеративного типа.

Процессы получения восстановительного газа из жидкого топлива в принципе не отличаются от рассмотренных выше, хотя и имеют свои особенности. Так, если для метана отношение углерода и водорода (по массе) составляет 3 : 1, то для тяжелого жидкого топлива оно возрастает, составляя 7 : 1. С увеличением этого отношения в восстано-



**Рис. 4.113.** Зависимость состава восстановительного газа, полученного углекислотной конверсией природного газа, от температуры конверсии  
I — область образования сажи; II — область без образования сажи

вительном газе наблюдается тенденция к росту содержания монооксида углерода. Полученный конвертированный газ при использовании в качестве топлива метана содержит 66,7%  $H_2$  и 33,3%  $CO$ , а тяжелого жидкого топлива — 46%  $H_2$  и 54%  $CO$ . Для восстановительного газа с повышенным содержанием монооксида углерода характерна склонность к образованию сажистого углерода, что устраняется или регулируется в определенных пределах добавлением к кислороду водяного пара. Газификация твердого топлива с целью получения восстановительного газа может идти с участием в качестве окислителей технологического кислорода, водяного пара или углекислотного газа по реакциям



Вследствие значительного содержания азота использование в качестве окислителя воздуха недопустимо.

В нашей стране накоплен определенный опыт вдвухания горячих восстановительных газов в торн доменной печи. Представительные опыты использования конвертированного природного газа проведены на доменной печи Новотельского металлургического завода. Восстановительный газ и обогащенное кислородом дутье подвели в торн через фуры раздельными потоками. При вдвухании нагретого до 1200 °С восстановительного газа в количестве 941,1 м<sup>3</sup>/т чугуна расход кокса снизился на 95 кг/т чугуна. Нагрев торна во время опытов улучшался, степень непрямого восстановления  $R_i$  повысилась с 0,675 до 0,904.

Нестабильная работа и низкая производительность конверсионной установки не позволили достигнуть максимальной интенсивности плавки.

Расчетами показано, что при увеличении в горячем восстановительном газе количества окислителей на 1% расход кокса повышается на 3%.

В бывшем СССР предложен способ получения горячих восстановительных газов, при котором колошниковый газ вначале очищают от диоксида углерода, отмывая раствором моноэтаноламина в специальной установке, а затем нагревают до 1300–1400 °С в регенеративных газонагревателях в смеси с природным газом.

#### 4.10.5. Доменная плавка на металлizedованной шихте

Большой интерес представляет проблема использования в доменной шихте металлizedованных материалов. В процессе окискования шихты в виде окатышей или агломерата или на отдельной стадии после окискования материал подвергается восстановительной обработке с использованием недефицитного восстановителя. Частично восстановленную шихту направляют в доменную печь. При этом достигается значительное улучшение технико-экономических показателей доменной плавки, прежде всего производительности печи и расхода кокса. Суммарный расход топлива и тепла на производство металлizedованных материалов и их переплавку в доменной печи по сравнению с плавкой на окисленной шихте остается на прежнем уровне или даже несколько возрастает. Однако главное преимущество заключается в снижении затрат на производство дорогого и дефицитного кокса, что обеспечивает преимуществу указанной схемы в объеме национальной экономики страны.

Один из первых промышленных опытов проплавки металлizedованных материалов был осуществлен на заводе «Хиттон» (Гамилтон, Канада) с декабря 1964 г. по февраль 1965 г. на доменной печи объемом 587 м<sup>3</sup>. Металлizedованные окатыши получали на установке SL-RN. Всего было накоплено 10 400 т металлizedованных окатышей, из которых 2700 т были получены путем металлизации в ходе обжига, а остальное — восстановлением обожженных окатышей. Для предупреждения вторичного окисления окатыши хранили в газодолере. В коксе содержалось 0,62% S и 7,4% золы. В период эксперимента на каждые 10% металлизации шихты (до 35%) производительность печи возрастала на 9%, а расход кокса снижался на 8,2%. Близкие результаты получены в опытах на заводе «Топа» (Япония).

В 1965–1969 гг. в Советском Союзе на экспериментальной и промышленной доменных печах Нижнетагильского металлургического комбината были проведены серии исследований доменного процесса при проплавке металлizedованных материалов. Эти исследования позволили в основном определить характер изменений доменного процесса (табл. 4.36).

Ввод в шихту металлizedованных окатышей привел к более равномерному распределению газового потока по сечению печи. Работа доменной печи на металлizedованной шихте отличалась ровным и устойчивым ходом шихты.

Применение металлizedованных материалов существенно меняет ход процессов в печи, прежде всего восстановление железа.

Таблица 4.36  
Технико-экономические результаты работы доменной печи объемом 259 м<sup>3</sup> на металлizedованной и окисленной шихтах в различные периоды

Показатель	Период работы				
	I	II	III	IV	V
Содержание железа в шихте, %	57,0	62,8	56,6	61,7	64,6
Производительность, т/сут	435	430	391	460	424
Расход сухого кокса, кг/т чугуна	654	562	687	529	497
Расход мазута, кг/т чугуна	34	34	—	—	—
Объемная интенсивность, т/(м <sup>3</sup> ·сут)	1,098	0,934	1,036	0,940	0,813
Расход известняка, кг/т чугуна	89	9	118	158	199
Дутье: расход, м <sup>3</sup> /мин	613	545	568	585	490
температура, °C	896	897	922	875	840
Температура колошникового газа, °C	398	294	378	283	272
Состав колошникового газа, %:					
CO <sub>2</sub>	13,8	17,8	12,9	11,8	9,6
CO	28,0	24,3	28,3	29,8	31,1
H <sub>2</sub>	1,9	2,2	0,9	1,5	1,7
[Si]	0,97	1,11	0,89	0,86	0,71
[S]	0,036	0,044	0,043	0,032	0,033
Выход шлака, кг/т чугуна	434	195	433	433	447

Примечание. Состав шихты по периодам: I — 100% агломерата Высокогорской фабрики окискования основностью 0,8; II — 100% окисленных окатышей Соколовско-Сарбайского ГОКа основностью 1,15; III — 100% агломерата Высокогорской фабрики окискования; IV — 50% агломерата и 50% металлizedованных окатышей завода «Сибэлэктросталь» (содержание железа 68,5%, основность 0,25–0,34, степень металлизации 41–46%); V — 20% агломерата и 80% металлizedованных окатышей.

В табл. 4.37 приведены показатели развития процессов восстановления опытных плавов на Нижнетагильском металлургическом комбинате.

Анализ работы доменной печи показал снижение расхода углерода прямого восстановления окислов железа  $C_{dFe}$ . Проплавка шихты, металлizedованной на 38,1%, привела к снижению степени прямого восстановления на 7,8%, или на 2% на каждые 10% металлизации шихты. Это привело к уменьшению расхода углерода на прямое восстановление железа  $C_{dFe}$  и к снижению расхода кокса. Поэтому первым следствием использования металлizedованной шихты является *снижение расхода углерода прямого восстановления*.

Подчеркнем, что это возможно лишь в том случае, если шихта содержит металлическое, а не просто восстановленное железо. Поэтому



Таблица 4.37

## Показатели процесса восстановления при плавке металлизированной и окисленной шихты в различные периоды

Показатель	Период работы				
	I	II	III	IV	V
Степень прямого восстановления, %:					
$r_d^d$	48,4	46,6	47,5	45,2	39,7
$R_d$	40,0	35,3	39,2	42,2	43,7
Степень непрямого восстановления, %:					
$r_i = 1 - r_d$	51,6	53,4	52,5	54,8	60,3
В том числе, %:					
$r_{CO}$	37,7	39,9	41,5	42,9	48,2
$r_{H_2}$	13,9	13,5	11,0	11,9	12,1
$r_{CO}$	32,9	42,4	31,4	28,4	23,6
Доля углерода, сгорающего у фурм, %	76,4	74,6	80,2	81,5	85,5

термин «металлизированная шихта» предпочтительнее, чем «частично восстановленная шихта», поскольку отмечает важность наличия в шихте металлического железа.

Многочисленные лабораторные исследования показали, что металлизированные материалы по сравнению с обычными имеют меньшую восстановимость и более низкую скорость восстановления. Однако это не означает, что процессы непрямого восстановления в доменной печи ухудшаются. Отличие определяется не только свойствами шихтового материала, но и ростом при проплавке металлизированной шихты расхода газа-восстановителя на единицу восстанавливаемого железа. Это — второе следствие применения металлизированной шихты в доменной печи.

Увеличение удельного количества газа-восстановителя приводит к тому, что состав газа в печи по мере металлизации шихты все больше удаляется от равновесного и его окисленность падает. Резкое снижение количества окисленного железа приводит таким образом к уменьшению содержания двуокиси углерода в газе. Из данных табл. 4.36 следует, что содержание диоксида углерода в газе при проплавке металлизированных окатышей снизилось от 13—17 до 9—12%, а  $r_{CO}$  от 0,31—0,33 до 0,24—0,28%. Это — третье следствие проплавки металлизированной шихты.

При проплавке окисленной шихты состав газа в области температур 700—900 °С практически достигает равновесных значений (по вос-

становлению юстиста). Поэтому можно считать, что дальнейшее увеличение степени использования газа благодаря улучшению восстановимости сырья вряд ли возможно.

В то же время кажущийся отрицательный эффект проплавки металлизированной шихты (отклонение состава газа-восстановителя от равновесного) дает новые перспективы для улучшения качества (на-пример, восстановимости) сырья.

При плавке на металлизированной шихте существенно меняется характер теплообмена в печи. Анализ тепловых балансов плавки показывает, что сокращение расхода кокса при использовании металлизированных материалов происходит в основном в результате снижения расхода тепла на восстановление оксидов железа. Доля этой статьи баланса снизилась от 27—28 (окисленная шихта) до 13—19%.

Расчет зональных балансов, позволяющий определить «критическую», с точки зрения дальнейшего снижения расхода кокса, зону печи, показал, что при проплавке металлизированной шихты повышенной степени металлизации (40% и более) зона критических температур смещается вниз. Заметим, что при работе печи на окисленных офлюсованных окатышах и агломерате эта зона соответствует 1000—1200 °С, т. е. области восстановления оксидов железа твердым углеродом. Поэтому при проплавке металлизированной шихты повышенной степени металлизации все мероприятия, обеспечивающие концентрацию тепла в горне (применение кислородного дутья, нагрев дутья и др.), будут способствовать росту эффективности применения металлизированного сырья. Это — четвертое следствие проплавки металлизированной шихты.

Итак, металлизация шихты и использование комбинированного дутья не являются мероприятиями-конкурентами. Их совместное использование позволяет достигнуть дальнейшего улучшения показателей доменной плавки. Использование при плавке металлизированного сырья углеводородов (природного газа, мазута) без обогащения дутья кислородом приводит к малой экономии кокса.

Использование металлизированного сырья сказывается также на газодинамике доменной плавки. Исследованиями на экспериментальной и промышленной доменных печах Нижнетагильского металлургического комбината установлено, что металлизированные на 40—50% окатыши в доменной печи не разбухают и практически не разрушаются, что объясняется наличием в структуре окатышей прочного металлического каркаса.

При замене агломерата металлизированными окатышами газодинамическое сопротивление шихты в печи увеличивается примерно в 1,5



раза. Некоторое снижение газопроницаемости шихты (в большой мере объясняется уменьшением доли кокса в шихте) приводит к *некоторому снижению интенсивности плавки*. Это — пятое следствие проплавки металлизированной шихты.

Однако сход материалов в печи при этом не только не ухудшается, а скорее даже улучшается. Зона первичного шлакообразования сокращается, а уровень ее снижается. Все это уменьшает область пластического состояния, облегчает движение газового потока и его распределение по сечению печи, приводит к *замедленному росту производительности печи*. Это — шестое следствие проплавки металлизированной шихты.

Расчеты и практические результаты показывают, что на каждые 10% металлизации шихты (в пределах 0–50%) приrost производительности для различных условий составляет 4–7%, а снижение расхода кокса — 5–7%.

Эффективность использования металлизированного сырья в доменных печах в основном обусловлена способом их производства.

#### 4.10.6. Технико-экономические показатели плавки

Основными показателями доменной плавки являются производительность печи и расход наиболее дорогостоящего и дефицитного компонента шихты — кокса.

Поскольку производительность печи зависит от ее размеров, для оценки работы используют отношение суточной производительности  $P_{\text{сут}}$  к полезному объему печи  $V_0$ . В нашей стране распространен обрaтнyй показатель — коэффициент использования полезного объема печи:  $K_{\text{ИГО}}$  равен  $V_0/P_{\text{сут}}$ , м<sup>3</sup>·сут/ч. Чем лучше работает печь, тем ниже  $K_{\text{ИГО}}$ . При плавке литейного и специальных видов чугунов производительность печи ниже, чем при плавке передельного чугуна, поэтому используются пересчетными коэффициентами.

Производительность печи зависит от интенсивности плавки, рудной нагрузки на кокс и от простоев печи. Чем выше первые два фактора и ниже третий, тем выше производительность.

Интенсивность плавки определяют различными величинами: количеством кокса, использованного в печи и отнесенного к 1 м<sup>3</sup> полезного объема печи или к 1 м<sup>2</sup> сечения горна; количеством проплавленной железорудной части шихты; количеством дутья на 1 м<sup>3</sup> объема печи и т. д. Чаще всего интенсивность оценивают по формуле,

$t/(m^3 \cdot \text{сут})$ :  $I = K/V_0$ , где  $K$  — количество сожженного в печи кокса, т/сут.

Если отношение количества сожженного в печи за сутки кокса к суточной производительности печи, т. е. удельный расход кокса, обозначить через  $k$ , то  $K_{\text{ИГО}} = k/I$ .

При использовании углеродсодержащих добавок интенсивность оценивают по сожженному в печи углероду, т/(м<sup>3</sup>·сут):

$$I = \frac{K_{\text{C}_k} + \sum M_{\text{доб}} C_{\text{доб}}}{100V_0},$$

где  $C_k$  и  $C_{\text{доб}}$  — соответственно содержание углерода в коксе и добавках, %;  $M_{\text{доб}}$  — расход добавок, т/сут.

Расход кокса и производительность печи определяют следующие факторы:

	К	Р
Увеличение содержания железа в шихте на 1% .....	-(0,8–1,3%)	+(1,5–2,5%)
Снижение содержания в коксе:		
зола на 1% .....	-(1,2–1,5%)	+(1,0–1,5%)
серы на 0,1% .....	-(0,3–0,5%)	+(0,3–0,5%)
количество флюса в шихте на 100 кг/т чугуна .....	-(3–5%)	+(3–5%)
Уменьшение мелочи (<5 мм) в шихте на 1% .....	-(1,0–2,0%)	+(1,5–2,5%)
Повышение температуры дутья на 100 °С ..	-(2–2,5%)	+(1,5–2,0%)
Увеличение:		
содержания кислорода в дутье на 1% .....	—	+(1,5–2,5%)
количества природного газа на 10 м <sup>3</sup> /т чугуна .....	-(7–10кг/т)	—
мазута на 10 кг/т чугуна .....	-(9–13 кг/т)	—
угля на 10 кг/т чугуна .....	-(7–9кг/т)	—
Увеличение давления колпачикового газа на 0,1 ат. ....	-(0,1–0,3%)	+(0,5–1,5%)
Снижение содержания:		
марганца в чугуне на 0,1% .....	-(0,2–0,3%)	+(0,2–0,3%)
серы на 0,01% .....	-(1,0–1,2%)	+(1,0–1,2%)
Увеличение содержания кремния в чугуне на 0,1% .....	-(0,6–1,2%)	-(0,6–1,2%)

## КОНСТРУКЦИИ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ И ОБОРУДОВАНИЕ ДОМЕННЫХ ЦЕХОВ

Доменная печь — непрерывно действующий агрегат шахтного типа, течение процесса в котором основано на противотоке шихтовых материалов и горячих газов. Несмотря на кратковременность пребывания газов в печи, тепловой коэффициент их полезного действия, равный 85–87%, является одним из лучших для металлургических объектов.

Особенность современного доменного производства в мировой практике — значительное увеличение единичной мощности агрегатов с одновременным совершенствованием конструкций и оборудования как самих доменных печей, так и их вспомогательных сооружений.

В Российской Федерации построены печи полезным объемом 5034–5580 м<sup>3</sup> (рис. 5.1), мощностью 4000–4500 тыс. т чугуна в год с из-

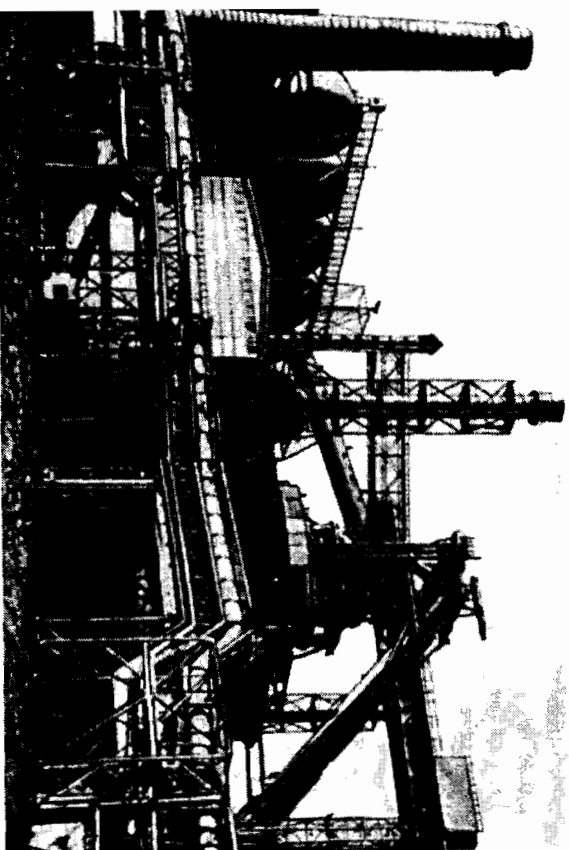


Рис. 5.1. Общий вид доменной печи объемом 5034 м<sup>3</sup>

быточным давлением газа на колошнике до 250 кПа, температурой горячего дутья 1250–1300 °С, обогащением его кислородом до 40% и использованием различных топливных добавок. Осваивается вдувание в доменные печи восстановительных газов. Увеличение абсолютного расхода шихтовых материалов и количества продуктов плавки усложнило параметры и обусловило большие изменения в конструктивных решениях всего комплекса доменного производства.

### ■ 5.1. ПРОФИЛЬ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

#### 5.1.1. Общее понятие о профиле

Профиль доменной печи, ограничивающий ее рабочее пространство, так называемый «полезный объем», является важнейшей частью конструкции печей. В зависимости от его очертаний доменная печь может быть склонна к периферийному или осевому ходу, к неустойчивости заданного режима и даже к настылеобразованию. Поэтому исключительно важно создание так называемого «рационального» профиля, обеспечивающего стабильный ровный ход и максимальное использование восстановительной способности газа. История его развития имеет много этапов — от крайне несовершенного профиля завода «Фекерхаген» (Германия) до современных типовых, расчитанных на любые условия плавки, что нельзя считать правильным, поскольку различные минералогические, гранулометрические и физико-химические особенности разного минерального сырья имеют свою специфику при переработке в доменной печи. Создавать профиль для проплавления только какого-то одного из них практически невозможно, поэтому важно создание так называемого рационального профиля, пригодного для всех условий доменной плавки. Вопрос о том, каким он должен быть, обсуждался многократно, но научного и практического обоснования его очертания нет и до настоящего времени. Многие рекомендации ограничиваются только статистическими данными на основе службы отдельных зон профиля в сопоставимых условиях.

Исследованиями причин износа кладки шахт доменных печей установлен процесс разрушения в совокупности с распределением газов и материалов в печи, а также с числом воздушных фурм и их характеристиками.

Конструктивно профиль по естественному разгату обрамляется футеровкой толщиной не выше 345 мм, находящейся полностью в сфере влияния вертикальной или вертикально-горизонтальной сис-

темы охлаждения, которая обеспечивает так называемую нижнюю реакционную температуру материала футеровки. Она устанавливает равновесное состояние в тепловом балансе кладки, обеспечивая минимальный износ ее и сохранение гарнисажа, а следовательно, и очертание профиля.

Такая конструкция шахт была принята в 60-х годах XX в. на печах Кузнецкого металлургического комбината (КМК) с последующей продажей лицензий ряду зарубежных стран. В настоящее время она является обязательной составляющей конструкции доменной печи.

Рекомендованная центральным Гипрометом толщина футеровки в 575 мм является приближением к тонкостенной. Действительный кирпич — 230 мм, находящийся вне зоны охлаждения (она действует на глубину 300–350 мм), быстро разрушается. Образующийся при этом профиль произволен и ничего общего с рациональным профилем не имеет. Таковым является только профиль по естественному разгару, совмещающий в себе единую конфигурацию проектного и рабочего объема печи.

Критерием распределения шихты по сечению колошника служит отношение руды к проходящему через нее газу. Этот показатель полезной неравномерности обеспечивает устойчивость шихтовых материалов. Углубление приближение эллипсов движения к границам профиля — причина разгара его вследствие увеличения периферийности движения газов. Чрезмерное отдаление — наоборот, отклонение газового потока в центральную область шахты с возможным образованием каналов и настылей в связи с застоем шихты на периферии. (Центральная область — сечение шахты между периферийной и осевой зонами. Этим определяется разница между осевым и центральным потоками газа, понятие о которых многими авторами не различаются.)

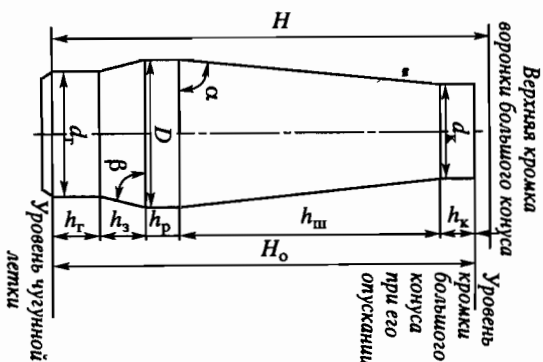
Стабилизация эллипсоидов движения шихты легко регулируется методом «сверху и снизу». Увеличение горизонтальных размеров печи по сравнению с первыми типовыми профилями Гипромета (и при увеличении полезной высоты на 30%) снижает возможность этих отклонений и уменьшает относительные потери веса шихты на трение материалов о стенки шахты, что способствует достигнению более плавного и ровного хода.

## 5.1.2. Основные размеры профиля и его составные части

Профиль доменной печи (рис. 5.2) подразделяют на составные части. *Горн* (нижняя цилиндрическая часть печи) в свою очередь делит-

Рис. 5.2. Профиль доменной печи

$H$  — полная высота;  $H_0$  — полезная высота;  $h_r$  — высота горна;  $h_3$  — высота заплечиков;  $h_p$  — высота распара;  $h_m$  — высота шахты;  $h_k$  — высота колошника;  $d_r$  — диаметр горна;  $D$  — диаметр распара;  $d_k$  — диаметр колошника;  $\alpha$  — угол наклона шахты;  $\beta$  — угол наклона заплечиков



ся на верхний и нижний, или соответственно на фурменную зону и металлоприемник. Подлуну металлоприемника называют *лежачью*. Часть металлоприемника ниже подолы чугунной летки называют *зумпф*, или «мертвый» слой (высотой  $h$ ). Эта зона, постоянно заполненная жидкими продуктами плавки, защищает лещадь от воздействия процессов, происходящих в горне. Высота  $h$  в высоту горна  $h_r$  не входит.

Между наиболее широкой цилиндрической частью профиля — распаром и горном находятся *заплечики*, представляющие собой усеченный конус, обращенный широкой основанием к распару.

Выше распара находится *шахта*, имеющая форму усеченного конуса, и цилиндрический *колошник*.

Основные размеры профиля: полезная и полная высота печи, высота отдельных его частей (горна, заплечиков, распара, шахты, колошника) и их диаметры. Основные размеры указанных частей профиля определяют рабочее пространство печи, т. е. так называемый ее полезный объем ( $V_0$ ), равный объему печи от оси чугунной летки до кромок большого конуса или засыпного устройства аппарата в крайнем опущенном положении. Расстояние между нено и осью чугунной летки называется *полезной высотой* ( $H_0$ ).

Уровень засыпи шихты принято поддерживать на 1,0–1,5 м ниже указанного положения большого конуса или лотка.

*Полной высотой* в отличие от полезной называют расстояние от оси чулунной легки до верхней кромки основного опорного колыла колошника, на которое опирается *засыпной* аппарат. Разность полной и полезной высот определяется его высотой.

Отношения полезной высоты и диаметра колошника к диаметру распара (соответственно  $H_0/D$  и  $d_k/D$ ), а также диаметра распара к диаметру горна ( $D/d_r$ ) определяют конфигурацию профиля, в том числе углы наклона шахты ( $\alpha$ ) и заплечиков ( $\beta$ ). Расстояние между стенкой колошника и кромкой большого конуса или лотка засыпного аппарата в их крайнем опущенном или наклонном положении называют *колошниковым зазором*. Он определяется эмпирической формулой А. Н. Рамма и Н. К. Леонидова:

$$S = 0,1d_k + 0,2, \quad (5.1)$$

где  $d_k$  — диаметр колошника.

Если известны  $d_k$  и  $q$  — количество сжигаемого топлива на 1 м<sup>2</sup> площади колошникового зазора, то можно определить  $d_0$  — диаметр большого конуса засыпного аппарата:

$$d_0 = \sqrt{d_k^2 - \frac{Q}{0,785q}}, \quad (5.2)$$

где  $Q$  — количество топлива, сжигаемого в печи за сутки, т. е. интенсивность хода ее по коксу;  $0,785 = \pi/4 = 3,14/4$ .

### 5.1.3. Развитие профиля доменной печи

История развития профиля доменной печи имеет свое начало от домниц XIV в., рабочее пространство которых представляло собой два усеченных конуса, сложенных широкими основаниями (рис. 5.3). Первые доменные печи XV в. мало чем отличались от домниц, за исключением несколько большей высоты — от 4,5 до 6,5 м при диаметре распара 2–3 м и горна 0,7–0,8 м.

Увеличение производительности печей и уменьшение расхода топлива благодаря улучшению использования газов по мере разгара кладки привели к необходимости увеличения рабочего пространства. Развитие профиля печи шло главным образом по пути расширения средних по высоте поперечных его размеров.

Слабость воздушных средств, отсутствие нагрева дутья и малая прочность древесного угля, единственного для того времени вида топлива, препятствовали увеличению высоты печи. Увеличение диаметров колошника и горна сдерживали из-за отсутствия механизирован-

ных средств загрузки и уборки продувков плавки, которые производились исключительно вручную.

Повышение температуры в горне считалось нежелательным из опасения выплавки чугуна с излишне высоким содержанием кремния. Появившаяся впоследствии возможность увеличения количества дутья и его нагрева, лучшее использование при этом газа благодаря улучшению газораспределения и теплообмена вследствие разгара профиля при освоении выплавки более холодных перелыных чугунов оставались неиспользованными.

До середины XIX в. объемы печей увеличивали главным образом путем увеличения диаметра распара. Производительность оставалась крайне низкой и не превышала 1,6 т/сут.

В этот период характерной была немецкая печь (рис. 5.4) завода «Фекерхаген» (1838 г.), по профилю которой можно отчетливо определить причины ее малопродуктивной работы.

Заметное несоответствие диаметров горна и колошника и особенно распара обусловило плохое использование газов, омывавших пространство центральною часть печи и недостаточно обрабатывавших шихтовые материалы на периферии.

Отношения главных размеров профиля составляли:  $H_0/D = 1,5$ ,  $D/d_r = 13,2$ ;  $d_k/D = 0,361$ . Чрезмерно узкий горн являлся причиной низкого выхода чугуна на единицу объема печи. Объем печи постоянно увеличивался по мере разгара кладки, обеспечивая возможность вдвигания большего количества воздуха. Для печей начала XIX в. отношение  $D/d_r$  уменьшалось до 3–5 при  $d_k/D = 0,25-0,6$ . При этом существенно увеличивались углы наклона шахты и заплечиков соответственно до 80–86 и 55–65°. Такие печи, появившиеся на немецких и французских металлургических заводах в начале 40-х годов XIX в., выгодно отличались от печей завода «Фекерхаген» профилем с уменьшенными поперечными размерами и увеличенной высотой, максимальной для того времени, при работе на древесном угле.

Другим путем шло развитие доменного производства на Урале в России. Основное отличие этих печей от западноевропейских — не только большой (примерно в 3,0–3,5 раза) полезный объем печей, но

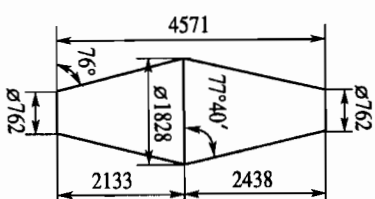


Рис. 5.3. Профиль домницы (XIV в.)

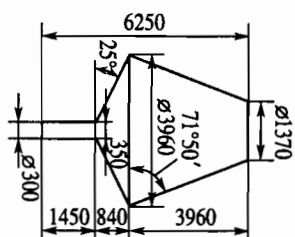


Рис. 5.4. Профиль древесно-угольной печи полезным объемом 28 м<sup>3</sup> завода «Фекерхаген» (Германия, 1838 г.)

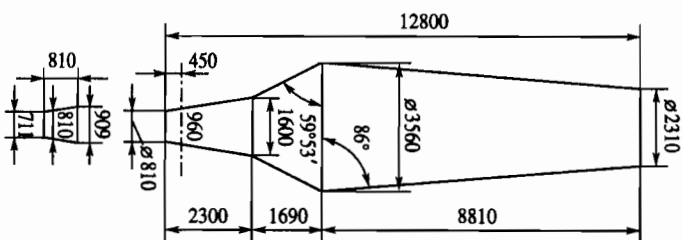


Рис. 5.5. Профиль печи полезным объемом 72 м<sup>3</sup> Невьянского завода (Урал, 1740 г.)

и значительная разница соотношений главных размеров профиля. Отношение диаметра растара к диаметру горна было меньшим, диаметра колошника к диаметру растара большим (до 0,75) при одном и том же отношении к нему общей высоты. Так, еще в 1740 г., т. е. за 100 лет до создания такого несовершенного профиля как печь завода «Фекерхаген», на Невьянском заводе (Урал) была построена печь высотой 12,8 м (рис. 5.5). Ее размеры примерно на 25% превышали размеры печи Рейнского завода (Германия), а полезный объем в 3,5 раза больше печи завода «Клерваль» (Франция) (рис. 5.6, 5.7). По

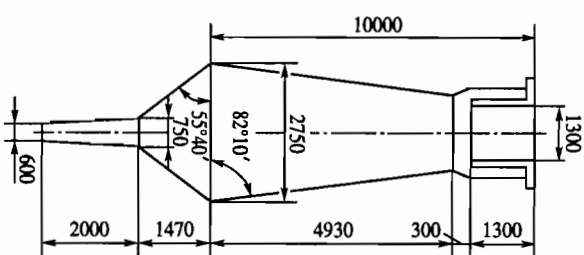


Рис. 5.6. Профиль древесно-угольной печи полезным объемом 32,3 м<sup>3</sup>, суточная выплавка 4 т чугуна Рейнского завода (Германия, начало 40-х годов XIX в.)

сравнению с печью Рейнского завода печь Невьянского завода имела расширяющийся кверху горн, образующий широкое сечение в месте стыка с более крутыми залпечниками. Печь Невьянского завода была первой в мире по высоте при плавке на древесно-угольном топливе и долго сохраняла первенство по производительности благодаря своим размерам и конфигурации профиля. Изобретение в 1765 г. И. Ползуновым паровой машины с цилиндрическими мехами, испытанными на Нижнетагильском заводе (Урал), позволило увеличить высоту печей, избежав нерациональных профилей, существующих на печах Западной Европы.

Уральские печи имели соответственно и передовые в мире технико-экономические показатели. Выплавка превышала производительность лучших коксовых доменных печей Англии. Это можно объяснить тем, что осуществленная впервые в Англии в 1740 г. коксовая доменная плавка долгое время велась в таких же печах, как и для работы на древесном угле. Увеличение размеров происходило медленно из-за недостатка дутья. Оно стало возможным в Англии после появления паровой машины Уатта в 1776 г. В 1839 г. английский металлург Дж. Либбонс в работе «Практические замечки о конструкции доменных печей Страффордшира» высказал предложения по определению профиля доменной печи. Обратив внимание на характер и величину износа огнеупорной кладки печей, производимого «огненным перстом, пишущим на их стенах», в то время он считал целесообразным проектный профиль, как заранее подвергнувшийся большому изменению в процессе эксплуатации.

Внутреннее очертание рабочего пространства, по мнению металлурга, заранее должно иметь форму, получающую в результате разгара, для предотвращения интенсивного разрушения стен печи в первые же

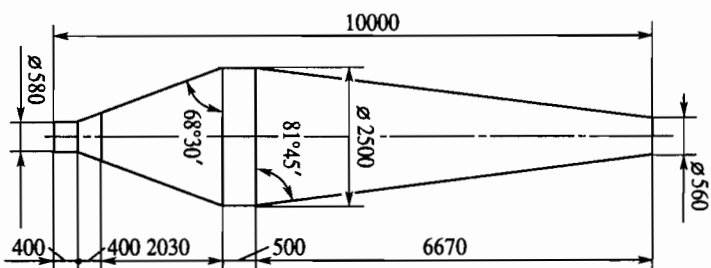


Рис. 5.7. Профиль древесно-угольной печи полезным объемом 21,9 м<sup>3</sup>, суточная выплавка 3 т передельного чугуна завода «Клерваль» (Франция)



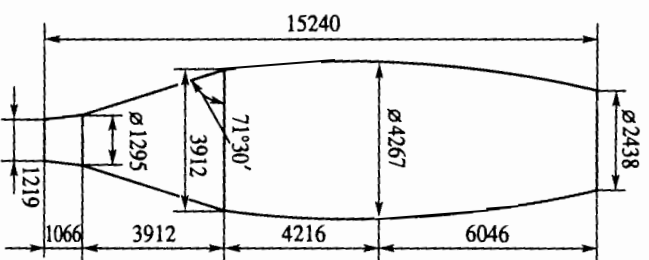


Рис. 5.8. Профиль Дж. Гиббонса (1839 г.); полезный объем 141 м<sup>3</sup>; суточная выплавка 15 т чугуна в среднем

Дальнейшее увеличение до 24–27 м высоты коксовых печей на Западе в 60-х годах XIX в. осуществили на заводе «Кларенс» в Кливленде (Шотландия) на печах с «вытанутым» профилем Белла. Этому способствовали высокая механическая прочность кокса и усиление воздушных и воздушонагревательных средств.

Целесообразность увеличения высоты в последствии была обоснована Л. Грюнером (Франция) в опубликованных им в 1876 г. исследованиях по истории доменной плавки. Он изучил значение отношения высоты печи к диаметру распара и показал, что чем оно выше, тем эффективнее использование полезного объема и меньше расход кокса. Наилучшие результаты получали при узком или вытянутом профиле с отношением  $H_0/D = 4,0$  для коксовых и 4,33 для древесно-угольных доменных печей. Подобные печи были построены на заводе «Кларенс» (рис. 5.9). Отношение  $H_0/D$  для этих печей находилось в пределах от 3,7 до 4,6.

месяцы работы. При этом общая продолжительность кампании печи значительно увеличивается.

Построенная по этому принципу печь (рис. 5.8) имела увеличенный диаметр горна, более крутые и высокие заплечики и расширенный колошник. Ее проектная производительность была достигнута значительно раньше обычного, производство наного превышало достигаемый ранее уровень, а продолжительность кампании в 7 лет была рекордной для того времени.

Но предложенный Дж. Гиббонсом принцип проектирования не получил распространения, и мысль о применении «естественного» профиля не была осуществлена. Только спустя много времени ее использовали в предложениях по созданию рационального, так называемого «жесткого» профиля при строительстве доменных печей с тонкостенной шахтой в СССР и за рубежом.

Таким образом, рекомендация Л. Грюнера при незначительных высотах печей и широком профиле практически заключалась в увеличении их высоты без изменения диаметра распара. В результате при доведении высоты печи до 27–30 м отношение ее к диаметру распара стабилизировалось на уровне 4,0–4,5, а непрерывное расширение горна обусловило увеличение угла и снижение высоты заплечиков до 3,0–3,5 м. Это способствовало улучшению схода шихты и распределению газового потока по сечению печи.

Полезный объем печей за период 1880–1920 гг., особенно в США, резко возрос до 700–800 м<sup>3</sup> (при отношении  $H_0/D \sim 4,0$ ). При установившемся диаметре колошника 5,18 м угол наклона заплечиков увеличился от 73–76 до 80–83°, а угол наклона шахты снизился от 87–86 до 83–85°. При этом считали, что увеличение диаметра горна, достигнутого за указанный период 4,5–6,5 м, является главным условием увеличения производительности печи независимо от других элементов профиля.

Такое мнение, получившее в свое время широкое распространение в США, было причиной создания так называемого «бутылкообразного» профиля доменной печи (рис. 5.10) с низким для того времени значением отношения  $d_0/D = 0,63 \pm 0,65$ .

Данные по работе этих печей, огнивавшиеся повышенными расходом кокса и выносом пыли, подтвердили, что увеличение площади поперечного сечения горна не сопровождается пропорциональным повышением производства. Одностороннее расширение сечения горна приводит к сокращению времени пребывания газов в печи. Узкий колошник лимитирует их прохождение, ухудшает распределение, увеличивая расход кокса и снижая производительность. Развитие профиля рассмотренных доменных печей, начиная с доминанты, приведено в табл. 5.1.

Дальнейшее развитие профиля доменных печей характеризовалось отходом от бутылкообразного профиля и постепенным

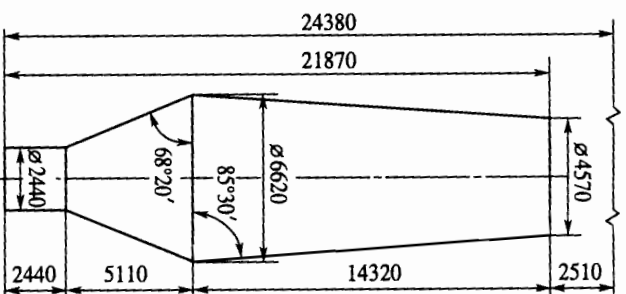


Рис. 5.9. Печь полезным объемом 570 м<sup>3</sup> завода «Кларенс» (Шотландия, 1874 г.)



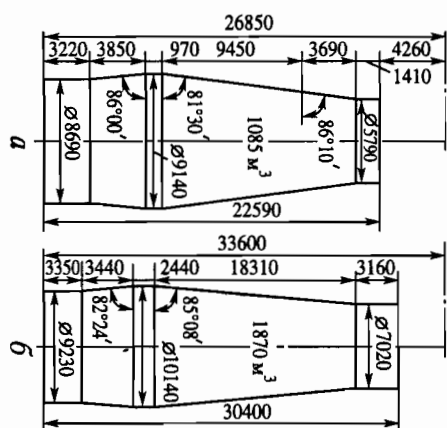


Рис. 5.10. Американский профиль доменной печи  
а — 1930 г.; б — 1940—1960 гг.

Развитие профиля доменных печей конца XIX—начала XX вв.

Таблица 5.1

Параметр	Доменная печь			
	домина	завода «Фекера-ген», 1838 г.	Невьянского завода, 1740 г.	Дж. Либбонса, 1839 г.
$V_0$	7,0	28,0	72,0	141,0
$d_r$	760	350	1600	1219
$D$	1830	3960	3560	3912
$d_k$	760	1370	2310	2438
$H_0$	4570	6250	12800	15240
$H_0$	4570	6250	12800	15240
$h_1$	2130	1450	2300	1066
$h_2$	—	840	1690	3912
$h_3$	—	—	—	660
$h_p$	—	—	—	970
$h_{ш}$	2440	3960	8810	10262
$h_k$	—	—	—	14860
$\alpha$	77°40'	71°50'	86°00'	1980
$\beta$	76°00'	25°00'	59°53'	87°40'
$H_0/D$	2,5	1,58	3,60	1410
$d_k/D$	0,42	0,35	0,65	81°30'
$D/d_r$	2,41	11,50	2,22	86°00'

Примечание. Полезный объем печи  $V_0$ , м³. Диаметр, мм: горна  $d_r$ , распара  $D$ , колошника  $d_k$ . Высота, мм: полная печи  $H_0$ , полезная печи  $H_0$ , горна  $h_1$ , заплечиков  $h_2$ , распара  $h_p$ , шахты  $h_{ш}$ , колошника  $h_k$ .  $\alpha$ ,  $\beta$  — углы наклона шахты и заплечиков, град.

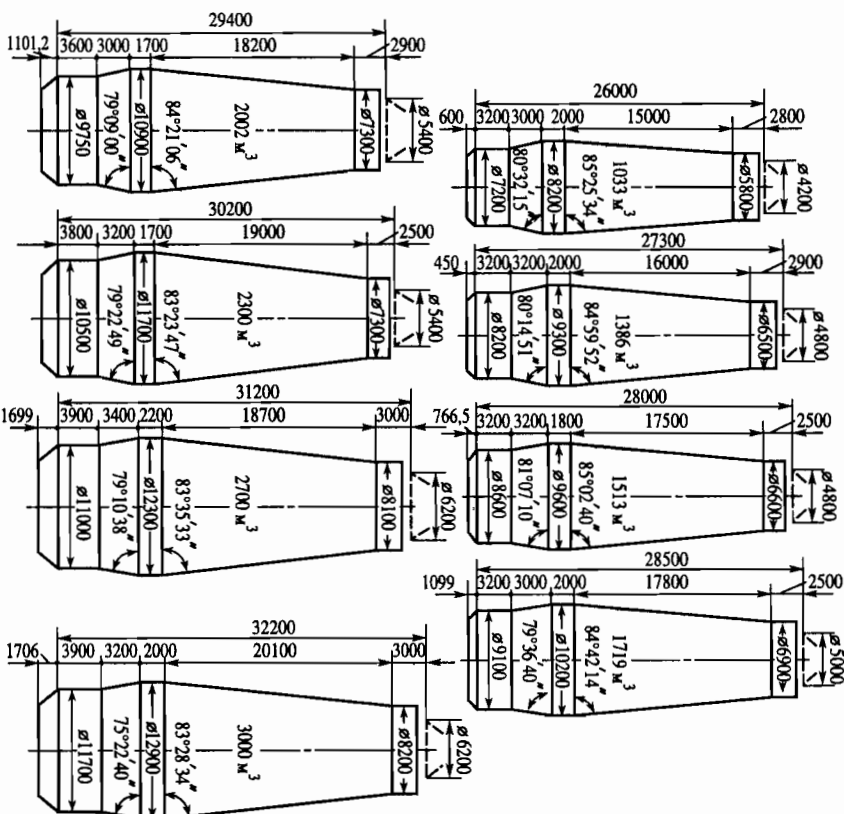


Рис. 5.11. Профили современных доменных печей (проект Гипромеца)

нием диаметра колошника до 5,8 м при сохранении относительно постоянных соотношений:  $d_k/D = 0,68 \pm 0,72$ ;  $D/d_r = 1,10 \pm 1,12$ ;  $H_0/D = 3,00 \pm 2,60$ . Последующий рост полезного объема печей до 1500—1550 м³ и свыше 1800 м³ в период 1940—1960 гг. сопровождался увеличением высоты до 33,6, диаметра горна до 9,23, распара до 10,14 и колошника до 7,0 м (рис 5.11). Соотношение основных размеров, установившееся в предыдущий период, не менялось.

Для профилей коковых доменных печей дореволюционной России характерны недостатки, свойственные большинству европейских печей того времени: малый диаметр горна, высокие и пологие заплечики. Эти недостатки были устранены в период общей модернизации

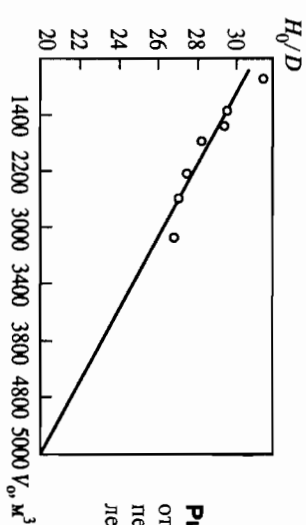


Рис. 5.12. Зависимость между отношением полезной высоты печи к диаметру распара и полезным объемом печи

и перестройки печей со значительным увеличением производительности (1924—1930 гг.).

Первые два типовых проекта были созданы Гипрометзом соответственно для печей полезным объемом 930 (1930 г.) и 1300—1386 м³ (1936 г.). В дальнейшем развитие типовых профилей доменных печей СССР (рис. 5.12) шло по пути уменьшения отношения  $H_0/D$  (от 2,83 до 2,56), угла наклона стен шахты (до 83°30') и повышения угла залпов (до 79°00'). Соотношения диаметров колошника и распара, а также распара и горна изменились мало из-за преимущественного увеличения полезного объема печей за счет поперечных размеров и относительно небольшого увеличения полезной высоты.

Экономическая целесообразность строительства печей большого объема обусловила дальнейшее его увеличение. Были созданы печи объемом 3000, 3200, 5000, 5500 м³, причем по мере роста  $V_0$  отношение  $H_0/D$ , а также  $V_0/F$  (полезного объема к площади сечения горна) уменьшается (рис. 5.13). Так, отношение  $H_0/D$  для печей объемом 2000 м³ снизилось с 2,70 до 2,52—2,45 для печей объемом 3000—3200 м³ и до 2,28—2,11 для печей объемом 5000—5580 м³; еще большее снижение зафиксировано на печах Японии: принятое для большинства мощных печей равным 2,11—2,01, на заводе «Оита» (печь № 1) оно составляет 1,97. В США на вновь строящихся печах отношение  $H_0/D = 2,24$  с тенденцией снижения его до 2,15. В Канаде, ФРГ, Франции, Англии, Бразилии, Нидерландах  $H_0/D = 2,17$ —2,30.

Рекомендованные ранее величины отношения  $H_0/D$ , равные 4,0 (Гронер), 3,5 (Павлов и Ледебур), 2,59 (Рамм) и в свое время способствовавшие выравниванию газового потока, в настоящее время утратили свое значение, так как условия форсирования плавки требуют в первую очередь обеспечения ровного хода печи, что достигается снижением указанного отношения.

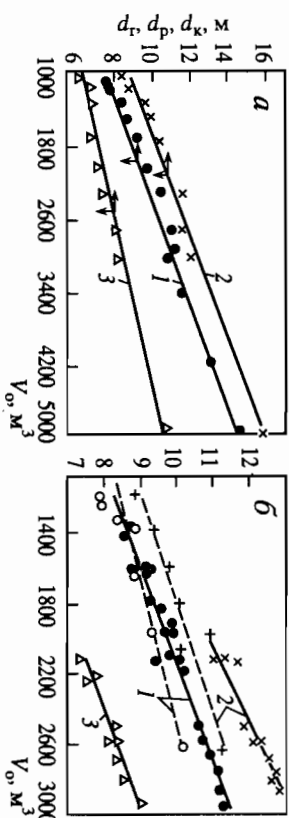


Рис. 5.13. Зависимость между диаметром горна (1), распара (2), колошника (3) и полезным объемом доменных печей

а — Россия; б — США (пунктирная линия), Японии (сплошная линия)

Изменения в технологии доменной плавки привели к усовершенствованию и другим элементов профиля (см. рис. 5.13). Так, снижено соотношение диаметров колошника и распара, величина которого в настоящее время как в нашей стране, так и за рубежом считается оптимальной в пределах 0,65—0,67, что связано с изменением условий работы широкого распара. Условия протекания обычных для распара процессов при его расширении улучшаются: меньше влияние вязкости первичных шлаков, разрушение кокса. Больше чем 0,65—0,67 значение  $d_k/D$  нерационально, поскольку аэродинамическая пропускная способность печи при этих условиях и повышенном давлении газа на колошнике увеличивается.

Расширение распара при умеренном увеличении высоты печей и при относительно постоянном соотношении диаметров распара и горна привело к уменьшению угла наклона шахты. Тем самым предупреждается излишнее развитие осевых потоков газа.

При рассмотрении профилей наиболее крупных современных печей полезным объемом 3200, 5000, 5580 м³ (рис. 5.14) видно, что углы наклона их шахт уменьшены по сравнению с типовой печью 2000 м³ и при увеличенных соответствующим образом диаметрах колошника. Аналогично происходило развитие профилей японских доменных печей. При уменьшении величины угла наклона шахты и увеличении колошникового зазора на этих печах улучшена газопроницаемость периферии, особенно для шихтовых материалов мелких фракций. Так, угол наклона шахты печи объемом 4830 м³ и колошником 10 500 мм (завод в Тибэ) составляет 81°. На печах № 3, 4, 5 завода «Нипон Кокан» (Фукуяма) при колошниках диаметром 9000, 10 500, 10 700 мм углы наклона шахты составляют 83°17', 82°01', 80°18', а на заводах «Суми-

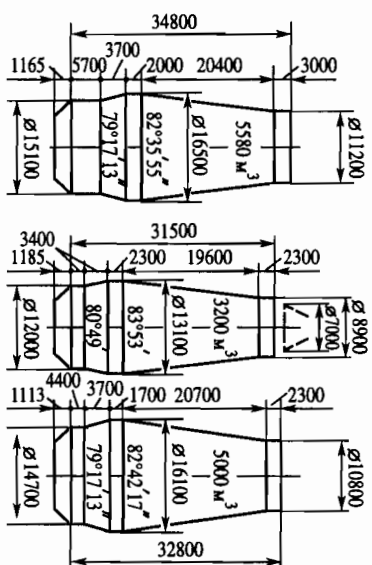


Рис. 5.14. Сверхмощные доменные печи Гипромеза

томо Киндзоку Коге» и «Кимицу» на доменных печах при колошниках 11200 и 9500 мм — 81°22' и 80°22' соответственно (рис. 5.15).

С увеличением диаметра горна уголь заплечиков не уменьшают для предупреждения образования застойных зон на периферии и лучшего схода шихты в центральной зоне, что приобретает особое значение на печах с большими поперечными размерами профиля. Уголь заплечиков современных печей России и Японии составляет в среднем

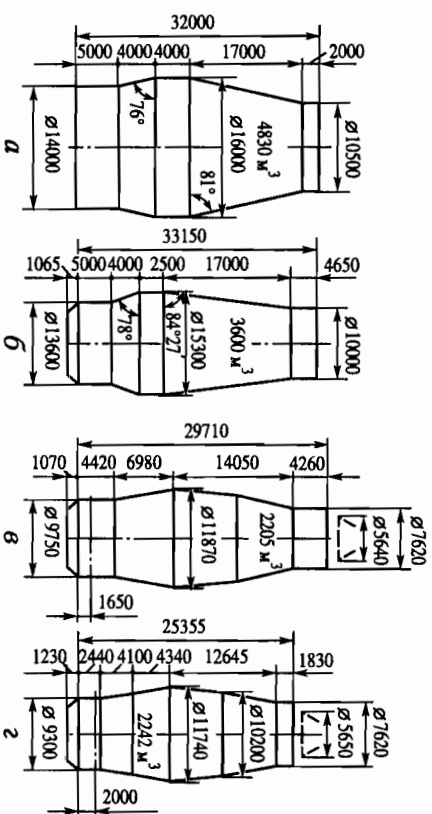


Рис. 5.15. Доменные печи завода

а — «Тибэ» (Япония); б — «Швельгерн» (ФРГ); в — Рампигтон (Канада); г — «Армко» (Аманд, США)

79–80°. Печи Франции, Бразилии, США, ФРГ имеют углы заплечиков 80–84°, исключением являются одна из печей на заводе «Тибэ» (Япония) — 76° и печь объемом 3600 м³ завода «Швельгерн» (ФРГ, 1973 г.) — 78°.

При широких горне и распаре печи СССР характеризуются в среднем несколько большим значением отношения  $D/d_r$ , а следовательно, и более крутыми заплечиками, угол наклона шахты примерно одинаков. Профили современных доменных печей России, Японии, ФРГ, Канады, США приведены в табл. 5.2.

Печи США и Англии отличаются от печей России и Японии по указанным параметрам. В отличие от нашей отечественной практики строительства типовых печей за рубежом печи сооружают по индивидуальным проектам. Эти печи значительно отличаются как профилем, так и конструкцией. Например, из печей с переменным углом наклона шахты особенно интересным является профиль печи Аманд, имеющий высокие заплечики, низкий горн и шахту с двойным углом наклона стен. Очертание ее рабочего пространства приближается к овалу, близкому к тому, который имеет печь после разгара. Такие профили рассчитывают на шихту с высоким содержанием окатышей (до 100%).

Доменные печи с переменным углом наклона шахты (α) в последние годы постепенно внедряются в практику доменного производства России.

#### 5.1.4. Определение размеров профиля

Длительное время принципы расчета профиля печей считали секретом фирмы и материалы, касающиеся этого вопроса, не публиковали. Только немецкий металлург А. Ледебур в 1873 г. впервые рекомендовал рациональные, по его мнению, соотношения элементов профиля и установил методику определения их абсолютных размеров.

Оценку работы доменной печи он характеризовал коэффициентом использования объема, выражая его количеством тонн чугуна, выплавленного за сутки в одном кубическом метре объема печи. Используя этот коэффициент, А. Ледебур определял объем печи  $Q$ , необходимый для выплавки заданного количества чугуна в сутки, а затем и высоту печи:  $H = 2,85 Q^{1/3}$ , где 2,85 — коэффициент, соответствующий определенным соотношениям высоты печи и других частей ее профиля при условии, что все размеры (высоты и диаметры отдельных элементов) прямо пропорциональны высоте печи. В частности,  $h_r = 0,10H$ ;  $h_3 = 0,21H$ ;  $h_p = 0,04H$ ;  $h_{ш} = 0,65H$ ;  $d_r = 0,17H$ ;  $D = H/3,5 = 0,2857H$ ;  $d_k = 0,2H$ ;  $d_k = 0,23,5 = 0,7D$ .

Развитие профиля современных доменных печей

Параметр	Объем печей России (м³) типовых проектов Гипромеца											Объем зарубежных печей, м³			
	1033 (I типовой)	1386 (II типовой)	1513	1719	2002	2300	2700	3000	3200	5037	5580	4830 (Япония)	3600 (ФРГ)	2205 (Канада)	2242 (США)
$d_r$	7200	8200	8600	9100	9750	10500	11000	11600	12000	14700	15100	14000	13600	9750*	9300*
$D$	8200	9300	9600	10200	10900	11700	12300	12800	13100	16100	16500	16500	15300	11870	11740
$d_k$	5800	6500	6600	6900	7300	7300	8100	8400	8900	10800	11200	10500	10000	7620	7620
$d_0$	4200	4800	4800	5000	5400	5400	6200	6500	7000	**	**	Нет св.	Нет св.	5640	5650
$H$	28700	31225	30750	31250	32358	33150	3365	34950	35290	36100	—	—	Нет св.	Нет св.	Нет св.
$H_0$	26000	27300	28000	28500	29400	30200	31200	32360	32130	33500	34800	32000	33150	29710	25355
$\Delta h$	1420	1500	—	—	1600	1800	1800	1800	1800	—	—	Нет св.	Нет св.	Нет св.	Нет св.
$i$	2540	2800	3200	—	3200	3500	3400	3500	3400	3900	—	—	—	1650	2000
$h_r$	3200	3200	3200	3200	3600	3800	3900	3900	3900	4400	5700	5000	5000	4420	2440
$h_3$	3000	3200	3200	3000	3000	3200	3400	3200	3400	3700	3700	4000	4000	6980	8460
$h_p$	2000	2000	1800	2000	1700	1700	2200	2000	2300	1700	2000	4000	2500	Нет св.	Нет св.
$h_{ш}$	15000	16000	17300	17800	18200	19000	18700	20100	19600	20700	20400	17000	17000	14050	12650
$h_k$	2800	2900	2500	2500	2900	2500	3000	3000	2990	3000	3000	2000	4650	4260	1830
$\alpha$	82°25'34"	84°59'52"	85°02'40"	84°42'14"	84°21'06"	83°23'47"	83°35'33"	83°45'14"	83°53'	82°42'17"	82°35'55"	81°00'	84°27'	83°7'38"	84°2'
$\beta$	80°32'15"	80°14'51"	81°07'10"	79°35'40"	79°09'00"	79°22'49"	79°10'38"	79°22'49"	80°49'	79°13'17"	79°17'13"	76°00'	78°00'	Нет св.	81°47'
$h_{м.с.}$	600	450	760	1100	1100	1650	1700	1747	1185	1113	1165	Нет св.	1065	1070	1250
$n$	14—16	16	18	18	20	20	20—24	28	28	42	40	—	40	24	24

$d_k/D$	0,71	0,79	0,68	0,68	0,67	0,62	0,63	0,65	0,68	0,67	0,68	0,66	0,66	0,64	0,65
$D/d_r$	1,13	1,13	1,12	1,12	1,12	1,11	1,12	1,10	1,09	1,10	1,09	1,14	1,13	1,22	1,26
$H_0/D$	2,83	2,62	2,66	2,55	2,70	2,58	2,56	2,52	2,45	2,28	2,11	2,00	2,17	2,50	2,24

Примечание. Диаметр, мм: горна  $d_r$ , распара  $D$ , колошника  $d_k$ , большого конуса засыпного аппарата  $d_0$ . Высота, мм: полная  $H$ , полезная  $H_0$ , горна  $h_r$ , заплечиков  $h_3$ , распара  $h_p$ , шахты  $h_{ш}$ , колошника  $h_k$ , мертвого слоя  $h_{м.с.}$ . Расстояние между чугуновой и шлаковой летками  $\Delta h$ , мм. Расстояние между чугуновой леткой и осью воздушных фурм  $i$ , мм. Число фурм  $n$ . Углы наклона шахты  $\alpha$  и заплечиков  $\beta$ , град.

\* Печи с переменным углом наклона шахты.

\*\* Бесконусные засыпные аппараты.

При этом остаются неизменными для различных условий работы печи углы наклона заплечиков, т. е.  $0,5 (0,2857 - 0,1700)/0,21 = \operatorname{ctg} \beta$  ( $\beta = 74^\circ 37'$ ), и шахты  $0,5 (0,2857 - 0,2000)/0,65 = \operatorname{ctg} \alpha$  ( $\alpha = 86^\circ 23'$ ).

Эти положения, как было установлено акад. М. А. Павловым, являлись ошибочными, так как размеры отдельных элементов профиля по мере увеличения высоты печи растут неодинаково, что подтверждается как изменением размеров их на протяжении всего развития профиля, так и практикой строительства печей более позднего времени.

*Метод М. А. Павлова.* Установив несоответствие отношений  $A$  Дебюра для определения отдельных элементов профиля с получаемыми на практике, М. А. Павлов предложил метод расчета, основанный на отращивании прямой пропорциональности между различными частями профиля и общей высотой печи. Зависимость ее от полезного объема печи М. А. Павлов выразил формулой  $H = nV_0^{1/3}$ , в которой  $n$ , являющийся переменной величиной, тем больше 2,85, чем больше отношение  $H/D$ .

В основу определения размеров профиля М. А. Павлов положил полезный объем печи, который при заданной производительности  $P$  определяется через коэффициент его использования:  $V_0 = K \text{ ИПО} \cdot P$ . Коэффициент использования полезного объема печи ( $\text{м}^3 \cdot \text{сут}/\text{т}$ ) пропорционален ее объему, приходящемуся на 1 т выплавленного чугуна:  $\text{ИПО} = V/t/24$ , где  $V$  — объем шихты без уминки, приходящийся на 1 т чугуна,  $\text{м}^3$ ;  $t$  — коэффициент уминки, равный 12,5% при работе на коксе и 25% — на древесном угле, или соответственно 0,875 и 0,750;  $t$  — время пребывания шихты в печи (ч), определяемое по времени аналогичных плавов.

После определения полезного объема печи можно найти другие размеры профиля, используя его взаимосвязь с полной высотой печи и диаметром распара, установившую М. А. Павловым на основании результатов изучения многих доменных печей различного объема. Эта зависимость выражается формулой  $V_0 = KND^2$ , где  $K$  — коэффициент, связывающий полезный объем печи с полной высотой и диаметром распара и учитывающий отклонение профиля печи от цилиндра. Значение  $K$  может возрастать с увеличением угла заплечиков, высоты цилиндрического распара и отношения  $H/D$ . Вычисленный в свое время М. А. Павловым для печей всевозможных объемов и отношения  $H/D$  коэффициент  $K$  составлял в среднем 0,54, а в современных условиях 0,56–0,63, причем величины 0,60–0,63 предпочтительны, поскольку величина  $K$  растет с увеличением объемов доменных печей.

При определении полной высоты печи и диаметра распара М. А. Павлов исходил из отношения  $H/D$ , рекомендуя его для древес-

но-угольных печей равным 5,0–4,25, а для коксовых 4,25–3,50 (последнее значение для печей, работающих на слабом коксе или имеющих предельную высоту). Задавая соответствующее отношение  $H/D$ , можно определить значения:  $H = nV_0^{1/3}$  и  $D = mV_0^{1/3}$ , где  $n$  и  $m$  — коэффициенты, величина которых при  $K = 0,54$  и различных отношениях  $H/D$ , по М. А. Павлову, составляла:

$H/D$	3,50	3,75	4,00	4,25	4,50	4,75	5,00
$n$	2,85	2,99	3,12	3,25	3,37	3,50	3,62
$m$	0,81	0,79	0,77	0,75	0,74	0,72	0,71.

Если можно задать значения  $H$  и  $V_0$ , то вначале определяют диаметр распара  $D = (V_0/0,54 H)^{1/2}$ , а затем другие элементы профиля.

Полезную высоту доменных печей определяли средним для того времени показателем механической прочности кокса (300 кг по барабану Сундстрена). Рекомендовали принимать полезную высоту не более 27 м с примерной градицией в зависимости от значения барабанной пробы: 20,0–22,5 м (<280 кг), 23–25 м (280–300 кг) и 25–27 м (>300 кг).

В настоящее время полезная высота печи при барабанной пробе кокса для условий Украины 320–340 кг и Востока 315–320 кг увеличена до 32,36 м на печи 3000  $\text{м}^3$  и до 33,5–34,8 м на печах 5037–5580  $\text{м}^3$  соответственно. В Японии полезная высота печи 4830  $\text{м}^3$  составляет 32,1 м.

Полезную высоту печи можно определить также по разности:  $H_0 = (V_0 e / KV)^{1/3} - h_0$ , где  $KV$  — коэффициент, учитывающий отклонение профиля от цилиндра;  $e = H/D - 3,5$  (по М. А. Павлову);  $h_0$  — высота засыпного аппарата.

Для современных печей больших объемов:

$V, \text{м}^3$	2202	2300	2700	3000	3200	5000	5500
$KV$	0,52	0,50	0,53	0,50	0,55	0,60	0,63
$e$	2,97	2,80	0,70	2,69	2,60	2,28	2,4.

Диаметр горна и его сечение, возрастающие по мере увеличения количества дутья ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ), М. А. Павлов определял в зависимости от интенсивности горения кокса у фурм и его количества, загружаемого в доменную печь в течение суток:  $K = I_r^* F$ , где  $K$  — суточный расход кокса, т, равный суточной производительности печи, умноженной на удельный расход кокса на 1 т чугуна;  $I_r$  — интенсивность горения кокса, равная расходу его на 1  $\text{м}^2$  сечения горна, т/( $\text{м}^2 \cdot \text{сут}$ ). Ниже приведена зависимость интенсивности горения от суточного расхода кокса:

\* В современных условиях  $I_r$  больше указанных на 10–15%.

$K, \text{ т/сут}$ .....	800-950	950-1000	1100-1250	1250
$t_p, \text{ т/(м}^2 \cdot \text{сут)}$ .....	21,6	22,8	24,0	26,4.

Площадь сечения горна  $F = \pi d^2/4$ , откуда  $d_r = (4F/\pi)$ . Правильность расчета диаметра горна проверяется по отношению  $D/d_r$ , которое, по эмпирическим данным М. А. Павлова, должно быть равным 1,10-1,15.

Для современных доменных печей это отношение равно 1,11-1,12 (Россия); 1,07-1,10 (Япония); 1,08-1,13 (США). Отношение  $V_0/F$  должно быть в пределах 24-28.

Диаметры колошника и распара М. А. Павлов определял, исходя из равенства:  $d_r/D = 0,67-0,73$ . В настоящее время для печей большого объема это отношение колеблется в пределах 0,63-0,67, а  $D = (V_0/KVH_0)^{1/2}$  м. Значения  $KV$  в зависимости от полезного объема печи приведены выше.

Высота горна между осями чулунной летки и воздушных фурм определяется в зависимости от количества продуктов плавки, а не по отношению к общей высоте печи, и в целом до нижней кромки заплечиков составляет:  $h_r = h_\phi + a$ , где  $a = 0,4-0,5$  м — конструктивный размер.

Высота шлаковой летки над чулунной  $h_{шл} = (0,6 \pm 0,67)h_\phi$ , при этом высота воздушных фурм над осью чулунной летки определяется по формуле:  $h_f = RV/F$ , где  $V$  — объем горна от оси чулунной летки до оси воздушных фурм на 1 т суточной выплавки,  $\text{м}^3 \cdot \text{сут/т}$ . По расчетам М. А. Павлова, эта величина составляет 0,07-0,08, для печей полезным объемом 2000-5000  $\text{м}^3$  она равна 0,05-0,07.

Высота заплечиков, практически постоянная (3,0-3,5 м), может корректироваться величиной угла наклона заплечиков, принимаемого для современных печей в пределах 79-82°. Высоту заплечиков можно определить по формуле  $h_3 = (D-d)/2 \sin \beta$ , где  $\beta$  — угол наклона заплечиков. Она представляет собой разность полезной высоты и суммарной высот других элементов профиля, т. е.  $h_3 = H_0 - (h_r + h_{шл} + h_f + h_k)$  м.

Высоту распара принимают 1,5-3,0 м; высоту шахты (конической ее части) определяют в зависимости от угла наклона стен по формуле  $d_{ш} = (D-d_k)/2 \sin \alpha$ , где  $\alpha$  — угол наклона стен шахты. Угол наклона стен шахты имеет большое значение для схода шихты, распределения материалов и газового потока.

Высоту цилиндрической части колошника, установленную в пределах 2,3-3,0 м, так же, как и высоту распара, можно определить как разность общей полезной высоты печи и суммы высот других элементов профиля.

Полная высота печи  $H = H_0 + h_0$  (м), или  $H = V_0/D^2 KV$ , где  $V_0$  — полезный объем печи,  $\text{м}^3$ ;  $KV$  — коэффициент, зависящий от полезного объема печи.

Контрольный расчет объемов отдельных участков профиля проводят по соответствующим уравнениям,  $\text{м}^3$ .

$$V_r = (3,14/4) d_r^2 h_r; V_3 = (3,14/3) h_3 [(D/2)^2 + (D/2)(d_r/2) + (d_r^2/2)];$$

$$V_p = (3,14/4) D^2 h_p; V_{ш} = (3,14/3) h_{ш} [(D/2)^2 + (D/2)(d_r/2) + (d_r^2/2)];$$

$$V_k = (3,14/4) d_k^2 h_k; V_0 = V_r + V_3 + V_p + V_{ш} + V_k.$$

Схема расчета профиля доменной печи акад. М. А. Павлова не потеряла своего значения и до настоящего времени. Но абсолютные величины некоторых коэффициентов и отношений между основными размерами профиля (особенно  $H_0/D$ ) существенно изменились. Так, значительно снизилась величина угла наклона шахты до 80-82° вместо предложенных для всех профилей М. А. Павловым (85-86°), что благоприятно сказывается на ровности хода печей и сохранности их футеровки.

Сыпучие тела, к которым можно условно отнести минеральное сырье и кокс, передают давление верхних слоев к нижним не по вертикали, а в виде «расклинивания» под углом. Вследствие этого между шихтой и стенками шахты возникает трение, являющееся физическим процессом, связанным с молекулярным воздействием, происходящим на поверхности соприкосновения двух тел при их относительном движении или в состоянии покоя.

Образующееся при этом боковое давление на стенки профиля составляет:  $P_{бок} = P_a \alpha$ , где  $P_a$  — активный вес шихты,  $\alpha$  — коэффициент бокового давления, зависящий от коэффициента внутреннего трения шихты и трения ее о стенки шахты. Оно возрастает по мере увеличения горизонтальных размеров шахты и высоты столба шихтовых материалов. Но боковое давление увеличивается еще и за счет термического расширения шихты, а также вследствие специфических свойств шихтовых материалов.

Исследованиями в Московском институте стали и сплавов установлено, что некоторые из шихтовых материалов в процессе восстановления ведут себя не одинаково. Так, тематитовые руды и окатыши подвергаются сильному вспучиванию, связанному с перестройкой их кристаллической решетки, оказывая заметное влияние на величину бокового давления. Агломерат и магнетитовые руды вспучиванию не



подвергаются, поэтому их влияние на увеличение давления можно не учитывать. Таким образом, суммарное боковое давление шихты на кладку печи

$$P_{\text{бок}} = P_a + K_1 \delta \beta t + K_2 \delta, \quad (5.3)$$

где  $K_1$  и  $K_2$  — коэффициенты бокового давления от термического расширения шихты и ее вступивания соответственно;  $\beta$  — линейный коэффициент термического расширения шихты;  $t$  — температура нагрева шихтовых материалов;  $\delta$  — коэффициент расширения материалов при вступивании.

Высокий уровень этого давления является главной причиной разгара футеровки шахты доменной печи. Он способствует «тутому» ходу и подвиганиям. Низкий уровень, наоборот, стимулирует развитие периферийных потоков газа, истирающих своим абразивным действием кладку печи. Оптимальный уровень давления, минимально изнашивающий футеровку, связан таким образом с расположением в печи эллипсоидов разрыхления и движения шихтовых материалов, расстояние от стен которых определяется углом наклона шахты ( $\alpha_{\text{ш}}$ ), имеющим прямую связь с диаметром распара, установленную эмпирическим путем статистической обработкой многочисленных данных и выражающуюся линейной зависимостью

$$\alpha_{\text{ш}} = 87,673 - 0,324D, \quad (5.4)$$

где  $D$  — диаметр распара, м.

В связи с этим после вычисления диаметра распара по формуле Павлова:  $V_0 = KD^2H$  с учетом исправленного значения коэффициента пропорциональности  $K$  величина угла  $\alpha_{\text{ш}}$  должна быть определена по приведенной выше зависимости. После этого делают поправки в конфигурации профиля в соответствии с качеством шихты и специфики технологии плавки. Важным вопросом является определение полезной высоты доменной печи. Как указывал акад. М. А. Павлов, уменьшение высоты дает печь меньшей производительности, чем невыгоднейшая, что удорожает впоследствии производство. Преувеличение ведет к частым расстройствам хода, которые снижают среднюю производительность и дают большое количество продукта низкого качества. Эти расстройства во многом связаны с силами трения, рассматриваемыми выше, и недостаточным активным весом столба шихтовых материалов:

$$P_a = P_{\text{ш}} - [P_T + A], \quad (5.5)$$

где  $P_a$  — активный вес шихты;  $P_{\text{ш}}$  — вес шихтового столба;  $P_T$  — противодавление восходящего газа;  $F$  — суммарная сила трения, которая зависит от скорости движения газового потока, сечения кусков шихты и плотности газа.

Как видно из уравнения (5.5), только часть активного веса шихты способствует ее опусканию. Повышение его как давления наблюдается лишь до определенной высоты столба шихтовых материалов, выше которой он уменьшается благодаря силам возрастающего трения и постепенно стабилизируется.

При дальнейшем увеличении уровня засыпки силы трения начинают превалировать над активным весом, создавая постепенно условия для образования сводов. Достигнув своего максимального значения, активный вес становится постоянным и равным или меньшим веса материалов в образующемся своде, что приводит к верховым подвижкам шихты. Отсюда следует, что плавный сход ее возможен только при приращении активного веса ( $P_a$ ) больше приращения сил трения ( $P_T$ ), а рабочая высота печи должна быть всегда меньше предельной. Это требование обязательно при определении максимальной высоты рабочего объема любого профиля. Поэтому полезную высоту печи необходимо определять не только намеченным объемом и производительностью, но и допустимой высотой рабочего пространства шахты. Зависимость высоты рабочего пространства от прочностных характеристик кокса может быть значительно уменьшена при работе на коксе, рассортированном на классы по крупности в пределах 25–60–80 мм.

*О рациональном профиле.* Изменения проектных размеров профиля в процессе эксплуатации и конфигурация разгара его всегда стимулировали поиски оптимальных параметров, характеризующих так называемый рациональный профиль. Представление о нем связывается с быстрым выходом печи на проектную мощность, постоянным уровнем производства и стабильностью очертаний на протяжении всей кампании печи, не подвергаясь обычному разгара, характерному для печей не только с толстостенной кладкой шахты, но и с так называемой среднестенной (575 мм).

Основными причинами разгара являются:

- истирание кладки абразивным действием шихтовых и газовых потоков с пылью;
- воздействие высоких температур и давлений, размягченных и жидких продуктов плавки, сажистого углерода, цинкита ( $ZnO$ ) и щелочных соединений;
- боковое давление столба шихты на кладку, значительно усиливающее влияние механических и физико-химических процессов, протекающих в печи.

В верхней части шахты действуют в основном силы трения; в средних и особенно нижних горизонтах технологические факторы. Но для всех горизонтов с наличием твердых и полурасплавленных масс влияние сил трения остается преобладающим, достигая своим максимумом в нижней части шахты. Характер и размеры связанного с этим разгара обуславливаются толщиной кладки, системой и интенсивностью охлаждения, определяемого глубиной проникновения его в кладку печи. Практически оно составляет не более 300–350 мм, что подтверждается исследованием эффективности различных систем охлаждения доменных печей. При кладке, превышающей указанный размер, происходит быстрый износ футеровки. Увеличение поперечных размеров печи понижает скорости газов, уменьшает их противодействие, нередко ухудшает газораспределение, устраняя ошибки проектного профиля.

Однако такой профиль не имеет ничего общего с рациональным, поскольку его задают не проектом, а неуправляемым процессом разгара кладки. В связи с этим стабильности профиля, изменяющегося только в пределах толщины гарнисажа, можно достичь сооружением тонкостенной кладки шахты (230–345 мм), находящейся полностью в сфере влияния охлаждающей системы. Устойчивость его может быть увеличена за счет уменьшения сил трения устройством дополнительных углов наклона шахты, величина которых должна уменьшаться по мере приближения к колошнику. Такой профиль, создаваемый по принципу «отпennого перста Гиббонса» и приближающийся своим очертанием к овалу (границам естественного разгара), получившего название «жесткого» профиля, следует считать рациональным. В отличие от типового он имеет большие высоты заплечиков и диаметр распара, перемещенного вверх за счет уменьшения высоты шахты (он может отсутствовать совсем). Отношение его к диаметру горна увеличивается с уменьшением отношения  $H/D$  и  $d_{\text{г}}/D$ . Тонкостенные печи такого профиля получили свое признание в мировой практике и в том числе в бывшем Советском Союзе и, по словам акад. М. А. Павлова, «они сохраняются среди современных печей, будучи в особенности пригодны для выплавки специальных чугунов». После применения в 50–60-е годы на Кузнецком металлургическом комбинате эти печи хорошо зарекомендовали себя при работе на цинксодеждающих рудах.

С большим успехом этот опыт был использован на Новолипецком металлургическом комбинате, где доменные печи с тонкостенной кладкой (345 мм) показали в течение длительного времени хорошие эксплуатационные качества в обычных условиях работы.

## 5.2. КОНСТРУКЦИИ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

### 5.2.1. Фундамент

Основанием доменной печи является фундамент (рис. 5.16), состоящий из подолшвы, расположенной ниже отметки заводского пола, и наружной части — *лив*. Он может быть одновременно опорой прилегающих сооружений, связанных с конструкцией поддоменника и литейного двора.

Разновидностью современной конструкции является фундамент, выполненный из обычного бетона в виде монолитной плиты в нижней части и из жароупорного в верхней (в состав которых входят цемент не ниже марки 300 и портландцемент марки 400).

Фундамент представляет собой мощный железобетонный армированный массив, рассчитанный на огромные нагрузки (вес доменной печи объемом 5000 м<sup>3</sup> с шихтой достигает 440 кН, а с учетом возможных динамических ударов подвесающих материалов до 490 кН). Основание его закладывают на твердом материковом грунте; по возможности оно должно доходить до скалы изверженного или осадочного происхождения. При слабом грунте фундамент опирают на свайное основание или делают опускной колодец, причем отметка подолшвы фундамента должна быть на расстоянии, равном глубине промерзания, а глубина забивки свай при этом зависит от качества грунта, который должен выдерживать нагрузку не менее 245 кПа. Это защищает фундамент от больших неравномерных осадок, которые допускают в пределах 100 мм с неравномерностью 0,001. Ос-

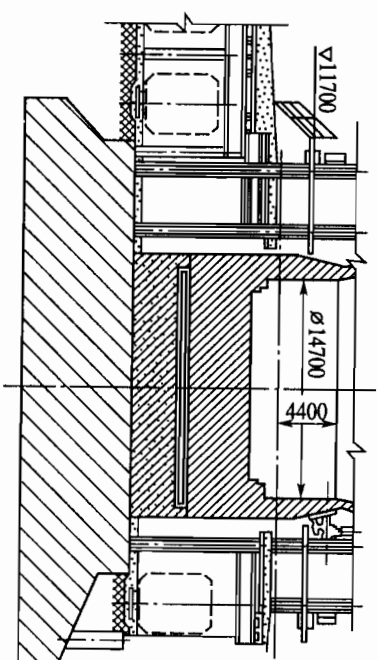


Рис. 5.16. Фундамент доменных печей объемом 5000–5500 м<sup>3</sup>

бенно опасны лёссовидные грунты, дающие осадки тем значительнее, чем больше влаги попадает в почву в непосредственной близости от фундамента.

Осадки нарушают монолитность фундамента, сопряжение наклонного моста или ленточного транспортера с верхом печи и центровку засыпного аппарата, ось которого отклоняется от оси печи. Это отражается на распределении материалов, ровности хода и создает условия для искажения профиля печи.

Развитие трещин в фундаменте и его неравномерная осадка могут нарушить сплошность массива лещад и привести к осевому прорыву горна. Подобные аварии были в практике как зарубежного, так и отечественного доменного производства. Возникновению их способствуют условия работы фундамента. После задувки печи температура пня постепенно возрастает, создаются напряжения, происходит структурные изменения в бетоне с образованием трещин. Происходит постепенное разрушение бетона, так как гидраломинает и гидроксид кальция, выделяющийся в процессе гидратации цемента, при высокой температуре теряет гидратную воду. При этом разрушается кристаллическая решетка цементного камня, снижается его прочность, особенно при нагреве бетона до 547 °С.

Выделяющийся оксид кальция гасится влагой воздуха с увеличением объема, а разница величин деформаций цементного камня и заполнителя приводит к образованию микротрещин в местах их соприкосновения, что и обуславливает постепенное термическое разрушение фундамента. Ослабление этого разрушения достигают сооружением верхней части фундамента из жароупорного бетона высотой 3,0–3,5 м, способного благодаря огнеупорному наполнителю (бою шмота) выдерживать температуру до 1100 °С при допуске для несущей части фундамента 250 °С. Применяемое в настоящее время охлаждение низа лещад воздухом или водой капитально решает вопрос защиты фундамента от термического разрушения. Температура поверхности его на границе с лещадью практически не превышает 100–150 °С.

Известковый и доломитовый щебень понижают термостойкость бетона. Кристаллический кварц при 753 °С подвергается перерождению с большим увеличением объема, поэтому лучше всего готовить бетон, применяя гравий.

Массив фундамента должен иметь хорошую сплошность, т. е. не иметь пустот и рыхлых полостей. Все материалы, применяемые для бетонирования, тщательно подготавливаются с точки зрения фракционного состава, отсутствия посторонних примесей и мусора. Бетони-

рование ведут ускоренным темпом, без перерывов от начала и до конца в целях получения максимальной однородности тела фундамента.

За состоянием фундамента систематически наблюдают как визуально, так и с помощью контрольно-измерительной аппаратуры (термометр). При появлении глубоких трещин проводят их инъецирование огнеупорным раствором. При капитальных ремонтах 1-го разряда бетон фундамента после удаления кладки лещад проверяют на степень деградации заливкой поверхности пня водой. Размывающуюся часть его удаляют и вновь бетонировать огнеупорным бетоном с восстановлением арматуры.

## 5.2.2. Металлоконструкции

Существует несколько типов несущих конструкций доменных печей.

1. Шотландский (рис. 5.17, а), с опорой колошника через кожу и маратор на так называемые основные колонны печи. Число колонн обычно делают кратным числу фурм. Другое сочетание неудобно, так как затрудняет обслуживание фурм и создает неравномерное размещение их по окружности горна.

Несмотря на меньшую массу конструкции и более низкую стоимость по сравнению с другими типами, она имеет существенный недостаток — передает вибрации от скипового подъемника и оборудования колошника непосредственно на печь. Кроме того, схема не обеспечивает возможности проведения скоростных ремонтов и реконструкций доменных печей, поскольку требует демонтажа колошникового устройства или сооружения специальной опорной системы при смене коиха.

2. Немецкий (рис. 5.17, б), с опорой колошника на четыре самостоятельные колонны. Несмотря на улучшенное обслуживание горна, в этой конструкции не исключено наличие значительных напряжений, так как вес шахты передается полностью на заплечики и фруменную зону.

Усиление конструкций до необходимой прочности затруднено ухудшением доступа к заплечикам. При этом большее значение имеет расстояние от коиха печи до колонн, так как от этого зависит конструктивное решение, обеспечивающее передачу массы коиха на колонны.

3. Комбинированный (рис. 5.17, в), в котором уменьшены указанные выше напряжения, но усложнено обслуживание горна. Схема обеспечивает достаточную прочность и работоспособность коиха

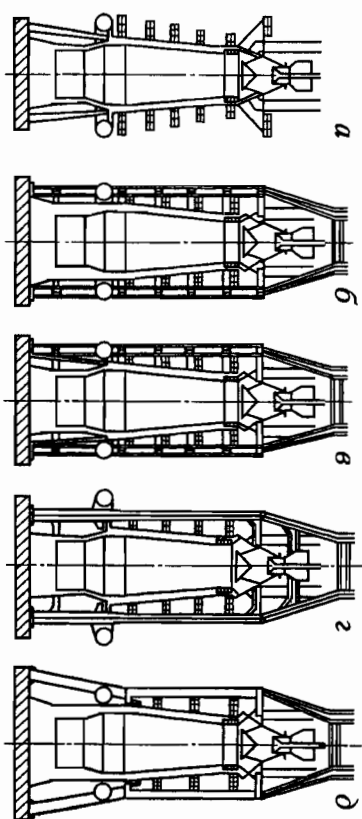


Рис. 5.17. Различные типы металлоконструкций доменных печей

печи даже при появлении в нем больших трещин. Это особенно важно для печей, работающих на шихте со значительным содержанием цинка, который с последующим образованием цинкита создает большее давление на кожу во всех направлениях.

4. Японский (рис. 5.17, з), с шестью колоннами, имеющими кронштейны (применяют на современных печах Японии). Колонны тяжелы из-за эксцентриситета нагрузок. Диаметр кольцевого воздухопровода, расположенного вне колонн, значительно больше, чем в других вариантах. Это увеличивает и утяжеляет детали футерного устройства. Возможности организации напольного транспорта вокруг горна ограничены.

5. Американский (рис. 5.17, д), с четырьмя колоннами, разработанный в последние годы в США. В этом случае устраняются последствия вибрации, вызываемые нагрузочными устройствами, и имеется широкий доступ для обслуживания леток и фурм горна.

6. Самонесущий кожух шахты без маратора. Эту конструкцию применяли на доменных печах полезным объемом 3200, 5000 и 5500 м<sup>3</sup>. Опора колошникового устройства при этом выполнена в двух вариантах в зависимости от типа литейного двора. При прямоугольной его форме опора состоит из шести колонн, связанных вокруг печи кольцевой балкой, передающих нагрузку на фундамент печи. Опорную балку выполняют из стали 10Г2С1. На печах с кольцевыми литейными дворами опорные колонны отсутствуют и колошниковое устройство опирается на перекрытие шатра поддоменика (рис. 5.18).

Данными конструктивными решениями исключают необходимость в мараторе, который является наиболее слабым узлом шахты

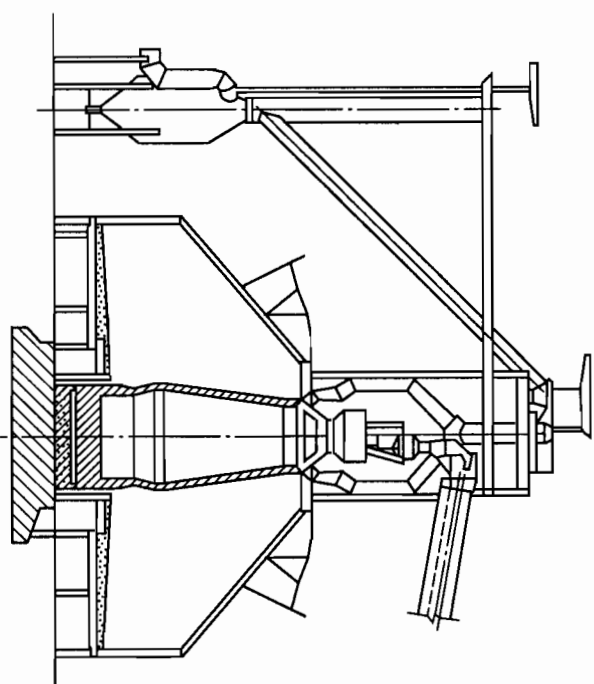


Рис. 5.18. Самонесущий кожух доменной печи с опорой на шатер поддоменика

при обычной конструкции с опорой на колонны. Маратор вместе с примыкающими к нему царями кожу непрерывно испытывает переменные деформации, с одной стороны, от сжатия под действием горизонтальной составляющей реакции колонн, а с другой — от кольцевых усилий, возникающих от внутреннего давления, создаваемого газом и материалами в печи. Растягивающие силы преобладают над сжимающими и являются причиной образования напряжений в кладке маратора с последующим разрушением кирпича. В силу этого мараторные (основные) колонны не воспринимают в полной мере массу расположенных выше конструкций (кожу, кладку, холодильников) и шихты, что способствует ослаблению мараторного узла и нарушению его прочности.

Улучшение службы футеровки достигают устранением переменных напряжений в кладке и кожухе. Конструктивно это осуществляют подвешиванием верхней части шахты к кольцевой балке на колошнике в восьми точках с одновременным креплением подвесок кольцевого воздухопровода к кожуху низа шахты. Постоянно действующие на него растягивающие усилие исключают переменные напряжения.

Таким образом, кожух печи, кроме внутренних сил давления, обусловленных комплексом происходящих в печи процессов, испытывает

ет внешние силы, а именно вес металлоконструкций и атмосферные явления. При нормальной температуре кожуха не выше 60–80 °С эти силы не представляют опасности. Однако при сильном нагреве кожуха они могут вызвать существенные его деформации.

### 5.2.3. Колонны и опорные кольца

В течение длительного периода существования чугуноплавленного производства опорные колонны являлись обязательным элементом металлоконструкций доменных печей, передающим нагрузку всего верхнего строения печи на ее фундамент.

В отечественной и немецкой практике колонны, как правило, делали клепаными из листового или профильного металла. Впоследствии их стали делать сварными или цельнокатаными. Материалом для их изготовления служат низколегированные стали типа 15ХСНД, 14Г2, 16Г2АФ.

Наиболее рациональной конструкцией из числа приведенных на рис. 5.19 следует считать колонну 1, принятую в свое время для типовых печей Гипромеза. Колонна имеет наружные угольники (с целью

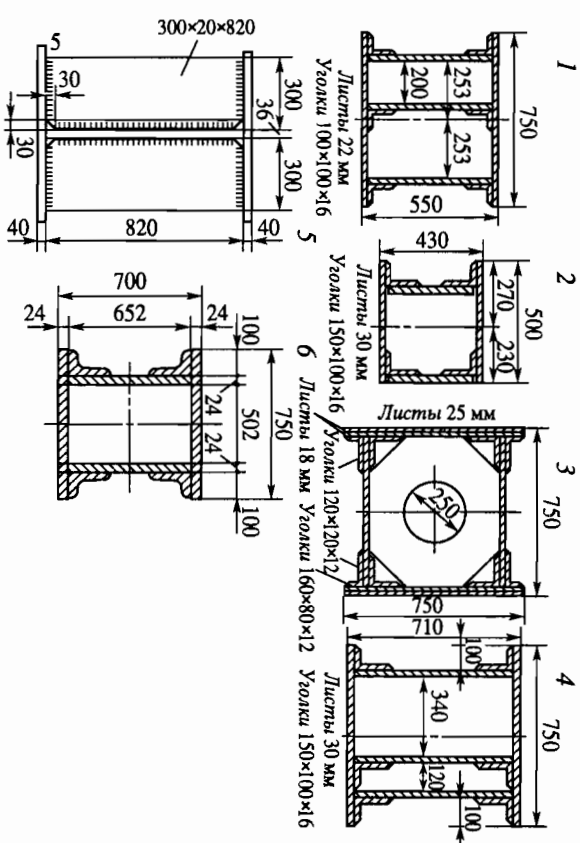


Рис. 5.19. Поперечное сечение опорных колонн

облегчения изготовления) и промежуточную стенку, предназначенную для усиления колонны на случай частичной потери ее несущей способности. Кроме того, мощность колонны принимают с запасом прочности, рассчитанным на возможность при выходе из строя одной колонны полностью и передаче дополнительных нагрузок на соседние. Для придания колоннам большей прочности внутрь полости их перпендикулярно к оси вклепывали, а в настоящее время сваривают диафрагмы. К торцам колонн крепят опорные листы. Верхний лист крепят под углом к оси печи, поскольку опорное кольцо шахты горизонтально, а колонны для увеличения доступа к горну устанавливаются наклонно. Нижний срез колонны из-за нижнего опорного башмака делается перпендикулярным к ее оси. Для плотного прилегания торцов колонн к опорным листам и соответствующей передачи нагрузок срезы обрабатываются.

**Опоры колонн.** Колонны, несущие большие нагрузки, должны надежно опираться на пень фундамента. Для этого их закрепляют в фундаменте на отдельных опорах: чугуновых литых башмаках или фундаментных кольцах — клепаных, чугуновых, литых, в настоящее время сварных. Иногда колонны связывают с массивом пня специальными фундаментами болтами. Площадь опор зависит от нагрузки на колонны и допускаемого напряжения бетона фундамента. Опоры размещают ниже кладки лещади на 2–3 мм для защиты в случае выхода чугуна на горизонте лещади. Внутренняя полая часть колонн от низа до рабочей площади заполняется бетоном.

**Опорные кольца шахты.** Передача давления на колонны со стороны кладки шахты, ее холодильников, частично запечников и колошников, устройства (в зависимости от типа несущих конструкций) осуществляется через верхнее опорное кольцо — маратор, представляющий собой мощную кольцевую балку. Кольцо состоит из горизонтальных листов и вертикального листа первого пояса (части) кожуха шахты и соединяется с верхом колонн при помощи болтов через промежуточную опорную плиту. Поверхности соприкосновения листов и плиты тщательно обрабатывают.

Маратор является основой для огнеупорной кладки шахты и допускает раздельное и одновременное выполнение футеровки низа и верха доменной печи.

### 5.2.4. Кожух

Увеличение объемов доменных печей, режим повышенного давления газа на колошнике и другие факторы интенсификации про-



цесса требуют тщательного подхода к выбору металла для изготовления кожуха. Прочность и способность его противостоять деформациям должны быть рассчитаны также и на нагрузку крепящихся к нему различных вспомогательных сооружений. В современном исполнении кожух представляет собой сварную конструкцию, состоящую из конических и цилиндрических поясов (панг), изготовленных из низколегированных, нормализованных марок листовой стали: 14Г2, 09Г2С, 10Г2С1, 15ХСНД и др., характеризующихся высокой ударной вязкостью, большой прочностью, достаточной пластичностью и термостойкостью. Поэтому легированные стали с большими прочностными характеристиками, такие как аустенитные, коррозионностойкие или ферритные, для сооружения кожуха непригодны, поскольку они увеличивают склонность его к деформациям и образованию трещин (первые в силу высокого коэффициента термического расширения, вторые вследствие потери пластичности при повышенном нагреве в случае частичного или полного износа кладки). Так, на доменных печах 3200, 5000 и 5500 м<sup>3</sup> кожух выполнен из листовой стали марок 10Г2С1, 16Г2АФ и 16Г2Ф соответственно толщиной 30–60 мм, различной по высоте печи. Сталь улучшена шлаковым переплавом.

За рубежом кожух печи выполняют цельносварным из котельной стали и стали других марок. Толщина у основания до 60, на колошнике 30 мм. Имеются печи с толщиной кожуха 70 (Бельгия) и 50 мм (Франция). В Японии предложено сооружать кожух шахты, распара и запечников в виде единой цельнометаллической конструкции при одинаковой толщине кладки с приваркой опорного кольца к кожуху печи для передачи нагрузки на колонны. Размеры кожуха по толщине (мм) приведены ниже:

Объем печи, м <sup>3</sup> .....	3200	5000	5500
Зона:			
лещади (верхняя часть) .....	45	45	60
горна, запечников, распара ..	50	45	60
нижняя часть лещади .....	38	38	60
Шахта охлаждаемая .....	30–40	38–30	60
Колошник и купол .....	30–40	45	40–50.

Кожух печи в процессе эксплуатации испытывает различные напряжения. Кроме растягивающих кольцевых (горизонтальных) усилий от давления шихты и термического расширения кладки в радиальном направлении, имеют место и вертикальные (меридиональные) нагрузки. В связи с этим деформация может значительно превышать величину нагрузок, соответствующих началу текучести металла. Она

бывает переменной по высоте и окружности вследствие неравномерности давления кладки и холодильников на кожух. Трение между кладкой и кожухом препятствует перераспределению этих деформаций по окружности печи.

Так, в цилиндрическом кожухе лещади зафиксированы растягивающие меридиональные напряжения 102–126 МПа, а под чулунной легкой они составляют 309 МПа. В этой же области установлено резкое повышение растягивающих кольцевых усилий до 431 МПа при 212–231 МПа на других участках. В кожухе стен горна эти напряжения равны пределу текучести металла. В конической части кожуха фурменной зоны над чулунной легкой отмечены кольцевые растягивающие напряжения 124,5 МПа, а в остальных зонах горна – 42–91 МПа.

Сжимающие меридиональные напряжения в том же кожухе фурменной зоны составляют 30,4–66,6 МПа и растягивающие под легкой 41 МПа. В кожухе шахты меридиональные сжимающие усилия достигают 147–196 МПа при отсутствии растягивающих кольцевых напряжений. На величину напряжений влияет конструкция кожуха. Так, в зоне лещади при осевых усилиях, достигающих 400 МПа, в случае конической формы кожуха возникают напряжения до 525 МПа от изгибающих моментов в местах конструктивных переломов, стыков вертикальных плитовых холодильников, а также в местах с малой величиной зазора между кладкой и холодильниками. Это указывает на преимущество цилиндрической конструкции горна перед конической, имеющей большое количество разрывов кожуха, особенно в районе чулунной легки.

Разнонаправленные меридиональные и кольцевые напряжения, а также неравномерный нагрев кожуха и рост кладки вызывают дополнительные местные растягивающие силы, влекущие за собой разрывы кожухов.

Анализ причин отказов кожухов, т. е. образования в них трещин и разрывов, показал, что главным образом они происходят вследствие нарушений технологии производства и правил технической эксплуатации оборудования и конструкций; недостаточной интенсивности охлаждения и низкой стойкости холодильников при больших разгарах кладки; действия паров цинка и цинкита на кожух и кладку; нарушения графика планово-предупредительных ремонтов и выработки ресурсов металлоконструкций; неправильных проектных решений, способствующих возникновению высоких местных напряжений в металле.

«Отказы» кожухов не однотипны и связаны со спецификой процессов, происходящих в различных зонах печи (рис. 5.20). В горне и



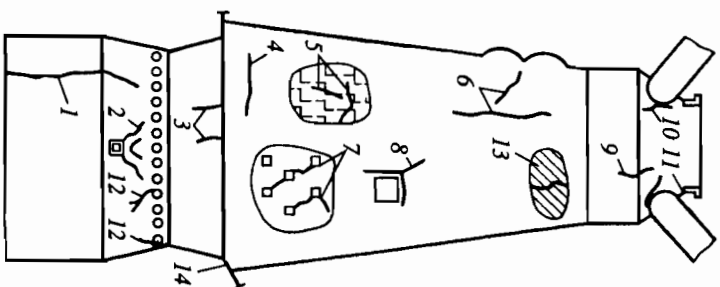


Рис. 5.20. Схема расположения трещин на кожухе печи

торном кольце (тип 14) — от жесткой связи кожуха с кладкой или от недостаточных зазоров между ними. Все эти трещины иногда достигают 60–80 мм и более по ширине при длине до 1,5–2 м.

Дальнейшее улучшение службы кожухов связано не только с устранением указанных недостатков, но и с поисками новых, более пригодных марок сталей.

Напряжения особенно велики в течение первого месяца после задувки печи в период разогрева кладки и конструкций. В дальнейшем они стабилизируются и постепенно снижаются. Величина напряжений зависит и от температуры атмосферного воздуха, с понижением которой они резко увеличиваются.

В связи с напряженностью металла в кожухе печи отверстия в нем для воздушных амбразур, шлаковых леток усиливают накладками, а

лещадки они составляют до 30% от общего числа выявленных трещин и встречаются на 40% печей (тип 1); в районе горна и фурменной зоны 40 и 65% осмотренных печей (тип 2).

В заплечиках и мараторном кожухе 15 % от общего числа обследованных печей (тип 3) образуются трещины в охлаждаемой зоне шахты (типы 4, 5) и в неохлаждаемой от местных перегревов, давления кладки на кожух и от местных напряжений (тип 6). По этой причине возникают разрывы в углах вырезов брони для холодильников (тип 7) и у вставок кожуха (тип 8); на куполе печи (типы 9, 10) трещины возникают в местах примыкания газопроводов и колошникового фланца (тип 11) из-за неравномерного нагрева. В местах приварки оборудования к кожуху (тип 12) они образуются вследствие неадекватного выбора марок сталей. Вылущивание кожуха (тип 13) происходит из-за неадекватности его герметичности; изгиб и кольцевые трещины в мараторном кольце связи кожуха с кладкой или от недостаточных зазоров между ними. Все эти трещины иногда достигают 60–80 мм и более по ширине при длине до 1,5–2 м.

Дальнейшее улучшение службы кожухов связано не только с устранением указанных недостатков, но и с поисками новых, более пригодных марок сталей.

Напряжения особенно велики в течение первого месяца после задувки печи в период разогрева кладки и конструкций. В дальнейшем они стабилизируются и постепенно снижаются. Величина напряжений зависит и от температуры атмосферного воздуха, с понижением которой они резко увеличиваются.

В связи с напряженностью металла в кожухе печи отверстия в нем для воздушных амбразур, шлаковых леток усиливают накладками, а

для чулунной летки специальной стальной рамой. Вырезы для холодильников шахты должны быть минимальными по числу и площади, а также не иметь острых углов во избежание излишних напряжений. В нижней части (под лещадью) кожух печи иногда имеет так называемое «доннышко», назначение которого сводится к предупреждению газопоницаемости в лещадки и увеличению ее прочности.

Верхняя часть кожуха (купол шахты) стягивается основным кольцом, литым стальным фланцем, являющимся также опорой для запыльного аппарата. Симметричные вырезы в куполе имеют круглое или овальное сечение и служат для примыкания газопроводов. Вырезы усиливают мощными стальными амбразами для придания жесткости.

## 5.2.5. Колошниковое устройство

Колошниковое устройство доменной печи представляет собой комплекс металлоконструкций различного назначения.

Газопроводы для равномерного отвода газа устанавливают в кратном количестве не менее четырех (на доменных печах 5000–5500 м<sup>3</sup> следано восемь газопроводов). Газопроводы соединяют попарно, выводят вверх на отметки, превышающие расположение остальных элементов печи. Образующиеся вертикальные газопроводы называют свечами. В зависимости от принятой схемы колошниковое устройство число свечей колеблется от двух до четырех. Свечи переключают так называемыми атмосферными клапанами, отрегулированными на определенное заданное давление газа в печи, при повышении которого они самопроизвольно открываются.

Атмосферный клапан (рис. 5.21) состоит из клапана 1, седла 2, корпуса 3. Соприкасающиеся поверхности клапана и седла уплотняют твердыми сплавами и пришлифовывают. Верх корпуса выполняют вместе со стойками, несущими на себе ось 4, опирающуюся на подшипники качения. Двуплечий рычаг 5, опускающий и поднимающий клапан, закреплен на оси и соединен шарнирно с клапаном. К длинному плечу рычага присоединяют канат, идущий к лебедке атмосферного клапана, при помощи которого проводят маневрирование при текущих остановках и ремонтах.

К другому плечу подвешен контргруз, рассчитанный на определенную величину давления в печи, при повышении которого клапан должен открываться и выпускать газ в атмосферу. Маневрирование клапанами при текущих остановках и ремонтах проводят при помощи специального привода. Высота свечей рассчитана на частичное оседание и возвращение в печь выносимой с газом колошниковой пыли. С

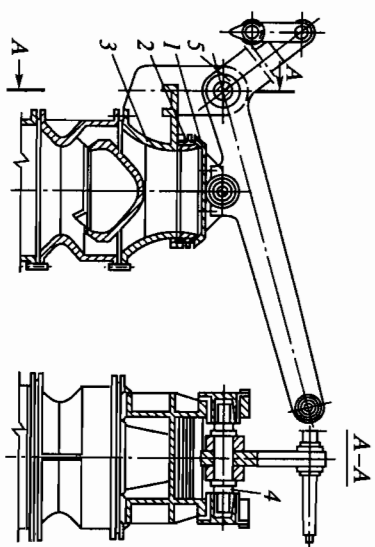


Рис. 5.21. Схема атмосферного клапана печи

этой целью им придается достаточно широкое сечение — до 0,4–0,5 площади сечения колошника в месте примыкания к куполу печи и до 0,25–0,30 в выше лежащих сечениях.

На верхней так называемой балансирной площадке колошникового копра для смены атмосферных клапанов и других деталей, а также для подъема различных грузов при ремонтах установлены консольно-поворотные краны грузоподъемностью до 6,5 т с вылетом стрелы 6750 мм и поворотом ее на 180°.

Колошниковый копер — мощная конструкция, опираемая на коловниковую площадку, служит для крепления всех деталей колошниково-го устройства, в том числе и верха скипового моста или галереи наклонного транспортного подъемника, кроме свечей и газоотводов. На колошниковом копре крепятся площадки для балансиров ко- нусов засыпного аппарата, шкивов скипового подъема и обслужива- ния атмосферных клапанов, различных люков и заглушек на верти- кальных газоотводах. К нему же присоединяются приемная направля- ющая воронка засыпного аппарата и консольная балка с грузоподъ- емной тележкой для обслуживания ремонтных работ на колошнике. В большинстве случаев балка имеет дополнительное крепление крон- шейными, крепящимися на шарнирных опорах к куполу печи. В свя- зи с большим увеличением массы колошникового оборудования и со- ответственно грузоподъемности тележки (с 30 до 150 т) балка переста- ла быть консольной и имеет в современных проектах вторую опору — металлическую решетчатую колонну, связанную с пылеуловителем.

Для обеспечения условий безопасности все площадки колошнико- вого устройства соединяются лестницами и имеют запасные выходы к

площадкам лифта, наклонного моста, куполам воздухонагревателей и пылеуловителей.

Изнутри газоотводы и свечи футерованы огнеупорным кирпичом толщиной 115 мм во избежание излишнего нагрева металла, быстрого износа от абразивного действия газа с пылью, а также для уменьше- ния конденсации пара при остановках печей.

### 5.2.6. Газоотводы

Вертикальные газоотводы в верхней части соединяются сим- метрично в два наклонных газоотвода, нисходящих к одному или двум пылеуловителям. Сечение газоотводов в 3–4 раза больше сече- ния свечей. Уклон наклона газоотводов к горизонту составляет не ме- нее 30–37° с учетом физических свойств проплавляемого сырья, рас- стояния между осями доменной печи и пылеуловителя, а также во из- бегание осадения в них колошниковой пыли и их заглизания.

Конфигурация газоотводов зависит от их числа, расстояния между печью и пылеуловителями, способа подвода к ним газа (снизу или сверху) и крепления колошникового устройства — копер или соеди- нительные балки между свечами. Для защиты кожных газоотводов их футеруют таким же кирпичом, как и свечи. Толщину стенки кожных принимают обычно 10–12 мм.

По длине газоотводов в верхней их половине делают люки для вен- тилиции и осмотра во время ремонтов. На поверхности газоотводов располагают лестницы для наблюдения за их состоянием и перехода с пылеуловителя на колошник.

### 5.3. КЛАДКА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ И ЕЕ КОНСТРУКЦИИ

Кладку доменной печи выполняют комбинированной из огне- упорного кирпича двух размеров: нормального (230 мм) и полуторно- го (345 мм) с перевязкой швов в радиальном и вертикальном направ- лениях. Применяют также более мелкие огнеупоры, в том числе уг- леродистые в зависимости от принятой конструкции кладки. Лещадь печи сооружают из кирпича лучших марок: мулитового, высокогли- ноземистого, углеродистого.

Конструктивными элементами кладки являются лещадь, горн (в том числе металлоприемник и футеренная зона), заплечики, распар, шахта, колошник, купол печи, который иногда вместо огнеупорного

кирпича защищают плитами с охлаждением или торкретированием огнеупорным бетоном.

По вспомогательным объектам различают футеровку восходящих газопроводов и свечей, нисходящих газопроводов, пылеуловителей, тракта горячего дутья и фуруманных рукавов.

Для различных проемов (фуруманных отверстий, чугунных и шлаковых леток, а также деталей воздухопроводящих магистралей) применяют специальный арочный кирпич.

Толщину футеровки определяют проектом печи в зависимости от материалов и условий работы с учетом специальных стандартов и инструкций. При этом учитывают, что тепловое и химическое воздействие на кладку возрастает от верха печи к низу, а механические нагрузки, наоборот, преобладают главным образом в верхних  $\frac{2}{3}$  высоты шахты и имеют свой максимум в цилиндрической части колошника, где кладка испытывает максимальное ударное воздействие от падающих с засыпного аппарата шихтовых материалов. Технические условия на огнеупоры, применяющиеся для футеровки доменных печей, приведены в табл. 5.3.

Однако в связи со многими исследованиями доменного процесса и условиями службы конструкций доменных печей и их футеровки в доменном производстве получили применение новые виды огнеупоров, увеличивающих длительность кампаний доменных печей. Вместе с этим изменилась технология сооружения кладки. Она сооружается из различных видов огнеупоров с распределением их по горизонтам печи в соответствии с процессами, происходящими в ней по высоте профиля. К таким видам относятся: карбидокремниевые, нитридные (табл. 5.4) и другие огнеупоры. Они обладают высокой прочностью и теплопроводностью, повышенной стойкостью к воздействию шлаков и истирающим воздействиям шихты и газовых пылевых потоков.

Наиболее стойкими из них являются карбидокремниевые с углеродом применяемые в нижних горизонтах печи в зарубежной практике. Они отличаются высокой плотностью —  $2,3-2,6 \text{ г/см}^3$  и пониженной пористостью —  $13,6-15,4\%$ , причем различные марки их имеют различные свойства по пределу прочности, термическому расширению, модулю упругости и другие в зависимости от содержания  $\text{SiO}_2$  (от  $1,3$  до  $7,3\%$ ) и  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (от  $0,3$  до  $0,5\%$ ).

Футеровка этим видом огнеупоров особенно важна для печи в области распара и низа шахты, поскольку в них происходит наибольший износ футеровки от воздействия на нее процессов различного характера, присущих доменной плавке.

Таблица 5.3  
Технические условия на огнеупорные изделия для доменных печей

Показатель	Шамотные		Многошамотные плотные доменные (ШПД)	Высокоглиноземистые огнеупорные (ВГО)	Углеродистые блоки-кирпичи
	Класс А	Класс Б			
Содержание, %	$\geq 39,0$	$\geq 35,0$	$\geq 42,0$	$\geq 65,0-70,0$	—
Огнеупорность, °С	$\leq 1,6$	$\leq 1,6$	$\leq 1,5$	$\leq 1,0-1,5$	—
Пористость открытая, %:	$\geq 1730$	$\geq 1700$	$\geq 1750$	$\geq 1830$	—
для доменных печей $> 700 \text{ м}^3$	$\leq 7$	$\leq 7$	$\leq 12$	Кажущаяся	$\leq 17-20$
для доменных печей $< 700 \text{ м}^3$	18	19	—	10-12	Кажущаяся
для лещадки с мс-таллопресником	20	20	—	—	16-19
Предел прочности при сжатии, кг/см <sup>2</sup> :	17	—	—	—	—
для доменных печей $> 700 \text{ м}^3$	$\geq 7$	$\geq 7$	$\geq 700$	$\geq 1500-2000$	$\geq 250-300-400$
для доменных печей $< 700 \text{ м}^3$	—	400	550	—	—
Температура начала деформации (°С) под нагрузкой 2 кг/см <sup>2</sup>	300	550	—	—	—
Дополнительная усадка при 1400 °С, %	$\geq 1400$	$\geq 1360$	$\geq 1500$	$\geq 1640-1680$	$\geq 1800$
Газопроницаемость, мм вод. ст.	1,2	1,8	—	—	—
Объемный вес, г/см <sup>3</sup>	—	—	—	—	1,55-1,65
Коэффициент теплопроводности, ккал/(м·ч)	—	—	—	—	5,2-6,4
Коэффициент термического расширения, °С	—	—	—	—	0,37-10 <sup>-5</sup>
Плотность блока без пор, г/см <sup>3</sup>	—	—	—	—	1,90-1,96
Дополнительный линейный рост (%)	—	—	—	—	—

Таблица 5.3 (окончание)

Показатель	Шамотные		Многошамотные плотные доменные (ШПД)	Высокоглиноземистые огнеупорные (ВГО)	Углеродистые блоки-кирпичи
	Класс А	Класс Б			
после обжига при температуре °С:					
1400	—	—	—	—	0,0
1500	—	—	—	—	0,0
1600	—	—	—	—	0,0–0,2
Содержание свободного углерода, %	—	—	—	—	≤92,0
Содержание золы, %	—	—	—	—	≤2,5–3,0

Свойства карбидокремневых и нитридных огнеупоров

Таблица 5.4

Параметры	Тип связи			
	Оксиды	Si <sub>3</sub> N <sub>4</sub>	В-SiC	Силон
Содержание SiC, %	85–90	75	90	75
Горячая прочность на изгиб (1400 °С), Н/мм <sup>2</sup>	22	44	52	62
То же, после воздействия щелочей, Н/мм <sup>2</sup>	0	21	32	36
Холодная прочность на скалывание, Н/мм <sup>2</sup>	100	182	155	215
То же, после термического удара, Н/мм <sup>2</sup>	Нет св.	177	180	245
Потеря массы при окислении паром, %	0,65	1,7	1,2	2,4

Карбидокремневые огнеупоры значительно превосходят оксидные (высокоглиноземистые и др.) и очень эффективны при их использовании в работе. Футеровка печи № 6 в Эймейдене (Нидерланды) (табл. 5.4, 5.5) состоит из 2 огнеупоров: графитовых и карбидокремневых. Причем последние размещаются на лицевой поверхности внутреннего пространства печи. Оба огнеупора укладываются чередуясь слоями (структура «сэндвич»), что позволяет поддерживать равномерный нагрев карбидных огнеупоров (SiC) благодаря интенсивному отводу теплоты графитовыми изделиями. Доля карбидных огнеупоров увеличивается в кладке от распара к верхней части шахты, а доля графитовых изделий уменьшается. Оксидные изде-

Таблица 5.5

Свойства огнеупоров для футеровки доменных печей

Наименование изделий	Коэффициент линейного расширения, м/(м·град)·10 <sup>6</sup> (в интервале температур, К)	Температура начала взаимодействия с соединяемыми шельцей металлов, К	Содержание компонентов, %			
			Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + TiO <sub>2</sub> (не менее)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (не более)	SiC	C
Графитированные блоки	(1,4–2,7)/ (2,2–4,7)* (473–1823)	—	—	—	—	92–95
Углеродистые блоки	(2,4–3,4)/ (3,9–4,2)* (473–1823)	—	—	—	—	92–95
Высокоглиноземистые	4,8–5,5 (293–1273)	1300	62	1,2	—	—
Шамотные	5,2–5,8 (293–1573)	1273	39	1,5	—	—
Карбидокремневые на нитридной связи	3,5–4,7 (293–2073)	1673	—	—	80	—

\* В числителе коэффициент линейного расширения, измеренный в направлении, параллельном усилию прессования блоков; в знаменателе — в направлении, перпендикулярном усилию прессования.

лия (высокоглиноземистые) применяют в футерочной зоне, муллитовые (62–72% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) в верхней части лещади, а в верхней части шахты используются шамотные огнеупоры, пропитанные фосфатами.

Для упрочнения футеровки горна и лещади на печи укладывается слой из графитовых изделий толщиной 300 мм, далее идут слои углеродистых огнеупоров и слои горизонтальных графитовых блоков толщиной 700 мм, из которых сооружают стены горна.

### 5.3.1. Кладка лещади

Лещади выкладывают доменным лещадным кирпичом марок Д2, ДВ-1, ДВ-2 класса А, 1-го сорта на шамотно-глинистом мертеле (обыкновенном или пластифицированном) в сочетании с углеродистыми (коксугольными) и графитированными на углеродистой пасте блоками или полностью из них. Графитированные блоки всегда размещают в основании лещади как более прочные и теплопровод-

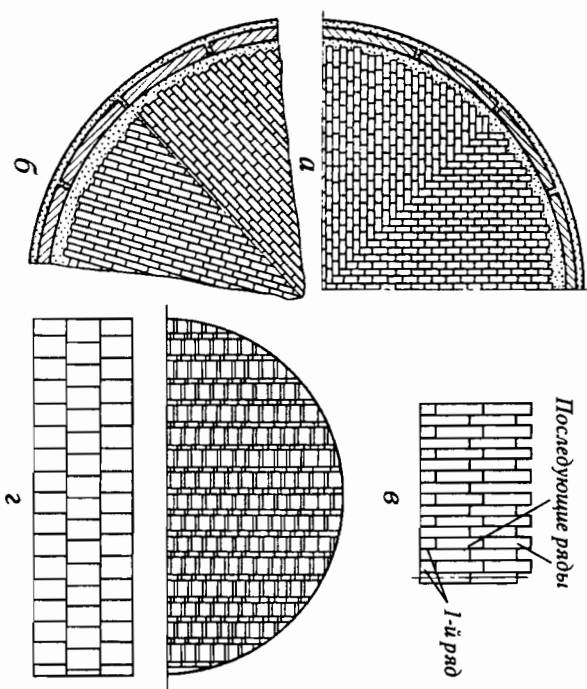


Рис. 5.22. Кладка лешади

ные. Толщину швов при шмотной кладке допускают не более 0,5 мм, из углеродистых блоков 1,0–2,5 мм. Швы между кирпичами и блоками шириной до 40 мм заполняют углеродистой массой трамбовкой в горячем состоянии (до 130 °С).

Кладке лешади предшествует тщательная подготовка материалов. Кирпич сортируют, соблюдая точность размеров, состояние его геометрии, правят или шлифуют. Это необходимо для поддержания установленной толщины швов, строгой горизонтальности кладки и обеспечения точного выхода по высоте к основанию стен металлоспрямляющей.

Отклонение фактического расстояния от проектного (от основания лешади до оси чулунной летки) по высоте не должно превышать 20 мм, а отклонение от горизонтальности не более 5 мм. Для этого основание лешади перед началом кладки тщательно выравнивают густым шмотно-цементно-глинистым раствором. Его состав, об. %: шмотный порошок (фракцией 1,5 мм) 65; портландцемент или глинозёмистый 30; молотая огнеупорная глина 5.

Если в основание лешади укладывают углеродистые огнеупоры, то выравнивание осуществляют углеродистой массой.

В зависимости от применяемых огнеупорных материалов или их сочетания лешади в современной отечественной практике выполняют по различным вариантам. При использовании шмотного доменного кирпича марки Д2, поставленного на торцу, тщательно отсортированного по толщине и прошедшего правку или шлифовку, различают следующие варианты:

1. Кладка горизонтальными рядами (рис. 5.22, а), крестом, без перевязки горизонтальных швов. Для ликвидации сквозных по всей высоте лешади вертикальных швов каждый ряд смешают по отношению к предыдущему на 30–45° вокруг вертикальной оси лешади.

2. Этот вариант отличается от варианта 1 тем, что кладку ведут не крестом, а параллельными рядами (рис. 5.22, б) также со смешением смежных горизонтальных рядов относительно друг друга.

3. Кладка крестом с перевязкой горизонтальных швов (рис. 5.22, в), причем в первом ряду чередуют укладку кирпича на торцу и на ребро. В плане вариант 3 такой же, как и вариант 2 (рис. 5.22, г). В практике России, как правило, применяют вариант 1, в практике США – вариант 2.

Вариант 3 со сквозными вертикальными швами сквозь толщину кладки лешади используют очень редко. Поверхность каждого ряда во всех вариантах перед кладкой следующего шлифуют специальными станками. Верхний ряд лешади выравнивают по периферийному кольцу, равному ширине стенки металлопрямляющей. Отклонение по вертикали допускается не выше 3 мм, а глубина впадин на ребрах и гранях – не более 2 мм. В процессе кладки толщину швов непрерывно контролируют.

Между кладкой лешади и телом ее вертикальных холодильников делают зазор 75–150 мм, заполняемый материалом, утрамбованным в горячем состоянии горячими трамбовками. В качестве набивной массы используют высокоогнеупорные углеродистые массы примерного состава, %: кокс молотый 57, смола обезвоженная 20, графит 18, глина огнеупорная 5.

Качество массы имеет большое значение, так как заполненный ею зазор является не только компенсационным для расширения кладки, но и продолжением массива лешади. Масса должна быть плотной, шлакоустойчивой, не растворимой в чулуне, высокоогнеупорной, с хорошей теплопроводностью и термостойкостью, способной защищать холодильники от прогара в случае проникновения к ним чулуна. Однако решающую роль играет масса единовременного подхода его к холодильникам. Для увеличения стойкости лешади применяли большемерный кирпич в виде блоков массой 200–300 кг. Блоки делали

клиновидными и располагали таким образом, чтобы они заклинивались при укладке в целях предупреждения их всплывания.

Заметного улучшения стойкости это не дало, несмотря на уменьшение количества швов и на выкладку иногда углеродистых блоков сверху. Применение углеродистых блоков в верхних рядах лещадки мало способствовало ее прочности, так как укладываемые горизонтально три-четыре ряда блоков с креплением, так называемый «ласточкин хвост», всплывали.

В современном исполнении кладка представляет собой углеродистый стакан с размещением в основании лещадки вертикального ряда трафитированных блоков, а по периферии углеродистых блоков, уложенных горизонтально на полную высоту лещадки, а иногда и металлоприемника.

Центр лещадки при комбинированной кладке выполняют высокоглиноземистым кирпичом с содержанием 62%  $Al_2O_3$  и выше. Варианты полностью углеродистых и комбинированных лещадок показаны на рис. 5.23, 5.24.

Лещадки, выполненные полностью из углеродистых материалов, перспективны, так как однородность материала наряду с его преимуществами обеспечивает лучшую стойкость. При углеродистой футеровке кладку ведут связыванием блоков углеродистой пастой, наносимой в нагретом состоянии. Горизонтальные поверхности и торцы блоков шпифуют, на боковых гранях делают насечку. Вертикальные швы заполняют углеродистой массой, нагретой до 120–150 °С. Взаим-

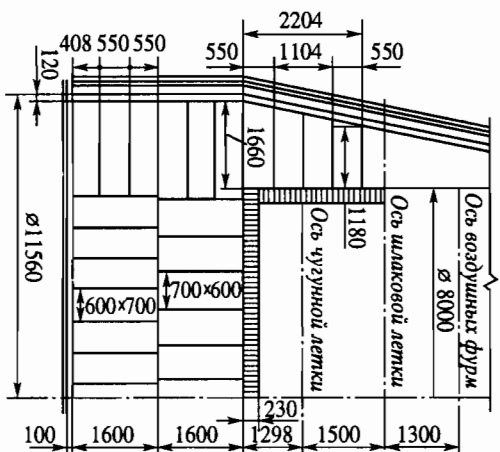
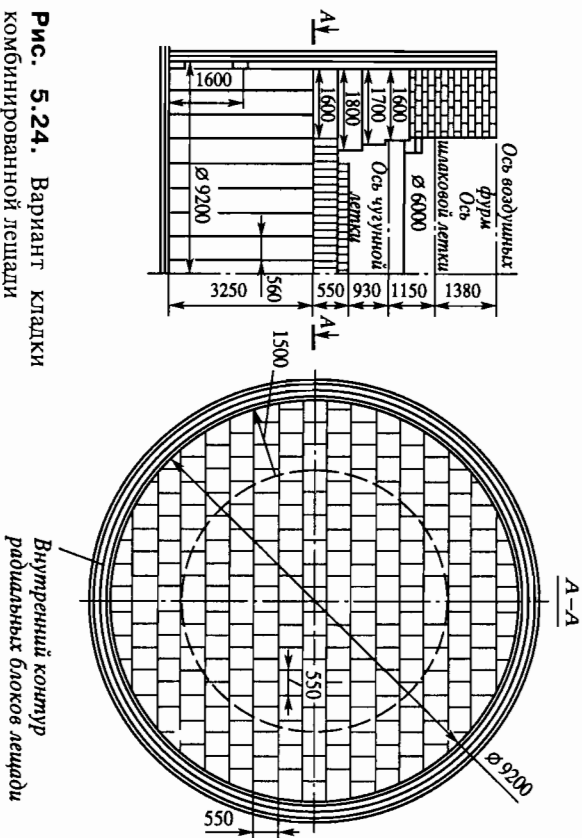


Рис. 5.23. Вариант кладки углеродистой лещадки

Рис. 5.24. Вариант кладки комбинированной лещадки



ное расположение блоков делают с расчетом на предупреждение всплывания. Толстые вертикальные швы позволяют блокам расширяться за счет усадки набойки. Расширение и усадка взаимно компенсируются, т. е. монолитность массива не нарушается. Такой же метод кладки применяют при сооружении комбинированных лещадок в зоне укладки углеродистых огнеупоров. Разгар лещадки при углеродистой кладке значительно меньше, чем при шамотной.

Установлено, что на глубине примерно 1150 мм от поверхности лещадки благодаря большей теплопроводности углеродистых и особенно трафитированных блоков температура составляет 540–760 °С.

На доменных печах объемом 3200 и 5000 м<sup>3</sup> осуществлена кладка лещадки и металлоприемника углеродистыми огнеупорами, на доменной печи объемом 5580 м<sup>3</sup> лещадку комбинированную.

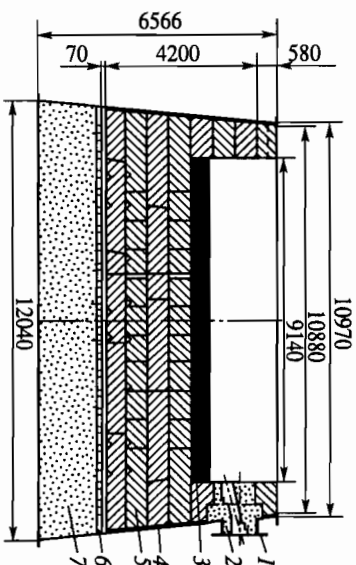
Подлещадное воздушное охлаждение улучшило условия ее эксплуатации, осевые проорывы горна при этом практически ликвидированы. Большое значение имеют снижение температур пня фундамента и снятие с него термических напряжений. В зарубежной практике кладку лещадки, как и в отечественной, выполняют комбинированной или целнуглеродистой. Имеются два типа охлаждения снизу: твердым охладителем — материалом с высокой теплопроводностью (например, графит, имеющий теплопроводность 336 кДж/(м·ч·К)) и воздушным или водяным охлаждением. По мере увеличения объема печей иногда



применяют водяное охлаждение. Так, на доменной печи в Шведберг-не (ФРГ) с горном диаметром 14 м толщина лещади составляет 2 м, охлаждение проводят водой, циркулирующей по трубам, уложенным в слое графита.

Количество отводимого тепла составляет 5 млн. кДж (1,2 млн. ккал/ч). Лещадь доменной печи фирмы «Юзитор» в Донкерке (Франция) с горном диаметром 14,2 м выполнена трехслойной: низ лещади шамотом, средняя часть клиновидными углеродистыми блоками и верхняя муллитом. Система охлаждения помещены плиты воздушного охлаждения, а между шамотом и углеродистыми блоками — трубы с циркулирующим по ним маслом с температурой 300 °С при атмосферном давлении. Таким образом, увеличение стойкости лещади при одновременном снижении ее высоты определяется не только высокотемпературными химическими характеристиками огнеупорных материалов, но и их теплопроводностью в сочетании с надлежашей интенсивностью охлаждения.

В устройстве лещади на доменной печи завода «Спенсер» (США) предусмотрено использование чистого высокотеплопроводного графита (336 кДж/(м·К)) в качестве твердого охладителя (рис. 5.25). Эта конструкция имеет защитную набивку по днущу лещади, обеспечивающую хороший отвод тепла и компенсацию расширения основной углеродистой кладки. С учетом температуры чугуна на уровне летки,

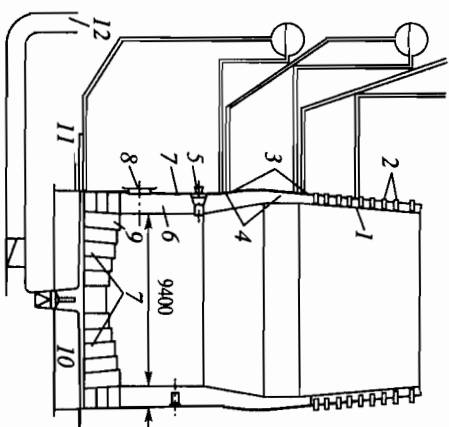


**Рис. 5.25.** Схема горна в разрезе, выполненного полностью из углеродистых огнеупоров (завод «Спенсер», США)

1 — рама чулунной летки; 2 — летка, футерованная шамотным кирпичом; 3 — защитный слой из шамотной лещади; 4 — набивной слой массы с высокой теплопроводностью; 5 — углеродистый кирпич; 6 — графит; 7 — бетон

**Рис. 5.26.** Схема футеровки и охлаждения нижней части доменной печи в Хамборне

1 — высококачественные материалы; 2 — холодильники; 3 — система испарительного охлаждения двойным кожухом; 4 — полуграфитизированные блоки; 5 — уровень фурм; 6 — углеродистые блоки; 7 — термолара; 8 — уровень чулунной летки; 9 — нижняя плита лещади; 10 — воздушные каналы; 11 — отвод охлаждающего воздуха; 12 — передача охлаждающего воздуха



температуры его затвердевания, соответствующей конечной изотерме 1150 °С, теплопроводности «козла» и кладки можно рассчитать глубинную проникновение чугуна в лещадь. При этом критическим размером высоты лещади с воздушным или водяным охлаждением снизу является расстояние от оси чулунной летки до охлаждаемой поверхности. При обычной теплопроводности углеродистой кладки толщина сохранившегося массива лещади составляет 35–40% этой высоты.

Пользуясь данными расчета величины теплопередачи, можно значительно уменьшить высоту лещади. Такая конструкция, используя шав зависимость стойкости лещади от ее теплопроводности, осуществлена в Хамборне (ФРГ) на печи с диаметром горна 9,4 м и расчетной высотой 1,2 м при глубине «мертвого» слоя также 1,2 м. Кладка лещади состоит из блоков аморфного углерода теплопроводностью 12,6–21,0 кДж/(м·К).

Печь имеет испарительное периферийное охлаждение с двойным кожухом и воздушное охлаждение для низа лещади с расходом воздуха 35000–40000 м³/ч (рис. 5.26).

Наличие глубокого «мертвого» слоя и лещади малой толщины снижает наиболее рациональным. При этом наблюдают постепенное снижение температуры кладки лещади, что говорит о повышении ее теплопроводности и увеличении с течением времени эффективности охлаждения лещади снизу.

Изотерма затвердевания чугуна (1150 °С) формируется в массиве лещади тем выше, чем интенсивнее ее охлаждение. Это предохраняет лещадь от так называемого осевого прогрева — наиболее тяжелого ви-

да аварий в доменном производстве. Дополнительной защитой лещади служит глубина зумпфа (расстояние от оси чугунной летки до поверхности лещади), так называемого мертвого слоя чугуна. Глубина его принимается в размере 20% диаметра горна.

### 5.3.2. Горн печи

Горн доменной печи в зависимости от толщины кладки его стен по высоте и внешней конфигурации кожуха разделяют на конический и цилиндрический. В первом случае толщина футеровки футерной зоны и металлоприемника на уровне подшвы чугунной летки значительно различается, например на печи объемом 2002 м<sup>3</sup> в пределах от 690 до 1265 мм. Кожух при этом конусообразный для увеличения толщины кладки в области чугунной летки. Повышенная толщина футеровки ослабляет влияние периферийных холодильников, т. е. термическое разрушение лещади и стенок металлоприемника на этом горизонте происходит интенсивнее. В связи с этим при наличии подлещадного и периферийного охлаждения и в случае углеродистой кладки металлоприемника предпочтительнее горн с одинаковой по высоте толщиной кладки (не более 920 мм) и цилиндрическим очертанием кожуха, уменьшающим поперечные размеры лещади. При этом в плане печи можно приблизить к ней железнодорожные пути для уборки чугуна и шлака.

Горн выполняют из шамотного доменного кирпича полностью или в комбинации с углеродистыми огнеупорами в области металлоприемника до футерной зоны. Перед началом кладки тщательно проверяют горизонтальность поверхности лещади на ширине стен горна. Кирпич для кладки должен иметь правильную геометрическую форму, быть строго одинаковым по толщине и ширине. Углеродистые блоки, как и при сооружении лещади, укладывают в соответствии с маркировкой, сделанной заводом-изготовителем при контрольной сборке. Для кладки применяют кирпич марок Д-1–8 (класс А, 1-й сорт) на шамотно-глинистом растворе. При углеродистых огнеупорах в качестве связки используют массы и пасты.

Фурменные проемы, чуунные и шлаковые летки выкладывают шамотным кирпичом, так как углеродистые блоки в этих зонах могут подвергаться не только механическому, но и химическому разрушению в результате окисления кислородом дутья, диоксидом углерода и водяными парами.

Перед футеровкой стен горна все зазоры между периферийными холодильниками, между ними и рамой чугунной летки, холодильниками фурменных проемов и шлаковой летки заделывают чугуной за-

мазкой. Зазоры (75–150 мм) между кладкой и периферийными холодильниками заполняют углеродистой или хромоуглеродистой массой, а зазоры между холодильниками и кожухом — шамотно-глинистым раствором с цементом.

Кладку ведут концентрическими кольцами, не связанными между собой, но с перевязкой радиальных швов и точной корректировкой по центру горна, который не должен отклоняться от оси печи более чем на 50 мм. Толщину швов кладки при шамотном кирпиче допускают не более 0,5 мм в радиальных и вертикальных швах и 5 мм в кольцевых. При укладке из углеродистых блоков толщина швов составляет не более 2,5 мм. Зазоры при установке фурменных и шлаковых приборов заполняют массой из шамотного мертеля. Внутреннюю поверхность углеродистых блоков после окончания кладки защищают от окисления до задвки печи предохранительным слоем из отбракованного огнеупорного кирпича толщиной 230–345 мм.

### 5.3.3. Оборудование горна

Оборудование горна доменной печи состоит из фурменных приборов для подачи дутья и различных реагентов, вдуваемых в печь вместе с воздухом, чугунных и шлаковых леток для выпуска продуктов плавки.

**Чугунные и шлаковые летки.** На печах 1000 м<sup>3</sup> и выше сооружают две или более чугунные летки. Так, на печах 3000, 3200, 5000 и 5500 м<sup>3</sup> число леток увеличили до трех-четырех. Расстояние между летками по окружности горна составляет 80–90°.

Число шлаковых леток по мере увеличения числа чугунных сокращается. С увеличением выпусков чугуна до 18–20 в сутки и уменьшением количества шлака до 300–350 кг/т чугуна шлаковые летки теряют свое значение. На печах 3000–5000 м<sup>3</sup> предусмотрено по одной шлаковой летке, имеющей резервное значение. Практически отработку верхнего шлака не проводят и устройство шлаковых леток становится необязательным.

Летки для выпуска чугуна делают в стенке горна над зумпфом в виде прямоугольных каналов шириной 250–300 и высотой 450–500 мм или высверливанием отверстия в углеродистой футеровке металлоприемника диаметром 50–60 мм. Кожух печи в районе чугунных леток усиливают литыми стальными рамами (рис. 5.27), придавая им к кожуху горна. Внутреннюю поверхность рамы, закрывающую тепло леточных холодильников по габаритам леточного отверстия, футеруют огнеупорным шамотным кирпичом, образующим так называемую

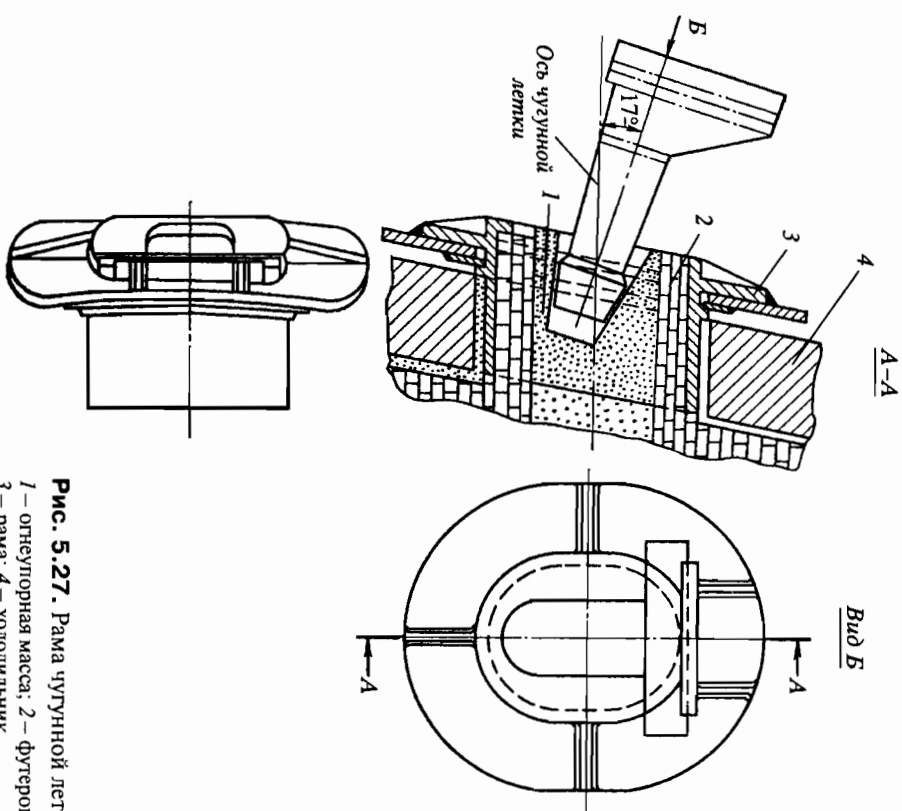


Рис. 5.27. Рама чугунной летки  
1 – огнеупорная масса; 2 – футеровка;  
3 – рама; 4 – холодильник

мый венчик, который может быть прямоугольным или овальным в зависимости от формы отверстия в раме. Овальная форма предпочтительнее, так как обеспечивает большую прочность венчика. Венчик и рама служат защитой для вертикальных плитовых холодильников, обрамляющих чугунную летку и имеющих индивидуальный охлаждение (см. рис. 5.27). Кладку венчика обычно выполняют в два кирпича по глубине летки и в один по ширине. С целью защиты холодильников на некоторых заводах применяют кладку по ширине в два кирпича за счет ликвидации внутреннего выступа рамы. Отверстие для обработки верхнего шлака (шлаковую летку) делают в горне на отметке, определяемой при расчете профиля. Шлаковую летку оборудуют специаль-

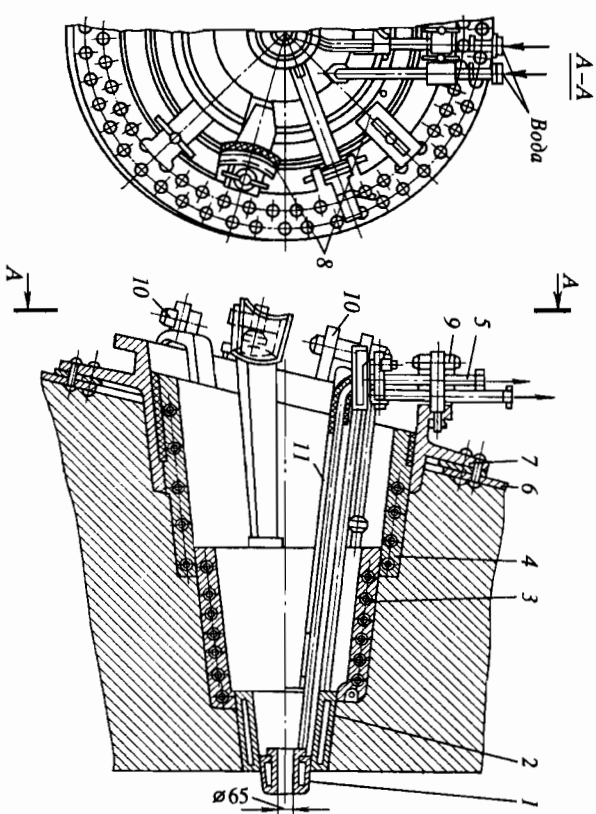


Рис. 5.28. Шлаковый прибор

ным устройством – шлаковым прибором, который состоит из деталей, входящих одна в другую в так называемые загочки (пришлифованные бурты, обеспечивающие герметичность сочленения).

Составными частями шлакового прибора (рис. 5.28) являются шлаковая фурмочка 1, называемая ранее по имени изобретателя фурмочкой Люрмана (медная, штампованная или литая, охлаждаемая водой), литой медный охлаждаемый холодильник или шлаковая амбразура 2, чугунный охлаждаемый холодильник или спиральный трубками. Диаметр выпускного отверстия шлаковой фурмочки обычно составляет 50–65 мм в зависимости от диаметра горна печи.

Крепление шлакового прибора осуществляют за счет фиксации труб водяного охлаждения 5 к кожуху 6 или к раме прибора 7 при помощи клиновых болтов. Крепление труб фурмочки, холодильников и амбразур осуществляется системой скоб 8, закрепленных при помощи клинзев 9. С переходом на повышенное давление газа на колошнике введены дополнительные упоры 11, закрепленные болтами 10.

Шлаковую летку располагают под углом 45–60° по отношению к чугунной летке, при наличии двух леток вторую делают под углом 60–90° к первой.

**Фурменное устройство.** До применения нагрева воздуха доменные печи работали на холодном дутье, подаваемом в горн специальными приспособлениями — короткими прямоугольными чугунными или железными патрубками. Позднее их заменили охлаждаемыми коробчатými фурмами или залитыми внутри них змеевиками из труб.

Впервые в доменной практике фурмы были применены на печи Невьянского завода (Урал) русским доменщиком Петром Махотиным (1740 г.). Усовершенствованное фурменное устройство, получившее на заводах Донбасса распространение в первом десятилетии прошлого столетия, мало изменилось до настоящего времени. Фурменное устройство состоит из полой медной литой или штампованной из литовой меди воздушной фурмы с толщиной стенок до 8 и 5–6 мм в торцевой части (рис. 5.29); полого медного (иногда бронзового) литого фурменного холодильника, называемого также воздушной амбразурой, и чугунной амбразуры с залитой в нее спиральной охлаждающей трубкой — фурменного холодильника, называемого часто кадушкой. Фурменный холодильник крепится к кожуху горна через фланец болтами с последующей обваркой.

Все эти детали последовательно вставляют одну в другую в имеющиеся внутри них конические заточки, обеспечивающие герметичность, и устанавливают строго на свои места — фурменный холодильник — в кадушку печи, воздушную амбразуру (заполнив ее ней) и фурму с выступом — в рабочее пространство печи на 250–350 мм.

Охлаждение (рис. 5.30) осуществляют водой, подводимой непосредственно к торцевой части фурмы и амбразуры трубками диаметром 1 1/4". Для наиболее интенсивного охлаждения максимально подержанных износу и прогару торцевых, обращенных к горну, сторон деталей водоподводящие трубки вводят в тело фурмы и амбразуры с таким расчетом, чтобы расстояние от внутренней поверхности торца до трубки было приблизительно 150–250 мм. Расход воды на каждую фурму составляет 15–20 м³/ч, нагрев в среднем не выше 15 °С, скорость движения воды в фурме 0,05–0,20 м/с.

Кроме того, к фурменному прибору относятся: соплло, передающее дутье из подвижного фурменного колена в фурму; подвижное колено с патрубком и гряделкой для наблюдения за работой фурмы и приливами для соединения с неподвижным коленом; неподвижное колено; фурменный рукав, соединяющийся через штуцер фурменного прибора с колыцевым воздухопроводом (колено имеет хомут с серьями и закрепляющимися их клинцами), и натяжной болт с пружиной. Соединения фурма — соплло, соплло — подвижное колено и подвижное колено — неподвижное колено осуществляют шлифованными шаровыми заточка-

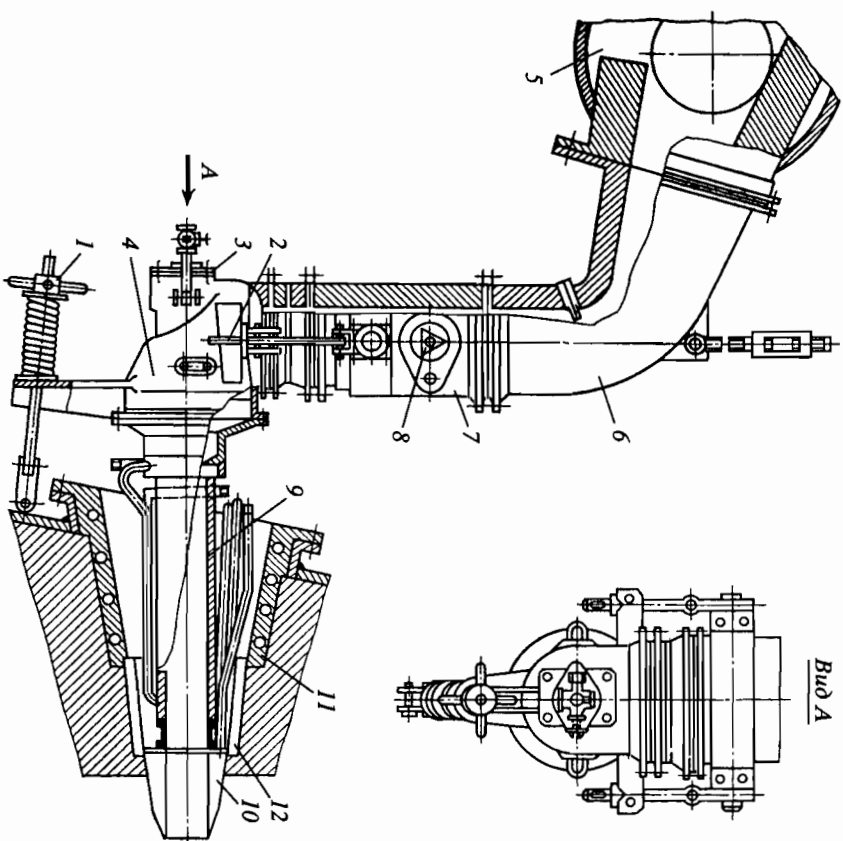


Рис. 5.29. Фурменный прибор

1 — натяжной болт; 2 — серья с клином; 3 — фланец фурменного колена; 4 — подвижное колено; 5 — колыцевой воздухопровод; 6 — фурменный рукав; 7 — неподвижное колено; 8 — просельное устройство; 9 — соплло; 10 — фурма; 11 — фурменный холодильник; 12 — фурменная амбразура

ми для обеспечения герметичности при изменениях взаимного расположения деталей фурменного прибора с колыцевой трубой от возможных перемещений, связанных с термическими напряжениями.

При повышенном давлении газа на колошнике и обогащении дутья кислородом, при высоком его нагреве неплотности сочленения фурменного устройства категорически недопустимы, так как ведут к тореению деталей и могут послужить причиной аварий.

Подвижное колено подвешивается к фурменному рукаву при помощи двух шарнирных подвесок (серег) с клинцами. Плотность со-

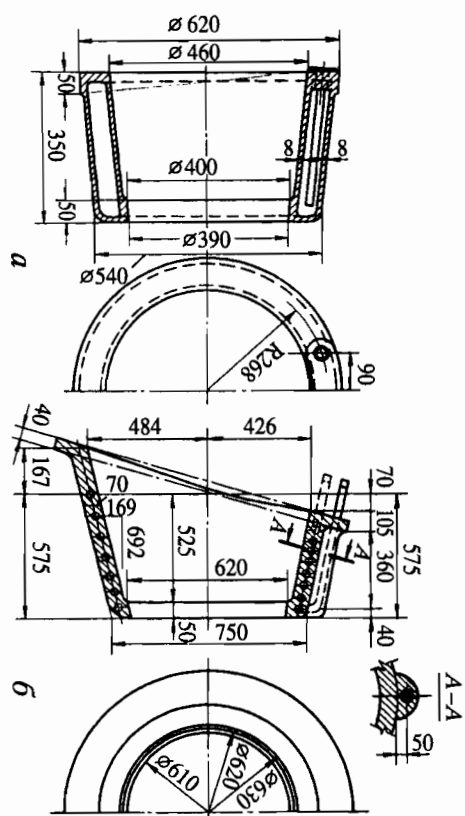


Рис. 5.30. Бронзовая амбразура (а) и чугунный холодильник (б) фуруменного прибора

единения подвижного колена и фуруменного рукава достигается затяжкой этих клиньев, а ослабление их дает возможность повернуть подвижное колено, висящее на подвесках. Натяжным болтом осушается подтяжка фуруменного колена к соплу и сопла к фуруму. Фуруменное колено, фуруменный рукав и патрубок отгибают из стали и футеруют специальным по размерам шпатовым кирпичом (1/4 толщины нормального кирпича) вплотную к корпусу на полуустом шпатовом растворе с толщиной швов 1,5 мм.

Сопла делают литыми чугунными или стальными без защиты внутренней поверхности (толщина стенок 12–16 мм). При высоком напоре дутья ( $>1000^{\circ}\text{C}$ ) сопла футеруют специальными керамическими плитками (в момент отливки сопла) или делают набивными, создавая на их стенках изоляционный огнеупорный слой, состав которого, об. %: глинозёмистый порошок 80, песок формовочный 20, с. с. б. 5 и вала 12. Незафутерованные торцы сопел и подвижных колен охлаждаются водой (рис. 5.31). Все фланцевые соединения на фуруменном приборе уплотняются асбестовым шнуром на соляном растворе.

Фуруровка и охлаждение сопел, кроме создания безопасных условий работы, значительно уменьшают потери тепла на излучение в атмосферу. Иногда применяют комбинированные сопла, изготовляемые из жаростойкой стали, с наружной изоляцией. В этом случае внутренняя труба (35% Ст, 15% Ni) покрывается изоляционным слоем толщиной ~25 мм, защищённым наружной сварной трубой из уг-

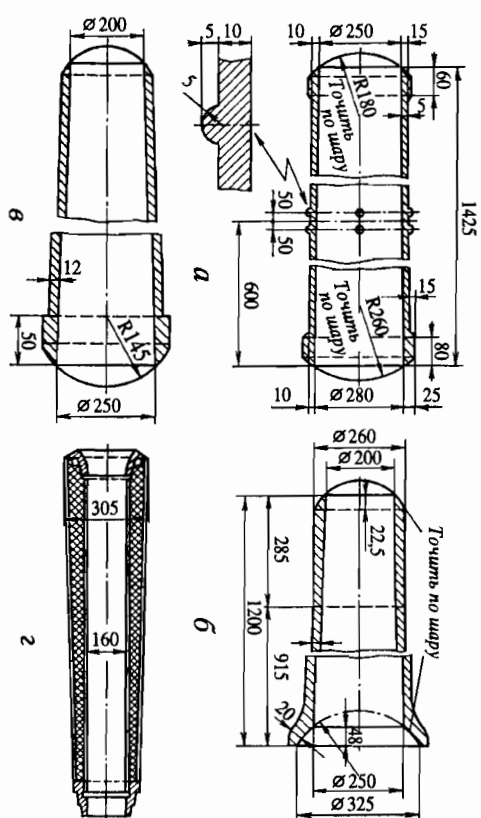


Рис. 5.31. Сопло, футерованное керамической плиткой (а), сопло облитое (б), сопло обычное (в), сопло с изоляцией (г)

леродистой листовой стали толщиной 6–8 мм. Такие сопла в России не применяют, так как изготовление их и работа с ними затруднительны.

В целях создания лучшей герметичности и ускорения операций по смене фуруменного устройства Гипрометозом запроектирован опытно-промышленный фуруменный прибор сифонного типа. Он представляет собой разъемный фуруменный рукав, жестко закрепленный в рабочем состоянии, с патрубком воздухопровода горячего дутья и соплом. Сопло при смене фурумы снимают вместе с нижней частью фуруменного рукава при помощи специального приспособления. Герметичность прибора обеспечивается сильфонными устройствами, находящимися в местах стыка разъемной части фуруменного рукава и в соединении его с патрубком воздухопровода горячего дутья. Сопло футеровано и охлаждается водой в месте соединения с фурумой. Прибор рассчитан на работу фурум диаметром 140, 150, 160 мм с максимальной температурой горячего дутья до  $1400^{\circ}\text{C}$ . Давление воды для охлаждения холодильника, амбразуры, сопла и гильдеки составляет 0,5 МПа (5,0 атм), для охлаждения воздушной фурумы — 1,0 МПа (10,0 атм). Фуруменные рукава подобной конструкции используются в практике зарубежного доменного производства (рис. 5.32).

Конструкция фурум и материал для их изготовления со временем изменялись. Наиболее стойкими оказались фурумы из меди состава,



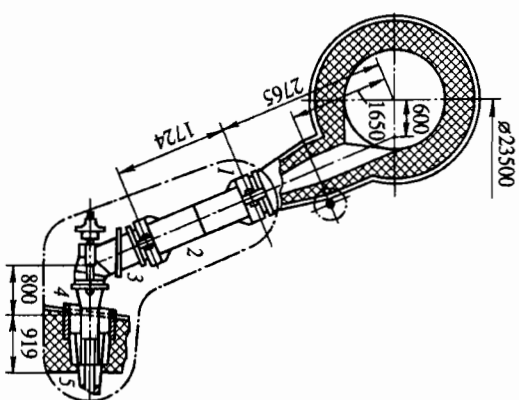


Рис. 5.32. Фурменный рукав сильфонный  
1 — компенсатор; 2 — цилиндрический воздухопровод; 3 — колено; 4 — сопло; 5 — фурма

Импульсом для протара фурм служат образование трещин в верхней их части и пленочное кипение охлаждающей воды в результате непосредственного контакта с расплавленным металлом.

По этой причине выход фурм из строя составляет 2/3 от всех случаев выхода, второе место занимает трещинообразование. Преимущественным местом протара является торец (рыло) фурмы, особенно его нижняя часть. Обычно на это место приходится 63–77% всех случаев протара. Устройство фурм разнообразно, но наиболее простыми типами конструкциями являются литые (рис. 5.33, а) и кованые (рис. 5.33, б) медные фурмы. Первая конструкция цельнолитая, вторая выполняется из двух листов 1 и 2, свариваемых в конусные поверхности, с отбортовкой краев. Швы соединяются электросваркой. Задние отбортованные края 3 и 4 с асбестовыми или паронитовыми прокладками плотно зажимаются болтами 5 между стальными фланцами 6 и 7. Через напорную трубку 8 диаметром 1 1/4" воду подают к торцу фурмы, а выводящая трубка 9 после смыкания всей внутренней полости фурмы отводит ее в оборотную магистраль. Фланец фурмы имеет шаровую заточку для плотного сочленения с воздушным соплом фурменного прибора.

%. 97,8 Cu; 1,5 Sn; 0,70 Fe. За границей распространены литые медные фурмы (94% Cu).

Чистая медь не является лучшим материалом для изготовления фурм, она дает много брака в литье. Листовая медь может быть очень высокого качества по чистоте и теплопроводности. Это очень важно, так как исследованиями доказано, что горение фурм происходит главным образом в результате их непосредственного контакта с большим количеством расплавленного чугуна. В этом случае для сохранения фурмы через нее должно проходить тепло  $\sim 25 \cdot 10^9$  Дж/(м<sup>2</sup>·ч). Для охлаждения фурм при таком приходе тепла необходима скорость воды до 7 м/с, достичь которой практически невозможно.

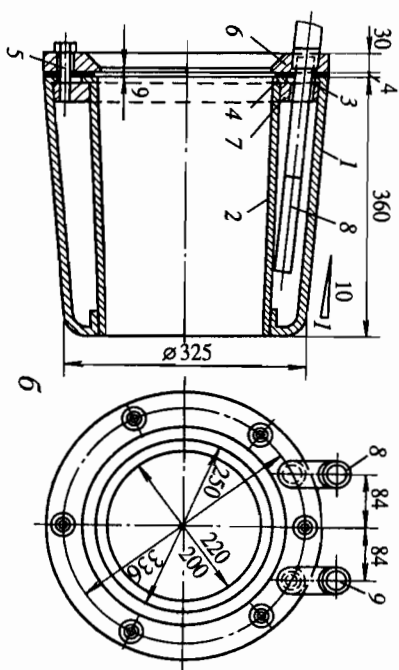
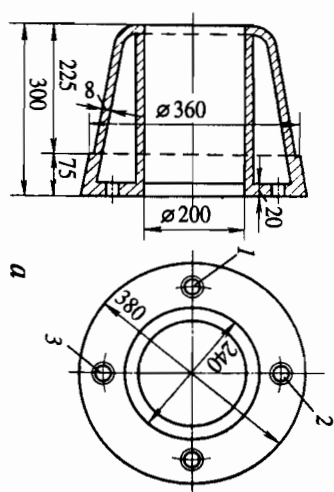
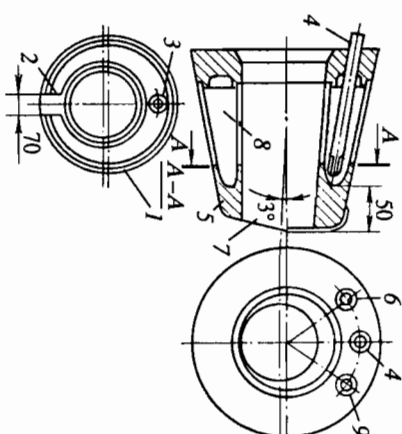


Рис. 5.33. Фурмы медные  
а — литые (1 — пробка; 2 — вход; 3 — выход); б — кованые (1–9 см. в тексте)

Фурмы, предназначенные для работы на комбинированном дутье и рассчитанные на повышенную стойкость, имеют особое устройство. Примером таких конструкций является фурма комбината «Запорожсталь» (рекомендованная МЧМ СССР к внедрению на доменных печах отрасли).

Главной особенностью ее (рис. 5.34) является массивный медный носок толщиной до 90 мм, предназначенный для гашения тепловых сосредоточенных воздействий жидких масс чугуна. Верхняя половинка носка наплавлена сормайтом для защиты от истирания его коксом, циркулирующим в фурменной зоне. Нижняя половинка носка имеет скос под углом 17°, предохраняющий низ фурмы от попадания на нее жидких продуктов плавки. Наклон оси дутьевого канала относительно оси фурмы 2–3°. Носовая (торцевая) часть фурмы отделена от об-



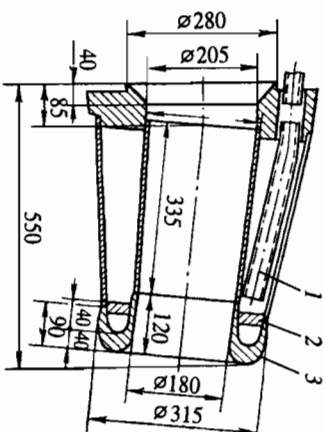


**Рис. 5.34.** Фурма воздушная комбината «Запорожсталь»  
1 — поперечная перегородка; 2 — нижняя часть; 3 — перегородка; 4 — подводящая трубка; 5 — носовая часть; 6 — отводящая трубка; 7 — срез; 8 — тыльная часть; 9 — трубка для подвода природного газа

шей полости стальной кольцевой перегородкой, имеющей внизу про-  
рез, через которую вода из торцевой части переходит в общую по-  
лость после смыкания носка. Скорость воды в носовой части состав-  
ляет 4—5, в общей полости 0,4—0,3 м/с. Носовая полость фуры имеет  
переменное сечение для ускорения истечения воды, предупрежда-  
ющего образование пузырьков пара и пленочного кипения.

Фурма ММК (рис. 5.35) двухкамерная, имеет отличие от обычной  
конструкции фуры — углошпентую торцевую часть (носик) и индифи-  
дальное ее охлаждение, рассчитанное на большую эффективность  
службы наиболее уязвимой области фуры (высова) за счет меньше-  
го износа ее торцевой части.

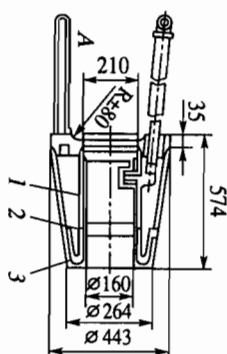
Носовая часть фуры Череповецкого комбината (рис. 5.36) брони-  
рована малотеплопроводным материалом — сплавом марки  
40ХЮВМ, выдерживающим температуру более 2000 °С. Толщина но-  
ска увеличена до 95 мм, а носовая часть фуры несколько скошена. В  
нее вмонтированы огнеупорные вставки из диоксида циркония и



**Рис. 5.35.** Двухкамерная воз-  
душная фурма ММК  
1 — подвод охлаждающей воды в  
тыльную часть фуры; 2 — перегород-  
ка; 3 — носок фуры

**Рис. 5.36.** Усовершенствованная воздушная фурма ЧерМК

1, 3 — экраны из сплава 40ХЮВМ;  
2 — огнеупорная вставка из диок-  
сида циркония



втулки такого же состава, что и бронированный слой. Стойкость  
фуры повысилась на 1—2,5 мес. и составляет максимально 4—6 мес.,  
уступая в этом отношении фурам Запорожского комбината, где средняя  
продолжительность службы фуры в среднем достигала до 9,2 мес.

В зарубежной практике с целью усиления охлаждения и предотвра-  
щения прогара применяют фуры разнообразной конструкции, в том  
числе со скоростным охлаждением и различной организацией воз-  
душного (дугового) потока, в частности со скошенным торцом под  
углом 6—8°, что увеличивает их стойкость, но не гарантирует от прога-  
ра. Для этого, по расчетным данным, потребовалось бы иметь в фу-  
ре давление воды до 15—16 атм, скорость ее до 11,6 м/с и количество  
30 м³/ч. Практически в обычных условиях эти величины соответст-  
венно составляют 5—6 атм, 0,05—0,20 м/с и 12—20 м³/ч, средний пере-  
пад температур при этом <15 °С.

#### 5.3.4. Кольцевая воздухоподводящая труба и воздухопровод горячего дутья

Воздух подают в печь по воздухопроводу горячего дутья, закан-  
чивающегося кольцевой трубой, подвешенной на болтах к основным  
колоннам печи или расположенной на специальных опорах. Кожи  
воздухопроводов сварной, из цилиндрических пар листового метал-  
ла толщиной 12 мм. Диаметр кольцевой трубы в свету составляет  
800—1800 мм в зависимости от размеров печи. Между ближайшим к  
печи воздухонагревателем и кольцевой трубой для регулирования  
температуры горячего дутья делают перемену, соединяющую возду-  
хопроводы горячего и холодного дутья и оборудованную запорными  
регулирующими клапанами. В этом же районе устанавливают свечу  
для зажигания газа, если печь ставится «на тягу». Свеча имеет сверху  
специальную горелку и отсоединительный клапан в месте отвода от  
воздухопровода горячего дутья.

Наиболее ответственными местами в кладке магистральной горячей дутья являются стыки кольцевой трубы с воздухопроводом горячей дутья, с патрубками фуэрменных рукавов и патрубки клапанов горячей дутья с воздухопроводом в так называемых расстрелах. Кладка в этих местах должна отвечать требованиям высокой герметичности, строительной прочности при сохранении своего относительного положения в случае термических напряжений. Из этих соображений примыкание штуцеров горячей дутья к общему воздухопроводу рекомендуется делать вертикально снизу или в боковую поверхность, перпендикулярно к ней.

Кладку горячей воздухопровода делают из специального фасонного кирпича в два оката общей толщиной 230 мм, замкнутыми кольцами с тшательной подгонкой кирпича на растворе к внутренней поверхности корпуса и с перевязкой поперечных швов. Толщина продольных швов 1,5, кольцевых 2,5 мм; длина участков кладки до 10 м, между ними делают металлические компенсаторы с температурными швами шириной 40 мм, заполненными шнуровым асбестом. Коуж трубопровода футеруют шмотным кирпичом класса Б 1-го сорта. Между кладкой и телом коужа выкладывают изоляционный слой листового асбеста (10 мм) и изоляционной массы (20 мм).

### 5.3.5. Запечники

Область печи, в которой расплавленная минеральная шихта омывает кладку вместе с газами, поступающими от фуэрменных очагов горения, называется запечниками.

Условия службы запечников тяжелы по термическому и химическому воздействию на них жидких и газообразных продуктов плавки в совокупности с силами трения о поверхность раскаленного кока. В то же время температурный режим и жидкие фазы в запечниках создают благоприятные условия для образования гарнисажа, играющего защитную роль, поэтому при конструировании запечников преследуют цель либо максимального сохранения кладки, либо создания заменяющего ее прочного гарнисажа.

В доменной практике известны три основные конструкции запечников: тонкостенные — со сплошным металлическим коужом и поверхностным охлаждением поливкой водой; толстостенные — с горизонтальной системой охлаждения в металлическом коуже и тонкостенные с вертикальной системой охлаждения в сплошном металлическом коуже.

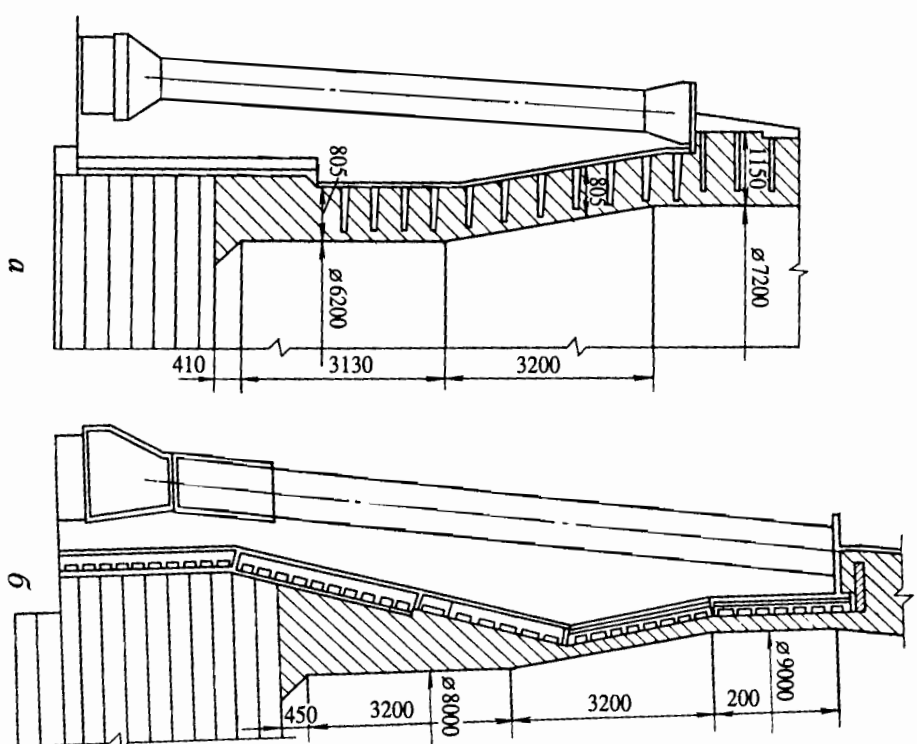


Рис. 5.37. Топн (а) и запечники (б) типовых проектов I и II

Конструкцию с поверхностным охлаждением применяют главным образом в зарубежной практике; в Германии — при шмотной и углеродистой кладке. Для этого устраивают двойные коужу, коробчатые холодильники, наружные карманы и другие приспособления.

Толстостенные запечники (кладка 690—805 мм) применяли в типовом проекте доменной печи (Типромез), а также на печах Кузнецкого и Магнитогорского металлургических комбинатов и некоторых других предприятий (рис. 5.37). Они были заимствованы из практики США, использующей их в ряде случаев и до настоящего времени. Работы доменных печей с повышенным давлением газа на колошнике

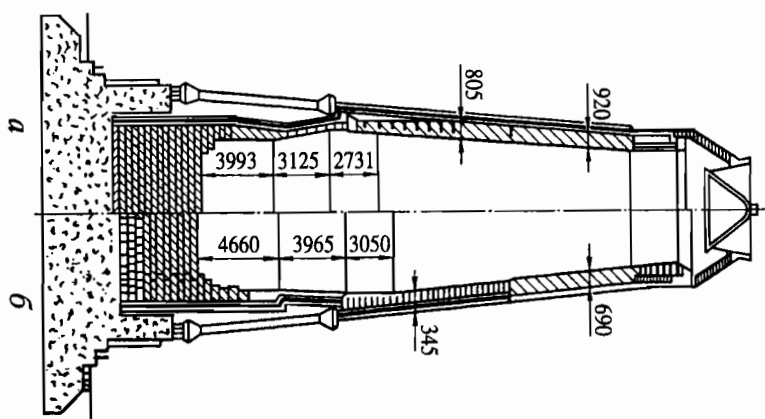


Рис. 5.38. Огнеупорная кладка толсто-стенной (а) и тонкостенной (б) доменных печей

случаях (комбинированная система охлаждения) применяются дополнительные горизонтальные холодильники для усиления охлаждения мартенового узла.

Кладку выполняют из шамотного кирпича марок Д-1—4 (класс А, 1-й сорт) толщиной 230 или 345 мм с пылящей подгонкой к периферийным холодильникам и заполнением зазора между холодильниками, кладкой и кожухом. Кладку выполняют горизонтальными кольцами, соблюдая перевязку вертикальных швов. Толщина шва допускается не более 1 мм. Совпадение швов разрешается не более чем в пяти местах в двух смежных рядах.

создала объективные предпосылки для перехода на тонкостенную конструкцию заплечиков с вертикальными холодильниками, применявшуюся до этого на печах Украины, как имеющую большую герметичность и строительную прочность (рис. 5.38). Это обусловило ее преимущество, несмотря на меньшую охлаждающую способность по сравнению с системой горизонтального охлаждения.

Впервые такая конструкция была осуществлена по предложению акад. И. П. Бардина в 1910 г. на Днепровском заводе с установкой холодильников, прикрепленных вплотную к кожуху болтами.

Для лучшей защиты мартенового узла устанавливаются специальные холодильники с горизонтальными мостовыми охлаждаемыми выступами. В отдельных

### 5.3.6. Распар и шахта

Шахты доменных печей при современной интенсивности плавки являются наименее стойкой частью строения печи. Их состояние нередко обуславливает продолжительность кампании и служит причиной частых капитальных ремонтов II разряда. В связи с этим создание надежной конструкции шахты — одна из важнейших проблем проектирования, строительства и эксплуатации мощных доменных агрегатов, работа которых протекает в условиях, способствующих быстрому износу футеровки.

В зависимости от толщины футеровки шахты разделяют на три типа: толстостенные, средне- и тонкостенные.

1. *Толстостенные шахты* (см. рис. 5.38) имеют кладку толщиной 805—920 и 1265 мм в области распара. В практике отечественных заводов этот тип шахты был единственным. Система охлаждения была горизонтальной со сменяемыми и несменяемыми холодильниками.

2. *Среднестенная шахта* имеет кладку толщиной 575 мм в охлаждаемой части, система охлаждения вертикальная или комбинированная. Толщина кладки 230—345 мм с охлаждением по всей высоте шахты; толщина кладки 230—345 мм в охлаждаемой и 575—690 мм в неохлаждаемой частях; система охлаждения вертикальная.

Определение рационального типа шахты связано с разными представлениями о средствах, обеспечивающих строительную прочность конструкции и оптимальное очертание рабочего профиля печи. Первое решение этой задачи — толсто- и среднестенная кладка, усиленная металлическим кожухом, и второе — металлический кожух, плитовые холодильники и гарнисаж при тонкостенной кладке, имеющей второе степенное значение.

Оптимальность профиля достигается в первом случае путем разгара кладки, во втором — заданными соотношениями и размерами при строительстве печи, рассчитанными на «жесткий» профиль.

Распар кладки охлаждаемой зоны полностью компенсируется при этом образующимся гарнисажом. Тонкостенная шахта особенно рациональна при работе печей на пинксодежащих рудах, так как незначительная толщина огнеупорной кладки (230—345 мм) уменьшает ее рост вследствие резкого снижения отложений в швах и порах кирпича цинкита и сажистого углерода. Поэтому толщину кладки следует принимать равной указанной величине или несколько ее превосходящей, что способствует общей термической подготовке всей конст-

рукции шахты, лучшему образованию гарнисажа и сохранению прочного «жесткого» профиля печи в течение всей кампании. Ее преимущество состоит в простоте контроля за системой охлаждения и ремонтом домной печи. Кроме того, при этом снижаются расходы на ремонт и эксплуатацию. Затраты на сооружение тонкостенной шахты приблизительно на 50% ниже, чем на толстостенную шахту полезный объем домной печи увеличивается без вложения дополнительных средств. Возможности увеличения его связаны с улучшением качества огнеупоров, в частности использованием карбидкремневых изделий.

Тенденция к снижению толщины кладки шахты до 575 мм в охлаждаемой зоне и до 806 мм в неохлаждаемой, т. е. к так называемой среднестенной, является замедленным переходом к тонкостенной, поскольку дополнительная толщина кладки (230 мм) теряется уже в течение первого года работы печи, выходя за пределы охлаждающей способности вертикальных холодильников. Динамика разгара, по имеющимся наблюдениям, составляет при толстостенной кладке в первый год 400 мм. В последующий год разгар увеличивается примерно на 65 мм, а затем по 15 мм ежегодно.

Различный способ кладки шахты непосредственно отражается на конструкции распара. Тонкостенный распар располагается ниже опорного основного колыца и имеет кладку, одинаковую по толщине и исполнению с заплечиками. Толстостенный распар основывается на тщательно выровненной и уплотненной поверхности мараторного колыца. Его кладку выполняют горизонтально уложенными концентрисескими кольцами, не перевязанными между собой.

Непременным условием для надежной работы мараторного узла является отделение зоны высоких температур от холодильников низа шахты, что обуславливает лучшее образование и стойкость гарнисажа. При отсутствии маратора кладка нижней части шахты имеет более плавное очертание, термические напряжения в ней снижаются. Однако при этом ухудшаются условия для опоры кладки шахты и становится невозможным возведение футеровки в двух горизонтах одновременно. В настоящее время признано необходимым сооружение (для опоры кладки) суженного маратора шириной 400 мм, что осуществлено на домной печи 5580 м<sup>3</sup>.

Между кладкой и кожухом при горизонтальной системе охлаждения и между кладкой и холодильниками при вертикальной оставляется компенсационный зазор. Кладка производится из шамотного кирпича марок Д-1-2 (класс А, 1-й сорт); для связи употребляют шамотные мертели (обычные и воздушно-твердеющие), шамотно-глини-

сто-цементные, шамотно-асбестовые или шлакоасбестовые смеси.

Радиальные, вертикальные и кольцевые швы в смежных рядах выпоняют вразбежку. Внутреннюю поверхность кладки центрируют по оси печи (допускается отклонение от центра не более 50 мм). Отклонение поверхности кладки от горизонтали в радиальном направлении в сторону центра печи должно быть не более 15 мм и по колыцу не более  $\pm 10$  мм на протяжении 2,0 м. Толщина радиальных швов 1,0 мм, кольцевых не более 1,5 мм в зоне холодильников и 2,0 мм в неохлаждаемой части кладки. Эти требования связаны с необходимостью обеспечения точности в сооружении кладки шахты. Кладку выпоняют из тех же материалов, что и распар, тоже горизонтальными концентрисескими рядами без перевязки горизонтальных швов и с оставлением зазора между холодильниками и кладкой. Зазор в области распара и шахты выпоняют по ходу кладки изоляционным материалом хорошей теплопроводности (например, углеродистой набойкой). Ширина зазора составляет от 240-250 до 100-120 мм с постепенным сужением к верху шахты. Кладку делают из шамотного кирпича марок Д-1-2 (класс Б, 1-й сорт) до уровня, отстоящего от низа колошниковой защиты на 100-150 мм при подвесной конструкции защиты колошника и 200-300 мм при жестком его креплении к кожуху. Оставшийся зазор плотно утрамбовывают шамотно-глинистой массой с добавлением асбеста.

### 5.3.7. Защитное крепление колошника и купола шахты

Крепление колошника предназначено для защиты кладки верха шахты от разрушения падающими шихтовыми материалами в момент загрузки. Крепление должно противостоять интенсивному истиранию и ударам шихты, высокому нагреву (возможному в отдельных случаях работы), коррозионным воздействиям от сернистых соединений и водяных паров, имеющихся в колошниковом газе.

Правильная геометрическая форма колошниковой защиты имеет важное технологическое значение, так как обеспечивает установленное распределение материалов на поверхности засыпки.

Из различных видов крепления колошника, применяющихся для отечественных доменных печей, следует отметить следующие:

1. Полые коробки, заполненные шамотным кирпичом, прикрепленные болтами к диафрагмам, подвешенным на кожухе с возможностью вертикального перемещения (рис. 5.39). Соседние плиты, связанные между собой болтами, образуют жесткую конструкцию по всей окружности колошника.

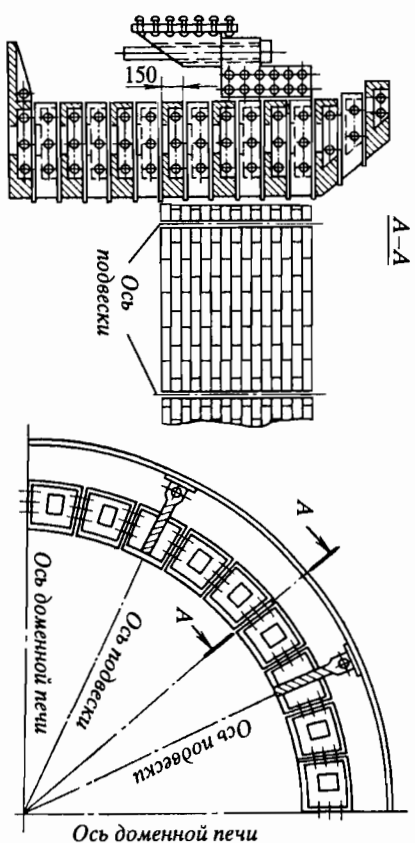


Рис. 5.39. Защитная плита колошника с подвеской на коже

2. Коробки с кирпичным заполнением, прикрепленные болтами к листовым подвескам, подвешенным к куполу печи (конструкции КМК). В промежутках между подвесками плиты связываются между собой также болтами (рис. 5.40). Конструкция имеет значительное преимущество в отношении свободного вертикального перемещения

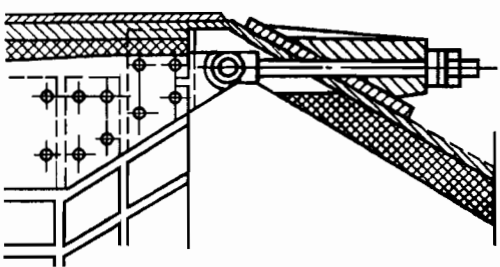


Рис. 5.40. Подвеска крепления плит к куполу печи

и дает возможность по положению крепления на куполе печи судить о состоянии кладки. Надежность крепления намного больше по сравнению с указанным в п. 1.

3. Стальные защитные элементы, образующие сплошную металлическую стенку с заполнением внутренней полости огнеупором (установлены на доменной печи 5580 м<sup>3</sup>). В зарубежной практике (США) применяют футеровку карборундовым кирпичом без стальных плит, испытываются плавленые огнеупоры (рис. 5.41).

Купол печи изнутри защищают от высоких температур и исторасно влияния пыли огнеупорной футеровкой или литыми неохладяемыми плитами с залитым в них кирпичом. Иногда применяют за-

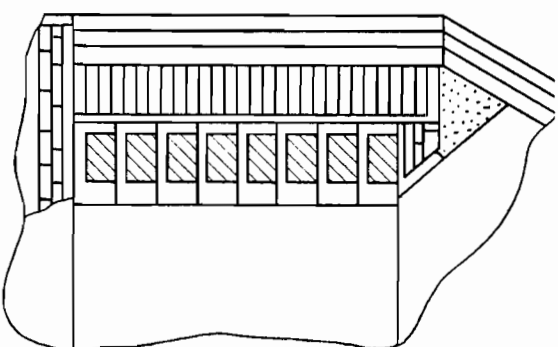


Рис. 5.41. Колошниковая защита доменной печи 5580 м<sup>3</sup>

щиту из жаропрочного бетона, наносимого на поверхность торкретированием. Огнеупорную футеровку из шамотного кирпича класса Б делают на шамотно-глинистом растворе (толщина кладки 230 мм). Кладку ведут замкнутыми кольцами. Обрамление амбразур газоотводов выполняют с тщательной притеской кирпича. Толщина швов не должна быть более 2 мм. Зазоры между плитами и пространство над кладкой заделывают густой шамотно-глинистой массой.

## 5.4. ОХЛАЖДЕНИЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

### 5.4.1. Основные способы охлаждения

Охлаждение доменных печей необходимо для сохранения футеровки и создания такой защиты коиха от воздействия высоких температур, при которой печь могла бы работать даже при больших местных повреждениях кладки.

Охлаждение по видам теплоносителя делится на два основных способа: холодильной технической водой, иногда химически очищенной и кипящей (деаэрированной) водой с использованием в качестве охлаждающего фактора скрытой теплоты парообразования. Второй способ известен под названием испарительного охлаждения. Оба способа охлаждения разделяют на горизонтальное и вертикальное. В пер-



вом случае холодильники шахты, распара, запечников и фурменной зоны устанавливаются в массиве кладки горизонтально, а во втором — вертикально по охлаждаемой поверхности, прикрепляя к внутренней стороне кожуха печи специальными болтами. Охлаждение металлоприемника и боковой поверхности лещади при всех условиях осуществляют только вертикальными холодильниками.

Преимущества горизонтальной системы заключены в большей поверхности охлаждения, достигающей  $3 \text{ м}^2/\text{м}^3$  кладки, возможности смены холодильников в межремонтные периоды, лучшей сохранности проектного профиля и соотношений его размеров.

Недостатками горизонтальной системы охлаждения являются плохая герметичность кожуха, ослабление его вырезами для холодильников, относительная легкость протара холодильников при обнажении их по мере износа кладки или оползания тарнсажа.

При вертикальной системе охлаждения кожух печи имеет лучшую по сравнению с предыдущей строительную прочность, более герметичен, не ослаблен вырезами, но имеет меньшую площадь охлаждения ( $2 \text{ м}^2/\text{м}^3$  кладки).

При условиях работы доменных печей в форсированном режиме с высоким давлением газа на колошнике вертикальная система охлаждения имеет преимущество, так как обеспечивает более стабильную работу, чем горизонтальная.

Хорошие результаты показала комбинированная вертикально-горизонтальная система (Череповецкий металлургический комбинат) с глубиной залегания горизонтальных холодильников от внутреннего очертания профиля  $345 \text{ мм}$ , т. е. в зоне непосредственного охлаждающего влияния холодильников (рис. 5.42). При этом используют преимущество горизонтального охлаждения в сочетании с вертикальным, создающим в свою очередь прочность конструкции. Некоторое ухудшение герметичности кожуха и ослабление его вырезами для амбразур горизонтальных холодильников компенсируется возможностью смены последних и тем самым поддержанием профиля печи на практически стабильном уровне.

Необходимо отметить, что для успешной работы этой комбинированной системы, как и всякой другой, большое значение имеет характер движения газа, обеспечивающий преимущественный центральный поток.

В зависимости от принятого способа охлаждения теплоносителем служит вода или пароводяная смесь. Схемы охлаждения технической водой бывают прямоточными и оборотными. В оборотных схемах отработавшая вода проходит через охлаждательные установки и исполь-

зуется повторно. Естественные потери при этом компенсируются добавкой свежей воды. Однако это мало влияет на эффективность использования ее охлаждающей способности; в обоих случаях она реализуется недостаточно, так как при общем невысоком нагреве воды (средний температурный перепад  $7-8^\circ\text{C}$ ) ряд участков и охлаждаемых приборов находится на индивидуальном питании. К ним относятся торные и леточные холодильники, детали фурменного и шлакового приборов, подвергающиеся особому интенсивному нагреву. В результате температурный перепад воды в холодильниках металлоприемника и лещади составляет лишь  $2-4^\circ\text{C}$ , в воздушных фурмах  $3,0-5,5^\circ\text{C}$ . Исключением является шлаковая фурма, на которой температурный перепад достигает  $9^\circ\text{C}$ . В зонах секционного охлаждения на холодильниках распара и шахты перепад равен  $6-12^\circ\text{C}$ . Самый высокий температурный перепад для фурменной зоны и запечников ( $10-12^\circ\text{C}$ ) достигается при максимальном повышении температуры воды до  $35-50^\circ\text{C}$  и отводе тепла до  $42 \text{ кДж/кг}$  воды. В связи с этим системы охлаждения технической воды требуют большего ее расхода, составляющего, например, для печи  $2700 \text{ м}^3$   $3320 \text{ м}^3/\text{ч}$ , а с учетом всех вспомогательных объектов печи до  $4600 \text{ м}^3/\text{ч}$  при давлении среднего давления с напором  $75 \text{ мм вод. ст.}$

Все это предопределяет сооружение водоводов соответствующего диаметра, мощных водозаборных средств и оборудования для подачи,

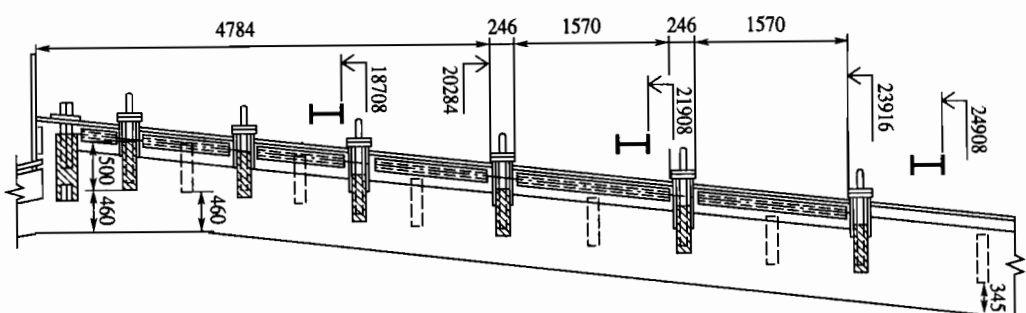


Рис. 5.42. Шахта доменной печи ЧерМК с вертикально-горизонтальными холодильниками



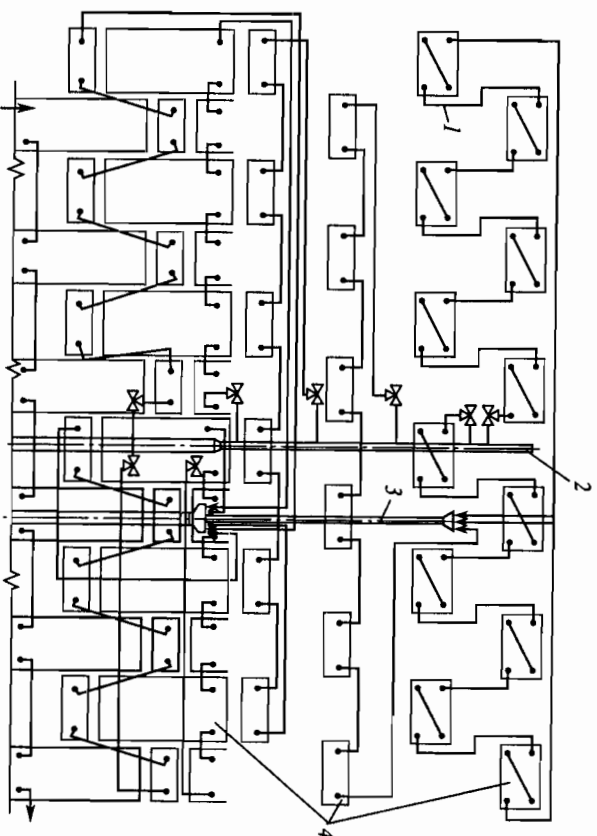


Рис. 5.43. Принципиальная схема водяного проточного охлаждения доменной печи  
1 — соединительные напорные линии; 2 — напорная магистраль; 3 — сливная магистраль; 4 — холодильники

перекачки, охлаждения и очистки большой массы оборотной воды.

Вода подается в систему охлаждения непрерывно с расчетом на максимальные тепловые нагрузки; текущее регулирование ее расхода невозможно. В то же время недостаточно интенсивное охлаждение при резком повышении нагрева вызывает пленочное кипение воды с последующим протаром деталей охлаждения. Возможное наличие в трубах холодильников накипи способствует протару. Установлено, что слой накипи в 1 мм повышает температуру рабочей стороны холодильника на 80–100 °С при обычных тепловых нагрузках и резко ухудшает его охлаждающую способность.

Водяное охлаждение бывает одно- и двухзонным (рис. 5.43). В первом случае вся система охлаждения питается водой от одного источника с одинаковым давлением (784–883 кПа). При двухзонном охлаждении печь по высоте делится на две части: верхнюю (шахта, вклочая распар) и нижнюю (запечники, горн, лещадь). Питание водой производится от двух источников. Давление в верхней части такое же, как и при однозонном охлаждении, а в нижней 490 кПа. Охлаждение фурменных и шлаковых приборов осуществляют насосами высокого

давления. При работе печи на режиме повышенного давления вследствие уменьшения разности давлений в верхней и нижней зонах печи двухзонная система охлаждения неэффективна.

В настоящее время водяное охлаждение делают однозонным. При этом сокращают расходы на сооружение и эксплуатацию водоводов.

Перед поступлением на печь вода проходит через сетчатые фильтры для предупреждения засорения охлаждающей системы особенно в весеннее время, когда загрязненность воды повышена. Система водяного охлаждения для удаления механических осадков и накипи периодически промывается водой высокого давления (до 1,0 МПа) с добавлением 10%-ного раствора соляной кислоты. Обработанная вода от охлаждающих устройств собирается в воронки, расположенные на сливных стойках, и отводится в специальный коллектор. Для наружного охлаждения воду подают колебательными трубками с отверстиями, через которые омывается поверхность кожуха. Для создания равномерного омывающего слоя воды к кожуху крепят специальные козырьки.

Для приблизительных расчетов расход воды при работе печи без повышенного давления на колосшнике принимается равным полезному объему печи, а при повышенном давлении расход воды составляет 1,5–1,6 м<sup>3</sup>/ч на 1 м<sup>3</sup> полезного объема печи.

Начиная с 1950 г. на металлургических печах начали применять разработанную в СССР систему испарительного охлаждения, основанную на использовании скрытой теплоты парообразования. Холодная вода при этом заменяется кипящей, предварительно химически очищенной (деаэрированной). Отбор тепла от агрегата производится посредством скрытой теплоты парообразования.

Система испарительного охлаждения отличается от обычной системы охлаждения технической водой возможностью саморегулирования процесса охлаждения путем стабилизации его интенсивности, так как при увеличении тепловых нагрузок увеличивается и охлаждающий поток пароводяной смеси. Схемы испарительного охлаждения выполняются с естественной и принудительной циркуляцией. Естественная циркуляция основана на разнице удельных весов воды в трубе, подающей воду из бака-сепаратора в холодильник, и пароводяной смеси в трубе, отводящей от холодильников пар в бак-сепаратор, из которого пар после отделения от воды направляется к потребителю.

В большинстве случаев применяется схема с принудительной циркуляцией, так как прямоточная схема испарения воды при переменных тепловых нагрузках в условиях работы доменных печей значительно усложняется. Циркуляция воды в системе непрерывная.

Уменьшение ее в баке-сепараторе в результате образования пара восполняется водой от насосной станции. Потери воды в общем балансе завода при использовании пара и возвращении конденсата составляют ~10% от обычных для водного охлаждения.

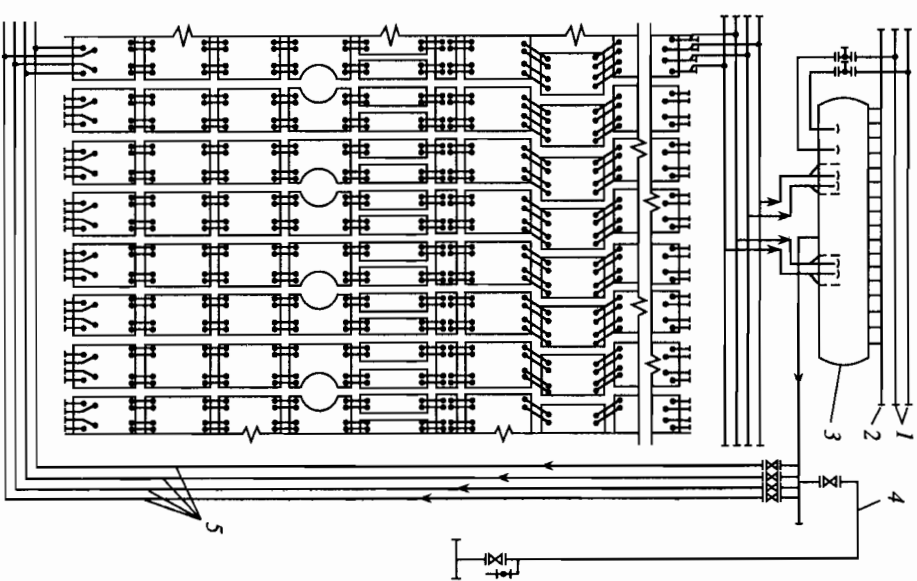
Применение химически очищенной воды для испарительного охлаждения исключает образование накипи, т. е. устраняется необходимость периодической промывки охлаждающих деталей. Повышение стойкости холодильников, утилизация тепла в виде пара и значительное сокращение расхода технической воды делают систему испарительного охлаждения более выгодной по сравнению с обычной. Экономический эффект от снижения капитальных затрат при внедрении системы испарительного охлаждения на одной доменной печи составил 500 тыс. руб.

В зарубежной практике, где снабжение металлургических предприятий водой высокого качества становится все более затруднительным и стоимость воды повышается, применение испарительного охлаждения возрастает. При этом отмечается снижение расхода воды и повышение коэффициента теплопередачи, исключение возможности коррозии внутренней поверхности охлаждательных устройств, увеличение срока их службы. Кроме того, замеры температуры в системе охлаждения могут использоваться в качестве информации о состоянии футеровки и изменениях профиля доменной печи.

В настоящее время испарительное охлаждение распространено в ряде стран: США, Франции и особенно в ФРГ, Японии и Голландии, причем в Японии, так же как и в России, используют плитовые холодильники, а в ФРГ в заплечиках и иногда в нижней части шахты доменных печей устанавливают коробчатые холодильники горизонтального типа.

Для сокращения на печи разводки линий, подводящих охлаждающие, и для лучшего их использования холодильники, как правило, соединяются в секции. Число холодильников в секции определяется теплонапряженностью данной зоны печи и зависит также от конструкции футеровки печи.

Схемы испарительного охлаждения (рис. 5.44) выполняют одно- и двухзонными. При двухзонной схеме все секции холодильников состоят из двух групп, каждая из которых объединяется в самостоятельный циркуляционный контур, соединенный независимо с барабаном-сепаратором. В первую группу входят холодильники лещади, горна, фурменной зоны и заплечиков (нижняя зона), а во вторую группу — холодильники маратора, распара и шахты (верхняя зона). В процессе эксплуатации двухзонной схемы были выявлены недостатки



**Рис. 5.44.** Принципиальная схема испарительного охлаждения доменной печи

1 — водоводы питательной воды; 2 — паропровод; 3 — барабан-сепаратор; 4 — водовод проливоводной воды; 5 — опускные коллекторы

ки: ненадежность циркуляции, особенно в верхней зоне, зависящей от состояния кладки шахты, сложность коммуникаций и большое количество заторной арматуры. В связи с этим применяют систему испарительного охлаждения в однозонном исполнении, когда все холодильники данной секции объединяют по вертикали в одну общую группу от лещади до верхнего ряда холодильников шахты, обеспечивая устойчивую циркуляцию смеси по всей высоте печи. Однозонные схемы бывают различными по компоновке опускных и подъемных

труб, но все они должны удовлетворять одинаковым требованиям, а именно: 1) полной надежности циркуляции при всех изменениях в режиме работы системы; 2) возможности централизованного управления; 3) возможности оперативного перевода системы на охлаждение технической водой и обратно (в период ремонтных и наладочных работ); 4) возможности быстрого обнаружения дефектных звеньев системы и их отключения; 5) удобству схемы в эксплуатации.

Расход воды при работе на испарительном охлаждении складывается из количества воды, необходимого для охлаждения объектов печи, всегда работающих на водяном охлаждении, и резервного количества воды для временного перевода печи на техническую воду или питания его отдельных секций. При этом безвозвратные потери химически очищенной воды незначительны. Постоянный расход технической воды при испарительном охлаждении составляет 60–70% расхода при водяном охлаждении, поскольку отвод тепла 1 кг технической воды возрастает с 42 до 2520 кДж. Для печей полезным объемом 2700–3200 м<sup>3</sup> расход воды составляет ~1200 м<sup>3</sup>/ч.

Получаемый в результате испарительного охлаждения печи пар используют для отопления служебных помещений и других производственно-бытовых нужд. От одной печи получают его 10–20 т/ч; избыточное давление 392 кПа.

Несмотря на положительный эффект, испарительное охлаждение в нашей отечественной практике не получило решительного признания специалистов доменного производства. Более того, за последнее время наметился отказ от его использования в области металлоприемника и лещади. Причиной послужило мнение о недостаточной эффективности его применения в этих зонах из-за отдаленности контуров охлаждения от области высоких температур, особенно в начальный период работы печи. Испарительную систему охлаждения в настоящее время применяют преимущественно для верхнего строения печи — шахты, иногда заплечиков. Лещадь и горн так же, как и воздушные, шлаковые приборы, оборудуют водяным охлаждением. Попытки перевода воздушных фурм на испарительное охлаждение не увенчались успехом, несмотря на разработку для них специальных конструкций. Таким образом, охлаждение доменных печей в настоящее время осуществляется технической водой или в комбинации с испарительным. Контроль за работой охлаждающих устройств ведется соответствующей контрольно-измерительной аппаратурой, среди которой большее распространение получили сигнализаторы протара охлаждающих приборов, особенно воздушных фурм.

## 5.4.2. Конструкции охлаждающих приборов

Конструкции охлаждающих приборов зависят от вертикальной или горизонтальной системы охлаждения и его способа (водяного или испарительного). Разница в первом случае связана с толщиной кладки печи, во втором — с устройством гидравлических трактов и размерами холодильников.

В современной практике при вертикальной системе охлаждения применяют плитовые холодильники, конструктивно различающиеся между собой в зависимости от размещения по зонам печи (рис. 5.45). По периферии лещади и горна (в том числе фурменной зоны) устанавливают плиты только с гладкой поверхностью для лучшего отбора тепла от кладки и уменьшения нагрева тела самого холодильника.

В заплечиках для лучшего образования гарнисажа используют ребристые холодильники с залитым кирпичом. Значительно реже в заплечиках применяют гладкие холодильники, которые, хотя и более рациональны с теплотехнической точки зрения, но могут быстрее выходить из строя вследствие сильного абразивного действия газового потока и трения коксом, особенно при неустойчивом гарнисаже.

Область маршатора защищают сапожковыми холодильниками с выступами для защиты опорного кольца, имеющими часто самостоятельное охлаждение. Сапожковые холодильники выполняют преимущественно ребристыми с залитым кирпичом, без него и иногда гладкими. В распаре и шахте применяют плитовые холодильники с залитым кирпичом и с ребрами без залитого кирпича.

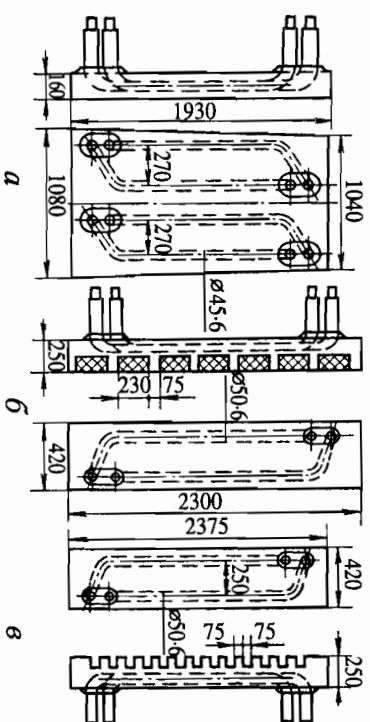


Рис. 5.45. Вертикальные плитовые холодильники  
а — гладкий плитовый; б — ребристый с залитым кирпичом; в — ребристый без залитого кирпича

Холодильники верхнего ряда шахты имеют уступы величиной до 300 мм для опоры кладки неохлаждаемой части шахты. Установка гладких холодильников не дает устойчивых положительных результатов их эксплуатации по указанной уже выше причине. Большие абразивные воздействия на холодильники шахты должны компенсироваться оптимальным защитным слоем кирпича даже при условии не- которого ухудшения их теплопроводности и повышения теплового напряжения на холодильник.

Устройство выступов в средней части холодильников шириной до 650 мм с расположением их по всей охлаждаемой высоте шахты даст заметно лучшие результаты их эксплуатации, но не исключает прогоров и неравномерного поля охлаждения, что вызывает термические напряжения в кладке и нарушения ее прочности.

Исходя из опыта работы с указанными типами холодильников и их конструктивных особенностей на доменных печах объемом 5000–5500 м<sup>3</sup> установлены в области лещади, металлоприемника, фурменной зоны и расара гладкие холодильники. Для охлаждения запечников использованы холодильники с зашитым кирпичом, причем верхний их пояс имеет утолщение для создания кольцевой опоры под кладку расара. В шахте установлены ребристые холодильники без кирпича также с опорными выступами в шахматном порядке, имеющими самостоятельное охлаждение. Верхний ряд холодильников имеет сплошной выступ по кольцу для опоры кладки шахты в ее неохлаждаемой зоне.

Габариты плитовых холодильников различны и зависят от объема печи, места установки и конструкции. Примерные их размеры, мм: толщина плиты 120–160 для гладких холодильников и 200–350 для ребристых; длина колеблется в пределах 1200–3000, ширина в области лещади и металлоприемника 1075–1200, в фурменной зоне 700–1110, в шахте от 420 для ребристых до 1100 для гладких.

Материалом для тела холодильников служит чугун марок СЧ-15-32, СЧ-12-28, СЧ-28, ЧЛ-3. Холодильники изготавливают по специально разработанной технологии, предусматривающей условия теплообмена рабочего пространства печи и холодильников, требования для предупреждения науглероживания трубок холодильников и сматывания линейных напряжений.

Важным является также способ крепления холодильников к кожуху печи. Крепление не должно быть жестким во избежание образования больших термических напряжений, приводящих к поломке плит. При толстостенной кладке в запечниках устанавливали сменные го-

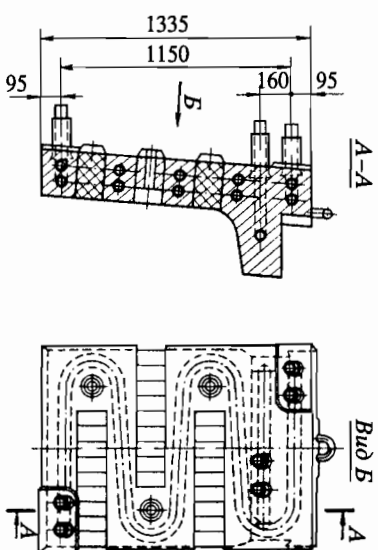


Рис. 5.46. Холодильник плитовый с S-образной формой металлической части с опорным выступом

ризонтальные коробчатые холодильники, а в шахте — горизонтальные коробчатые, сварные или чугунные плитовые. Первые холодильники — сменные при условии установки их в амбразуры, вторые — несменные. Кроме плитовых, использовали также кронштейновые холодильники, которые, как и плитовые, отливает из чугуна марки СЧ-32, СЧ-36 и СЧ-15-32.

Институтом «Черметэнергоочистка» предложены новые конструкции холодильников, проходящих в настоящее время промышленные испытания в шахтах ряда доменных печей.

Примером таких холодильников является холодильная плита с S-образной формой металлической части (рис. 5.46). Она имеет сквозные, на всю ширину горизонтальные проемы, не доходящие до конца одной из боковых граней. Проемы расширяются по направлению к кожуху и футеруются клиновым кирпичом или огнеупорной массой. В плиту заложены два ряда змеевиков, которые должны обеспечивать равномерное интенсивное охлаждение (рис. 5.47). Холодильники могут быть с опорой и без нее. Опора охлаждается самостоятельно. Существовал холодильник — четырехтрубная плита унифицированных размеров. Устанавливают ее на печах 1033–5037 м<sup>3</sup>, что позволяет уменьшить количество типов холодильников. Разработан холодильник для системы интенсификации охлаждения холодной химически очищенной водой с расположением охлаждающих трубок в двух плоскостях по толщине плиты. Трубки могут быть в виде змеевиков (рис. 5.48).

По сравнению с обычными чугунными холодильниками описанные плиты из стальных толстостенных труб имеют преимущества: ис-

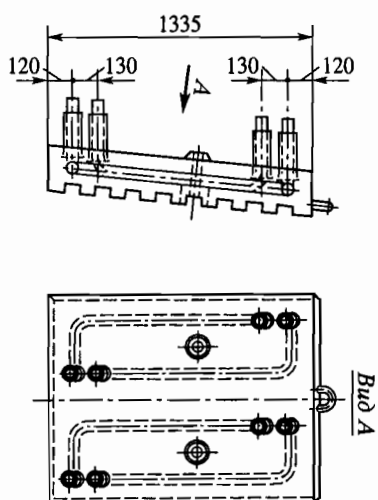


Рис. 5.47. Холодильная плита со змеевиками охлаждающих трубок, расположенными в двух плоскостях

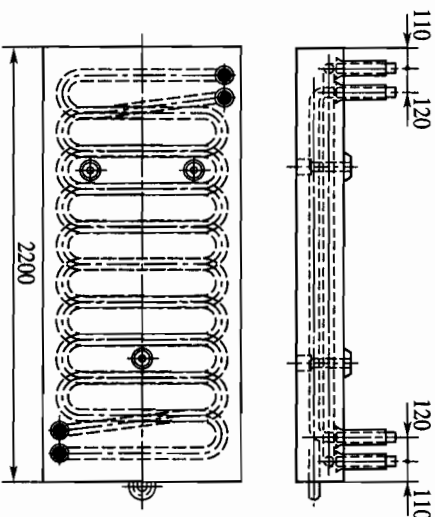


Рис. 5.48. Холодильник для системы интенсификации охлаждения водой с расположением трубок в двух плоскостях по толщине плиты

ключается науглероживание труб при отливке холодильников, предупреждаются разрушения от термических напряжений и рост чугуна; масса холодильников примерно в 2 раза меньше чугунных литых.

### 5.4.3. Охлаждение лешади

Способы охлаждения лешади различны. От боковой поверхности ее массива тепло отводят водяным или испарительным охлаждением с помощью периферийных плитовых холодильников или наружным поливом (преимущественно в ФРТ). Охлаждение низа лешади, так называемое подлешадное охлаждение, производится твердым ох-

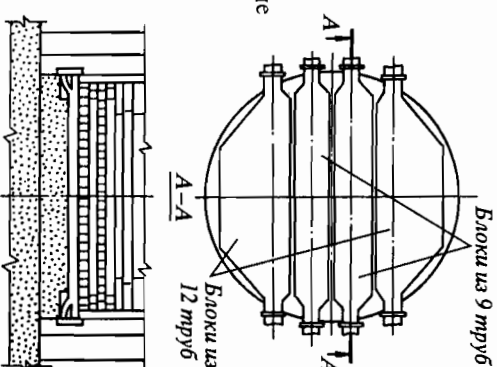
ладителем — материалом с высокой теплопроводностью (графитом, графитированными плитами, высокотеплопроводными набойками), интенсивно передающим отобранное тепло от центра лешади к водно-охлаждаемой периферии (используется на печах малого объема в зарубежной практике), а также воздухом или водой. Последнее применяют чаще всего в ФРТ, Японии, где этот способ считают более эффективным. В Швеции на печах с малым диаметром горна (до 4,5 м) и толщиной лешади до 2,0 м охладителем является масло (завод «Домнарвет»), которое охлаждают путем теплообмена с водой.

В России применяют воздушное охлаждение лешади. Конструкция его имеет несколько вариантов. Впервые в отечественной практике воздушное охлаждение осуществили на Кузнецком металлургическом комбинате в 1956 г. на печи 1310 м<sup>3</sup> в виде четырех пучков цельнотканутых труб (рис. 5.49), уложенных с переменным шагом, меньшим в середине и большим на периферии для улучшения отбора тепла в центре лешади. Диаметр труб 168 и 114 мм.

Подачу воздуха в трубы осуществляют двумя вентиляторами ЦВ-55 № 10 среднего давления производительностью по 2200 м<sup>3</sup>/ч. Каждый вентилятор охлаждает половину лешади. Температура охлаждающего воздуха повышается на 5 °С, количество отводимого от лешади тепла составляет 287 МДж/ч.

По данным электромоделирования, сравнительные температуры верха фундамента доменной печи (по ее оси) без охлаждения низа лешади (I) и с его охлаждением (II) при одной и той же степени разгара составили, °С:

Рис. 5.49. Воздушное охлаждение лешади конструкции КМК





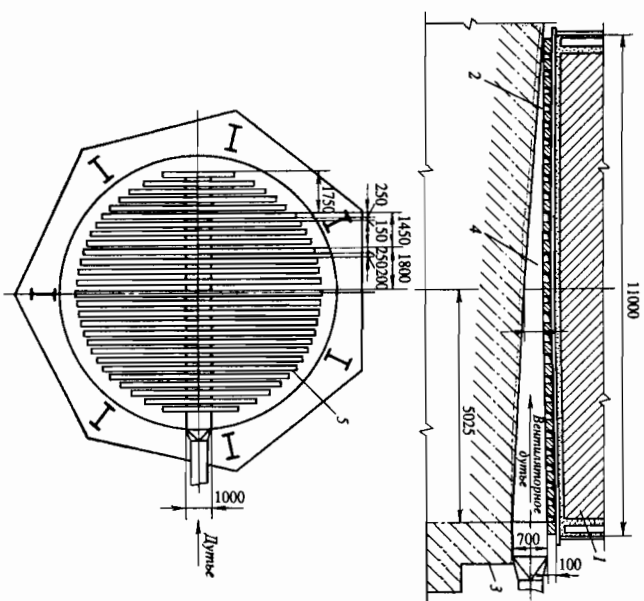


Рис. 5.50. Схема воздушного охлаждения лещад с параллельными каналами  
1 — лещадь; 2 — металлическое литье; 3 — фундамент; 4 — центральный распределительный канал; 5 — металлические бруски (250×100 мм)

Конструкция лещад	I	II
Состояние кладки:		
целая .....	320	70–80
износ 6 рядов .....	870	70–80.

Конструкция отличается простотой изготовления, обеспечивает предохранение бетона фундамента от перерыва при практически одинаковом распределении температур по его сечению.

В зарубежной практике в качестве типового решения применяют холодильники шириной 2030 мм с расстоянием между осями каналов 455 мм. Расход воздуха на охлаждение составляет 280 м<sup>3</sup>/мин, потеря давления в каналах 245 Па. Температуру труб поддерживают ниже 200 °С. Применяют также конструкцию в виде ряда параллельных брусьев, образующих прямоугольные каналы. Опора лещад на брусья делается через стальной лист. Воздух распределяется по каналам коллекторами с клапанами, регулирующими расход. Такого же типа устройством является конструкция института «Гипросталь», в которой воздух подает вентилятором в основной канал с последующим распределением по каналам, образованным слябами (рис. 5.50).

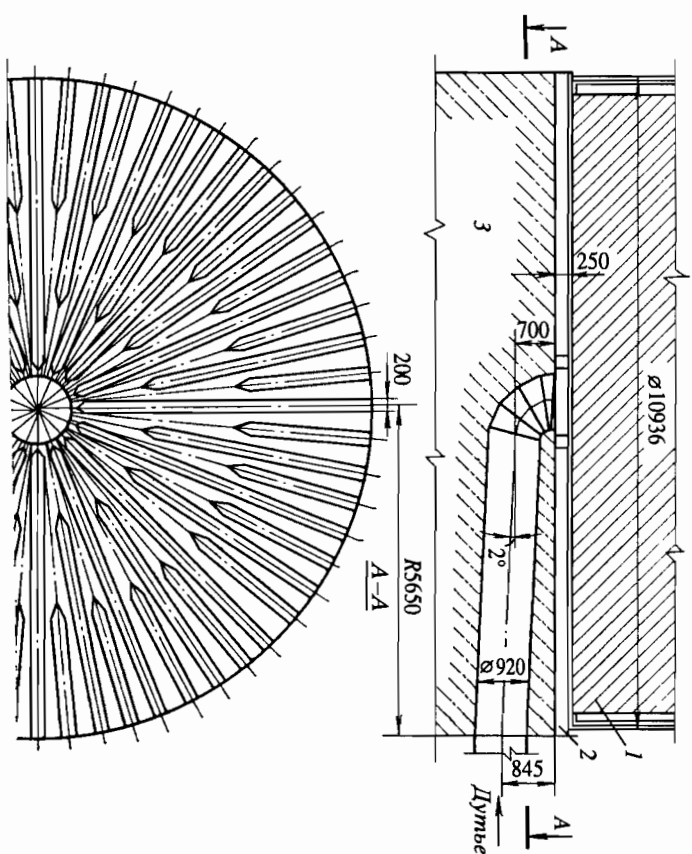


Рис. 5.51. Схема воздушного охлаждения лещад с центральной подачей воздуха  
1 — лещадь; 2 — металлические бруски (250×200 мм); 3 — фундамент

Другая конструкция холодильников лещад института «Гипросталь» приведена на рис. 5.51. Воздух подводится по каналу в фундаменте к центру основания лещад. Слябы уложены радиально, воздух движется от центра к периферии с расчетом наибольшего охлаждения среднего массива лещад в результате уменьшения скорости его движения.

По предложению Гипромеза применяют схему охлаждения лещад, состоящую из чугунных плит толщиной 180 мм с заливками в них трубками диаметром 114×7 мм и расстоянием между ними 165 мм. Подвод воздуха к холодильникам и отвод его осуществляют через специальные коллекторы.

Указанные системы более сложны в исполнении по сравнению с конструкцией КМК, а в конструкции Гипромеза отсутствует дифференцированная подача воздуха по сечению лещад. Общим для всех систем является недостаточная герметичность. Однако, как показал опыт, это не имеет практического значения.



## ■ 5.5. ЗАГРУЗОЧНЫЕ УСТРОЙСТВА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Устройства, при помощи которых шихтовые материалы загружаются непосредственно в доменную печь, называют засыпными аппаратами. Засыпные аппараты должны обеспечивать необходимое распределение шихтовых материалов по сечению колошника, термичность во избежание потери газа и прелотвращения засоса воздуха в печь при ее остановках; прочность конструкции, хорошо противостоящей абразивному воздействию газа и загружаемых шихтовых материалов; сохранение прочности при резких термических колебаниях и ударных нагрузках при взрывах в засыпном аппарате и подколошниковом пространстве; возможность быстрой смены отдельных его деталей и узлов.

От первых попыток использования тепла колошникового газа в доменном производстве (Кузнецкий завод в России, 1805 г. и завод «Оберто» во Франции, 1809 г.) до начала XX столетия загрузочное устройство значительно изменилось. Преимущество было отдано изобретенному в 1850 г. англичанином Парри засыпному аппарату с окончательным колошниковым затвором. Дальнейшим усовершенствованием конструкции явилось создание второго затвора — малого конуса, устраняющего потери газа в атмосферу в процессе загрузки, и вращающегося распределителя Мак-Ки (США, 1907 г.) для регулировки распределения шихты на колошнике доменной печи. Такая конструкция загрузочного устройства сохранилась в доменном производстве до настоящего времени.

Распределитель Мак-Ки подвергался неоднократным усовершенствованиям. Конструкция его, переработанная заводом «Уралмаш» (Россия), получила название вращающегося распределителя шихты (ВРШ) с углом поворота, кратным 15, 30, 45 и 60°. Установленный на базе засыпного аппарата (двухконусной воронки Парри) ВРШ применяется на мощных (2700—3200 м<sup>3</sup>) доменных печах со скиповой загрузкой.

Основными узлами комплекса загрузочного устройства (рис. 5.52) являются: защитные сегменты колошника 1, предохраняющие от разрушений кладку печи 2; большой конус 3, закрывающий собой чашу большого конуса 4 и образующий вместе с ней так называемое межконусное пространство или газовый затвор 5; наклонный катан 6 с трубой для выравнивания давления в межконусном пространстве с давлением в печи перед срабатыванием большого конуса и выпускной трубой 7 для выпуска газа после него; опорное (основное) колошниковое кольцо 8, распределительное устройство 9, состоящее из малого

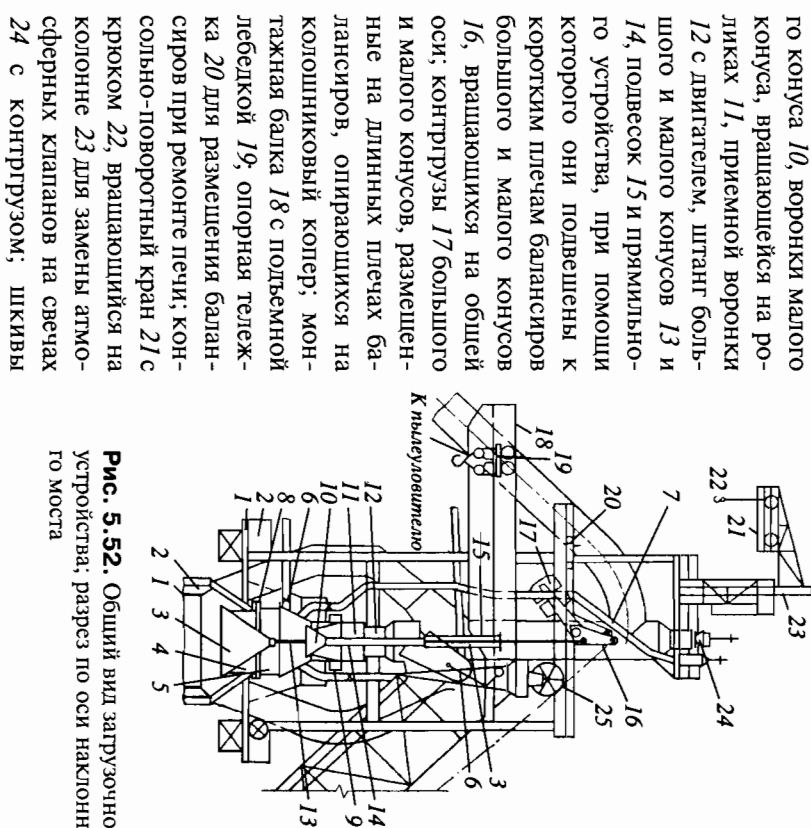


Рис. 5.52. Общий вид загрузочного устройства; разрез по оси наклонного моста

скипового подъемника 25, опрокидываемые упоры 24; зонды для замера уровня шихты в печи.

Чашу большого конуса изготавливают из литой углеродистой стали марки 35Л (0,28—0,39% С) с толщиной стенок 50—60 мм. Верхним фланцем чаша опирается на основное колошниковое кольцо, скрепляющее купол кожуха шахты. Для увеличения стойкости и герметичности засыпного аппарата чашу выполняют цельнолитой без ребер жесткости и массивного нижнего кольцевого пояса, вертикальных и горизонтальных разъемов. Это уменьшает тепловые напряжения, нарушающие ее геометрические формы, придает конструкции гибкость, эластичность, необходимые для термичности сопряжения контактных поверхностей чаши и большого конуса. По форме чаша представляет собой расширяющийся кверху усеченный конус с образующей под углом 85—86°, контактная поверхность которого, примыкающая к большому конусу, упрочняется твердыми сплавами: сталинитом, сормайтотом и др. с последующей шлифовкой.

Большой конус обычно изготавливают из той же стали, что и его чашу (рис. 5.53). Несмотря на габариты, превышающие у современных доменных печей допустимые для железнодорожных перевозок пределы ( $d_0 \leq 4,8$  м), большой конус изготавливают цельнолитым с толщиной стенок 50–60 и диаметром до 6500 мм. Попытки изготовить составные конусы оказались безуспешными, так как разгерметизация стыков из-за ударных нагрузок, высоких температур и абразивного действия газового потока приводила к быстрому выходу их из строя. Поэтому конусы часто отливают на самом металлургическом предприятии, а при необходимости доставки с завода-изготовителя используют автотранспорт.

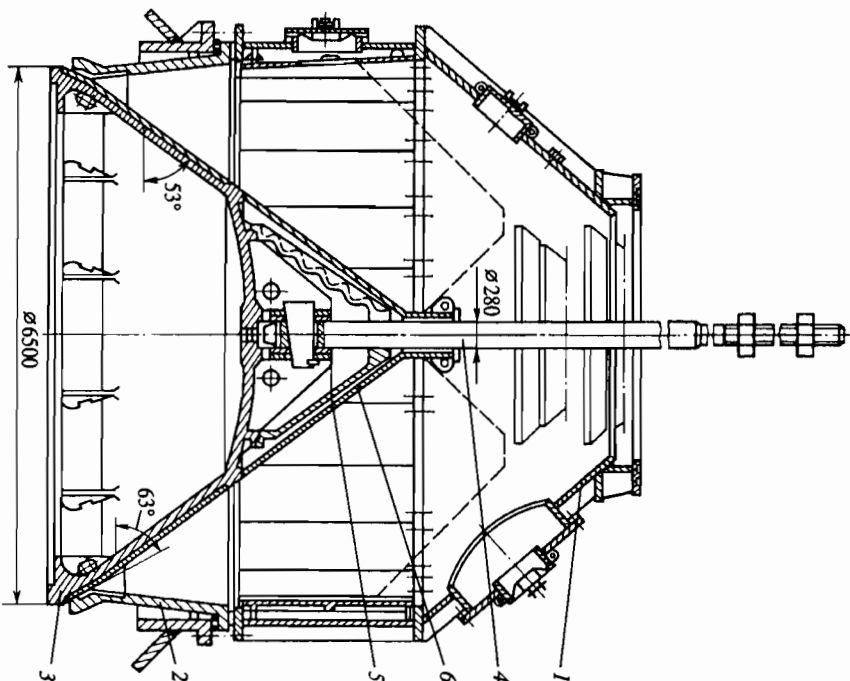


Рис. 5.53. Засыпной аппарат

1 — газовый затвор; 2 — чаша большого конуса; 3 — большой конус; 4 — штанга большого конуса; 5 — конус жесткости; 6 — защитный конус

Угол наклона образующей конуса не менее  $52-53^\circ$ , а на многих заводах до  $60-62^\circ$  для лучшего контакта поверхности большого конуса и его чаши. Форма контактной поверхности сферическая с центром сферы на оси конуса. Поверхность упрочняют так же, как и у чаши, твердыми сплавами с последующей шлифовкой.

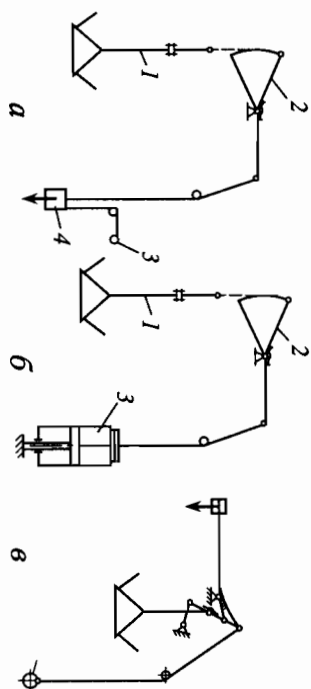
В отдельных случаях практикуют наплавки по всей наружной поверхности конуса. Новым наплавочным материалом является так называемый композиционный сплав, в состав которого входит релит, т.е. литые карбиды вольфрама. Упрочнение этим сплавом, проверенное на конусах засыпных аппаратов и других деталей, показало увеличение их стойкости в 3–5 раз по сравнению с применяемыми ранее.

Основание конуса по внутренней окружности усиливается фланцем жесткости с равномерно расположенными по нему ребрами. После отливки большой конус подвергается высокотемпературному обжигу и отпуску для снятия тепловых напряжений, затем механической обработке, после которой тщательно балансируется для предупреждения раскачивания, ударов о воронку и неравномерного сыпания шихты. Фактическая его масса не должна превышать теоретическую более чем на 15% для предупреждения перегрузов механизмов, управляющих маневрированием конуса.

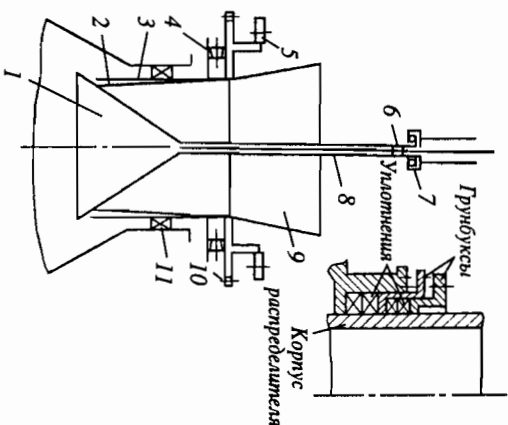
Штанга конуса, проходящая через вершину малого конуса и внутри его штанги, делается цельнокованой из стали марки 15. Диаметр ее для современных печей равен 185–190 мм; длина достигает 15 м. Поверхность штанги тщательно обрабатывается по всей длине и в месте прохождения через салыниковое уплотнение шлифуется.

Схемы оборудования для маневрирования конусами засыпного устройства разделяются на канатные и бесканатные, с балансирами и без балансиров. При канатных приводах находится в машинном помещении и соединен с балансирами канатами, при бесканатных — на колошнике. Будучи связан непосредственно со штангами конусов, он воздействует на балансиры. В качестве приводов применяются конусные лебедки с электрическими двигателями, предназначенные для маневрирования конусами, также пневматические и гидравлические цилиндры.

По характеру взаимодействия привода и штанги маневрирование разделяется на свободное (рис. 5.54, а, б) и принудительное (рис. 5.54, в). В первом случае оно происходит только под действием веса конусов, во втором случае к весу конуса прибавляется усилие приводного каната, передаваемое ему движущимся цилиндром. Шток с поршнем закреплены при этом неподвижно. На современных печах устанавливаются кривошипные или рычажные балансиры конструкции УЗТМ.



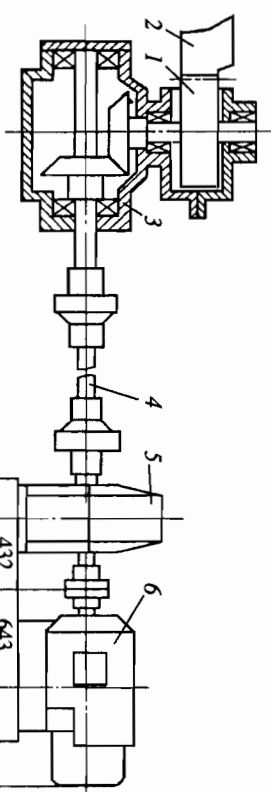
**Рис. 5.54.** Кинематическая схема маневрирования  
а, б — с балансирами и свободным опусканием конусов; в — с кривошипными балансирами с принудительным опусканием; 1 — штанга конуса; 2 — балисир; 3 — привод; 4 — муфта



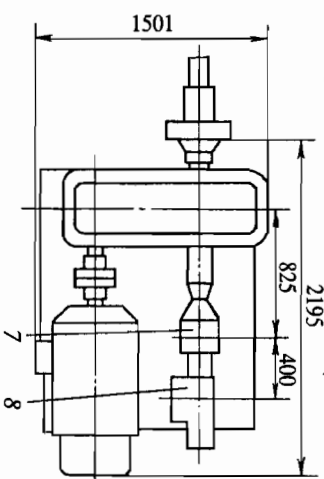
**Рис. 5.55.** Кинематическая схема ВРШ

### Вращающийся распределитель шихты (ВРШ) (рис. 5.55).

В комплексе распределителя входят малый конус с его штангой и воронкой, вращающаяся муфта и привод распределительного устройства с уплотнением. Повышенные требования к стойкости деталей засыпного аппарата обусловили изготовление малых конусов из низколегированных сталей, например марки 50Г2, и марганцовистых, содержащих 11–14% Мп. При этом наплавку не только контактной поверхности конуса, но и всей его рабочей поверхности. Угол образующей конуса составляет 50–55°, толщина стенок до 60 мм. Конус отливают цельным или разъемным из двух половин. Это позволяет производить его смену на кратковременных остановах печи. Разъем конуса делается по вертикальной образующей с креплением половин через фланцы, находящиеся на внутренней поверхности конуса. Конус 1 жестко подвешивается на пустотелой штанге — стальной цельнокатаной трубе, соединенной через вращающуюся муфту и подвески с балансирами малого конуса. Вращающийся

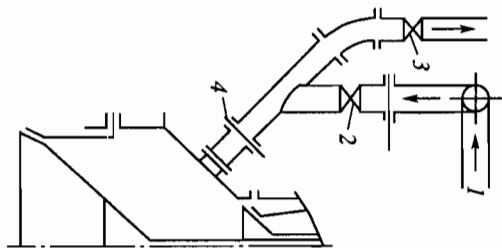


**Рис. 5.56.** Привод ВРШ



шашающаяся муфта имеет роликовый подшипник 7, при помощи которого штанга вращается вместе с малым конусом. Для предохранения от износа штанга защищается кольцами из марганцовистой стали. Контактные поверхности малого конуса и его воронки для термичности прилифовываются. Воронка малого конуса 2 изготавливается из стального литого часто в разъемном исполнении. Ее объем рассчитан на размещение двух скипов материалов. Для увеличения объема воронки делают сварную наставку 9, которую закрепляют в стальном литом корпусе 3. Зубчатый венец 10, соединенный с корпусом, передает ей вращение. Опирается распределитель шихты на опорные и контрольные конические ролики 4 и центрируется роликами 5. Между вращающимися деталями корпуса распределителя и газовым затвором засыпного аппарата делают уплотнение 11 для предотвращения выхода газа с пылью, находящегося в межконусном пространстве под давлением 196 кПа и более. Уплотнение 6 предусмотрено также между штангами большого и малого конусов.

Привод распределителя (рис. 5.56) состоит из двигателя 6 и редуктора 5, установленных на площадке, закрепленной на конструкциях колонникового устройства. Угловой редуктор 3 крепится на кронштейне к фланцу газового затвора. На его вал насажена шестерня 1,



**Рис. 5.57.** Схема расположения уравнивательных клапанов

засыпного аппарата периодически наполняется газом перед сработыванием большого конуса с давлением, равным печному, и освобождается от него перед опусканием малого конуса.

Заполнение межконусного пространства (см. рис. 5.52) осуществляется из газопровода 1 (рис. 5.57) получистого газа с помощью уравнивательного клапана большого конуса 2. Обратное снижение давления до атмосферного делается уравнивательным клапаном малого конуса 3 через выхлопные трубы. Листовая задвижка 4 используется для отключения клапанов от печи во время ремонтов. Различаются основной и дополнительный режимы работы уравнивательных клапанов.

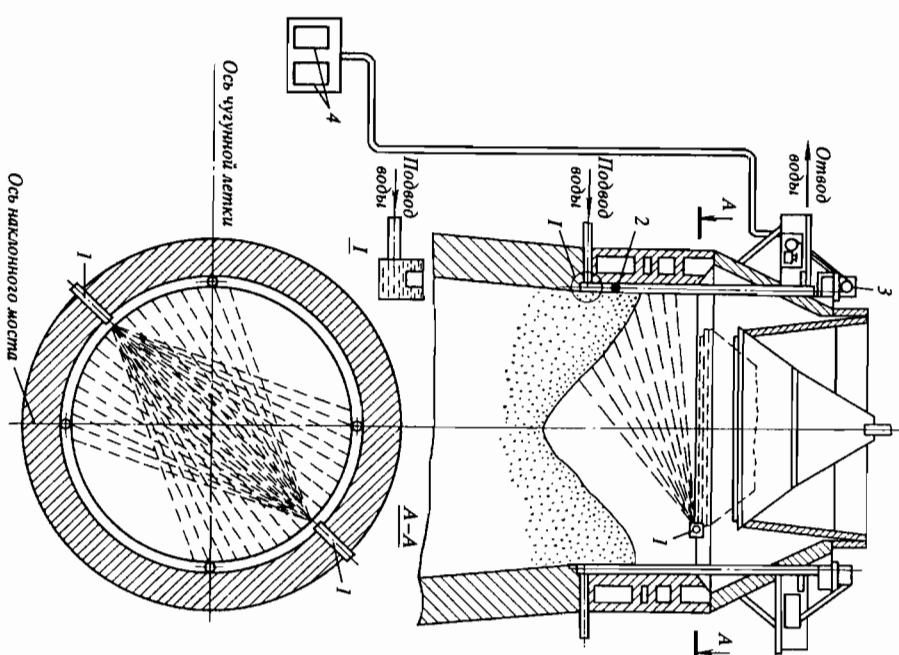
При основном режиме межконусное пространство заполняется газом повышенного давления непосредственно перед опусканием большого конуса и после обратного его подъема межконусное пространство сообщается с атмосферой.

При дополнительном режиме повышенное давление в межконусном пространстве сохраняется постоянно, за исключением отрезков времени, в течение которых происходит срабатывание малого конуса. Он применяется при наличии неплотностей в сопряжении большого конуса с чашей, а в настоящее время стал основным в связи с переводом доменных печей на режим повышенного давления газа под колошником и снятия тем самым с большого конуса функции газового затвора. Последнее значительно увеличило работоспособность засыпного аппарата.

Входящая в зацепление с зубчатым венцом 2 воронки распределителя шихты. Угловой редуктор вращается валом 4 с шарнирами, допускающими перекос. С валом редуктора связан сельсин 7, контролирующий углы поворота и командоаппарат 8.

Для непосредственного приема шихтовых материалов из скипов перед воронкой конуса устанавливается приемная направляющая воронка, внутреннюю поверхность которой зашивают футеровочными плитами из высокомарганцовистой стали или специальной арматурой.

При работе доменных печей с повышенным давлением газов на колошнике межконусное пространство



**Рис. 5.58.** Позиционное радиометрическое слеящее устройство

Уровень материалов в печи между загрузкой двух смежных подач фиксируется специальным устройством. Фиксация уровня производится в двух (и более) диаметрально противоположных точках горизонтального сечения колошника двумя способами: механическим при помощи зондов или так называемых шомполов, приводимых в движение зондовыми лебедками, и при помощи радиоактивных изотопов, излучение которых фиксируется счетчиком с последующим отражением на светодiode.

Во втором случае вместо зондов в колошниковой части печи устанавливаются позиционный уровеньмер (рис. 5.58). На уровне верхних за-

шпильных плит колошника диаметрально противоположно установлены два источника радиоактивного излучения 1. Приемник излучения 2 перемещается в водоохлаждаемых трубах посредством привода 3. Когда приемник находится ниже уровня шихты,  $\gamma$ -излучение в него не попадает, а когда выше, то под действием  $\gamma$ -излучения в приемнике вырабатывается электрический сигнал, воздействующий на привод 3. Приемники начинают перемещаться до тех пор, пока не установятся против поверхности шихты. Положение приемников регистрируется потенциометрами 4.

На базе радиометрического замера на ряде заводов Юга СССР в 1972 г. опробованы в промышленных условиях профиломеры поверхности засыпи шихты в доменных печах. Гамма-профиломер позволяет с точностью до  $\pm 50$ –100 мм измерить очертание профиля поверхности шихты, определить гранулометрическую характеристику шихтовых материалов по сечению колошника, а также уровень и скорость схода шихты по его сечению.

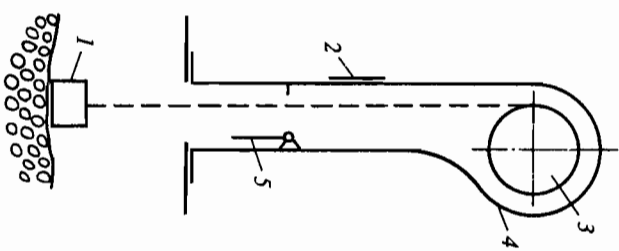


Рис. 5.59. Кинематическая схема цепного зонда  
1 — зонд; 2 — люк; 3 — барабан; 4 — камера; 5 — клапан

При механическом способе замера производят круглыми стержнями (жесткие зонды-шомпола) диаметра 50–60 мм, длиной 9 м или цепными и канатными зондами, которые, касаясь материала и опускаясь вместе с ним, фиксируют уровень шихты в печи (рис. 5.59). Лебелки (их число равно числу зондов) сблочнорованы с лебедкой управления конусами засыпного аппарата и входят в комплекс автоматически управляемых механизмов загрузки.

Повышение давления газа на колошнике и увеличение размеров доменных печей создали существенные недостатки при эксплуатации обычных двухконусных засыпных аппаратов. Участились случаи продувов в контактных поверхностях большого конуса и его чаши. Появились также продувовы по контактным поверхностям малого конуса и вращающейся воронки, в ее сальниковых уплотнениях и между штангами конусов. В

результате срок службы засыпных аппаратов сократился с 4–6 лет до 8–10 месяцев, число капитальных ремонтов III разряда увеличилось, соответственно возросли простои доменных печей.

Расчетным путем установлено, что интенсивность абразивного износа пропорциональна концентрации пыли в объеме газа и скорости его в третьей степени:  $j = C_1 K v^3$ , где  $j$  — количество снятого при износе металла, мм, или  $г/м^2$ , за время  $t$ , ч;  $K$  — концентрация пыли в газовой среде,  $г/м^3$ ;  $v$  — скорость частиц пыли, м/с;  $C_1$  — коэффициент, зависящий от абразивных свойств частиц пыли и величины геометрических факторов, влияющих на структуру газового потока. Значение  $C_1$  определяется опытным путем. Если принять величину  $C_1$  и концентрацию пыли в газовом потоке постоянными, то интенсивность абразивного износа будет зависеть только от скорости газа в третьей степени, а изменение износа будет обуславливаться давлением газа на колошнике. При исходном избыточном давлении 19,6 кПа, принятом за единицу, интенсивность составит:

Избыточное давление газа на колошнике, кПа	.....19,6	45,0	78,3	88,2	117,5	156,6	176,4
Скорость течения газа, м/с	.....	82	142	192	208	252	308
Интенсивность абразивного износа, $г/м^2$	.....1,0	5,2	12,9	16,3	29,0	53,3	69,4.

Работа мощных доменных печей показала также, что по мере увеличения диаметров колошников, несмотря на соответственно увеличенный диаметр большого конуса, степень загрузки центральной части печи минеральным сырьем уменьшается, что приводит к излишнему раскрытию ее осевой зоны.

В то же время, учитывая высокие требования к качеству литья, его обработке и наплавке контактных поверхностей, изготовление засыпных аппаратов при увеличении их размеров и массы представляется значительные трудности. Ниже приведены данные, подтверждающие это:

Объем печи $V^0$ , $м^3$	.....1033	1513	1719	2000	2700	3000	3200
Диаметр большого конуса $d_0$ , мм	.....4200	4800	5000	5400	6200	6500	7000
Масса засыпного аппарата (большого конуса и чаши), т	.....59,8	72,7	76,9	94,3	141,0	155,0	182,2
Объем скипов, $м^3$	.....8,0	10,0	10,0	10,0	20,0	20,0	25,0.



Попытки улучшить службу типового засыпного аппарата конструктивным путем успеха не имели. Это обусловило предложение ряда новых затрузочных устройств в бывшем СССР и за рубежом, должных обеспечивать затрузку шихты в соответствии с требованиями технологического процесса и большую износостойкость.

Таким образом, за последние годы получили развитие два направления: совершенствование существующего двухконусного аппарата и создание новых конструкций затрузочных устройств. К конструкциям, отражающим эти направления, относятся следующие устройства.

1. Затрузочные устройства с различными вращающимися воронками. Основная их идея сводится к ускоренному шихтовым материалам при быстром вращении воронки под малым конусом. Варьируемыми параметрами являются скорость вращения воронки, ее конфигурация, форма и размеры затрузочных окон воронки.

2. Затрузочные устройства с подвижной бронью колошника для изменения его диаметра при регулировании распределения материалов. Они получили распространение главным образом в ФРГ, Франции, Бельгии, Люксембурге. Аналогичная конструкция имеется на печах Японии.

На рис. 5.60 представлена конструкция подвижной брони, разработанная фирмой «Фридрих Крупп Индустрибау» (ФРГ). Конструкция состоит из 18 плит 1, подвешенных шарнирно посредством трехугольных рычагов 2 к несущему кольцу 5, которое, в свою очередь, при помощи трех паз соединено с механизмами изменения диаметра брони 6. Эти механизмы могут изменять диаметр брони до одиннадцати положений. При минимальном диаметре 5600 мм форма профиля засыпки М-образная, а при максимальном 6800 мм V-образная. Таким образом оказывается значительное влияние на распределение шихты. В России такие устройства осуществлены на Кузнецком и Запально-Сибирском металлургических комбинатах (разработка СибИПРОМЕЗА и работников комбинатов) и находятся в промышленном испытании. Они отличаются от описанного выше более простой конструкцией и управляемостью (рис. 5.60, а). Технические характеристики устройства: привод гидравлический с давлением 5 МПа, количество плит 16 (управляемых индивидуально или группами по 4—6 в группе); максимальное отклонение плит 600 мм; высота плит 1200, толщина 60—90 мм. Для управления плитами установлен программирующий контроллер. Предусмотрено четыре режима их работы: местный, дистанционный, полуавтоматический и автоматический. Кроме указанных конструкций, в зарубежной практике применяют механические регулирующие средства, представляющие собой различные варианты

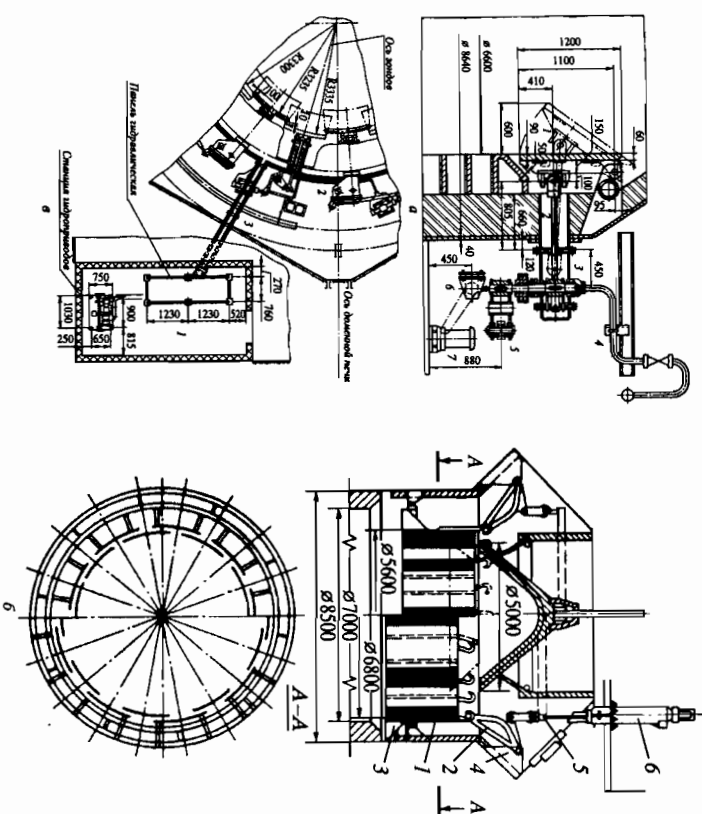


Рис. 5.60. Подвижные плиты колошника

а — 1 — подвижная плита; 2 — штанга; 3 — коробка; 4 — трубопровод к гидроцилиндру; 5 — тяга; 6 — регулятор; 7 — командопульт; б — конструкции подвижной колошниковой защиты КМК и ЗСМК (левая половина — при минимальном диаметре; правая — при максимальном); 1 — защитные плиты; 2 — треугольные рычаги; 3 — выступающий упор; 4 — консоль; 5 — несущее кольцо; 6 — механизм подъема; в — 1 — станция гидроприводов; 2 — гидроцилиндры управления группами подвижных плит; 3 — тяга

выдвижных бунков с закрепленными на них плоскостями, изменяющими траекторию падения материалов в зависимости от глубины ввода их в колошниковое пространство.

Корректировка распределения шихтовых материалов на колошниках производилась также подвижными по высоте распределительными колесами, установленными в полконусном пространстве колошника. Такое кольцо впервые было установлено в 1910 г. доменщиком Г. Г. Поносовым на одной из доменных печей Надеждинского (ныне Серовского) завода на Урале. Эти кольца являются существенным до-

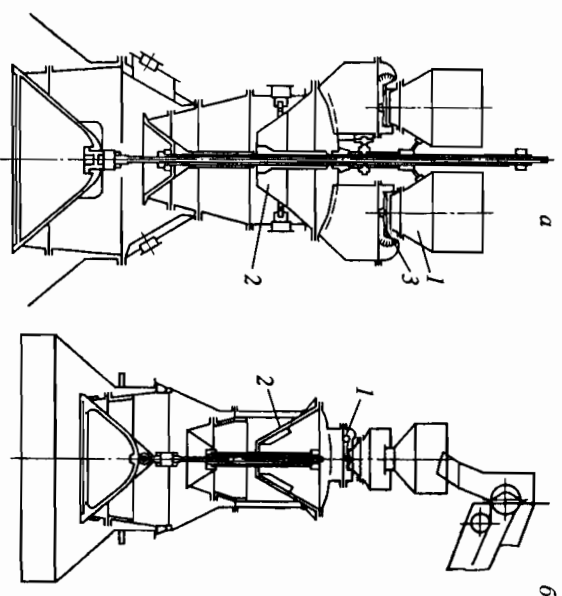


полнением к вращающемуся распределителю шихты (изобретенного в 1907 г. металлургом из США Мак-Ки) при эксплуатации печей, обогранных конусными засыпными аппаратами.

Недостатками подвижной брони являются возможность перекоса плит, колыха и крепления в результате термических деформаций кожуха печи, а также неиспользование объема колошника, необходимого для маневрирования плитами. Плиты делаются из чугуна. Стойкость их около 3 лет. Износ за указанный период по нижнему краю плит составляет ~20 мм при общей толщине в 50 мм.

3. Широко распространение получили двухконусные аппараты с газоплотнительными клапанами фирмы «Исикавелдзима Харима дзюкоге» (Япония), установленные на доменных печах с полезным объемом от 1250 до 4000 м<sup>3</sup> и более (рис. 5.61).

Эти аппараты разработаны для скиповой и транспортной подачи материалов на колошник. Большой конус в них является распределителем шихты, газоплотнение обеспечивается клапанами и малым конусом. По данным фирмы, на некоторых печах уже выплавлено бо-



**Рис. 5.61.** Загрузочное устройство с двумя газоплотнительными клапанами конструкции фирмы «Исикавелдзима Харима дзюкоге» для варианта подачи материала

*а* — скипами; 1 — приемная воронка; 2 — вращающийся желоб; 3 — газоплотнительный клапан; *б* — конвейерами; 1 — газоплотнительный клапан; 2 — стационарный желоб

лее 6 млн. т чугуна без замены больших конусов. При скиповой подаче применяется реверсивный распределитель с электродвигателем мощностью 2–3 кВт. Загрузка осуществляется по станциям, как у обычных типовых вращающихся распределителей, и производится через две приемные воронки по одной для каждого скипа, закрывающихся снизу газоплотнительными клапанами. Последние открываются перед загрузкой материалов из скипа и закрываются после высыпания их из приемной воронки. Таким образом, диск и клапан со специальными резиновыми уплотняющим седлом предохраняются от порчи падающими материалами. Изготавливаются они из высокопрочной легированной стали.

Высыпаящиеся из приемной воронки материалы падают во вращающийся желоб-распределитель с двумя симметрично расположенными отверстиями в боковой стенке; желоб подвешен на центральном трубчатом валу с насаженной цилиндрической шестерней. Шестерня и желоб поддерживаются тремя верхними, тремя нижними и шестью боковыми роликами. На верхней крышке камеры малого конуса установлен приводной механизм, с помощью которого желоб вращается или устанавливается на заданной позиции.

При конвейерной подаче на колошник (см. рис. 5.61, б) вместо вращающегося желоба применяют стационарный. Шихтовые материалы с ленточного конвейера сыплются по развоенному желобу в две стационарные приемные воронки, дно которых закрывается откидными затворами.

Днища приемных бункеров закрываются газоплотнительными клапанами. Загрузка производится при том же положении клапанов, что и в случае варианта скиповой загрузки, вследствие чего материал попадает непосредственно из стационарных приемных воронок в конический стационарный желоб, выпускное отверстие которого делается небольшим для максимального подпадания к центру малого конуса с целью равномерного их распределения. Герметизация клапанов усиливается силиконовой резинкой. Смена клапанов может быть осуществлена за несколько часов.

Толщина стенок конуса и чаши в этом варианте несколько увеличивается по сравнению с обычными двухконусными аппаратами для повышения их стойкости по отношению к истирающему воздействию шихты. С этой целью контактные пояса конусов и их воронок наплавляются сормайтотом и сплавами на основе никеля и карбидов хрома. Малые и большие конусы производят из стали, содержание хрома в которой до 24–28%. Остальные детали увеличены по массе, но изготовляются из обычной углеродистой стали.

Большой конус выполняет лишь функцию распределителя материалов. Сжатый очищенный газ с небольшим избыточным давлением в 2,94 кПа подается в межконусное пространство. Герметизация осуществляется, как и в скиповом варианте, малым конусом и газоплотными клапанами.

Аппарат отличается простотой, хорошими герметичностью и распределением шихты на колошнике. Лицензии на данное загрузочное устройство приобретены рядом фирм ФРГ, США, Англии. По данным на 1972 г. такими засыпными устройствами оборудованы в мире 34 доменные печи, из них 21 печь полезным объемом 2000–4200 м<sup>3</sup>.

Вместе с тем в данной конструкции засыпного аппарата не решен вопрос надлежащей загрузки минеральной шихтой центральных зон печи. Это существенный недостаток двухконусного засыпного аппарата при установке его на печах 2700–5000 м<sup>3</sup>. Малый конус работает в тяжелых условиях, приводящих в отдельных случаях к быстрому выходу его из строя (например, спустя 12 месяцев после его установки на одном из заводов США).

4. Бесконусные загрузочные устройства (БЗУ) с распределительными устройствами в подкупольном пространстве доменной печи.

Идея такой конструкции впервые была предложена еще в XIX в. (см. 4.8.3). Впоследствии ее использовала в 1972 г. фирма «Поль-Вюрт» (Люксембург), которая разработала загрузочное устройство с лотковым распределителем. Другой моделью для доменных печей является засыпной аппарат ВНИИметмаша — УЗТМ, установленный на печи 2000 м<sup>3</sup> в скиповом варианте подачи материалов на колошник. Общее для обеих конструкций — наличие приемных воронок-бункеров с клапанами, дозирующих шихтовых затворов и распределителей, а также применение гидропривода для клапанных механизмов, затворов и заслонок. Распределители этих засыпных аппаратов обеспечивают расположение треей загрузаемых материалов на любом расстоянии от стенок и оси печи, что отвечает требованиям, предъявляемым к загрузочным устройствам современного доменного производства. Конструкция с лотковым распределителем (рис. 5.62, а) имеет два (иногда три) промежуточных бункера для накопления шихты (для печи 3200 м<sup>2</sup> объемом 50 м<sup>3</sup> каждый, для печи 5000–5500 м<sup>2</sup> — 75 м<sup>3</sup>) на весоизмерительных месах, обеспечивающих дозирование по массе шихтовых материалов при выгрузке в кольцевые зоны колошника.

Шихта из бункеров выгружается в направляющие желоба с шихтоотсекающими клапанами (верхним и нижним) со скоростью, определяемой степенью раскрытия шихтового затвора, и через центральную

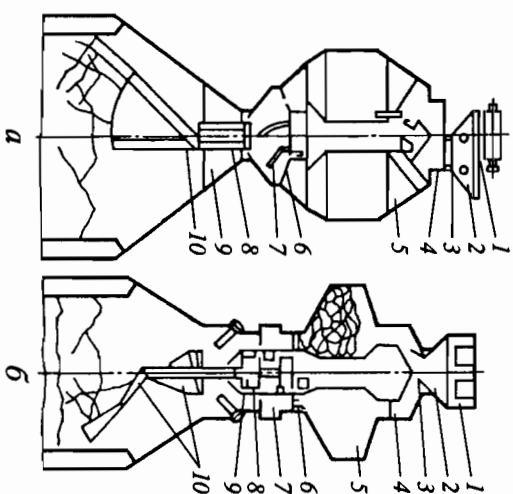


Рис. 5.62. Бесконусное загрузочное устройство фирмы «Поль Вюрт» (а) и ВНИИметмаша — УЗТМ (б)

1 — головной барабан наклонного конвейера или скип; 2 — приемная воронка; 3 — заслонка приемной воронки; 4 — верхний газоотсекающий клапан; 5 — промежуточный бункер; 6 — шихтовый затвор; 7 — нижний газоотсекающий клапан; 8 — листовая заслонка; 9 — редуктор вращающегося распределителя; 10 — элементы вращающегося распределителя

трубу диаметром 700–800 мм, расположенную по оси печи внутри планетарного редуктора привода лотка, попадает на вращающийся лоток (длина до 5 м, покрыт жаропрочным износостойким материалом с большим содержанием Ni) и сыпается в печь. Вращение лотка начинается сразу же после подъема зондов, замеряющих уровень шихты в печи, и начала загрузки одного из шихтовых бункеров и осуществления с помощью планетарного редуктора и двух электродвигателей переменного и постоянного тока общей мощностью 10 кВт. Приводы размещены рядом с центральной трубой в футерованной камере. Для защиты электрооборудования от воздействия газов и пыли в камеру под давлением (выше примерно на 0,1 ат давления в печи) подается в зависимости от условий работы печи до 10,0–30,0 т·м<sup>2</sup> холодного N<sub>2</sub> или доменного чистого газа. Это обеспечивает работу приводов при температуре до 70 °С.

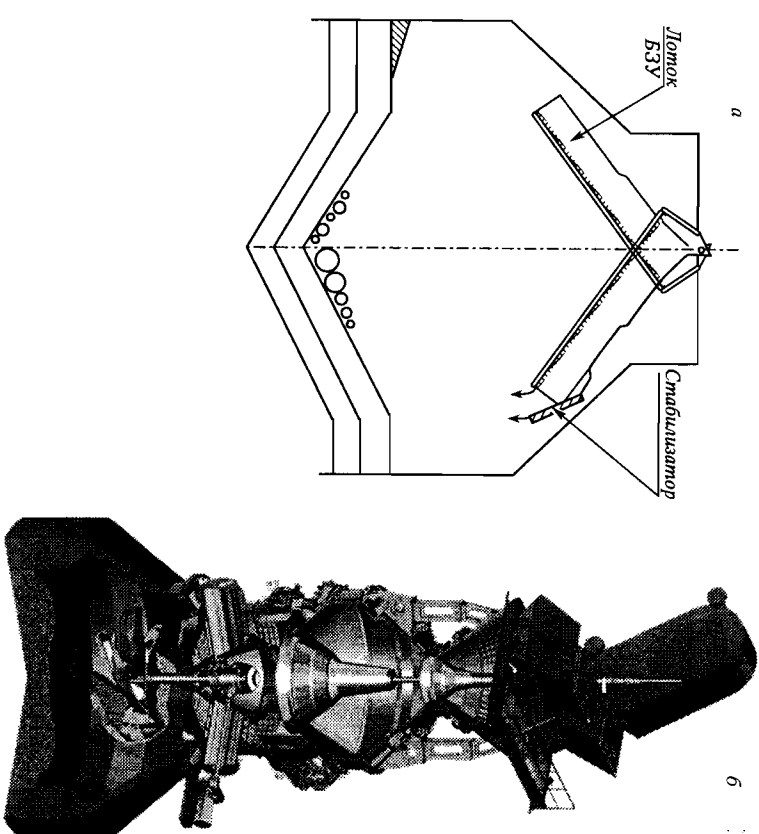
С помощью указанных приводов вращающийся вокруг оси печи лоток может изменять угол своего наклона по заданной программе относительно той же оси. Этой программой задается несколько фикси-

рованных позиций углов наклона лотка, на каждую из которых должны подаваться равные по массе порции материалов, загруженных в приемный бункер. Угол наклона лотка может изменяться от  $16^\circ$  до  $53^\circ$  обычно по 11 позициям, фиксированным программой загрузки, причем шаг углов между позициями увеличивается по мере уменьшения угла наклона, чтобы обеспечить расположение вершин гребней посередине колец равной площади на поверхности колошника. Этим достигается равенство высот слоев шихты, укладываемых по кольцам различных диаметров, и соответствующее распределение газового потока. Изменение угла наклона лотка предусматривается по позициям:  $16,0^\circ$ ;  $26,2^\circ$ ;  $31,0^\circ$ ;  $34,8^\circ$ ;  $38,0^\circ$ ;  $40,5^\circ$ ;  $42,7^\circ$ ;  $44,7^\circ$ ;  $46,0^\circ$ ;  $43,8^\circ$ ;  $54,0-53,0^\circ$ . Аппарат оснащен высоким уровнем автоматикой. Приемная воронка, установленная на катках, попеременно перемещается по рельсам над бункерами шихты, затворы которых при этом автоматически открываются. В бункера подается пар и каждый из них имеет по два шлюзовых тарельчатых клапана сверху и снизу, уплотняющие с силиконовой резиной и грузовые. Для выравнивания давления в печном пространстве и бункерах в последние подается чистый доменный газ под давлением, равным печному. После загрузки материалов давление в бункере выравнивается с атмосферным. Бесконусным аппаратом обеспечиваются режимы загрузки шихты: автоматические кольцевой и спиральный при свободном выборе угла наклона желоба, секторная и точечная при том же условии, но при ручном управлении.

В бывшем СССР аппарат БЗУ принят к установке на печах  $3200-5500 \text{ м}^3$ . Гипромезом разработан вариант аналогичного устройства с выносом редуктора из печного пространства. Это исключает необходимость охлаждения, упрощает обслуживание аппарата и повышает его работоспособность.

В Японии разработано новое бесконусное загрузочное устройство с установкой стабилизатора на разгрузочном конце лотка (рис. 5.63). Наличие стабилизатора обеспечивает тонкую регулировку ширины потока шихты за счет изменения траектории падения материалов при их сыпании с лотка. Новое устройство дает возможность создавать плоский профиль материалов на колошнике и предотвращает явление так называемого *коллизии*. В процессе исследований установлена высокая точность загрузки сырья в заданную зону. Последнее очень важно не только при загрузке обычной доменной шихты, но и при использовании некондиционных материалов (мелкий агломерат и др.).

Засыпной аппарат ВНИИметмаша — УЗТМ (см. рис. 5.62, б) имеет (при скиповом варианте) неподвижную двукосатную направляющую воронку с двумя заслонками над горловинами двух промежуточных бун-



**Рис. 5.63.** Бесконусное устройство (БЗУ) со стабилизатором лотка (а) (печь № 6 завода «Чиба», Япония) и общий вид (б) роторного загрузочного устройства (РЗУ)

коров для шихты с полезным объемом (для печи  $2000 \text{ м}^3$ )  $24 \text{ м}^3$  каждый.

Контроль наличия материалов в бункерах осуществляется изотопными датчиками. Взвешивание их не предусмотрено. Верхний и нижний газоотсекающие клапаны отделяют бункера от атмосферы и рабочего пространства печи. В верхней части бункеров установлены уравнительные и предохранительные клапаны. Шихтовые затворы, перекрывающие загрузочные отверстия бункеров, регулируют интенсивность высыпания материалов. По наклонным течкам последние подаются во вращающуюся воронку распределителя и далее поступают на выпуклую поверхность распределительного устройства — склиза. Для улучшения окружающей равномерности распределения работа воронки предусмотрена с накоплением шихты, уровень которой контролируется изотопным датчиком. Поверхность склиза представляет собой поверхность конуса с углом наклона образующей к горизонту  $40^\circ$ , ось

которого совмещается с осью печи и является осью вращения. Максимальный радиус склиза 2,5 м. Он вращается синхронно с воронкой и может поворачиваться относительно ее окна для регулирования радиального распределения шихты. Чем больше радиус склиза напротив окна воронки, тем дальше от центра располагается гребень загруженного материала. Управление распределителем основано на вращении воронки с постоянной скоростью и поддержании заданного углового положения склиза относительно ее путем автоматического регулирования скорости его вращения. Изменение распределения осуществляется изменением соотношения воронки и склиза за счет угла их рассогласования, при котором положение вершин гребней изменяется по заданной программе, причем переход с одной позиции на другую производится в функции времени. Особенностью конструкции аппарата является вращение воронки и склиза с помощью двух концентрических штанг. Редуктор привода вынесен за пределы печи.

Рассмотренные конструкции БЗУ показали высокую стойкость основных узлов и ремонтоспособность.

#### 5. Роторное загрузочное устройство (РЗУ) и его эксплуатация.

В 1989 г. в России разработано новое роторное загрузочное устройство (см. рис. 5.63, б), обеспечивающее высокую окружающую равномерность распределения шихты, гибкое и эффективное регулирование материалов по радиусу печи. Роторное устройство направляет в печь сырье пятью широкими потоками и с меньшей высоты. Это уменьшает сегрегацию материалов на поверхности засыпки и исключает деформацию нижележащих слоев шихты за счет осуществления «мягкой» веерообразной загрузки материалов на колошник. Основным узлом этого устройства является роторный распределитель шихты, который приводит к существенному улучшению газодинамических условий плавки и повышению степени использования восстановительной способности газов. За счет внедрения РЗУ в отечественной (ЗСМК) и зарубежной (Бхилаи, Индия) практике прирост производства чугуна составил 4,3–6,7%, а экономия кока — 4,1–4,4%.

В состав РЗУ входят верхний и нижний конуса, пятилопастной ротор и его привод, приемная и направляющая воронки, промежуточный бункер с корректирующим колышом, система охлаждения и смазки и автоматизированная система управления (АСУ) «РОТОР». РЗУ устанавливается на колошниковый фланец и не требует реконструкции наклонного моста и купольной части доменной печи. Лопастей ротора состоят из приемной самофутерующейся и загрузочной части. Загрузочная часть ротора распределяет материалы по поверхности колошника, она защищена плитами из износостойкого чугуна. Поддузка сырья в заданный

сектор колошника осуществляется за счет подвижного корректирующего колыща, расположенного в основании промежуточного бункера и изменяющего свое положение относительно нижнего конуса.

Управление работой ротора и корректирующего колыща производится с помощью АСУ «РОТОР» с использованием основных режимов загрузки шихты:

- а) кольцевая загрузка (в заданный радиус при постоянной скорости вращения ротора);
- б) многокольцевая загрузка (в смежные кольцевые зоны со ступенчатым изменением скорости ротора);
- в) спиральная загрузка (в смежные кольцевые зоны с непрерывным изменением скорости ротора).

При аварийной остановке ротора материалы сыплются по неподвижным лопастям, образуя на колошнике 5 конусообразных холмов. При этом печь может работать без остановок, не прекращая загрузку в течение нескольких часов, без серьезных отклонений от нормального хода.

В таблице 5.6 приведены основные характеристики РЗУ для доменных печей различного объема (1000–3000 м<sup>3</sup>). Диаметр ротора составляет 3100–4500 мм при скорости вращения его до 20 об/мин и давлении на колошнике до 0,28 МПа (изб.). Масса РЗУ изменяется от 125 до 280 т. Для охлаждения внутренней полости вала ротора и камеры редуктора используется азот в количестве 1000–1500 м<sup>3</sup>/ч при давлении 0,5 МПа.

Сравнение показателей загрузки при использовании различных загрузочных устройств (БЗУ, РЗУ и двухконусное) свидетельствует о существенных преимуществах роторного распределителя, обеспечивающего веерную, многопотоковую и многослойную укладку материалов на колошнике. При этом достигается высокая равномерность распределения железа в окружающем направлении. Колебания железа при распределении шихты ротором составили 0,75%, а при использовании лотка и конуса соответственно 3,0 и 6,5% (табл. 5.7). При РЗУ имеют место уменьшение усадки по химическому составу и массе материала, ограничение сегрегации и отсутствие деформации нижележащих слоев шихты, окружающая равномерность распределения материалов по транзюметрическому составу ( $S$ ) была в 4,2 раза меньше, чем у лоткового устройства.

Величина  $S$  определялась по формуле, %:

$$S = \frac{\sqrt{\frac{\sum (X_i - X_{av})^2}{N}}}{X_{av}} \cdot 100,$$

Таблица 5.6  
Основные технические параметры роторного загрузочного устройства (РЗУ)  
для доменных печей различного объема

Параметр	Объем доменной печи, м³		
	1000	2000	3000
Минимальная пропускная способность скипов в час	50	50	50
Полная емкость приемной воронки, м³	6,5	12	17
Диаметр верхнего конуса, мм	1650	1650	2500
Диаметр нижнего конуса, мм	3000	3000	4000
Полезная емкость промежуточного бункера, м³	19,5	36	51
Высота устройства (от уровня колосниковой фланца до верха направляющих воронок), м	10,1	11,4	13,0
Диаметр колосника печи, мм	5800	7300	8600
Диаметр ротора, мм	3100	4150	4500
Скорость вращения ротора, об/мин	0...20	0...20	0...20
Мощность электропривода, кВт	~25	~40	~47
Давление газа под колосником, МПа (изб.)	0,25	0,25	0,28
Параметры азота, охлаждающего ротор устройства: расход, м³/ч	1000	1300	1500
давление, МПа (изб.)	0,5	0,5	0,5
Масса РЗУ, т	125	195	280

где  $X_i$  — содержание мелкой фракции в отдельном секторе, %;  $X_{ср}$  — среднее содержание мелкой фракции по секторам, %;  $N$  — количество секторов.

Срок службы РЗУ примерно в 2 раза больше, чем у двухконусного аппарата. Гарантийный срок службы роторного распределителя составляет 4 года, верхних и нижних конусов — 2 года. Использование РЗУ обеспечивает высокую работоспособность его основных узлов даже в тяжелых условиях эксплуатации, когда, например, имеет место повышение температуры колосниковых газов до 900 °С. Это достигается за счет наплавки твердым сплавом всех контактных поверхностей нижнего конуса и чаши, верхнего конуса и седла, подвергавшихся наибольшему газобразивному износу. В результате улучшается техническое обслуживание и эксплуатация РЗУ и существенно увеличивается межремонтный период аппарата.

Таблица 5.7

Сравнение качественных показателей загрузки при использовании различных загрузочных устройств

Наименование показателя	Тип загрузочного устройства			Примечания по РЗУ
	Двухконусное	Лоткового типа	Роторное (РЗУ)	
Коэффициент неравномерности по массе, % Неравномерность по химсоставу Колебания по количеству железа в секторах (рудная часть подачи), % Неравномерность по гранулометрическому составу	20+30	10+15	2,5	Многopotочная многослойная укладка  За счет усреднения и высокой окружной равномерности
	Не меняется ±6,5	Не меняется ±3,0	Снижается в ~2,2 раза ±0,75	
	Возрастает	Практически не меняется	Снижается в ~2,2 раза	
	<i>Радиальное распределение</i>			
Регулирование рудной нагрузки по радиусу печи	Сложное, в ограниченном диапазоне	Затруднено	Эффективное	Укладка шихты широкими потоками  Многopotочная мягкая укладка Более пологие углы откоса затрудняют скатывание крупных кусков
Характер изменения рудной нагрузки по радиусу печи	Неравномерное изменение	Относительно равномерное изменение	Плавное изменение	
Деформация профиля шихты при загрузке	Существует	Существует	Отсутствует	
Сегрегация материала по крупности	Существует	Существует	Ограничена	

## ■ 5.6. ЗАГРУЗКА ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

### 5.6.1. Рудный двор. Бункерные эстакады для хранения шихты. Оборудование для транспортировки ее в бункера

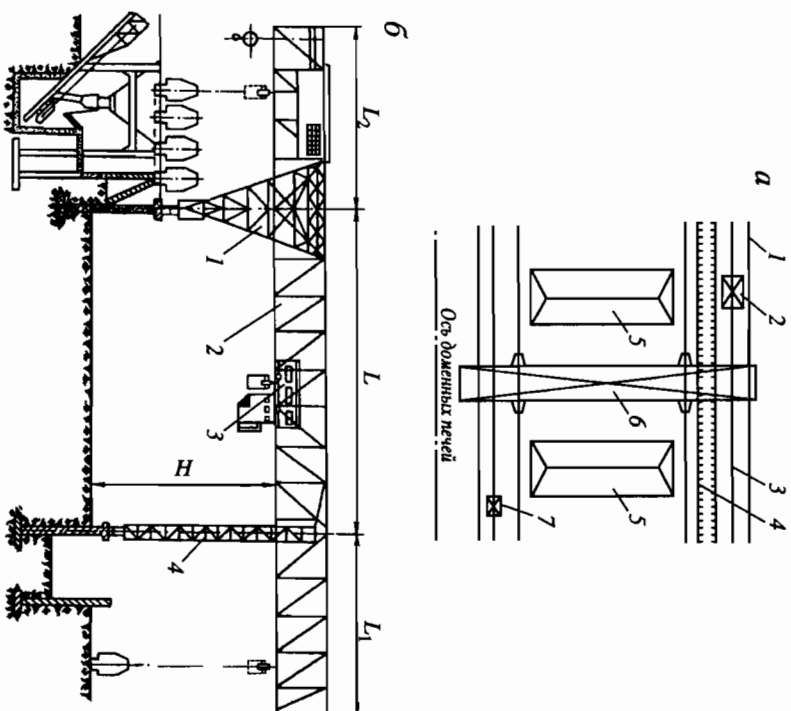
**Рудный двор.** Рудные дворы вновь строящихся металлургических предприятий (в период первых пятилетних планов индустриализации нашей страны) были неотъемлемой составной частью доменных цехов. Они предназначались для складирования и усреднения запасов минерального сырья, укладываемого в штабели по соответствующей технологии с последующей перегрузкой в рудные трансферкары и подачи на бункера. Емкость их достигала 500 тыс. т, создавая в цехах запасы сырья не менее чем на 3 месяца. Со временем при увеличении производства агломерата и окатышей они потеряли свое технологическое значение, оставаясь только местом складирования сырья для агломерации и выплавки специальных видов чугуна — титаномагнетитовых, хромоникелевых и др.

В современных проектах доменных цехов рудные дворы не предусматриваются, хотя, в свое время они сыграли значительную роль в улучшении технологии выплавки чугуна (рис. 5.64).

Поступающее в цех минеральное сырье разгружается вагоноопрокидывателем в железобетонную траншею, проложенную вдоль малой опорной стены рудного двора, с последующей перегрузкой «козловыми» кранами с одновременным усреднением при формировании штабелей (рис. 5.65).

**Бункерные эстакады** — это металлические, железобетонные или смешанного типа сооружения, состоящие из ряда бункеров для хранения оперативного запаса шихтовых материалов. Сверху бункера перекрываются решеткой с отверстиями 200×200 мм, через которые производится загрузка, а снизу они оборудованы затворами для выгрузки материалов. Число бункеров зависит от производительности доменных печей, принятых удельных норм расхода материалов и их запаса.

Сооружаются эстакады вдоль фронта доменных печей с двухрядным расположением бункеров. На уровне их верха размещается не менее трех железнодорожных транзитных путей, из которых средний служит для подачи железнодорожных вагонов, а два крайних — для движения электрифицированных рудных (со стороны рудного двора) и коксовых вагонов-перегрузателей (со стороны доменных печей). Кроме этого, на консолях опорной стены рудного двора обычно про-



**Рис. 5.64.** Схема рудного двора (а — в плане, б — в разрезе), оборудованного кранами  
1, 3 — железнодорожный путь; 2 — вагоноопрокидыватель; 4 — разгрузочная траншея; 5 — штабели; 6 — рудный кран; 7 — рудный перегрузочный вагон

кладывается еще один путь для загрузки железнодорожных вагонов непосредственно на рудный двор.

Рудные и коксовые вагоны-перегрузатели доставляют материалы от рудных кранов и коксоортировки в бункера эстакады. Металлические открытые кузова вагонов опираются на холодовые тележки. Нижняя часть кузова рудного вагона-перегрузателя закрывается двумя створками, при помощи которых разгрузка может производиться на одну или две стороны. Кузов коксового вагона-перегрузателя по условиям расположения путей сделан с наклонным днищем с расчетом на одностороннюю разгрузку. На рамах того и другого устанавливаются механизмы открывания створок, работающие от пневматического или электрического привода. Холодовые тележки снабжены механизмами пере-



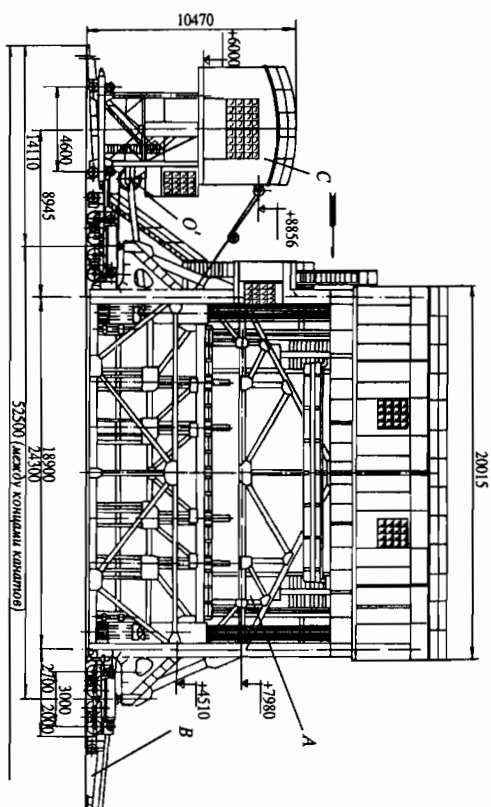


Рис. 5.65. Общий вид вагоноопрокидывателя  
А — вагоноопрокидыватель; В — конвейер; С — толкатель

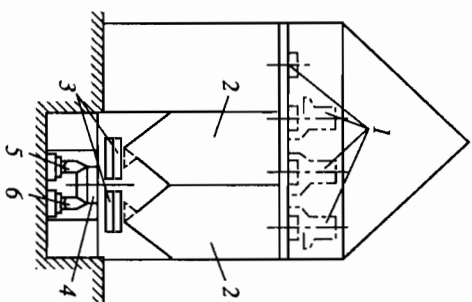


Рис. 5.66. Разрез по бункеру для агломерата

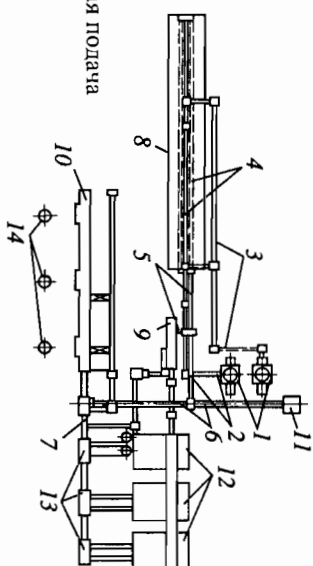
1 — транспортёр; 2 — бункера;  
3 — питатели; 4 — воронка-весь;  
5, 6 — ленточные транспортёры

движения с электроприводом и пневматическими тормозами, получающими воздух от компрессорных установок, смонтированных на вагонах.

Техническая характеристика соответственно рудного и коксового вагонов-перетружателей следующая: грузоподъемность 65 и 30 т; объем бункера (кузова) 30 и 60 м<sup>3</sup>; скорость передвижения с грузом в обоих случаях 3,5, а без груза 5,0 м/мин (для рудного). Средняя производительность вагона (т/ч):  $Q = 60mk/l$ , где  $m$  — грузоподъемность вагона, т;  $k$  — коэффициент заполнения бункера ( $k = 0,9$ );  $l$  — время цикла, мин.

Бункера для кокса в количестве двух (иногда четырех) располагаются в переезде рядом бункеров над скиповой ямой. Вместимость их при наличии коксхимического производства на заводе принимается с расчетом 0,7 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> полезного объема печи (запас при-

Рис. 5.67. Конвейерная подача шихты



близительно на 6 ч). Длина одного рудного бункера принимается равной 4,57 м из расчета установки над ним гондолы или хоппа полностью. Средняя емкость рудных бункеров обычно принимается из расчета 2,5 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> полезного объема печи (запас приблизительно на 20–24 ч) при условии отгаденности источников снабжения сырьем от доменных печей. Уклон стенок рудных бункеров принимается равным 50–55°, коксовых 45°. Для предупреждения смерзания материалов в бункера вводятся пар под давлением 343–441 кПа от специальной паропроводной сети при помощи трубок диаметром 5–6 мм. Расход пара на бункер составляет 0,25–0,75 т/ч. Подбункерное помещение (рис. 5.66) отапливается, в проемах скиповых ям и в других выходах из него устанавливаются воздушные завесы. В современных проектах доменных цехов с окомкованием сырья в непосредственной близости от доменных печей и переходом преимущественно на конвейерные системы транспортирования материалов бункерные эстакады оборудуются ленточными транспортёрами и имеют уменьшенные габариты в связи с уменьшением как числа бункеров, так и норм запаса. В нашей стране комплексная конвейерная система впервые осуществлена на Череповецком металлургическом комбинате (рис. 5.67). По этой схеме прибывающие железнодорожные вагоны разгружаются на роторных вагоноопрокидывателях 1. Материалы ленточными транспортёрами 2 и 3 направляются на склад 8, а затем транспортёрами 4 и 5 — в бункера аглофабрики 9 или на эстакаду доменного цеха 10. Подача кокса с коксоортировки 11 в доменный цех осуществляется сортировкой 6. Агломерат с фабрики 12 после охлаждения и сортировки 13 системой пластинчатых и ленточных транспортёров 7 передается в бункера доменных печей 14.

## 5.6.2. Системы набора, взвешивания и подачи шихты на колошник

Подача железорудного сырья к скиповой яме в подбункерном помещении бывает различной в зависимости от принятого способа транспортирования. При системе с механизмами периодического действия подача шихты осуществляется вагона-весами, двигающимися между бункерами и набирающими материалы в «карманы» — воронки при помощи барабанных затворов «Орра». В этом случае эстакада линейного типа с двухрядным расположением бункеров в количестве 18—32 на одну печь (число бункеров зависит от производительности печи и расстояния между осями печей цеха).

Шихта загружается последовательно в каждый карман вагона-весов по установленной программе с соблюдением строгой очередности забора из бункеров с одноименным материалом. После заполнения карманов шихта доставляется к скиповой яме (рис. 5.68) и разгружается через направляющие лотки 3 в скипы 4 или промежуточные бункера 1 с затворами, управление которых входит в общую схему автоблокировки грузочной системы. Таким образом создается резерв времени для набора материалов при наличии в запасе шихты для очередной подачи. Питание вагона-весов 2 электроэнергией осуществляется через троллеи, укрепленные на потолке подбункерного помещения.

В подбункерном помещении между бункерами отдельных печей делаются ремонтные площадки с установкой запасных вагона-весов (не менее одной на две смежные доменные печи). Под горловинами косовых бункеров (имеющих листовые задвижки ручного привода для их перекрытия на случай ремонта бункеров) устанавливаются проходы 5 для отсева косовой мелочи <25 мм с одновременной загрузкой отсепянного кокса в весовую воронку 6 и далее в скипы 4.

Отсеивная мелочь <25 мм специальным малым скиповым подъемником 7 передается в сборный бункер 8 и затем подвергается прохочению на классы 25—40, 25—10, 10—0 мм. Класс 25—40 можно задавать обратно в печь, соблюдая установленную периодичность загрузки, а фракции 25—10 (орешек) и 10—0 отгружаются соответственно для ферросплавной промышленности и алгомерационного производства.

В связи с холостыми пробегами и ограниченной грузоподъемностью, сложными условиями автоматизации и запыленностью при наборе материалов вагон-веса в настоящее время применяются на печах полезным объемом до 1719 м<sup>3</sup>, а на больших печах заменяются системой машин непрерывного действия, т. е. конвейерными транспортерами с дозаторами-питателями, служащими одновременно прохота-

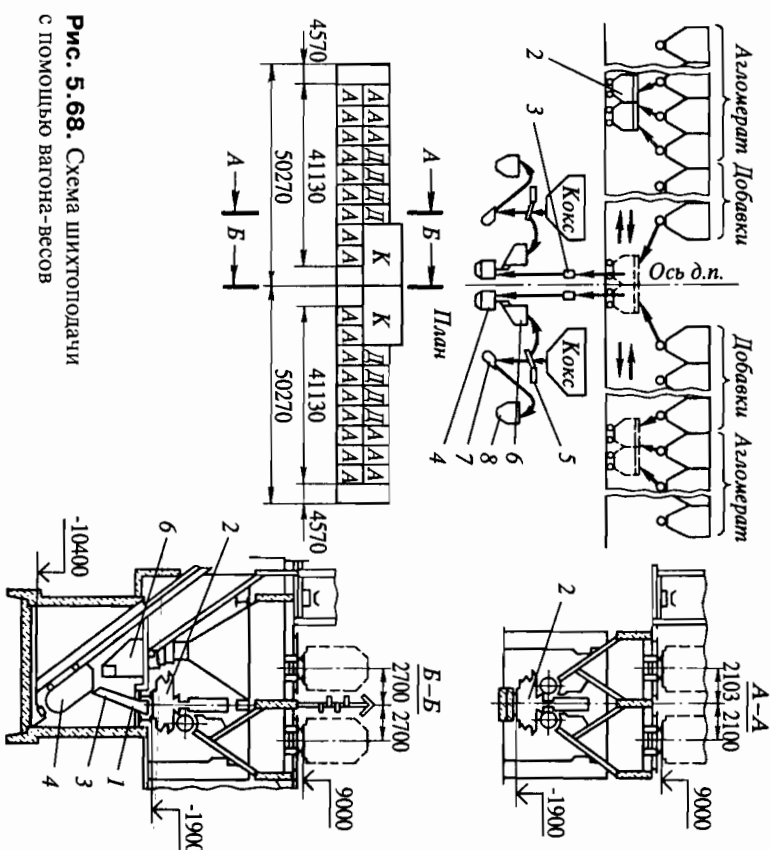


Рис. 5.68. Схема шихтоподдачи с помощью вагона-весов

ми для отсева мелочи и затворами для бункеров. Такая схема может быть осуществлена при подаче материалов на колошник как скипами, так и ленточным транспортером. Примером являются эстакада и шихтоподача в подбункерном помещении печи 3200 м<sup>3</sup> (рис. 5.69).

Схема этой шихтоподдачи отличается от рассмотренной выше числом бункеров (меньше в 3 раза для алгомерата и в 2 раза для лобавок). Данная система шихтоподдачи обеспечивает хорошие санитарно-технические условия благодаря значительному уменьшению точек пылеобразования, применению гидросмыва, централизованной вентиляционной системе с трехступенчатой очисткой запыленного воздуха и притоку свежего воздуха.

Разводные наклонного колошниковые моста, впервые примененные в отечественной практике, позволило компоновать шихтоподачу таким образом, что время на набор и доставку материалов к скиповым ямам сократилось. Был успешно решен вариант скиповой загрузки печи большой производительности.

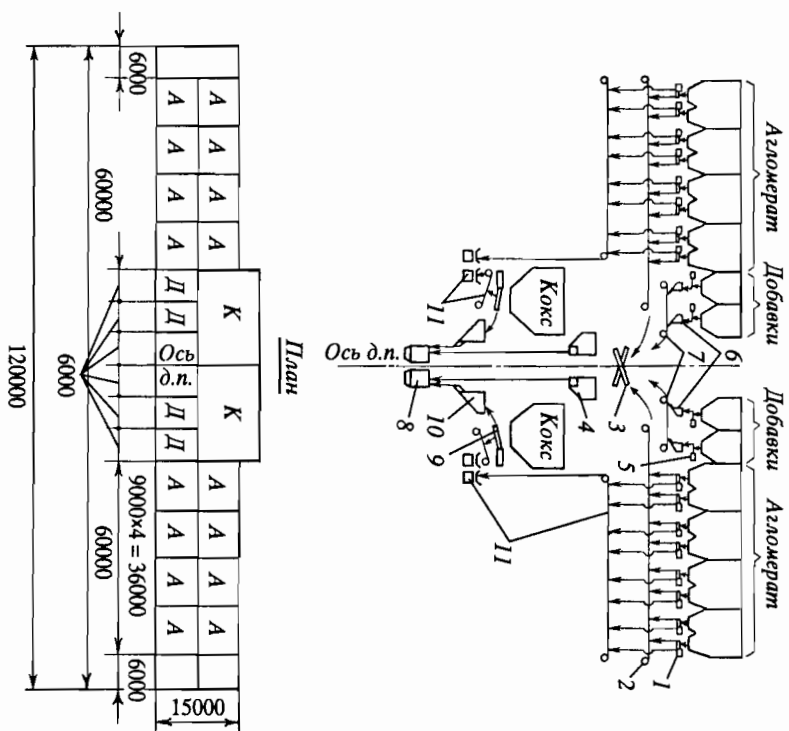


Рис. 5.69. Схема транспортной шихтоподдачи к скипам доменной печи объемом 3200 м<sup>3</sup>

1 – прохот агломерата; 2 – конвейер агломерата; 3 – перекидной лоток; 4, 6, 10 – воронка-весы; 5 – питатель добавок; 7 – конвейер добавок; 8 – скип; 9 – прохот кокса; 11 – конвейеры уборки мелочи

Изыскание системы с наиболее простой технологической схемой, определяемой составом шихты современных мощных доменных печей, привело к разработке конвейерной подачи на колошник, к шихтоподаче с механизмами непрерывного действия, имеющей в настоящее время широкое применение в зарубежной практике.

Такой системой является шихтоподдача доменной печи 5000 м<sup>3</sup> (рис. 5.70). По ее схеме кокс и минеральное сырье, поступающее в специализированных составах с дистанционным открыванием разгрузочных люков, разгружаются на двухрядной эстакаде. Схемой предусматривается хранение в первом ряду с двумя железнодорожными путями кокса и добавок, во втором ряду с тремя путями — агломерата

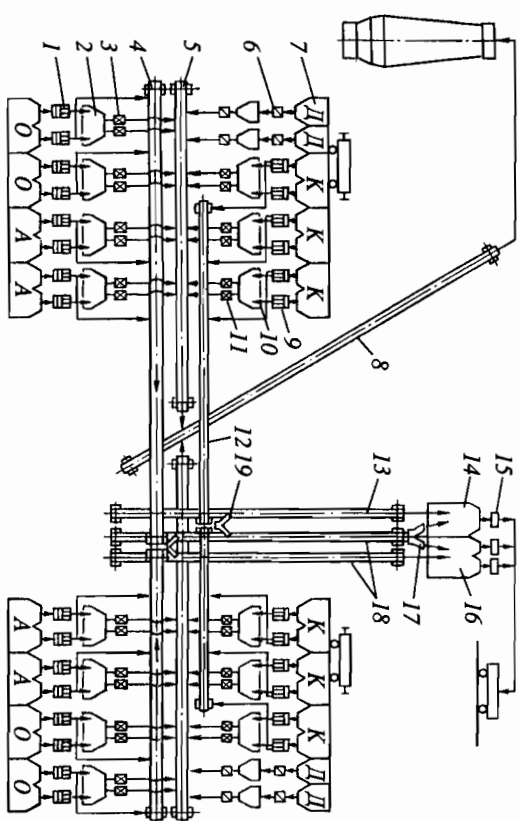


Рис. 5.70. Схема конвейерной шихтоподдачи доменной печи объемом 5000 м<sup>3</sup>

и окатышей. Один из двух путей в ряду кокса и добавок может быть заменен транспортером для подачи кокса непосредственно с коксо-сортировки коксохимического производства. Бункера располагаются с обеих сторон наклонного конвейера на колошник и обеспечивают «гибкую» загрузку доменной печи при любом сочетании порций механизмами одной стороны эстакады. Обычно одна из сторон является резервной.

Материалы (кроме добавок) выдаются из бункеров при помощи прохотов (для агломерата) и окатышей по два прохота 1 под каждым бункером производительностью по 400 м<sup>3</sup>/ч, а для кокса три прохота 9 по 200 м<sup>3</sup>/ч в стационарные весовые воронки 2, 10 вместимостью 25 м<sup>3</sup> и питатели 11. Добавки (двух видов) поступают в весовые воронки 7 грузоподъемностью 2–3 т и питателями 6 производительностью 300 т/ч выдаются на конвейеры 5 периодически в порцию агломерата, окатышей или кокса. Прохоты и питатели 6 добавок срабатывают по импульсу от весовых воронок 7 — включаются при пустой воронке и останавливаются после набора заданной массы. На конвейеры 5 шихта поступает из весовых воронок 2, оборудованных двумя питателями 3. Производительность каждой воронки 1000 м<sup>3</sup>/ч. Конвейеры 5, а также конвейер 8 работают непрерывно, и материалы, согласно заданной программе загрузки, размешаются на них порциями с опреде-

ленными интервалами в зависимости от темпа загрузки. Темп загрузки определяется интенсивностью хода доменной печи. Мелочь агломерата и окатышей конвейерами 4 собирается от прохотов 1 сборным конвейером 18 и направляется соответственно в бункера мелочи 16. Мелочь кокса сборным конвейером 13, собирающим ее с конвейеров 12, направляется в бункер мелочи кокса 14. В случае необходимости подача мелочи в соответствующий потрузочный бункер может перекладываться с конвейеров 18 на конвейер 13 при определенном положении шиберов 17 и 19. Выгрузка мелочи из бункеров осуществляется в железнодорожные вагоны питателями 15 через затворы с увлажнением материалов. Вся система шихтоподачи имеет общее число точек пыления 59, в том числе 30 при работе с одной стороной, что является минимальным для всех систем подачи.

Загрузочный конвейер работает непрерывно для предупреждения изгибного износа механического оборудования, из которого особое внимание должно быть уделено тому, которое не может быть продублировано или дублировать которое экономически невыгодно. Возвращение материалов предпочтительно в стационарных весовых воронках, поскольку применение ленточных весовых дозаторов и ленточных весов не обеспечивает необходимой точности взвешивания.

Сравнение технико-экономических показателей конвейерной системы подачи на ковшник со скиповой выявило следующие преимущества:

1. Удельные капитальные затраты (на 1 т выплавляемого чугуна) ниже на 15–20%. Эксплуатационные расходы благодаря меньшим амортизационным отчислениям, расходам на ремонт, электроэнергию и зарплату ниже на 15–20%.
2. Значительный резерв в производительности при различных величинах коксовой подачи с коэффициентом запаса 1,5.
3. Единая система машин непрерывного транспорта от бункеров до ковшника и полная ее автоматизация с применением ЭВМ.

### 5.6.3. Оборудование подбункерного помещения и скиповой ямы. Питатели рудных и коксовых бункеров, грохоты для отсева мелочи

Для набора материалов из бункеров при системе прерывного действия механизмов служат барабанные затворы системы «Орра», при непрерывном — вибрационные питатели. Последние устанавливаются на бункерах агломерата и кокса, одновременно выполняя роль затворов. Отсев мелочи осуществляется грохотами — электровибраци-

онными с резонирующими колосниками (для агломерата и кокса), вибрационными и валковыми или дисковыми для кокса. Вследствие таких недостатков, как дополнительное измельчение кокса (до 3%), быстрый износ дисков и повышенные при этом потери металлургического кокса, дисковые грохоты уступают вибрационным, для которых характерны лучший отсев мелочи, отсутствие дополнительного измельчения, постоянство сортировки по крупности и простота устройства.

**Барабанный питатель** (рис. 5.71). Предназначен для перекрытия выпускных отверстий на бункерах руды и флюсов и выдачи их в карманы вагона-весов при помощи механического привода, используется из углеродистой стали или стали 50Г2 в виде гладкого сварного барабана 4, вращающегося на оси 9, закрепленной на кронштейнах 1. Материалы, находящиеся в бункерах, лежат непосредственно на барабанах и при вращении последних высыпаются через щель шириной 250–350 мм между барабаном и телом бункера. Щель прикрывается в нерабочем состоянии затвора швеллером-отсекателем 6, закрепленным на рычагах 5. Привод, передающий вращение барабану, находится на вагона-весах, которые для набора материалов устанавливаются так, что их качающиеся редукторы соприкасаются с венцами барабанов. При повороте качающихся редукторов вокруг оси выступ упирается в ролик тяги 3 и поднимает швеллер 6, а ведомое колесо вводится в зацепление с венцом барабана. Скребок 8 прижимается к барабану пружинной и очищает его поверхность от налипающих материалов. При диаметре барабана 1524 мм его рабочая длина 1885 мм. Угловая скорость 10 об/мин. Каждый бункер имеет два барабана.

Вагон-веса снабжены приводом для вращения четырех барабанов с двух сторон, но одновременно включать разреша-

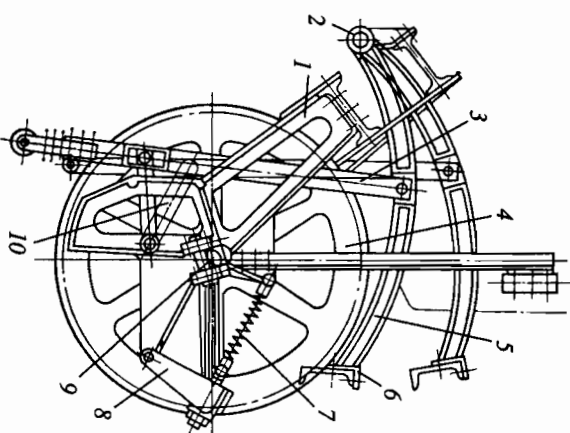


Рис. 5.71. Барабанный затвор рудного бункера

1 — кронштейн; 2 — вал; 3 — тяга; 4 — барабан; 5 — рычаг; 6 — отсекатель; 7 — пружина; 8 — скребок; 9 — ось; 10 — рычаг

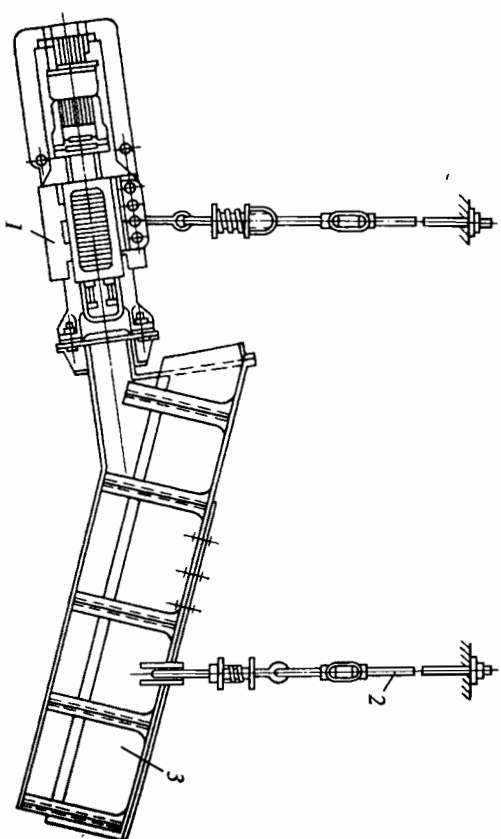


Рис. 5.72. Электровибрационный питатель

ется только два барабана с одной стороны. Производительность барабанного питателя:  $Q = 1800hV\omega\rho i$ , где  $h$  — высота разгрузочной щели, мм;  $V$  — рабочая длина барабана, мм;  $\omega$  — угловая скорость барабана,  $\text{мин}^{-1}$ ;  $\rho$  — насыпная масса материала в бункере,  $\text{т/м}^3$ ;  $i$  — коэффициент заполнения щели, равный 0,7. Средняя производительность барабанного питателя, по опытным данным, составляет для агломерата 560—780 и для известняка 140—185  $\text{кг/с}$ .

**Вибрационные питатели.** В условиях транспортирования материалов механизмами непрерывного действия применяются вибрационные грохоты и питатели с электромагнитными вибраторами (рис. 5.72). Устройство последних состоит из лотка 3, подвешенного на подвесках 2 к бункеру. К лотку присоединен электромагнитный вибратор 1. Статор вибратора соединен с лотком питателя, а якорь укреплен на рессорах. В обмотку статора подается пульсирующий ток, вызывающий колебания якоря и лотка. Частота колебаний до 3000 в мин; размах колебаний 1—4 мм с подбрасыванием движущегося материала.

Производительность вибрационного питателя,  $\text{т/ч}$ :  $Q = 3600Bv\psi$ , где  $B$  — ширина лотка, м;  $h$  — высота слоя материала, м;  $v$  — скорость движения материала, м/с;  $\rho$  — насыпная масса материала,  $\text{т/м}^3$ ;  $\psi$  — опытный коэффициент 0,6—0,8.

**Электровибрационный грохот типа ГВК** (рис. 5.73) состоит из короба 2, колосников 3 и 4, расположенных под углом к грохоту, электропривода 1 и тележки 5. Короб имеет с электровибрационным двигателем упругую связь в виде рессорной системы. Короб и электропривод опираются на опоры и резиновые амортизаторы 6, расположенные на тележке.

Электровибрационный двигатель создает возвратно-поступательное движение. Короб грохота установлен на тележке, позволяющей его выкатывать из-под бункера для осмотра и ремонта. Резонирующие колосники под действием колебания короба вибрируют в плоскости, перпендикулярной поверхности решетки с амплитудой 0,5—2,0 мм.

Вследствие вибраций материал перемещается по колосниковой решетке и просеивается, причем куски материала не застревают в зазорах между колосниками благодаря увеличивающимся в направле-

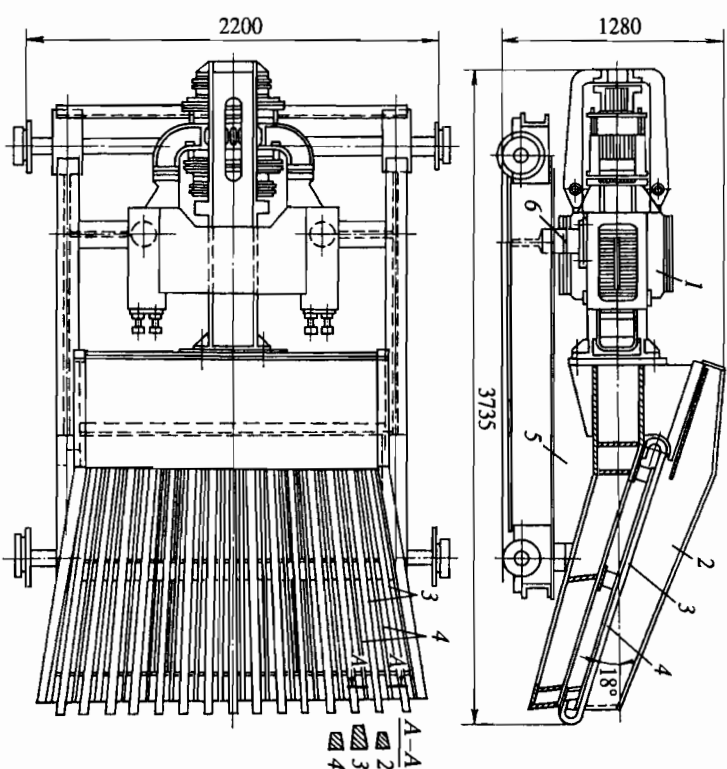


Рис. 5.73. Электровибрационный грохот



нии движения материалов размерам шелей. Колосники разделяются на подвижные 4 и неподвижные 3 по отношению к коробу. Последние приварены к коробу. Форма всех колосников трапецевидная. Электровибрационные прохоты с резонирующими колосниками типа ГВК выполняются с площадью прохочения,  $m^2$ : 2,4–2,6 (ГВК-1) и 4,0 (ГВК-2). Максимальная производительность по питанию соответственно равна 400 и 550  $m^3/ч$ . Остальные технические характеристики прохотов ГВК-1 и ГВК-2 одинаковы: частота колебаний 3000 в мин; размах колебаний короба 1,6–1,8 мм; размер щели решетки на выходе 40 мм и угол наклона колосников  $18^\circ$ .

**Вагон-весы.** Предназначены для набора шихты из бункеров, взвешивания ее, доставки к скиповой яме и загрузки в скипы. Они представляют собой самоходный вагон с двумя саморазгружающимися бункерами (карманами), взвешивающим механизмом, механизмами вращения бункерных барабанных затворов (рис. 5.74). Вагон-весы перемещаются вдоль бункеров в подбункерном помещении по пути

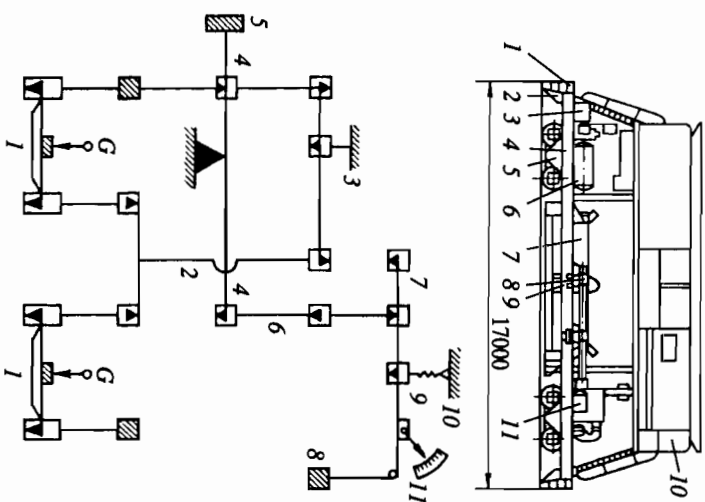


Рис. 5.74. Вагон-весы и кинематическая схема их работы

нормальной железнодорожной колеи. Основные механизмы вагона-весов: весовой, затвор карманов, вращения барабанов, подъема качающихся редукторов и передвижения.

В свободном состоянии карманы вагона-весов через тягу 2 и промежуточный рычаг 3 уравниваются грузом 5 через контргрузный рычаг 4. Этот же рычаг 4 через тягу 6 в грузном состоянии передает усилие рычагу 7, к которому присоединен демпфер 8, уменьшающий колебания в упругой системе весового механизма. Весовая пружина 9 на тяге 10 с рейкой взаимодействует с вращающимся указателем веса 11. Усилие, передаваемое на пружину,  $S = k(G/t)T_H$ , где  $G$  — масса материала в карманах вагона-весов;  $t$  — передаточное число весового механизма;  $k$  — коэффициент, учитывающий натяжение пружины для устранения зазоров, равный 1,25. При взвешивании масса уменьшается пропорционально передаточному числу и воспринимается пружиной 9. Пропорционально ей вращается указатель 11.

Конструкция вагона-весов состоит из сварной рамы 4, снабженной буферами 1 и предохранительными фартуками 2. Рама опирается на две тележки 5 с индивидуальными приводами и пневматическими тормозами. В середине рамы смонтированы две воронки (карманы) 7, опирающиеся на рычаги весового механизма, который подвешен к раме. Днище воронки выполнено в виде двух створок, откидывающихся посредством рычажной системы, и пневмоцилиндра 9. Рычажная система исключает возможность самопроизвольного открывания створок. Для поддержания давления воздуха в пневмоцилиндрах в пределах 390–590 кПа на раме установлены компрессоры 3 со змеевиками и воздухооборудованиями 6. При переводе в верхнее положение посредством пневмоцилиндра 9 корпус качающегося редуктора 8 специальной выступом толкает тягу барабанного затвора шихтового бункера, которая в свою очередь поднимает отсекатель затвора. Включением электродвигателя 11 барабан затвора приводится во вращение и материал, высыпаясь из шихтового бункера, попадает в бункер вагона-весов. Вагон-весы снабжены закрытой кабиной управления 10, имеющей принудительную вентиляцию. Управление осуществляется обычно одним человеком, но в 1955 г. впервые в практике доменного производства на Кузнецком металлургическом комбинате оно было полностью автоматизировано для работы без непосредственного управления машинистом.

Вагон-весы имеют защитные блокировки механизмов, исключающие передвижение их, если затворы карманов 7 открыты или корпус качающихся редукторов 8 поднят; открывание затворов карманов 7,



если вагон-весы не стоят над скиповой ямой, если под ними нет скипа или если по программе грузится кокс; продвижение их, если корпус качающихся редукторов поднят. Техническая характеристика вагона-весов: грузоподъемность 25–40 т; вместимость карманов 13–18 м<sup>3</sup>; скорость передвижения 120–180 м/мин. Производительность вагона-весов, кг/ч:  $a = 3600m/l_v$ , где  $m$  — масса рудной части подачи, кг;  $l_v$  — время цикла работы вагона-весов в течение одной подачи, с. Это время определяется из графика работы вагона-весов, связанного с работой скипового подъемника и расположением материалов по бункерам.

**Воронка-весы.** Предназначены для дозирования шихтовых материалов, поступающих в них из бункеров. В зависимости от принятой системы транспортирования число и расположение воронок-весов различны. При загрузке через вагон-весы их применяют только для взвешивания кокса, отсева мелочи кокса и устанавливая в скиповой яме за проходом, а при конвейерной загрузке — в общем потоке после проходов-питателей или в скиповой яме. Воронка-весы состоит из воронки, затвора с электроприводом и весов. Воронку изготавливают из листовой стали и футеруют защитными плитами; устанавливают на платформе весового механизма. Горловина закрыта затвором, работающим от электропривода. Коксовая воронка (рис. 5.75) имеет затвор шибера типа, подвешенный на тросе 3 и движущийся в направляющих 1. Трос через барабан 4 соединен с контргрузом 5, уравновешивающим вес затвора. Электродвигатель 6 через муфту 7 и редуктор 8 передает вращение барабану. К шиберу 2 крепится также переборочный через шкив 10 трос 9, который при опускании и подъеме шибера приводит в движение вал шкива 10, связанного через муфту с командопаром 12, обуславливающим работу привода затвора воронки. Трос 9 натягивается противовесом 11.

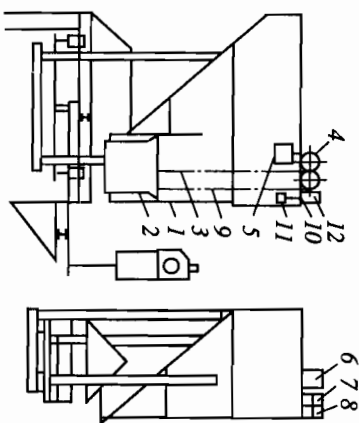


Рис. 5.75. Воронка-весы для кокса

Затвор воронки для агломерата (рис. 5.76, а) вращающегося типа присоединяется к горловине течки 1 воронки осями 5, проходящими через отверстия в щеках 3 затвора. 2 и подвесок, прикрепленных к горловине воронки 6, прикрепленной к стойкам 9. Оси

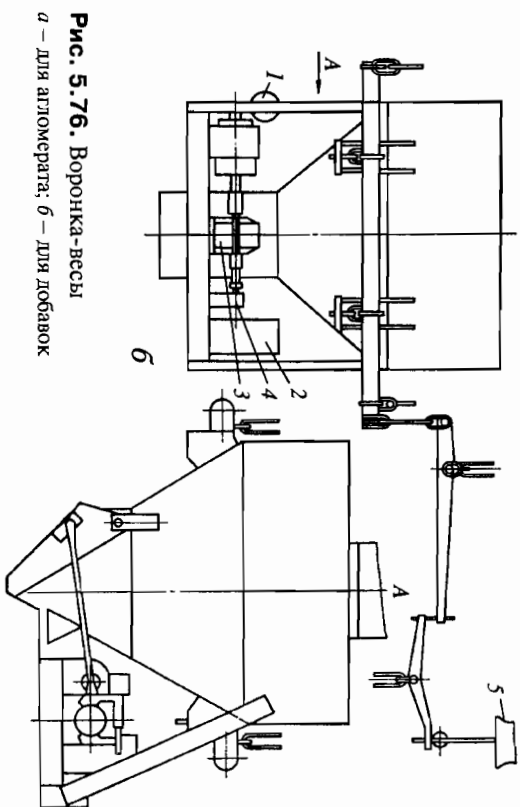
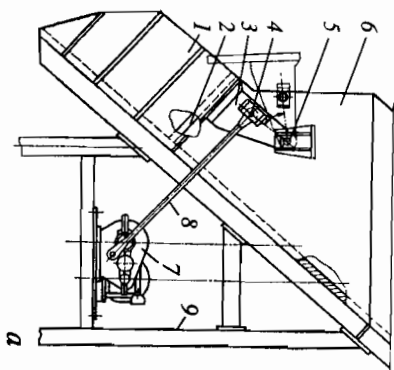
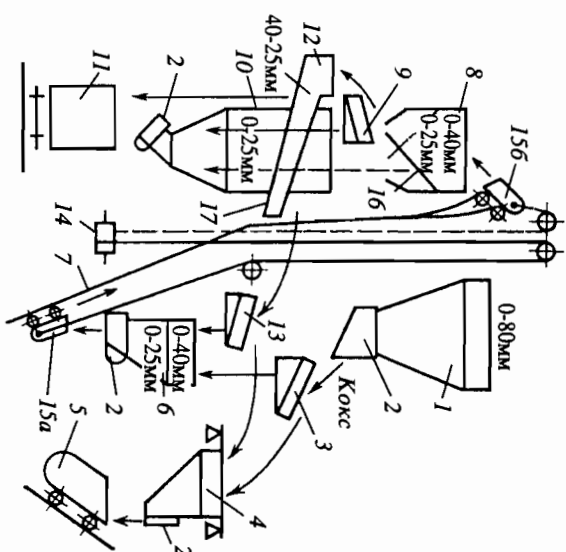


Рис. 5.76. Воронка-весы  
а — для агломерата; б — для добавок

служат для поворота затвора во время его работы. К щекам затвора присоединяются цапфы 4, с которыми шарнирно сопряжены тяги 8, соединенные затем с кривошипными, закрепленными на концах выходного вала редуктора 7. Этот вал через шестеренную передачу связан с валом командопарата. Затвор открывается при повороте кривошипов на 180°.

Затвор воронки для добавок (рис. 5.76, б) отгибается от затвора воронки для агломерата тем, что на втором конце вала электродвигателя установлен шарнир 1, а командопарат 2 приводится в действие через редуктор 3 и тягу 4, шарнирно соединенную с одним из кривошипов привода.



**Рис. 5.77.** Установка для уборки и рассева мелочи кокса

1 - кокосовый бункер; 2 - затвор; 3, 9, 13 - прохот-питатель; 4 - кокосовая воронка-весы; 5 - скип; 6, 8, 10, 12 - бункеры; 7 - подъемник коксовой мелочи; 11 - вагон; 14 - электрообедка; 15 - скип коксовой мелочи в положениях а и б; 16 - перекидной лоток; 17 - желоб

Вес материала передается через грузоподъемные серыги на призмы главных рычагов, последние опираются на серыги, подвешенные к балкам бункерной эстакады. Усилие двух главных рычагов передается через передаточные и выходные рычаги на тягу первичного указателя привода - весовую головку 5. Затворы воронок работают автоматически по установленной для общего потока загрузки программе.

*Скиповые подъемники коксовой и агломерационной мелочи.* Отсеиваемая на грохотах мелочь кокса  $< 25$  мм и агломерата  $< 5$  мм при заборе этих материалов из бункеров удаляется из-под бункерного помещения или скиповой ямы при помощи транспортеров (ширина ленты 650-800 мм) или комбинации их со скиповыми подъемниками коксовой и агломерационной мелочи (рис. 5.77). Для уменьшения потерь кокса на доменных печах часто осуществляют сортировку мелочи на фракции 0-15, 15-25 и 25-40 мм. Фракция 25-40 мм по мере накопления в соответствующем отделении сборного бункера коксороторовки возвращается обратно в печь через автоматически работающий затвор, отрегулируанный с точки зрения массы, объема или времени.

#### 5.6.4. Колошниковые подъемы

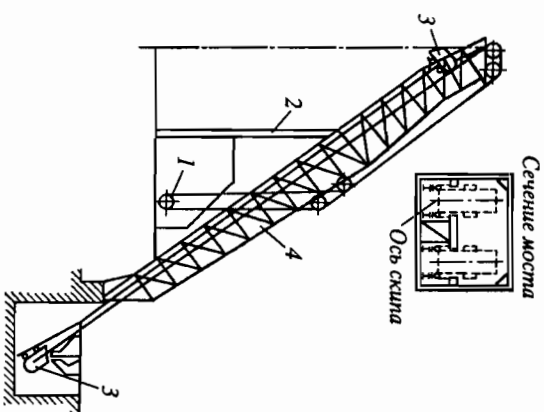
В современной практике существуют два основных вида колошниковых подъемов: скиповой и конвейерный. Основными элементами скипового подъемника (рис. 5.78) являются: наклонный мост 4, колонна-пилон 2, скипы 3 и скиповая подъемная лебедка 1, устанавливаемая в специальном машинном здании, в котором монтируются все электро- и механические аппараты, связанное с управлением грузочной системы доменной печи, в том числе засыпным аппаратом.

Наклонный мост включает следующее оборудование:

1. Шкивы для направления канатов скипового подъема - цельнолитые, стальные с ручьями на ободе по числу канатов в одной ветви скипового подъемника.
2. Консольно-поворотные краны для подъема грузов на наклонный мост во время ремонтов или для смены шкивов (грузоподъемность кранов 2,5-6,5 т).
3. Скипы (рис. 5.79), каждый из которых состоит из кузова, переднего и заднего скатов, упорного устройства. Кузов 2 представляет собой сварную стальную коробку из листов толщиной 10-12 мм с прямоугольным сечением, открытым передним торцом и окруженным задним днищем. Внутренняя поверхность боковых стенок и днища футерована плитами из марганцовистых или других износостойких марок стали.

Упорное устройство 1, или жесткая П-образная рама, состоит из двух тяг 3, шарнирно закрепленных в задней части кузова. Передняя часть тяги скреплена перекладинами, между которыми находятся балансирующие рычаги. Упорное устройство служит для крепления канатов, распределяя усилия на оба канала поровну.

Для определения полезного объема скипа применяется эмпирическая формула  $V_{ск} \sim 0,0065 V_0$ .



**Рис. 5.78.** Кинематическая схема скипового подъемника

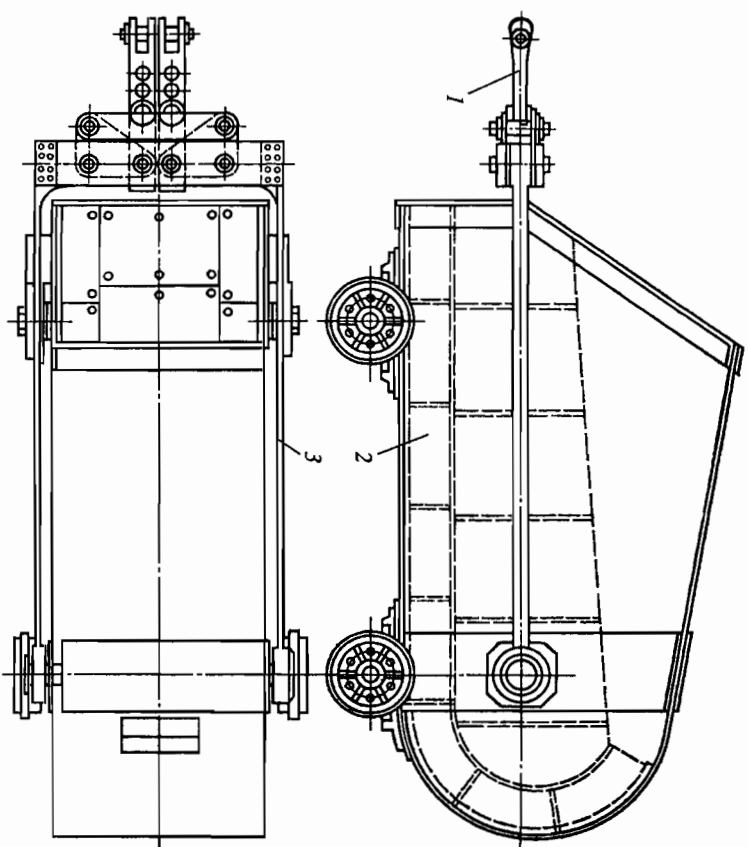


Рис. 5.79. Устройство скипа

где  $V_{\text{ск}}$  — объем скипа,  $\text{м}^3$ ;  $V_0$  — полезный объем печи,  $\text{м}^3$ . Скиповую лебедку выпускают различных моделей, различающихся главным образом мощностными характеристиками в зависимости от полезного объема доменной печи. Лебедка состоит из следующих основных элементов (рис. 5.80): чугунной станины 1, электродвигателей 2, соединительных зубчатых муфт 3, шевронных редукторов 5, колодочных тормозов 4. Редукторы 5 при помощи зубчатых муфт 6 соединены с зубчатой передачей 7, колесо которой закреплено на барабане 8. Кроме того, в состав лебедки входят три командоаппарата 9, центробежный ртутный выключатель 10 и тахогенератор 11.

Лебедки снабжены двумя ступорными устройствами для стопорения барабана относительно станины в ремонтных или аварийных случаях. Устройство имеет крюк, шарнирно связанный посредством троса с стальной гайкой со станиной 1, наклидываемой на валик, вставленный в

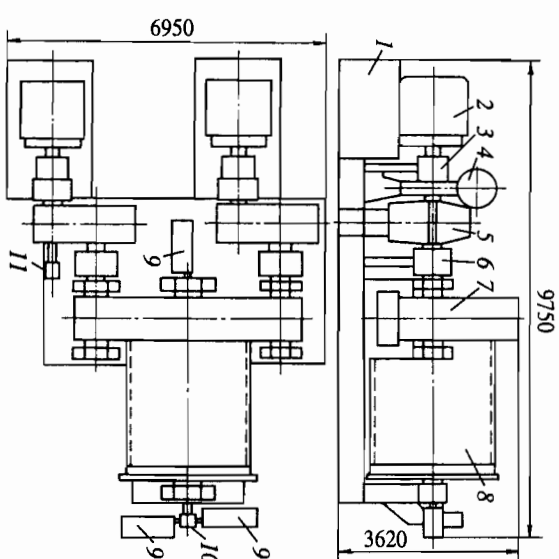


Рис. 5.80. Скиповая лебедка ЛС-29-11

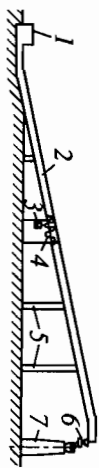
специальное кольцо на барабане. Параметры мощных лебедок приведены ниже:

Тип лебедки	ЛС-29-11	ЛС-39-1
Типовое усилие (максимальная нагрузка скипа), т	(печь 2000–2300 $\text{м}^3$ ) 29	(печь 2700 $\text{м}^3$ ) 39
Скорость движения каната, $\text{м/с}$	3,5	4,0
Диаметр каната, мм	27,5	52,0
Диаметр барабана, мм	2000	2400
Мощность электродвигателя, кВт	480	550/710
Частота вращения, $\text{мин}^{-1}$	685/800	750/960
Число двигателей	2	2

Конвейерный колошниковый подъем осуществляют транспортерами, помещенными в наклонных галереях, состоящих из ферм закрытого или открытого типа (рис. 5.81).

Расчетную нагрузку от конвейера на 1  $\text{м}^2$  галереи принимают ~11,75 кН. Галерея соединяет бункерную эстакаду с колошниковым устройством доменной печи.

Конвейерные системы подачи шихты на колошник применяют как в зарубежной, так и в отечественной практике. В нашей стране они сооружаются на вновь строящихся мощных доменных печах.



**Рис. 5.81.** Конвейерный колошниковый подъем

1 — перегрузочный узел; 2 — галерея ленточного транспортера; 3 — контррешетка; 4 — натяжной вал; 5 — опора; 6 — засыпной аппарат; 7 — доменная печь

Ленту конвейера шириной 2,0 м делают из резинотросовой ткани с разрывным усилием 3,9 кН/см ширины ленты. Угол наклона боковых роликов транспортера (желоб ленты) 30°. Транспортер помещается в закрытой галерее, имеющей опоры из строительных ферм или труб большого диаметра, устанавливаемых по сторонам конвейера. Длина ленты достигает 500 м с подъемом на высоту 70–80 м и углом наклона 12°, рассчитанным на подъем агломерата и окатышей (для агломерата возможен угол наклона 17,5°).

Скорость движения транспортера 2,0–2,5 м/с. Производительность подъема 0,6 м<sup>3</sup>/с при условной часовой производительности 2000 м<sup>3</sup>/ч.

Для привода применяют спаренные электродвигатели постоянного тока мощностью 500–800 кВт с двухбарабанным приводом, устанавливаемые с двух сторон конвейера. Для смены ленты имеются тихходный привод, а также вспомогательные устройства для обнаружения проскальзывания ленты, предотвращения ее разрыва и предупреждения случайного пуска конвейера в период останова.

Считают, что основные достоинства этой системы подачи заключаются в облегчении строительства печей, так как конвейерный подъемник и печь являются независимыми сооружениями. Отпадает сооружение скиповой ямы, что значительно снижает стоимость строительства. Оборудование загрузки находится полностью на поверхности, что облегчает обслуживание и ремонт. Сроки службы ленты в 5–6 раз больше, чем скиповых канатов. Около печи освобождается значительная территория, позволяющая осуществлять припечную грануляцию шлака, при этом отпадает необходимость иметь парк шлаковозных ковшей.

Конвейерная система загрузки обуславливает применение засыпных аппаратов новой конструкции с устройством не менее двух специальных воронок-бункеров для приема материалов с транспортера. Управление работой загрузки автоматическое. Основой автоматизации служит электронная система программирования, охватывающая все операции взвешивания и выдачи шихтовых материалов из весовых воронок, их дозирование и подачу на колошник.

Система выполняет три основные операции: определение массы и состава порции материала с помощью соответствующих цифровых переключателей; установление очередности циклов загрузки, в которых может изменяться очередность подачи различных материалов (посредством дискретных селекторов), и, наконец, фиксация уровня засыпки в печи, определяющего время подачи импульса для начала работы всего цикла загрузки. Системой предусматривается блокировка с сигнализацией о нарушении ее нормальной работы. Остановка одного из звеньев вызывает автоматически остановку всей системы.

Точность взвешивания шихты  $\pm 0,2\%$  массы выданного материала и  $\pm 0,3–0,5\%$  массы материалов в воронках.

## 5.7. ЛИТЕЙНЫЙ ДВОР И ЕГО ОБОРУДОВАНИЕ. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ТРАНСПОРТ ДЛЯ УБОРКИ ПРОДУКТОВ ПЛАВКИ И ИХ РАЗЛИВКИ

### 5.7.1. Общее устройство литейных дворов

Литейные дворы предназначены для размещения желобов для выпуска чугуна и шлака, механизмов, обслуживающих торн доменной печи, сменного оборудования, запасных частей, средств механизации торновых работ и складирования оперативного запаса вспомогательных материалов.

При современной технологии выпуска продуктов плавки непосредственно в ковши размеры их в плане зависят от принятого способа налива ковшей, их емкости, связанного с этим размещения желобов, а также числа чугунных и шлаковых леток. По типу сооружения литейные дворы в зависимости от планировки цеха разделяются на: 1) блочные (общие для двух стоящих друг против друга доменных печей); 2) островные (индивидуальные для каждой печи); 3) двойные (обслуживающие доменные печи островного расположения с двумя или тремя чугунными летками и соответственно с двумя или одной шлаковыми); 4) кольцевые (для печей с четырьмя чугунными летками, одной или вообще без шлаковой летки, с припечной грануляцией шлака); 5) прямоугольные.

Литейные дворы блочного типа сооружались для печей полезным объемом 930–1033 м<sup>3</sup> с закрытым или полужакрытым горном





шаг 12 м. Длина двора рассчитана на одноносковую разливку чугуна и шлака с припечной грануляцией. Однако число и расположение железнодорожных путей рассчитано для работы только с ковшами. Рабочие площадки поддомниками и литейного двора выполняются из железобетонных конструкций, стены — из сборных ребристых панелей. Уклон кровли здания 1 : 10. Аэрация его осуществляется проемами в нижней части стен, в которых, кроме этого, на уровне рабочих площадок делаются окна с поворотными шитами и продольным фонарем с ветробойными шитами, расположенными на коньке здания.

Кольцевой литейный двор впервые был сконструирован для пещей полезного объема 3200—5000 м<sup>3</sup>. Здание его в плане представляет собой правильный многоугольник с кольцевым фундаментом, перекрытым сверху колошниковой площадкой. Стальные колонны здания опираются на железобетонные колонны рабочей площадки. Перекрытие ее состоит из сборных железобетонных панелей, опирающихся на стальные ригели и балки. Стеновые ограждения литейного двора выполняются из волнистого оцинкованного железа или асбестофанеры усиленного профиля. Рабочие места горновых оборудованы душирующими установками.

Аэрация осуществляется поступлением приточного воздуха через поворотные вертикальные аэрационные шиты в стенах литейного двора и кольцевого аэрационного фонаря. Аспирация тепла, газа и пылевыведения производится с помощью стационарных устройств над главным желобом с отсосом газов в количестве до 4·10<sup>5</sup> м<sup>3</sup>/ч, съёмными и стационарными укрытиями над желобами чугуна и шлака с отсосом газов в количестве 3·10<sup>5</sup> м<sup>3</sup>/ч над желобами слива.

Для обслуживания двора круглой планировки имеется шесть железнодорожных путей (по три с каждой стороны: по одному, ближайшему к печи, хозяйственному и по два постановочных для чулуновозов). Чулуновых леток четыре, шлаковых одна, являющаяся запасным устройством с временно устанавливаемым желобом на случай выпуска верхнего шлака (рис. 5.83).

Двор оборудован установками припечной грануляции. Выдача шлака к ним может быть на одну или две стороны литейного двора, что предпочтительнее, так как при этом значительно уменьшаются протяженность желобов и объем работы по их обслуживанию, упрощаются строительные и технические решения рабочей площадки. Разливка чугуна осуществляется через качающиеся желоба в ковши, перебиваемые толкателями. Возможна выдача чугуна в миксерные ковши емкостью до 400—600 т. В этом случае необходимость в качающихся желобах отпадает, что упрощает устройство литейного двора. По периметру его располагаются встроенные помещения станций у-

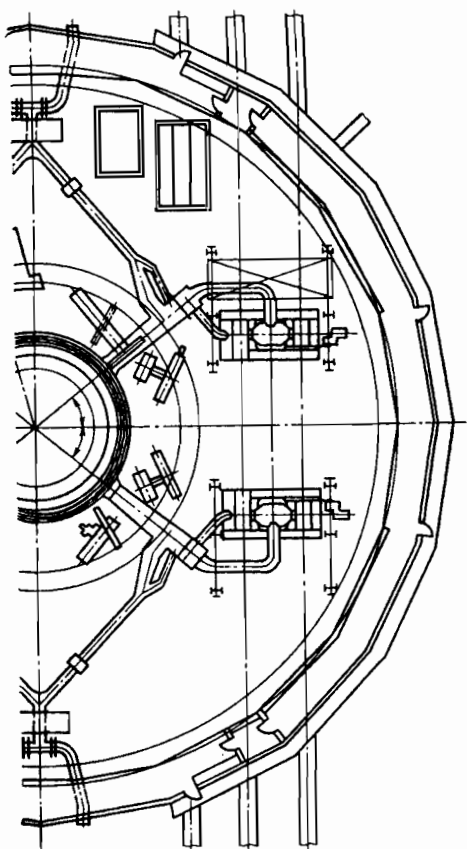


Рис. 5.83. Кольцевой литейный двор

равления электрооборудованием литейного двора, посты управления пушками, помещения для хранения леточной и других масс, лебедки управления клапанами пылеуловителей и вспомогательные помещения для бригад горновых. Для хранения песка имеются два бункера. Под рабочей площадкой размещены помещения для различных вспомогательных объектов, обслуживающих оборудование доменной печи.

Прямоугольная планировка литейного двора (рис. 5.84) решается в виде двух самостоятельных дворов, на каждом из которых производится выпуск чугуна и шлака из двух чулуновых леток. Шлаковых леток нет. Отличием этой планировки от кольцевой являются установка колонн для опор колошниковой устройства, площадки для обслуживания фурменных приборов, кольцевого воздухопровода торчачего дутья и внутренних подкрановых бабкок. Посты управления пушками и водоводом печи размещены на участках рабочей площадки между литейными дворами.

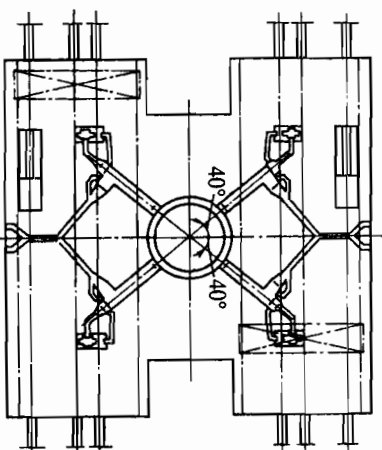


Рис. 5.84. Прямоугольный литейный двор



### 5.7.2. Желоба для выпуска продуктов плавки

Желоба для выпуска продуктов плавки отливают из чугуна и делают различной длины и формы в зависимости от места установки на литейном дворе. Сечение их зависит от максимального количества чугуна и шлака, проходящего через них в единицу времени в период выпуска. По назначению желоба разделяют на чугунные и шлаковые. Основное их различие заключается в том, что чугунные желоба футерованы огнеупорным кирпичом, специально приготовленными углеродистыми блоками и другими термостойкими материалами. Заправку желобов производят обычно желобной массой, изготовляемой по определенной технологии и рецептуре.

В зарубежной практике применяют желоба, изготовленные на бетонной основе, футерованной кирпичом и заправленной слоем углеродистой массы толщиной 100 мм. Масса предохраняется от окисления глиноземистым песком и просушивается газовыми горелками. Смолосодержащие компоненты при этом прококсовываются и придают массе необходимую прочность. Применяют также футеровки по бетону, состоящие из коксовой мелочи и цемента. Уклон желобов принимается равным для чугунных 5–6%, для шлаковых 6–7%. Желоб, соединяющий чугунную литею с так называемым «скиммером» — чугнуной плитой (сифоном), установленным для разделения чугуна и шлака, называется главным желобом, или «торновой канавой». Сечение и длина главного желоба значительно больше остальных желобов. Он является наиболее ответственным участком в общей схеме желобов. Наиболее распространенной конструкцией его является Г-образный желоб, рассчитанный на более полное отделение чугуна от шлака во время выпуска за счет увеличения его емкости.

Скиммер торновой канавы не доходит до ее дна на 200–300 мм. Шлак, имеющий меньший удельный вес, чем чугун, задерживается им и отводится через шлаковые желоба в ковши или грануляционный установку. Чугун, проходящий под скиммером, попадает в распределительную коробку и, переливаясь через так называемый перевал, создаваемый конфигурацией установленного за торновой канавой желоба, поступает в чугунные желоба.

Шлаковые желоба не футеруют и не заправляют, их подсыпают мелким сухим шлаком для предупреждения приварки к ним чугуна, моющего попадать в желоба вместе со шлаком. Поэтому на мапистральх шлаковых желобов делают специальные копыльники — ловушки для улавливания чугуна и его отстоя. Желоба оборудуют отсечными

устройством для распределения чугуна и шлака по ковшам во время выпуска (рис. 5.85, а). Устройство это состоит из лопаты 1, держащей песок со стороны хода чугуна или шлака, цепи 2, прикрепленной к лопате, и головки рычага 3, вращаемого вручную. Ось вращения рычага укреплена на швеллере, соединяющем стойки 4, укрепленные в фундаменте желобов. Вариант дистанционного управления от центрального пневматического привода показан на рис. 5.85, б.

Рост производительности доменных печей привел к увеличению емкости чугуновозных и шлаковозных ковшей, а также к разливке продуктов плавки через желоба новых конструкций, с разделением их на стационарные и подвижные. Новый способ так называемой «одноносовой» разливки чугуна значительно сократил длину постановочных путей, а вместе с этим и размеры литейных дворов.

Желоба по своей конструкции и принципу действия разделяют на передвижные, поворотные с роликовой дорожкой внизу и вверх, качающиеся и с вращающимися распределителями-копыльниками, оборудованными двумя носками.

Передвижные желоба в связи с повышенной потерей чугуна во время передвижки так же, как и желоба с копыльниками, в которых наблюдался большой износ футеровки, распространения не получили.

Поворотный желоб (рис. 5.86) с нижней роликовой дорожкой 1 сварной конструкции делают из листового металла толщиной 12 мм в боковых гранях и 16 мм в днище, а затем футеруют огнеупорным кирпичом. Желоб устанавливают на поворотной раме, осью поворота которой служит шарнирная опора-плита 2 с двумя радиально-опорными

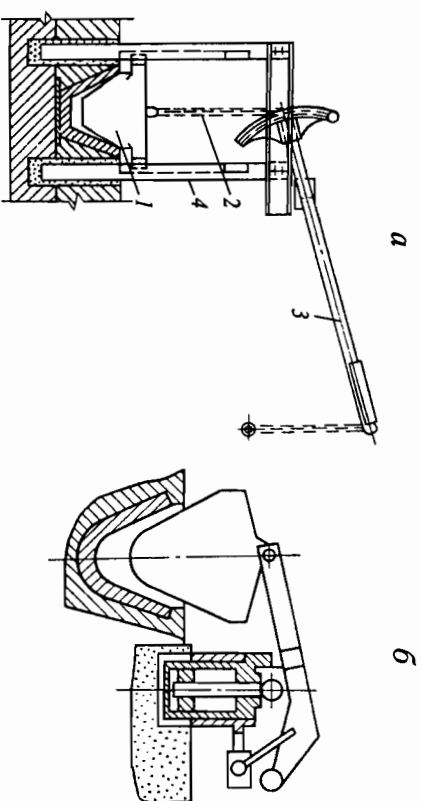


Рис. 5.85. Отсечное устройство для чугуна и шлака (а) и с центральным пневматическим приводом (б)

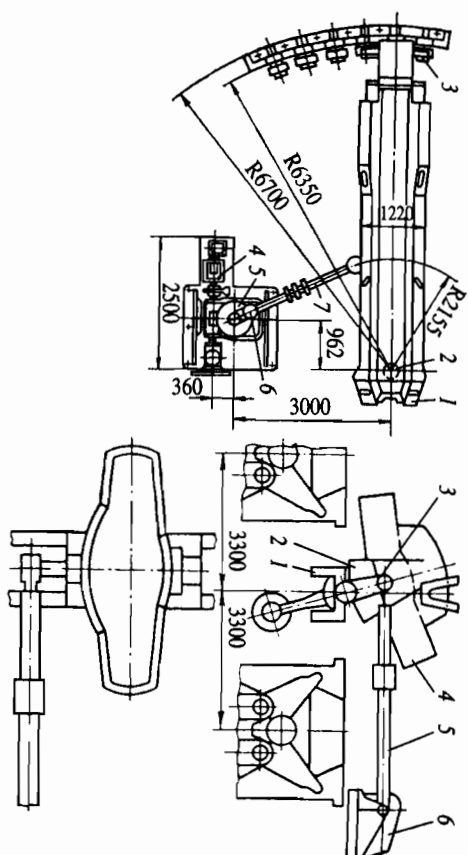


Рис. 5.86. Поворотный желоб

Рис. 5.87. Качающийся желоб с электрическим приводом

подшипниками. Корпус паты делают из стали 35Л. Вторая опора желоба — роликовая дорожка 3 — состоит из шести роликов, на которые опирается башмак, жестко прикрепленный к вертикальной раме желоба. Поворот его осуществляется кривошипно-шатунным приводом 6 от электродвигателя 4 через редуктор 5 и тягу 7 толщиной 100 см, соединяющую ось паты с опорными листами желоба. Управление желобами дистанционное и имеет запасной ручной привод на случай аварийного обесточивания.

Перед выпуском чулуна ковша устанавливают на двух смежных патах: один ковш — под носком стационарного желоба; поворотный желоб при этом отведен в сторону на  $18^\circ$ . При наполнении первого ковша поворотный желоб приводится в движение, в течение 2 с перекачивается струя чулуна (шлака) и, становясь приемной частью стационарного желоба, направляет струю в другой ковш, стоящий на втором пату. После смены ковша над первым носком и наливая под вторым поворотный желоб отводится в сторону и операцию повторяют в указанном чередовании до окончания выпуска.

Качающийся желоб (рис. 5.87) 4 устанавливается в лютке 2 и при повороте вокруг горизонтальной оси последовательно заполняет ковши, стоящие на правом или левом пату. За время налива очередного

ковша производится передвижка состава. Привод 5 желоба кривошипно-шатунный; управление централизованно. Передвижение ковшей производится при помощи толкателя, наличие которого обязательно при работе с передвижными желобами. Скорость передвижения ковшей 30 м/мин с усилием толкателя 147 кН. Питание производится через шланговый провод, перемещающийся вместе с толкателем. Емкость чулуновозных ковшей при одноносковой разливке достигает 600 т.

### 5.7.3. Механизмы для обслуживания горна доменной печи

К механизмам, обслуживающим непосредственно горн доменной печи, относятся машины для открывания чулунной летки, пушки для закрывания чулунной летки, шлаковые стопоры для закрывания шлаковых леток, механизмы для смены воздушных фурм.

*Машины для открывания чулунной летки.* Огнеупорный материал в канале чулунной летки после ее закрывания представляет неоднородную по прогреву и твердости массу. Часть ее, граничащая с рабочим пространством горна, находится в раскаленном оплавленном состоянии, затрудняющем вскрытие канала при последующем выпуске. В то время канал должен иметь строго заданный уклон (в пределах  $13-15^\circ$ ), быть максимально ровным, не иметь трещин и выбоин на своей поверхности, так как они могут быть очагами разрушения канала пролуктами плавки во время выпуска. Поиски средств, удовлетворяющих этим требованиям, привели к созданию машин для открывания чулунных леток. Эти машины по принципу действия делятся на сверлильные, ударные и комбинированные. Машины устанавливают непосредственно у доменной печи около главного желоба.

Наибольшее применение имеют сверлильные машины. Леточный канал вскрывается ими до 80–85% своей длины, до раскаленной твердой пробки. Последняя прожигается при помощи кислорода, подаваемого шлангом (трубка диаметром 8 мм). Применяют также взрывной метод разрушения пробки при помощи кумулятивного заряда, вводимого в канал после рассверливания его до раскаленного материала. Взрыватель снаряда состоит из трех частей. В головку его встроены пробойник и заряд взрывчатого вещества. Головка выполнена из материала, выдерживающего температуру  $1100^\circ\text{C}$  в течение 5 мин. Средняя часть взрывателя — это капсюль с проводом длиной 15 м и третья его часть — картонная трубка. Отогретые концы проводов шунтируют для предотвращения взрыва от блуждающих токов. Летку свер-

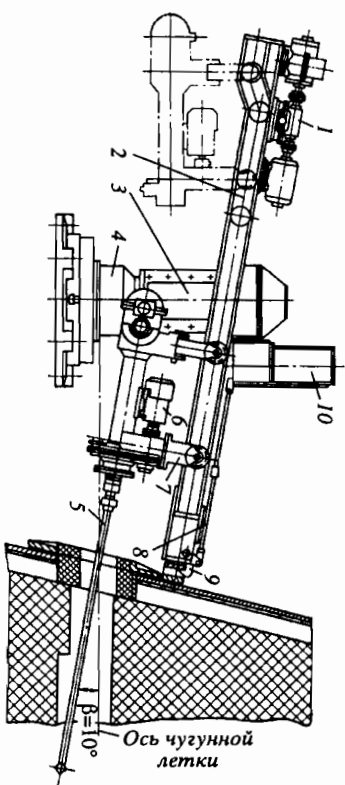


Рис. 5.88. Сверлильная машина с дистанционным управлением

лят на глубину 1320–1350 мм, затем закладывают и взрывают снаряд.

Машины ударного действия разрушают корковый слой, но при этом наносят значительное повреждение в менее прочных зонах канала, поэтому они распространения не получили.

Существуют различные модификации сверлильных машин, работающих по принципу вращательного бурения, например электробур завода «Азовсталь», КМК, Гипромеза и др. Одна из современных моделей представлена на рис. 5.88. Основными узлами машины являются каретка 7, состоящая из механизма сверления 6, рамы и опор с катками и полого бора 5, крепящегося патроном к выходному валу редуктора, через который в бур подается сжатый воздух для удаления пыли из канала летки при сверлении. Редуктор соединен муфтой с электродвигателем.

Механизм передвижения каретки состоит из направляющей 2, привода 1 с цепной передачей и устройством для регулирования угла наклона направляющей 2. Для фиксации машины при сверлении предусмотрен механизм захвата 8 с защелкой 9.

Поворотное устройство состоит из неподвижной колонны 4, поворотной консоли 3 и механизма поворота 10. Соединение направляющей с поворотным устройством осуществляется винтовой передачей. Вращение машины на заданный угол обеспечивается конечными выключателями. Скорость движения каретки в направлении к летке меньше, чем от нее. Управление машиной дистанционное.

Пушки для закрытия чугунной летки (рис. 5.89) устанавливаются на поворотном кронштейне, укрепленном на колонне, стойке, как и сверлильные машины, около главного желоба. Механизм прессования обычно поршневого типа, одноцилиндровый. В зависимости от вида энергии, приводящей механизмы в действие, пушки подразделяются на электрические, гидравлические и пневматические. Преиму-

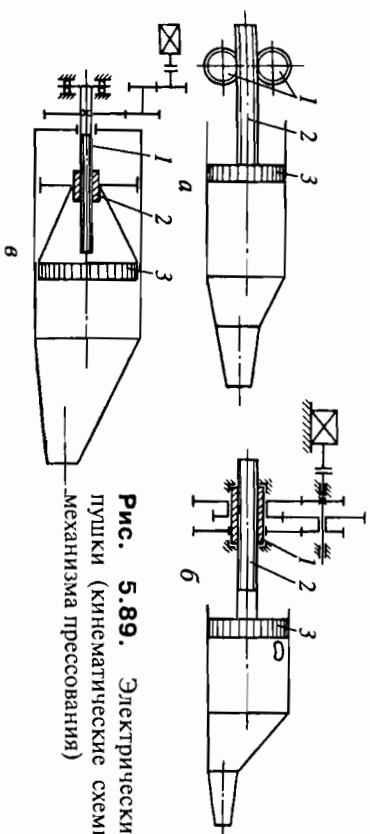


Рис. 5.89. Электрические пушки (кинематические схемы механизма прессования)

шественно применяют пушки с электроприводом, кинематические схемы механизма прессования которых бывают реечные и винтовые с подвижным винтом и подвижной гайкой. На схеме а дан реечный привод. Шестерни 1 приводят в движение рейку 2, связанную с поршнем 3. На схеме б привод винтовой с подвижным винтом. Гайка 1 вращается, заставляя винт 2, связанный с поршнем 3, поступательно перемещаться. На схеме в приведен винтовой привод с подвижной гайкой. При вращении винта 1 гайка 2 соединяется с поршнем 3, поступательно перемещаясь вместе с ним. Винтовые механизмы более компактны, хотя КПД их ниже, чем для реечных. В гидравлических пушках создали цилиндра для леточной массы имеется гидропривод, поршень которого связан с поршнем механизма прессования.

От заделки чугунных леток ручным способом до современных пушек с высоким давлением в практике доменного производства применялись пушки, движение поршней у которых осуществлялось сжатым воздухом или паром. Объем рабочих цилиндров был недостаточен и запорная масса в процессе закрытия летки давалась дополнительно, что было небезопасно для обслуживающего персонала.

Однако уже при эксплуатации пушек «Броуза» впервые в доменной практике на КМК в 1936 г. было освоено закрывание чугунных леток на полном ходу печи при избыточном давлении горячего дутья не менее 127–147 кПа. Современные пушки различаются отделенными деталями, типом привода и различной мощностью рабочего давления на поршень.

Наибольшее распространение имеют пушки УЗТМ типов Э-6-050, Э-7-050 и Э-17-050 Южуралмашзавода и некоторые заводские конструкции, например комбината «Азовсталь», КМК и др. Первый и третий типы предназначены для печей с коническим кожухом горна, второй — с цилиндрическим.

На рис. 5.90 приводится устройство электропушки типа Э-17-050, основными узлами которой являются пушка, прижимное и поворотное устройства и система централизованной смазки. К основным деталям узла пушки относятся: рабочий цилиндр 1; переходной патрубок 5 с носком 4 для выхода леточной массы; поршень, перемещающийся внутри цилиндра и соединенный с винтом; редуктор 2, соединенный муфтой с электродвигателем 3. В верхней части цилиндра 1 имеются два люка с крышками. Прижимное устройство необходимо для подачи носка пушки в летку, удерживания его в этом положении и вывода из летки после выдачи леточной массы. Устройство состоит из лафета 8, тележки 9, ролики которой движатся в пазах лафета 8, конической передачи с винтом, расположенной в редукторе 6, муфты передельного момента и электродвигателя 7. Назначение механизма захвата, сблокированного с прижимным устройством, — удерживать пушку в футляре чугунной летки при ее закрытии. Механизм захвата состоит из зашелки 12, вращающейся на оси, рычагов и тяг 11, опорного кронштейна 10 и установленного на кронштейне длинноходового электромагнита 17, управляющего движением зашелки 12.

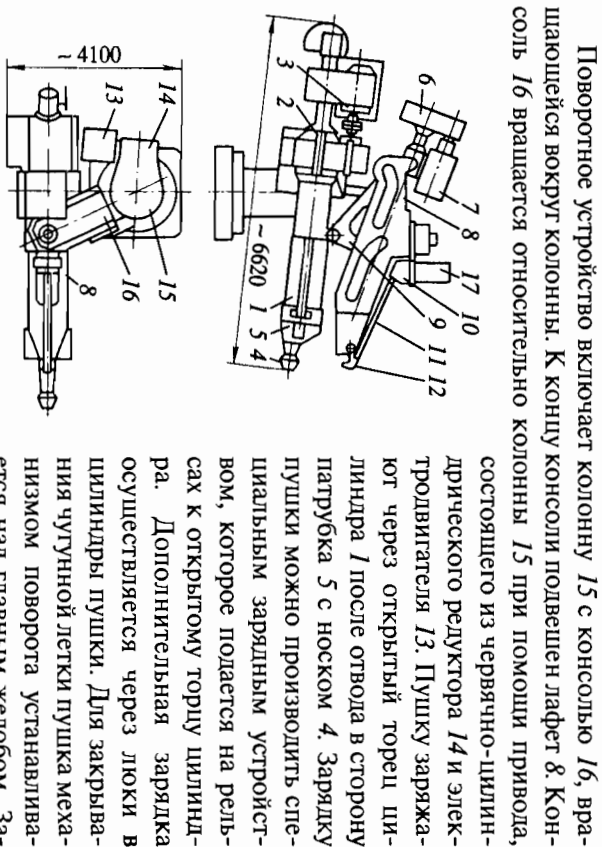


Рис. 5.90. Электропушка типа Э-17-050

Поворотное устройство включает колонну 15 с консолью 16, вращающейся вокруг колонны. К концу консоли подвешен лафет 8. Консоль 16 вращается относительно колонны 15 при помощи привода, состоящего из червячно-цилиндрического редуктора 14 и электродвигателя 13. Пушку заряжают через открытый торец цилиндра 1 после отвода в сторону патрубка 5 с носком 4. Зарядку пушки можно производить специальным зарядным устройством, которое подается на рельсах к открытому торцу цилиндра. Дополнительная зарядка осуществляется через люки в цилиндры пушки. Для закрытия чугунной летки пушка механизма поворота устанавливается над главным желобом. Зашелкой 12 захватывается скоба на кожухе печи. Механизм прижима может опускать носок 4 под углом до 17°, подводить его

к футляру чугунной летки и удерживать его в нем. Затем в канал летки вводятся леточная масса из рабочего цилиндра пушки. После этого прижимное устройство возвращает пушку в исходное положение, зашелка 12 при помощи электромагнита 17 поднимается и механизм поворота отводит пушку от желоба. Ниже приведена техническая характеристика пушек трех моделей:

Модель пушки	Э-6-050	Э-7-050	Э-17-050
Полезный объем рабочего цилиндра, м <sup>3</sup>	0,5	0,5	0,5
Диаметр рабочего цилиндра, мм	650	650	650
Ход поршня, мм	1505	1505	1505
Усилие, действующее на поршень, т	235	235	235
Диаметр отверстия носка пушки, мм	150	150	150
Скорость выхода леточной массы из носка пушки, м/с	0,19	0,19	0,19
Мощность электродвигателя, кВт:			
механизма прессования	47	47	47
прижимного устройства	25	34	30
поворотного устройства	8	8	8
Масса, кг	30020	29730	30850

В связи с применением новых запорных (леточных) так называемых безводных масс заводом «Уралмаш» сконструирована пушка с объемом цилиндра для запорной массы 0,25 м<sup>3</sup> (рис. 5.91). Ниже приведены ее технические показатели:



Рис. 5.91. Пушка УЭ1М для безводной леточной массы

Давление леточной массы под поршнем, МПа (кг/см <sup>2</sup> ) .....	≥ 12,75 (130)
Скорость выхода леточной массы из носка, м/с ...	≥ 0,21
Масса с фундаментной плитой и электрооборудованием, кг .....	≤ 45 700 (по расчетным данным)
Средний срок службы (до списания), лет .....	10.

Пушка установлена на печи 5580 м<sup>3</sup> и предназначена для доменных печей по мере перехода их на работу с безводной леточной массой.

В практике ФРГ известны пушки фирмы «Данто-Диненталь» для печей большой и средней мощности (тип 250/30), техническая характеристика которых следующая: диаметр рабочего цилиндра 550 мм; ход поршня 1025 мм; полезный объем цилиндра 0,25 м<sup>3</sup>; скорость движения поршня 0,45 м/с; скорость выхода массы из носка пушки 2,19 м/с; диаметр отверстия носка 150 мм.

В Японии (завод в Нагоя) применяют пушки с гидравлическим приводом. Объем рабочего цилиндра пушек 0,25–0,3 м<sup>3</sup>, усилие на поршень до 343 т. На некоторых металлургических заводах зарядку пушек производят специальным устройством через их носок с помощью специальных конвейеров, заполненных леточной массой в отделе ления подготовленной массы, и гидравлической установки для перегонки леточной массы в ствол пушки.

**Шлаковый стопор.** Открывание и закрывание шлаковой летки осуществляют шлаковым стопором. Конструкции стопора разнообразны, из них наиболее распространен рычажный стопор, модернизированный Типромезом (рис. 5.92). Рычажный стопор крепится на кронштейне над шлаковой леткой и состоит из двух шарнирных четырехзвенников  $OABO_1$  и  $O_1A'B'O'$ , соединенных шатуном  $BB'$ , обеспечивающим синхронность их движения. В точках  $C$  и  $C'$  шатунов  $ABC$  и  $A'B'C'$  шарнирно присоединена пустотелая штанга с пробкой 2, прижимающейся к шлаковой фуре грузом 3.

Извлечение пробки стопора из шлаковой фуры и отвод его от шлаковой летки осуществляют пневматическим или электрическим приводом, связанным со штангой стопора канатом 4. Выбивку шлаковой фуры осуществляют устройством 5. Для регулирования положения стопора по вертикали предусмотрена эксцентриксовая ось 6.

**Механизация смены воздушных фур.** Смена воздушных фур — тяжелая трудоемкая операция, поэтому в практике доменного производства существует ряд проектных разработок с целью создания конструкций машин, при помощи которых можно механизировать эту работу. В отечественной промышленности первые попытки относятся

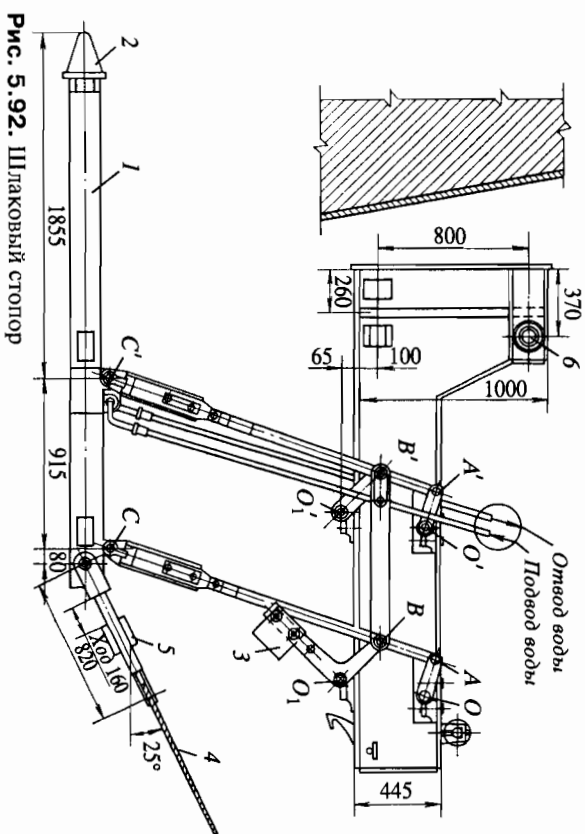


Рис. 5.92. Шлаковый стопор

к 1937 и 1950 гг. Одной из конструкций явилась машина, разработанная институтом «Типросталь» и опробованная на Криворожском металлургическом комбинате. Однако, как и все другие конструкции, при значительном облегчении ручного труда она имеет ряд недостатков, в силу которых не получила распространения. Главным из них является отсутствие механизации всех рабочих операций.

Совершенствование конструкций этих машин ведут в направлении механизации работ при замене существующего типового фурменного прибора и новой его конструкции.

#### 5.7.4. Механизация работ на литейном дворе

Вопросы механизации трудоемких процессов доменного производства являются исключительно важными. Они не решены полностью, несмотря на значительный объем осуществленных для этого мероприятий как различными конструкторскими и научно-исследовательскими организациями, так и силами работников производства. В настоящее время к оборудованию, механизированному трудоемкие работы на литейных дворах доменных печей, относятся: краны литейного двора (в блочных, островных и прямоугольных литейных дворах — мостовые, в круглых — кольцевые с приспособлением для обслуживания



ния горна печи, в частности для смены фурм); напольные консольные поворотные краны; трамбовки и рыхлители вибрационного действия; различные устройства для подрыва и удаления скрапа; фрезы для разделки футляра чулунной летки; устройства для набивки его и резак для вырезки в нем отверстий; машины — механизированные передвижные балки для обслуживания желобов доменных печей и литейных дворов; рейферы малой емкости (0,25 м<sup>3</sup>) для уборки и подачи материалов в случае уборки и заправки чулунных и шлаковых желобов.

Мостовые краны предназначены для подачи всех вспомогательных материалов, запасных частей и сменного оборудования, уборки скрапа и мусора. Краны снабжены съемными рейферами, электромагнитами и клешами, с помощью которых проводят уборочные работы на литейном дворе, погрузочно-разгрузочные операции с контейнерами и железнодорожными вагонами. Грузоподъемность кранов 20—30 (большой) и 5 т (малый подъем); грузоподъемность электромагнитов 0,5, рейферов 5 т.

Впервые примененные в отечественной практике на печах 3200—5000, 5500 м<sup>3</sup> колыевые краны (рис. 5.93) конструкции ВНИИметаша состоят из моста с шахтой для колонны (грузоподъемностью 1,6 т и высотой подъема 5,2 м); механизма для передвижения крана, тележки (грузоподъемностью 20(5) т и высотой подъема 20 м); колонны с крюковой консолью (грузоподъемностью 3,2 т); электрооборудования.

Мост состоит из продольных балок коробчатого сечения, соединенных торцевыми балками с площадками для размещения оборудования. Ширина пролета крана 24 м, радиус внутреннего рельса 10,6 м. На одной из продольных балок моста смонтирована шахта для колонны. Механизм передвижения состоит из четырех ходовых колес, установленных по концам торцовых балок, шести горизонтальных опорных роликов, расположенных у ходовых колес, и двух раздельных приводов, размещенных на площадке моста у соответствующих приводных колес с ребордами.

Кран имеет две скорости — основную и доводочную. Разные скорости на наружных и внутренних подкрановых рельсах в соответствии с их радиусами достигаются в результате неодинаковых передаточных чисел редукторов механизма передвижения и диаметров ходовых колес крана.

Крановая тележка имеет механизмы главного и вспомогательного подъемов и передвижения. К ней можно подвешивать рейфер. Колонна с крюковой поворотной консолью включает колонну, смонтированную в шахте моста, механизм подъема колонны, крюковую кон-

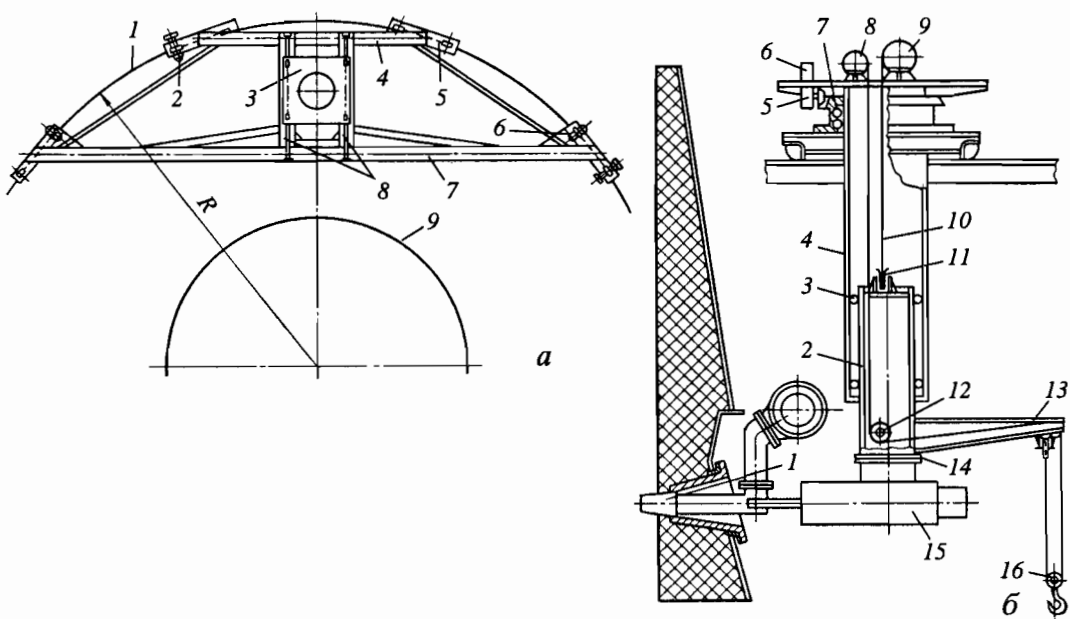


Рис. 5.93. Кран радиально-хордовый (а) и его колонна (б)



соль, механизм поворота консоли, механизм подъема крана и механизм изменения вылета консоли. Вращение консоли ограничено углом  $325^\circ$  в обе стороны от направления консоли в сторону печи. Управление краном осуществляется из кабины, а механизмами машины для смены фурм — с пульта на машине.

*Радиально-хордовый кран* (рис. 5.93, а). Для производства менее трудоемких работ на литейных дворах колыцевого типа устанавливают дополнительно мостовые радиально-хордовые краны. Они предназначены для колыцевого обслуживания доменной печи и дают возможность механизировать все работы у горна. Конструкция крана (так же, как и колыцевого мостового) разработана ВНИИМеташ совместно с ВНИИТмаш и Ленинградским заводом подъемно-транспортного машиностроения.

Мост крана расположен на круговом однорельсовом подкрановом пути 1. Пролетные балки 8 моста расположены параллельно радиусу доменной печи 9 (или подкранового пути), проходящему через центр крановой тележки, и прикреплены к короткой 4 и длинной 7 концевым балкам. Длина балок равна длине соответствующих хорд окружности подкранового пути. Каждая концевая балка с помощью балансирных тележек 5 опирается на подкрановый путь. При движении моста крана по подкрановому пути продольная ось тележки 3 всегда направлена по радиусу к центру печи (центр катания крана). Тележка перемещается вдоль этого радиуса. Привод 2 передвижения моста раздельный, размещен на противоположных концах моста по диагонали и исключает пробуксовку приводных колес при любом положении тележки на мосту. Горизонтальные усилия, возникающие при перемещении крана, воспринимаются горизонтальными роликами 6.

На тележке смонтирована колонна 2 (рис. 5.93, б), которая перемещается в вертикальной плоскости от привода 9 с помощью троса 10 через блок 11. Горизонтальные усилия на колонне воспринимаются роликами 3, расположенными внутри шахты 4. К колонне прикреплены консоль 13, несущая подъемный крюк 16. Крюк поднимается лебедкой 8, установленной на тележке. Канат проходит через отклоняющие блоки 12. К фланцу 14 колонны может быть прикреплен механизм обслуживания доменной печи, например устройство 15 для смены фурм 1. Шахта приводится во вращение от привода 6 посредством двух шестерен 5, бóльшая из которых прикреплена к шахте и опирается на раму тележки через шариковое устройство 7.

Техническая характеристика крана:

Грузоподъемность главного привода подъема колонны (включая ее массу и механизм для обслуживания доменной печи), т	8
Высота подъема соответственно, м	2—14
Передвижение крана (моста) в обе стороны, трад	342
Угол поворота колонны, трад	$\pm 360$
Скорость главного подъема, м/мин	1,2
Скорость вспомогательного подъема, м/мин	17,5
Поворот колонны, об/мин	0,87
Передвижение, м/мин:	
тележки	7,3
моста крана	8,6
Общая масса крана, т	35.

### 5.7.5. Механизация трудоемких работ

Выполнение всех рабочих операций, связанных с обеспечением нормальных условий работы доменной печи и ее вспомогательных агрегатов, требует значительной затраты времени и труда. Качество и своевременность выполнения операций является важным звеном в общей организации доменного производства. В связи с этим в современных условиях осуществляется механизация трудоемких, а подчас и небезопасных работ, значительно облегчающих труд обслуживающего персонала. Наибольший удельный вес из этих работ имеют операции на литейном дворе доменной печи, которые составляют более 80—90% общего числа выполненных операций. К ним относятся: подготовка к выпуску чугуна, собственно сам выпуск и подготовка к следующему, регламентированному соответствующим графиком, исполнение которого — важное звено в технологии доменной плавки.

Выполнение этих операций обеспечивается оборудованием:

1. Электрооборуд с охлаждаемой головкой с приспособлением для выдувки разрушаемой леточной массы при открытии чулунной летки с применением кислорода.

2. Пушка для закрытия чулунной летки, имеющей в настоящее время уменьшенные габариты в связи с применением безводной запорной массы ( $\text{H}_2\text{O} - 3-4\%$ ). Расход ее на закрытие чулунной летки значительно уменьшен по сравнению с ранее применяемой обычной леточной массой.

3. Механизированный шлаковый стопор (там, где сохранились шлаковые летки).

4. Консольный кран для подготовки к выпуску главного желоба и последующего его ремонта.

5. Кольцевые и мостовые краны для производства всех работ на литейном дворе.

6. Механизация управления «отсечками» направляющих продуктов плавки на выпуске по ковшам.

7. Защитные плиты на желобах и местах слива для уменьшения выброса вредных веществ в атмосферу.

8. Бимсовая дорожка под кольцевые воздухопроводы горячего дутья для смены фурменных приборов.

В отлежных случаях устраивается заезд для автотранспорта на литейный двор для доставки вспомогательных, запорочных материалов и сменного оборудования, а также для уборки.

В помещении воздухонагревателей устанавливаются мощные тали для смены клапанов горячего дутья, шибров холодного дутья и установки газовых горелок.

Кроме указанного оборудования горновой персонал имеет набор ручного инструмента, применяемого при работах на литейном дворе, смене воздушных фурм, шлаковых приборов и заправке чулунных и шлаковых желобов.

## 5.7.6. Технологический транспорт

Для перевозки продуктов плавки от доменной печи до пунктов разливки используют чулуновозные и шлаковозные ковши. Чулуновозные ковши по форме разделяют на конические, грушевидные и сигарообразные. Коническая форма, рассчитанная на грузоподъемность 60–80 т, менее рентабельна с точки зрения сохранения тепла, ковши такой формы имеют большие потери чугуна. Ковши грушевидной формы имеют грузоподъемность 100–140 т и в настоящее время являются наиболее распространенными. Сигарообразные ковши предназначены для транспортировки чугуна в жидком виде на относительно далекие расстояния.

Чулуновозы грушевидной формы (рис. 5.94) состоят из чаши 7, рамы 8 с автосцепками 9 и ходовых тележек 2. Чаша выполнена в виде сварного кожуха из листового металла толщиной 24 мм. Корпус ковша цилиндрический, имеет сферическое или плоское днище и конусообразную съемную торловину 1 с эллиптическим отверстием. К средней наружной части кожуха прикрепляют (диаметрально по ходу ковша) две щеки 5, имеющие цапфы 4, 6 и две лапы 3. Боковые цапфы 6 служат для опоры чаши на раму тележки, центральная 4 — для съема чаши с тележки. Лапы 3 служат для опоры чаши на стенд в случае кантовки ковша на разливочной машине при сливе чугуна. Чашу

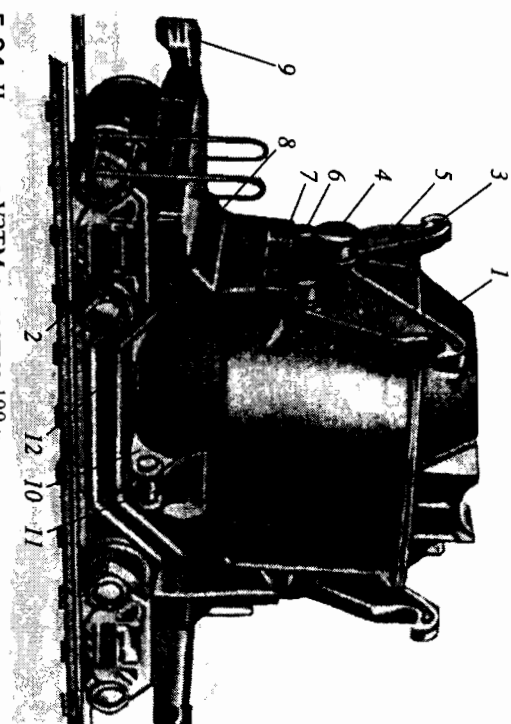


Рис. 5.94. Чулуновоз УЗ1М емкостью 100 т

футеруют огнеупорным шамотным кирпичом толщиной до 230 мм (в два оката по 115 мм). Между футеровкой и телом чаши делают асбестовую теплоизоляционную прокладку.

В нашей стране практикуется упрочнение кладки путем науглероживания кирпича непосредственно в ковше после его футеровки.

В практике зарубежных заводов для футеровки чулуновозов применяют керамические прочняющиеся кремнекислые массы на базе песков и кварцита ( $>90\% \text{SiO}_2$ ). Массы утрамбовывают по шаблону или наносят методом торкретирования.

В днище чаши делают отверстие для выхода влаги при сушке и первом наливе ковша. Снизу чаши делаются два приспособления, состоящие из проушин 10 с валиком 11, для кантовки чаши при помощи крюка кантовочной лебедки. Раму чулуновоза изготовляют из двух лафетов, соединенных гнутыми сварными балками 12 с закрепленными на них стойками для опоры чаши. Ходовые тележки двухосные для нормальной железнодорожной колеи (1524 мм), с давлением на ось до 390 т. Применение тележек такой мощности уменьшает длину чулуновоза, увеличивает его емкость, приходящуюся на единицу длины (расстояние между автосцепками), и уменьшает длину желобов на литейном дворе. Тележки чулуновозов снабжены автосцепками 9.

Ковши сигарообразной формы (рис. 5.95, а) и миксерного типа (рис. 5.95, б) устанавливают на двух платформах, закрепленных на четьрех двухосных ходовых тележках. На одной из платформ монтируют механизм вращения ковша. Грузоподъемность таких ковшей дос-

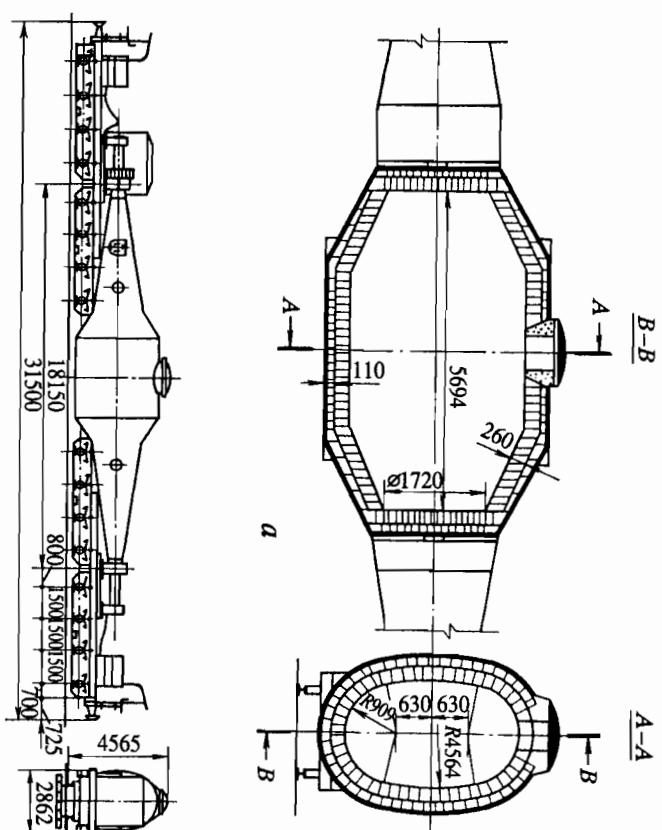


Рис. 5.95. Ковш

а — ситарообразный; б — миксерный (емкость 150 т)

тигает 600 т. Эксплуатация их требует специальных устройств для слива. Ковши этого типа применяют в зарубежной практике для перевозок чугуна на заводы, не имеющие доменного периода, на расстояние 20–30 км и более. Доказана возможность перевозки жидкого чугуна на расстояние свыше 300 км по путем общего назначения. Впервые такие перевозки были осуществлены в 1928 г. в Англии между заводами в Фамилтоне и Милтоне на расстояние 19 км в ковшах емкостью 175 т.

В настоящее время перевозка жидкого чугуна практикуется в России, Англии, Франции, Бельгии и других странах.

Температура в миксерных чугуновозах достигает 1250–1300 °С. Согласно теоретическим расчетам, среднее понижение температуры жидкого чугуна в чугуновозе составляет 5 °С/ч. Особое внимание обращают на качество и состояние огнеупорной футеровки, рабочий слой которой делается из алумосиликатного кирпича (до 65%  $Al_2O_3$ ) или из силиманита (42%  $Al_2O_3$ ). Рабочий слой кладки составляет 260 мм. За ним находится предохранительный слой футеровки 110 мм. Между

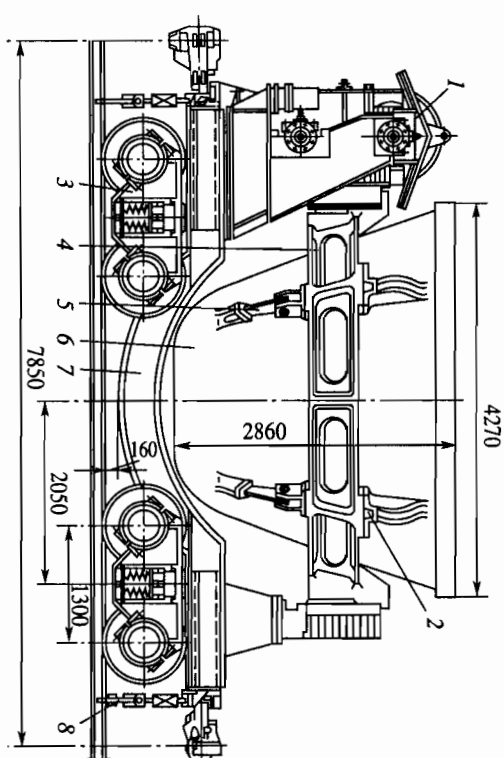


Рис. 5.96. Схема шлаковоза с ковшом емкостью 16,5 м³

ним и корпусом ковша помещают изоляционный слой из низкоплотного материала толщиной 40 мм.

Центральную часть чугуновоза выполняют цилиндрической, что позволяет заливать максимальное количество чугуна при габаритных размерах, удовлетворяющих требованиям стандарта, и иметь минимальные тепловые потери. Для уменьшения этих потерь наружную часть ковша защищают листами толщиной 25 мм, что обеспечивает температуру наружной поверхности корпуса не более 80 °С.

Скорость движения поезда с ковшами 40 км/ч; состав поезда комплектуется из 3–4 ковшей.

Шлаковозные ковши (рис. 5.96) служат для транспортировки жидкого шлака на шлаковый отвал или грануляционные установки.

В проектах современных печей применение ковшей ограничено в связи с сооружением гранулирующих устройств непосредственно около литейных дворов.

Существующие типы шлаковозов различаются емкостью чаши (11; 16,5 м³), устройством механизмов опрокидывания и конструкциями некоторых деталей.

В практике отечественного доменного производства эксплуатируются ковши типа «Поллок», механизированные Стальпроект и ДЗМО (Днепропетровский заводом металлургического оборудования). Ковши, механизированные Стальпроект, изготавливают в двух вариантах в зависимости от емкости: 11 и 16 м³ при угле поворо-

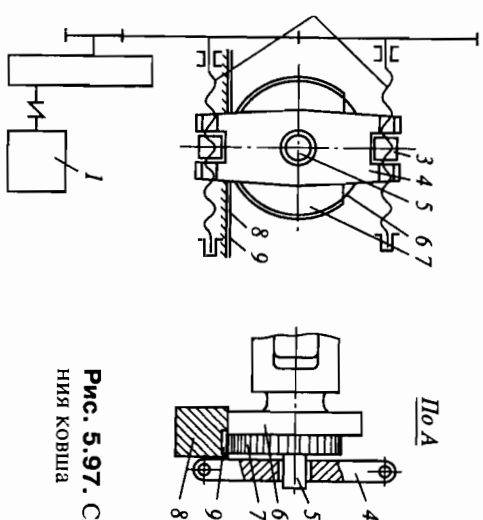


Рис. 5.97. Схема механизма опрокидывания ковша

та  $116^\circ$  и мощности двигателя механизма опрокидывания 28 кВт. Для ковшей, механизированных ДЗМО, эти параметры соответственно составляют: емкость 16,5 м<sup>3</sup>, угол поворота  $116^\circ$  и мощность двигателя 22 кВт.

Наиболее распространенный тип шлаковоза ДЗМО, состоящий из ковша (чаши) 6, опорного кольца 4, рамы 7, ходовых тележек 3 и механизма опрокидывания 1. Чаши эллиптической формы (стальные, нефутерованные) лапами 2 опираются на кольцо. Для точной фиксации чаши на лапах имеются впадины, а на опорном кольце — выступы. При опрокидывании чаши во время слива шлака она удерживается в опорном кольце упорами 5, шарнирно закрепленными в опорном кольце и входящими в пазы приливов ковша. Во время кантовки рама ковша закрепляется за рельсовый путь клещевыми захватами 8. Опорное кольцо также стальное, литое с проемами для лучшего охлаждения чаши.

Механизм опрокидывания ковша (рис. 5.97) состоит из электродвигателя 1, передающего вращение винтом 2, вдоль которого двигаются гайки 3, закрепленные в траверсе 4. Средняя часть траверсы имеет отверстие с вкладышем. Консольная ось 5 опорного кольца входит в отверстие траверсы, которая поступательно вращается при вращении винтов. Опорное кольцо с чашей совершает прямойное поступательное движение и вращение вокруг оси бегунов 6. Кольцо составляет одно целое с бегунами, а зубчатые сектора 7 напрессовываются на цапфы. Направляющие лафета 8 служат для перемещения бегунов, а зубчатые сектора 7 находят в сцеплении с рейками 9, 9,

что обеспечивает поступательное перемещение и поворот кольца с чашей. Ранее применявшиеся ковши без механизма опрокидывания, например ковши «Дюгерста», имели более простую конструкцию, но требовали дополнительных механизмов для опрокидывания чаши — железнодорожных паропутевых кранов, усложняющих эксплуатацию шлаковозного парка. Шлаковозы снабжаются автоцепями и пневматическими тормозами.

### 5.7.7. Разливочные машины

Чугун, отправляемый за пределы завода или на склад холодно-го чугуна, разливают на разливочных машинах, представляющих собой отдельную часть доменного цеха и составляющих определенный комплекс сооружений.

Комплекс включает разливочные машины, сооруженные обычно в блочном исполнении (по две машины в блоке), стелды для кантовки ковшей, кантовальные лебедки и мостовой кран, устройства для охлаждения чугуна и отделения ремонта, сушки и очистки ковшей, склад огнеупоров и вспомогательных материалов.

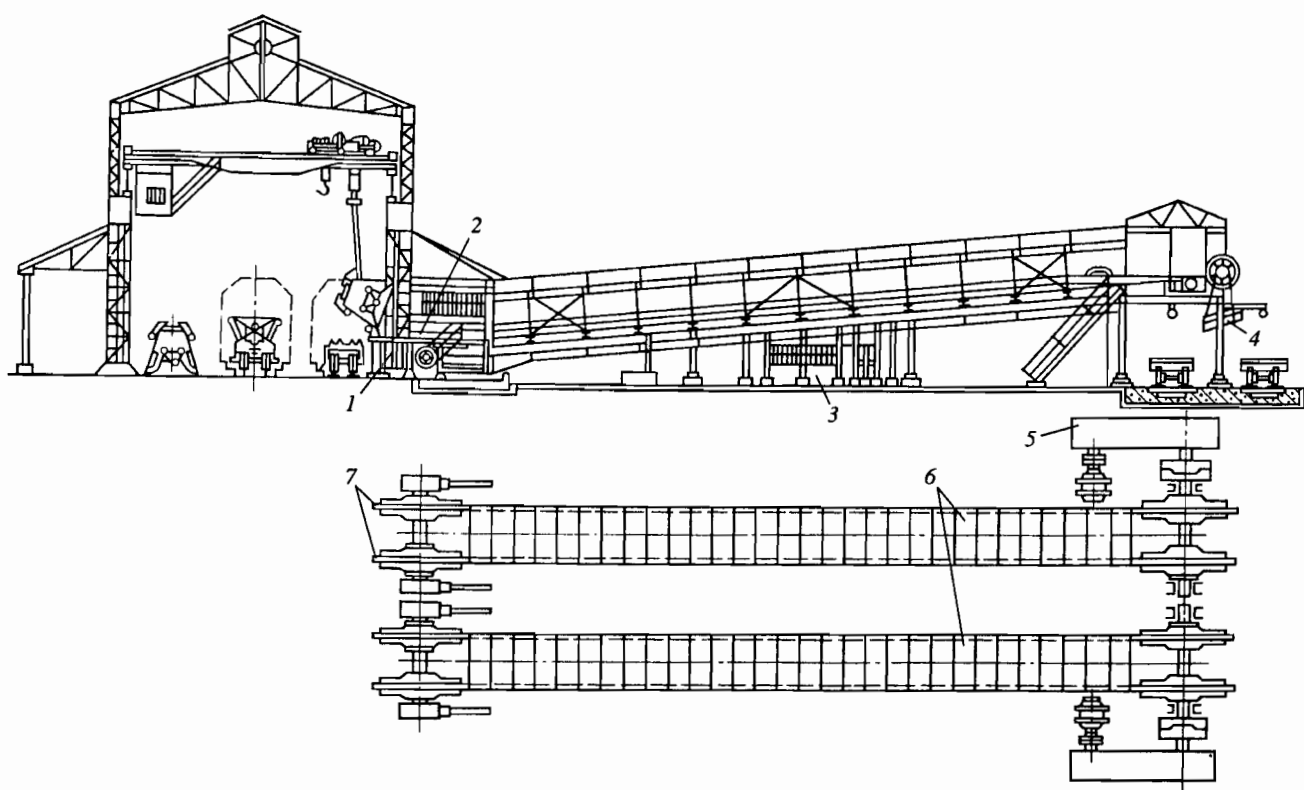
Сама разливочная машина (рис. 5.98) состоит из одного или двух конвейеров с мультдами, с приводом натяжного устройства, опрыскивателей мульт из известковым молоком (расствором), водопровода с брызгалками для охлаждения мульт с чугуном и устройства для погрузки чугуна в вагоны.

Желоб разливочной машины, через который чугун поступает на конвейер ленты, делают из листового металла, футеруют кирпичом, носки заправляют желобной массой и песком.

Конвейеры состоят из бесконечных цепей с мультдами, крепящимися к звеньям цепи болтами. Звенья цепи литые или штампованные из стали марки Ст5. Различают два типа конвейеров: со стационарной роликовой опорой (цепи его двигаются по роликам, смонтированным на неподвижных стойках); с подвижной роликовой опорой (ролики укреплены в звеньях цепи и при движении конвейера катятся по направляющим рельсам).

Привод конвейера состоит из двух цепных звездочек, жестко установленных на вал, вращаемый электродвигателем через цилиндрический редуктор.

В современных конструкциях применяют конвейеры со стационарной роликовой опорой. Мультды, или корытообразные изложницы, образуют на конвейере сплошную ленту благодаря перекрытию зазоров бургтами смежных мульт. Мультды можно изготавливать как из



**Рис. 5.98.** Схема установки разливочной машины

1 — стенд; 2 — разливочный желоб; 3 — опрыскиватели; 4 — разгрузочные желоба; 5 — приводы; 6 — конвейер; 7 — звездочки

чугуна, так и из стали. Масса чушки чугуна 45–50 кг. Для предотвращения приваривания чугуна к телу мульты чушки, проходя под конвейером, смачиваются известковым раствором (молоком) при помощи установившегося для этого опрыскивателя. Чушки, охлажденные водой, за время движения конвейера поступают на разгрузочное устройство, которое состоит из приемного стационарного желоба, перекидных желобов, лебедок и предохранительных устройств перед лентами, предупреждающих падение чушек мимо желоба. Для ускорения остывания чугуна, что очень важно для оборота вагонов не только внутризаводского, но и линейного транспорта, на разгрузочном конвейере разливочных машин устанавливаются дополнительные средства охлаждения. Заслуживает внимание опыт Кузнецкого металлургического комбината, где разливочные машины оборудованы металлургическими ваннами, расположенными под лентами машин. Слиток чугуна (чушка), дойдя до конца ленты, направляется на дополнительный металлургический конвейер, которым подается в ванну, наполненную водой. После прохождения его возвращают обратно к разгрузочному ковшу машины и сбрасывают в вагон. Это решает проблему отгрузки чугуна за пределы завода в вагонах МПС в любое время года.

Галереи разливочных машин снабжают вытяжными башнями для удаления пара, что особенно важно в зимнее время. Технические характеристики машин УЗТМ следующие: производительность 1800 т/сут; шаг цепи 600; шаг мульты 300 мм; угол наклона ленты  $9^{\circ}20'$ ; скорость ленты 6,9–13,8 м/мин.

**Грануляция шлака.** Доменные шлаки являются хорошим сырьем для производства различных изоляционных и строительных материалов, в том числе цемента. В связи с этим они подвергаются грануляции, способы которой разделяются на сухой, воздушный, полусухой и мокрый. По месту производства она разделяется на внедоменную и припечную. Припечная грануляция получила развитие в отечественном производстве при строительстве мощных доменных печей и считается в настоящее время наиболее рациональным видом переработки шлака. Она исключает из эксплуатации парк шлаковых ковшей, что значительно упрощает организацию и удешевляет производство.

В настоящее время внедоменная грануляция сохраняется только для печей постройки 30–60-х годов. Наиболее часто применяют водоструйную грануляцию путем рыхления шлака струями воды в желобах через специальные насадки с давлением 7–8 ат и расходом воды до  $3 \text{ м}^3/\text{т}$  шлака. Желоба делают длиной до 10 и шириной примерно 0,8 м с уклоном  $3^{\circ}$ . Пропускная способность до 3,5 т/мин.



Современные доменные печи с круглыми литейными дворами оборудуют двумя грануляторами, по одной на каждое две чулунные летки. Установки обслуживают общей воздушной станцией, системой конвейеров и складским хозяйством. Каждая установка имеет две технологические линии, из которых одна резервная. Схема установки приведена на рис. 5.99. Шлак из доменной печи, стекая по желобу 4 на поток гранулятора 3, дробится и, попадая в бункер-отстойник 2, охлаждается. Образующийся при этом пар отводится по трубе 7. Уровень воды в бункере 2 постоянный, так как излишек отводится в камеру оборотной воды 1, откуда эрлифтом 5, состоящим из воздуховода, воздушной насадки, подъемной трубы, сепаратора, напорного бака 6 и трубы для сброса отработанного воздуха и излишков воды, подается вновь на грануляцию. Под действием воздуха, подаваемого трубой 12, шлак из колодца 14 эрлифтом 13 перекачивается (при отношении твердого к жидкому 1 : 2) в сепаратор и далее самоотком поступает в обезвоживатель 8 карусельного типа, состоящий из 16 секций с сетчатыми днищами. Обезвоживатель вращается и каждая секция последовательно заполняется пыльной, вода из которой отфильтровывается через сетчатое днище, после чего шлак разгружается в бункер сушки 9. Отфильтрованная вода переливается в кольцевой водоборник 10, откуда поступает в отстойник 2. Шлак в бункере 9 имеет температуру около 90 °С. Дополнительное снижение влажности

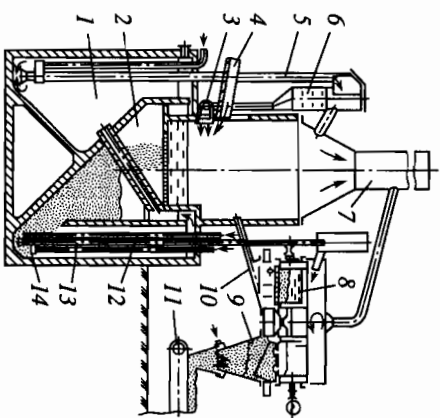


Рис. 5.99. Технологическая схема припечной грануляции

и температуры производится продувкой в бункере воздухом, после чего обезвоженный и охлажденный шлак выгружается на транспортер 11 и подается на склад или погружается в вагоны. Отработанный в эрлифте и бункере сушки воздух удаляется через трубу в атмосферу.

*Малогабаритная придоменная грануляция шлака «Тулачермет».* В 1994 г. введена в эксплуатацию первая в России малогабаритная установка придоменной грануляции шлака (МГУПШ), построенная по проекту ОАО «Гипромет» для доменной печи № 3 АК «Тулачермет».

МГУПШ в составе двух независимых технологических линий (одна рабочая, другая — резервная) занимает в плане площадь 24 × 16,5 м. Она примерно в 3 раза меньше, чем построенные и эксплуатируемые в настоящее время установки на доменных печах НЛМК, Северсталь, Криворожсталь, а также на заводах в Дунганпуре (Индия) и Бокоро (Китай). Новой установке не требуется заглубление для бассейна с водой, достигающее 15 м на типовых установках. За счет высокого давления воды и других новых конструктивных элементов МГУПШ позволяет перейти на 100% придоменную переработку шлака практически любого состава. Это полностью исключает вывоз шлака в отвалы и позволяет отказаться от парка шлаковозных ковшей.

В 1998 г. введен в эксплуатацию комплекс с тремя МГУПШ на доменной печи № 3 объемом 2560 м<sup>3</sup> Ташаньского металлургического комбината (Китай). В настоящее время весь шлак этой печи полностью гранулируется на МГУПШ без использования шлаковозных ковшей.

Придоменная установка шлака позволяет сократить неорганизованные выбросы в атмосферу N<sub>2</sub>S и SO<sub>2</sub>.

## 5.8. ВОЗДУХОНАГРЕВАТЕЛЬНЫЕ АППАРАТЫ

Нагрев дутья в доменном производстве — один из важнейших этапов его развития, сыгравший огромную роль в снижении расхода горючего и повышении производительности доменных печей.

Поиски путей повышения температуры дутья привели к созданию регенеративных воздухонагревателей, показавших значительное преимущество по уровню достигаемого нагрева воздуха и быстро вытеснивших из практики все ранее созданные конструкции. Таким образом они стали преимущественным средством для нагрева доменного дутья до настоящего времени.

### 5.8.1. Устройство и работа воздухонагревателя. Совершенствование его конструкции

*Кожух.* Регенеративный воздухонагреватель типа «Каупер» имеет металлическую оболочку с днищем, футерованную огнеупорным шамотным кирпичом, называемую кожухом. Основными требованиями, предъявляемыми к кожуху, являются максимальная плотность в швах и рассчитанная на избыточное давление до 490 кПа строительная прочность, определяемая при контрольной проверке после



выкладки стен воздухонагревателя в соответствии со специальной инструкцией.

В связи со значительным увеличением размеров воздухонагревателей, достигающих по высоте 50–55 м и наружному диаметру 9–13 м, кожухи изготавливают из низколегированных сталей марок 14Г2, 09Г2С, 10Г2С с толщиной листов 25–40 мм для воздухонагревателя и 20 мм для шахты горения в случае устройства ее выносной (диаметром 3–5 м). В зарубежной практике применяют также котельную сталь; при этом толщина поясов в цилиндрической части 29–40 мм (Япония), днища 51 мм на периферии и 32 мм в центре. Кожух делают сварным с применением электрошлакового метода сварки. Листам купола с увеличенной толщиной придается скруглообразная форма. Низ кожуха закрепляется на фундаменте по всей окружности болтами (расстояние между болтами 200–300 мм). Листы, ослабленные вырезами в местах установки клапанов и люков, усиливаются накладками.

Для предупреждения интеркристаллитной коррозии кожуха применяется тепловая изоляция его покрытием кислотоустойчивыми керамическими массами или защита фольгой из специальной стали. Для осмотра, чистки и ремонта в кожухе воздухонагревателя имеются лазы снизу камеры горения и в поднасадочном пространстве. В куполе люки делают один по центру (диаметром 700–750 мм), закрывающийся специальной огнеупорной пробкой со вставленной термопарой, и один небольшой над камерой горения для пропуска троса. На этот трос подвешивается люлька во время ремонтов.

Воздухонагреватель (рис. 5.100) состоит из днища 1, опорных поднасадочных колонн 3, поднасадочной решетки 4, состоящей из ряда плит с отверстиями по числу ячеек насадки; насадки 5; разграничительной стенки 6, отделяющей насадочное пространство от камеры горения; камеры горения 7, подкупольного пространства 8 с люками 9, кожуха 10 воздухонагревателя с огнеупорной кладкой 2. Камера горения имеет штуцер газовой горелки 11; поднасадочное пространство оборудовано штуцером шибера холодного дутья 12 и дымовыми клапанами. Для уменьшения внешних тепловых потерь между огнеупорной кладкой стен и кожухом помещается трепельный кирпич с засыпкой. Применяют также специальные «маты» из нетеплопроводных материалов. Насадка 5 делается обычно прямоугольной с размером отверстий 45×45 мм или из шестигранных блоков с круглыми отверстиями диаметром 36–41 мм.

Очищенный доменный газ (или смесь доменного и коксового газов), подведенный к воздухонагревателю, подается в камеру горения газовой горелкой совместно с необходимым для сжигания газа воздухом.

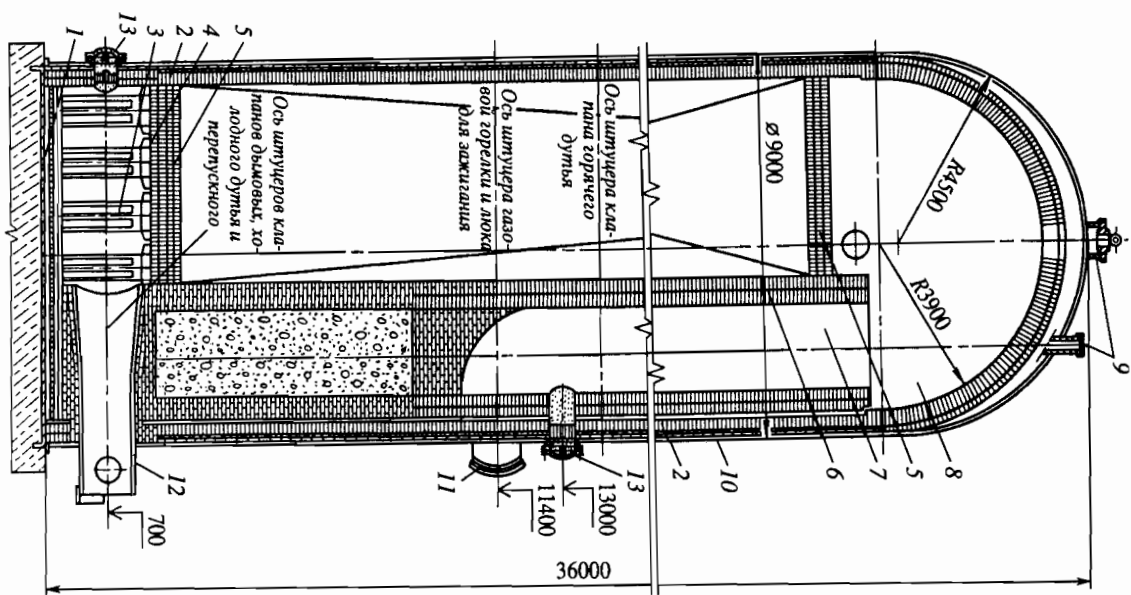


Рис. 5.100. Воздухонагреватель для доменной печи со встроенной камерой горения

1 — днище; 2 — огнеупорная кладка днища; 3 — колонна; 4 — решетка; 5 — насадка; 6 — вертикальная стенка; 7 — камера горения; 8 — подкупольное пространство; 9 — люки; 10 — кожух; 11 — штуцер газовой горелки; 12 — штуцер клапана холодного дутья; 13 — лазы

хом, подаваемым специальной воздухоподувной станцией. Продукты сгорания газа поднимаются вверх под купол воздухонагревателя, где происходит их полное сгорание и развивается максимальная температура. Далее продукты сгорания опускаются вниз через каналы насадки. Отдавая насадке свое тепло, они охлаждаются до 150–400 °С и затем отводятся через дымовые клапаны в боров к дымовой трубе. После нагрева насадки по достижении максимально допустимой температуры подкупольного пространства подача газа в камеру горения прекращается. Через поднасадочное пространство, насадку и камеру горения в обратном газу направлении подается воздух, который нагревается, проходит через горячую насадку, и затем через клапан горячего дутья направляется по воздухопроводу горячего дутья в доменную печь.

После охлаждения насадки воздухонагреватель вновь переходит на режим нагрева. Непрерывность подачи дутья обеспечивается наличием блока из трех-четырех воздухонагревателей на печь, из которых попеременно два или три работают в режиме нагрева, а остальные — на дутье, в зависимости от их числа и принятой схемы работы (одиночной или попеременно параллельной). Режимы нагрева и охлаждения являются основными для работы воздухонагревателя. Кроме этого, он может находиться на «тыге» или быть отключенным.

При работе воздухонагревателя на тыге во время кратковременных остановок печей доменный газ, сгорающий частично в фурменских коленах и колыцевом воздухопроводе, отводится по воздушному тракту в камеру горения одного из воздухонагревателей для полного сгорания. В проектах современных доменных печей эта операция отпадает, так как газ сжигают, помимо воздухонагревателей, на специальных свечах, устанавливаемых около печи с соответствующим «отсечением» их от горячего воздухопровода.

Воздуонагреватель отключают в случае перевода в горячий резерв или ремонта печи, т. е. воздухонагреватель изолируют от газозащитного воздухопровода с трубой.

Увеличение объемов доменных печей и интенсивности их работы потребовали повышения мощности воздухонагревателей. Считалось, что удельной поверхности нагрева 55–60 м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup> полезного объема печи достаточно для нагрева дутья до 1000 °С. Для отечественных цехов удельная поверхность нагрева составляла в среднем 63–64 м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup>, но для печи объемом 5000, 5500 м<sup>3</sup> она принята равной 95–100 м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup> полезного объема печи. Для Японии, располагающей в настоящее время максимальной тепловой мощностью воздухонагревателей, этот показатель составляет 70–73 м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup> полезного объема печи.

В Англии и США, позднее вступивших на путь строительства доменных печей больших объемов и имеющих только отдельные воздухонагреватели с нагревом дутья >1100 °С, удельная поверхность нагрева составляет 43–44 м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup> полезного объема печи. Но малая удельная поверхность нагрева компенсируется применением высокоэффективных тонкостенных насадок с толщиной 25 мм различной формы, в том числе с круглыми и квадратными ячейками.

Повышение температуры дутья и увеличение удельной поверхности нагрева воздухонагревателей потребовали больших мощностей газовых горелок, типа «труба в трубе», пропускная способность которых по воздуху возросла от 48–60 тыс. м<sup>3</sup>/ч (Россия и Япония), 42,5 (Англия) и 76–85 (США) до 80–120 тыс. м<sup>3</sup>/ч (Россия).

В настоящее время для экономии рабочего места и сокращения тепловых потерь широко применение находят керамические горелки с мощностью по воздуху до 200 тыс. м<sup>3</sup>/ч. Они повышают тепловую мощность воздухонагревателя на 10–15%, устанавливаются в донной части камеры горения и не имеют шибера между воздухонагревателем и горелкой. Газ поступает через низ центральной части камеры горения, а воздух по кольцеобразному каналу, находящемуся вокруг газопровода. Горелка работает бесшумно, при малых потерях давления газа. Пламя хорошо регулируется; нет пульсаций газа, обеспечивает лучший нагрев по сравнению с горелками типа «труба в трубе».

Для увеличения теплотворной способности топлива (доменного газа) его обогащают коксовым, природным газом, реже конвертерным. За рубежом при недостатке газового топлива добавляется бензин (Англия) или мазут. Практикуется также подогрев воздуха горения (ФРГ).

Большое значение придано автоматическому регулированию работы воздухонагревателей как в полуавтоматическом исполнении, так и полностью автоматизированными системами. В первом случае управление каждым клапаном в отдельности кнопочное или контакторное. Во втором случае импульс на перевод клапанов дает фотозелемент, регистрирующий нагрев камеры горения, соответствующий определенным минимальной и максимальной температурам купола воздухонагревателя в газовом и воздушном периодах работы. Такая система впервые в металлургической практике была применена в 1955 г. на Кузнецком металлургическом комбинате.

## 5.8.2. Огнеупорная кладка

Футеровка воздухонагревателей испытывает:

1) термические нагрузки, различные по величине и характеру в зависимости от места нахождения в воздухонагревателе. Наибольшими они бывают в кладке стен и особенно в камере горения, где наблюдаемые перепады температур максимальные;

2) механические нагрузки под влиянием собственного веса отнупоров. При их нагреве образуются также различные сжимающие напряжения в кладке, например в камере горения до 7,8 МПа, в насалдке 83–117 кПа;

3) воздействие пыли, которое в процессе нагрева незначительно, но резко возрастает при взятии аппарата «на тягу». Пыль и щелочные пары, диффундирующие внутрь кирпичей, способствуют фазовым превращениям, а именно образованию анортита и гангита, а в реакционной зоне — стекловидной фазы, содержащей корунд.

Причинами деформации кладки являются износ и выкрашивание кирпичей в куполе и верхней части камеры горения из-за чрезмерно высоких температур и реакций с пылью и щелочами; образование трещин вследствие разности температур с обеих сторон раздельной стенки; термические разрушения кирпичей в связи с чередованием периодов нагрева и охлаждения. Для ослабления действия указанных факторов кладку стен, купола и насалдки делают с учетом условий работы отнупоров в разных зонах по высоте воздухонагревателя. Так, для кладки нижней части радиальных стен и нижних рядов насалдки в отечественной практике применяют шамотные изделия классов А и Б или полужесткие изделия класса Б. Для кладки высокотемпературных зон используют отнупоры высокоглиноземистые (62–65%  $Al_2O_3$ ) и каолиновые (не менее 42%  $Al_2O_3$ ). Каолиновые отнупоры можно применять в насалдках, камерах горения и куполах при максимальной температуре нагрева 1280 °С, а в качестве стенового кирпича при температуре не выше 1380 °С. В современных воздухонагревателях, рассчитанных на температуру горячего дутья 1400–1500 °С (температура под куполом до 1600 °С), предусмотрено применять в верхних рядах футеровки перерожденный диас (до 30% общей высоты насалдки).

Для современных отечественных доменных печей объемом 3000–3200 м<sup>3</sup> возможны следующие конструктивные решения воздухонагревателей: диаметр кожуха расширяется на участке 11 м по высоте перед куполом с целью создания лучших условий для работы в области наиболее высоких температур. Камеры горения круглая, встроенная, боковая. Толщина кладки наружных стен и купола в один бошьмерный кирпич (450 мм). Внутренняя (разграничительная) и наружная стены камеры горения выложены таким же кирпичом в два оката. Воздухонагреватель имеет теплоизоляционную защиту из тре-

пельного и легковесного кирпичей по одному ряду каждого. Кладка по всей высоте, кроме основания камеры горения, делается без перерезки для возможности свободного ее роста. Для бошьшей строительной прочности стен воздухонагревателя и лучших условий его работы в области наиболее высоких температур сооружаются воздухонагреватели с «привидным» куполом, опирающимся на кольцевую балку и разгружающим стены воздухонагревателя от своего веса.

Свободное пространство в куполе между кладкой и кожухом футеруется жаростойким торкрет-бетоном. Зазоры между изоляционным кирпичом и кожухом в основании купола и вдоль стен заполняются ватой из высокоглиноземистого волокна.

Техническая характеристика воздухонагревателя: температура горячего дутья 1200 °С; избыточное давление дутья на фурах 410 кПа; поверхность нагрева воздухонагревателя 55560 м<sup>2</sup>; поверхность нагрева на 1 м<sup>3</sup> объема печи 69,0 м<sup>2</sup>, то же, на 1 м<sup>3</sup> насалдки 32,2 м<sup>2</sup>.

Сечение камеры насалдки равно 42,2, камеры горения 6,03 м<sup>2</sup>; высота насалдки 40,635 м, толщина шестигранного кирпича 25 мм, диаметр ячеек (средний) 41 мм, число полных ячеек 11000. Для эффективного теплообмена в условиях повышенного нагрева дутья и надежности службы насалдку выполняют в виде шестигранных блоков с круглыми дырчатыми отверстиями (рис. 5.101), расстояние между которыми 27 мм. Удельная поверхность нагрева в этом случае 32,7 против 24,9 м<sup>2</sup>/м<sup>3</sup> полезного объема печи в квадратной насалдке с размером ячеек 45×45 мм, т. е. поверхность нагрева увеличивается на 31,5%. Благодаря достигаемой более высокой регенерации тепла температура дутья повышается на 50 °С при одной и той же температуре купола. Это дает прирост производительности доменной печи около 1,0% и снижение расхода кокса на 8–10 кг/т чугуна.

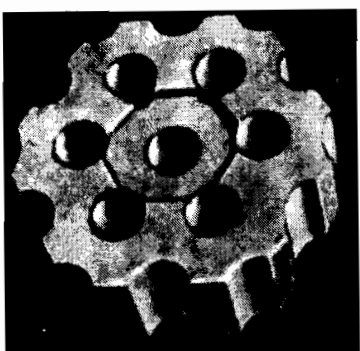


Рис. 5.101. Шестигранное дырчатое насалдочное изделие

Блоки насадки устанавливаются отдельными столбиками для предупреждения возможного их разрушения при неравномерном прогреве. Их изготавливают из материала, содержащего до 62–72%  $Al_2O_3$ . Воздухонагреватели с шестигранной насадкой с применением муллитовых огнеупоров в среднетемпературной и динасовых в высокотемпературной зонах обеспечивают получение температуры под куполом до 1450 °С.

В зарубежной практике высокотемпературная зона воздухонагревателей со встроенной камерой горения выкладывается динасовыми огнеупорами, остальные зоны — шамотными. Насадка выполняется также из шестигранных блоков, но в отличие от отечественной практики с перевязкой рядов и зазорами в 2 мм.

В высокотемпературной зоне кожухи воздухонагревателей торкуют из изоляционным слоем толщиной 50–60 мм. Зазоры между изоляцией и основной стеной заполняют крошкой из огнеупорного материала, применяемого для кладки этой зоны. В купольной части зазоры заполняют теплоизоляционными материалами. Конструкция воздухонагревателей с внутренней боковой камерой горения при высоких температурах дутья не обеспечивает устойчивости огнеупорной футеровки. Имеет место образование трещин в куполе, искривление разграничительной стенки между камерой горения и насадкой с возможным местным ее разрушением вследствие чего происходит так называемое короткое замыкание, т.е. преждевременный проход дымовых газов из камеры горения в камеру насадки или наоборот воздуха из насадочного пространства в камеру горения. Наблюдается также нарушение вертикальности каналов насадки, особенно в верхних ее зонах.

Для увеличения полезной площади насадки, возможности увеличения тепловой мощности воздухонагревателей и предупреждения при этом различных деформаций с 1959 г. начали строительство воздухонагревателей с выносными камерами горения (рис. 5.102, а).

Распределение огнеупоров в них по зонам аналогично аппаратам со встроенной камерой. Насадка также шестигранная, высота блоков 150 мм, в них семь отверстий диаметром 43 мм.

Кожух в высокотемпературных зонах защищен изоляционным кирпичом, торкрет-слоем и асбестовой засыпкой.

Камеры горения оборудованы керамическими горелками производительностью до 160 тыс.  $m^3/ч$ . Общая поверхность нагрева воздухонагревателя достигает 87500  $m^2$  с расчетом на температуру под куполом 1550 °С.

Воздухонагреватели с выносной камерой горения применили впервые в СССР в 1974 г. для доменной печи 5000  $m^3$  на заводе «Кри-

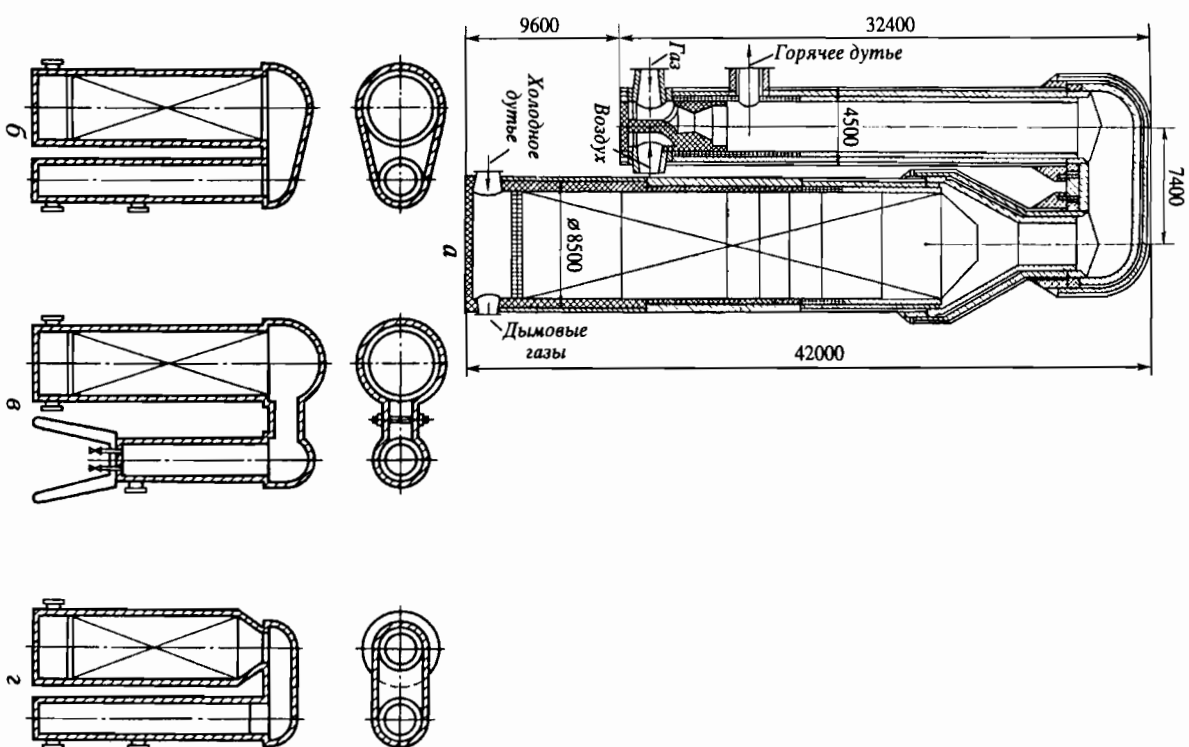
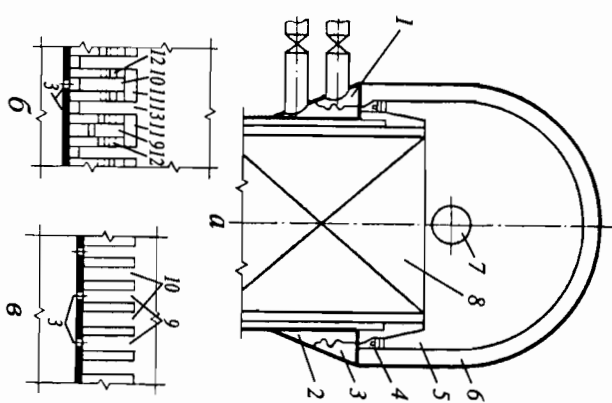


Рис. 5.102. Воздухонагреватель с выносной камерой и керамической горелкой (а) и общий купол горения типа Дидле (б), Коппера (в), Мартин-Патенштера (г)



**Рис. 5.103.** Бесшахтный воздухоподогреватель конструкции ВНИИМТА

*а* — общий вид; *б* — продольный разрез по форкамре при горелках со встречными струями газа и воздуха; *в* — то же, при горелках с параллельными струями; 1, 2 — воздушный и газовый коллекторы; 3 — выходные отверстия; 4 — форсунка; 5 — форсунка; 6 — купол; 7 — штуцер горячего дутья; 8 — насадка; 9, 10 — каналы газовый и воздушный; 11 — перекрытие каналов; 12 — выходное отверстие из каналов; 13 — смесители

«ворожистая». Это внедрение, усложняющее сооружение и удорожающее его стоимость, имеет, однако, большой положительный эффект, значительно повышая нагрев дутья при одних и тех же размерах кожуха воздухоподогревателя и при увеличении прочности его футеровки. Уложенной является конструкция общего купола, перекрывающего камеры горения и насадки и выполняемого в трех вариантах (рис. 5.102, б–г). Изучается также возможность полного исключения камер горения подобно газонагревателям, применяемым в химических промышлених. Такого типа конструкции высокотемпературных воздухоподогревателей со сжиганием газа в подкупольном пространстве при помощи керамических горелок разработаны и испытываются в производственных условиях в настоящее время на наших отечественных доменных печах (рис. 5.103).

В них предусматривается насадка из шестигранных блоков с круглыми ячейками диаметром до 41 мм, выполненных в зонах высоких температур из малоразрыхляющего динаса (1100–1550 °С) и каолиновых изделий, содержащих не менее 42%  $Al_2O_3$  (900–1100 °С); в зоне средних температур (700–900 °С) из шамотных огнеупоров класса А; в зоне низких температур (700 °С и менее) из шамотных огнеупоров класса Б. Нижняя часть стен камеры горения выполнена из мулито-корундовых изделий.

Газовые горелки применяют керамические, с пропускной способностью по воздуху до 200 тыс.  $m^3/ч$ . Имеется в виду компенсация напруги в кожухах воздухоподогревателей с помощью линзовых компенсаторов или гидравлических (механических) домкратов, установленных под камерой горения. К основным их технологическим параметрам относятся: количество нагреваемого дутья 11 тыс.  $m^3/мин$  при 21%  $O_2$  в дутье и 8,1 тыс.  $m^3/мин$  при 35%  $O_2$ ; температура дутья 1400 °С; температура продуктов сгорания под куполом 1550 °С; удельная поверхность нагрева 100  $m^2/m^3$  полезного объема печи и 32,2  $m^2/m^3$  насадки; температура отходящего дыма до 400 °С. Дымовая труба у устья имеет диаметр 5100 мм; высота трубы 80 м.

Работа воздухоподогревателей рассчитана на пожарно параллельный и последовательный режимы. Регулирование температуры горячего дутья обеспечивается параллельно установленными клапанами дроссельного типа диаметром 1100 и 600 мм.

Число дымовых клапанов и шибров холодного дутья предусмотрено для равномерного отсоса продуктов сгорания и распределения по насадке воздуха и равно трем, как у воздухоподогревателей с выносной камерой горения для печи объемом 5000  $m^3$ .

Воздухонагреватель бесшахтной конструкции имеет короткофакельную горелку в куполе с размещением оборудования и рабочей площади блока воздухоподогревателей на высоте более 40 м. Устройство таких воздухоподогревателей возможно после окончательного решения конструкции керамических короткофакельных горелок.

### 5.8.3. Оборудование воздухоподогревательных аппаратов

Воздухонагревательное хозяйство доменной печи, состоящее из воздухоподогревателей, газовых и воздушных (для холодного и горячего дутья) магистралей, оснащено оборудованием, из которого на каждом воздухоподогревателе установлены газовая горелка с регулирующими и отсоединительными клапанами; по одному клапану или шибру холодного и горячего дутья; два-три дымовых и два переусных или уравнивательных клапана (в том числе один встроенный в клапан холодного дутья) (рис. 5.104). Остальное оборудование, установленное на газовоздухопроводах, включает листовые задвижки для полного отделения отдельных участков трубопровода для ремонта и клапаны: 1) отключающие для отключения и подключения одного участка к другому; 2) регулирующие для изменения количества подаваемого воздуха или газа в соответствии с установленными параметрами; 3) уравнивательные или переусные для установления заданного давле-







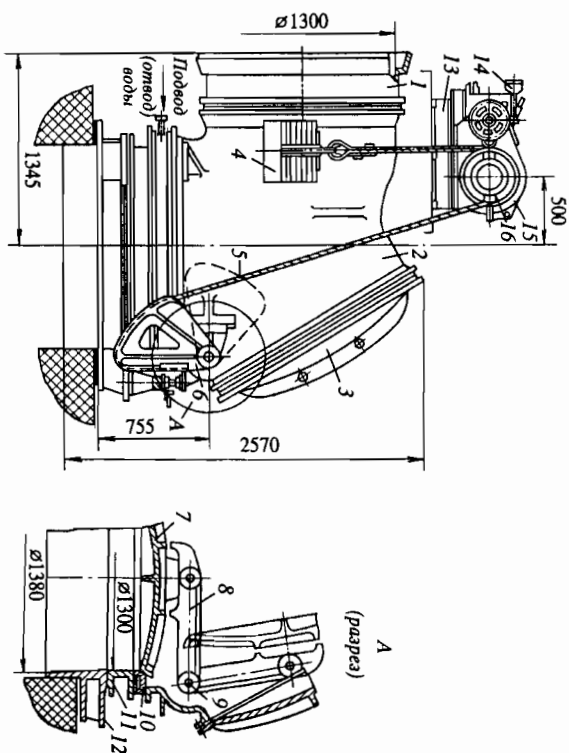


Рис. 5.106. Клапан домовой

дуктора конической зубчатой передачи. Конечный выключатель 19 блокирует возможность пуска электродвигателя 14 при ручном управлении.

Включение и выключение электродвигателя производят с помощью командоаппарата 15 с кинематической зубчатой парой 16 при достижении тарелью крайних положений.

Перепускной клапан в нормальном положении закрыт. Горизонтальная часть корпуса клапана соединена со штуцером воздуходогревателя, а вертикальная часть — с дымовым боровом, отводящим избыточный воздух из воздуходогревателя через боров в дымовую трубу.

Дымовой клапан служит для отделения воздуходогревателей от дымового борова при работе его на «дутье». На воздуходогревателе устанавливаются два или три дымовых клапана для снижения сопротивления движению газов в дымовом тракте и более равномерного нагрева насадки воздуходогревателя.

Дымовой клапан тарельчатого типа (рис. 5.106) состоит из корпуса 2, крышки 3, патрубка 1, воздухоохлаждаемого седла 10, запорного диска 7. Промежуточного патрубка-основания 11 и опорной плиты 12. Диск шарнирно подвешен к рычагу 8, жестко закрепленному на валу 9. К валу 9 также жестко прикреплен фигурный рычаг 6, связанный канатом с приводом, состоящим из редуктора и электродвигателя.

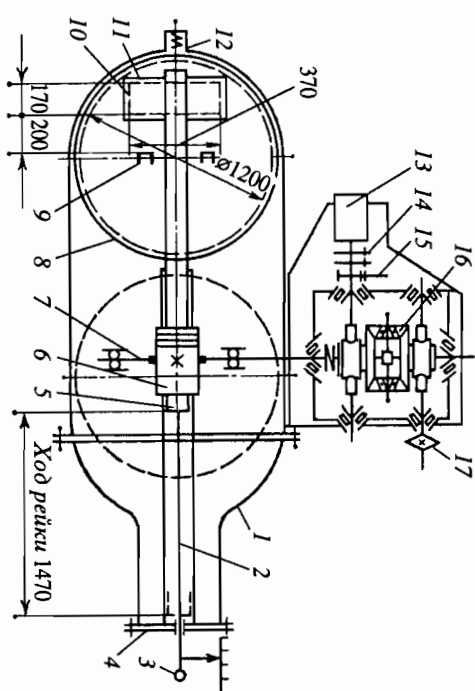


Рис. 5.107. Клапан холодного дутья

В закрытом положении диск прижимается к седлу односторонним давлением воздуха со стороны воздуходогревателя. Перед открытием дымового клапана давление по обе стороны тарели выравнивается перепускным клапаном. С помощью привода тарель отводится в сторону и фиксируется в этом положении весом контргруза 4, подвешенного на канате 5 (13 — опорная балка, 14 — электропривод, 15 — редуктор ручного привода, 16 — шкив).

Клапан холодного дутья служит для отделения воздуходогревателя от воздухопровода при переводе первого «на газ».

Клапан холодного дутья шиберного типа (рис. 5.107) состоит из корпуса 1 с крышкой 4, задвижки (заслонки) 8, малой задвижки 11, встроенной в задвижку 8 и перекрывающей малое отверстие в ней (выполняет роль перепускного клапана); жестко связанной с задвижкой 11 зубчатой рейкой 5, находящейся в сцеплении с шестерней 6 и получающей движение от вала 7, буфера 12, смягчающего удар задвижки 8 о корпус 1; привода, состоящего из электродвигателя 13, муфты предельного момента 14, тормоза 15, дифференциального редуктора 16; ручной привод осуществляется колесом 17.

При закрытом клапане заслонка 11 прижимается к корпусу 1 давлением воздуха со стороны воздухопровода холодного дутья. При открывании привод приводит в движение рейку 5, которая перемещает малую задвижку 11. После полного открытия перепускного отверстия 10 электродвигатель отключается, происходит выравнивание давле-

ния по обе стороны задвижки 8, затем вновь включается привод и заслонка 11, дойдя до упора 9 в задвижке 8, двигается вместе с ней до полного открытия клапана. В случае заклинивания задвижки 8 в корпусе может быть использован сторонний привод-лебедка, который подсоединяется к проушине 3 штанги 2.

Клапан горячего дутья с электроприводом предназначен для отключения воздушонагревателя от воздухопровода горячего дутья при работе воздушонагревателя в режиме нагрева.

Клапан горячего дутья шибера типа (рис. 5.108) состоит из корпуса 1, крышки 2, фланцев 3, двух полых колец (сидел) 4, полого шибера 5, двух труб 6 для подвода-отвода охлаждающего агента, жестко соединенных с шибером; траверсы 8, двух жестко закрепленных на крышке 2 узлов зубчатых реек, состоящих из реек, шарнирно прикрепленных к траверсе 8 и находящихся с рейками в зацеплении шестерен, смонтированных в корпусе 7, привода 10, соединенного с шестернями посредством карданных валов 9. Места стыка корпуса 1, крышки 2, фланцев 3, полых колец 4, а также направляющие трубы 6 уплотняются асбестовым плетеным шнуром.

В клапане цилиндрическая часть корпуса 1, фланцы 3, кольца 4 и шибер 5 выполнены с подводами охлаждающего агента в нижнюю часть и отводами из верхней. Клапан рассчитан на работу с водяным или испарительным охлаждением при некотором конструктивном разнице в устройстве диска. В обоих вариантах он клиновидный; для повышения жесткости его, как и кольца, выполняют сварно-штампованным с алитированными наружными поверхностями.

Для повышения надежности стыков деталей предусмотрены подводы нейтрального газа или сжатого воздуха под давлением, несколько превышающим давление горячего дутья, в полость между рядами уплотнений.

При закрытом клапане шибер постоянно прижат односторонним давлением дутья к кольцу 4, расположенному со стороны воздушонагревателя. Подвод шибера к кольцу сопровождается угловым перемещением труб 6 в сферическом сочленении их с крышкой 2.

Горелка газовая с индивидуальным вентилятором служит для принудительной подачи газа и воздуха, необходимых для сжигания газа в камере горения воздушонагревателя. Устанавливается перед камерой горения и соединяется с газопроводом и воздушонагревателем через клапаны, регулирующие подачу газа и отключающие горелку.

Горелка производительностью 60–80 тыс. м<sup>3</sup>/ч (рис. 5.109) состоит из корпуса 4, патрубка 1, центрального вентилятора 5, вала которого вращается электродвигателем 8, а также привода лопаток направляю-

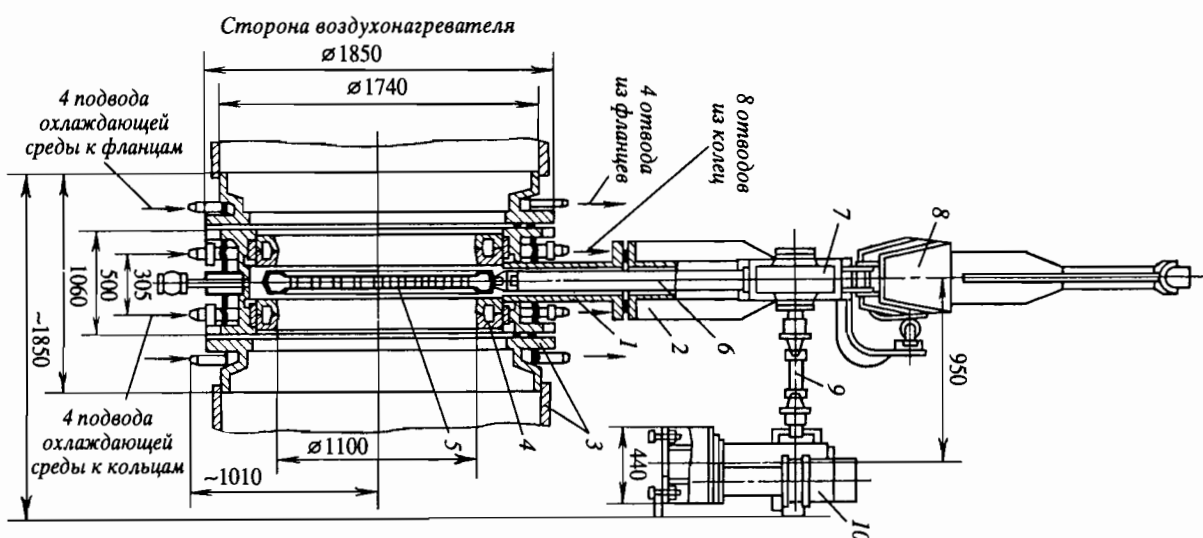


Рис. 5.108. Клапан горячего дутья с электроприводом (испарительное охлаждение)

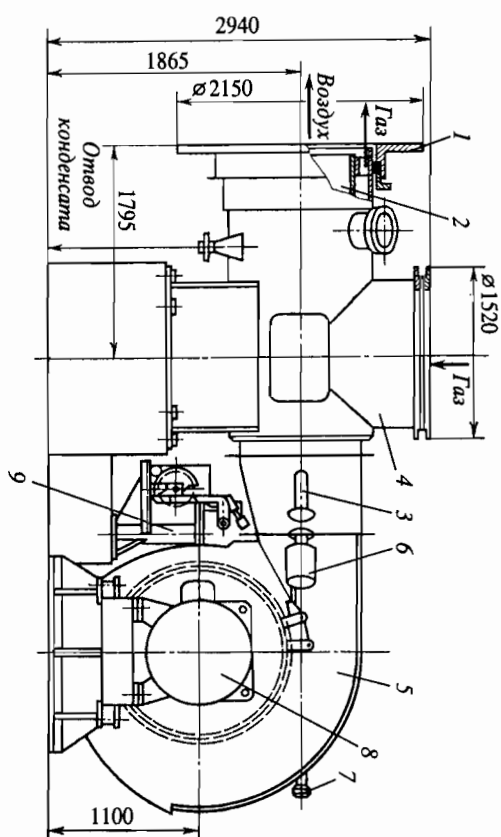


Рис. 5.109. Горелка газовая с индивидуальным вентилятором производительностью 60–80 тыс.  $\text{м}^3/\text{ч}$

шего аппарата вентилятора, с помощью которого регулируется производительность вентилятора. Этот привод состоит из электрического исполнительного механизма 9, связанного рычагами с поворотным кольцом направляющего аппарата и командоаппарата.

Воздух, подаваемый вентилятором, поступает в камеру горения воздухоподогревателя по трубе 2, расположенной внутри корпуса 4, а газ, подаваемый сверху, — по кольцевому каналу, образованному корпусом и этой трубой. Таким образом, подача газа и воздуха раздельная и смешивание их происходит при поступлении в камеру горения.

Процесс горения газа контролируется радиационным пирометром 3 и фотореле 6. Для визуального наблюдения имеется гляделка 7.

На рис. 5.110 показана горелка производительностью 75–120 тыс.  $\text{м}^3/\text{ч}$ , у которой вентилятор с исполнительным механизмом отсутствует, а воздух подается от центральной вентиляторной станции, обслуживающей весь блок воздухоподогревателей доменной печи, через патрубок 3 и трубу 1.

Отделение горелки от воздухопровода и регулирование расхода воздуха для горения осуществляются дроссельным клапаном 2, установленным на воздухопроводе.

*Воздушно-разгрузочный клапан («снорт»).* Клапан устанавливается на воздухопроводе холодного дутья в непосредственной близости от

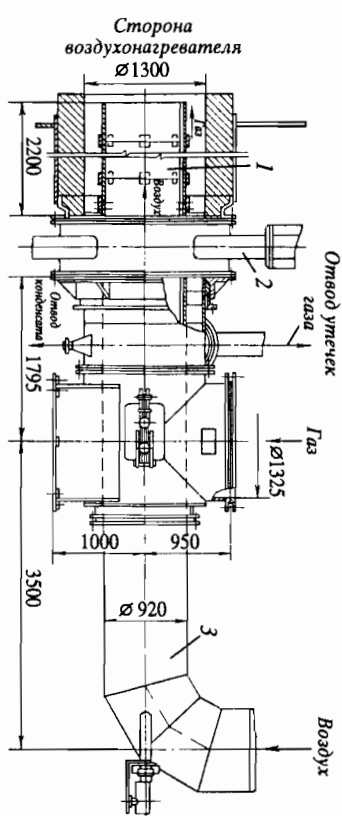


Рис. 5.110. Горелка газовая производительностью 75–120 тыс.  $\text{м}^3/\text{ч}$

блока воздухоподогревателей. Служит для уменьшения или полного прекращения подачи дутья в доменную печь без изменения режима работы воздухоудельной машины.

Клапан объединяет два механически связанных между собой клапана: поршневой и дроссельный. При открывании поршневого воздух выпускается в атмосферу непосредственно или через специальный глушитель, одновременно с этим воздухопровод, ведущий к воздухоподогревателям, перекрывается дросселем.

Клапан состоит (рис. 5.111) из корпуса 1 с вырезами для выхода воздуха, поршня 2, соединенного шатуном 3 с дросселем 4.

Для уменьшения шума при выпуске воздуха клапан снабжен глушителем 5, состоящим из концентрических цилиндров с конусами и отверстиями в стенках. Привод 6 дает возможность, кроме управления от электропривода, применять также и ручное управление 7, штурвал от которого находится около печи в специально укрытом положении.

Клапан, кроме применения в остановочных и пусковых операциях на печи, служит для производства искусственных осадков в случае подвеса печи, а также для аварийной остановки ее в экстренных случаях. На английском языке клапан именуется «снорт», что означает шумящий. Диаметр условного прохода клапана в зависимости от объема печи, расчетного давления и количества дутья 1400 мм и более.

*Смесительный клапан, регулирующий температуру горячего дутья в воздухопроводе.* Клапан дроссельный работает в системе автоматического управления, после перевода очередного воздухоподогревателя доменной печи в режим «на дутье». При открывании клапана дроссель

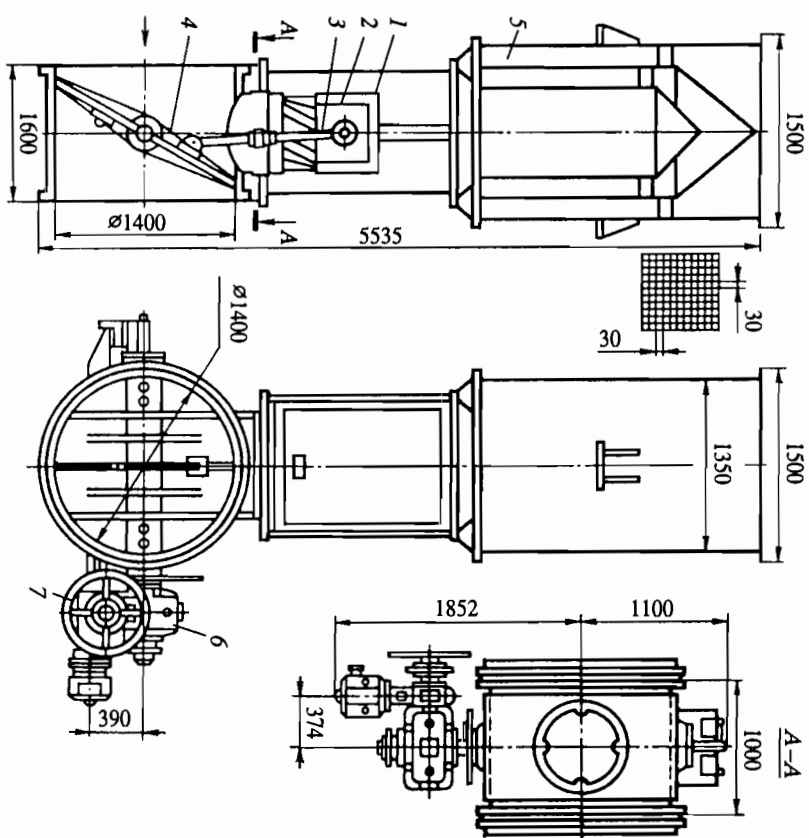


Рис. 5.111. Воздушно-разгрузочный клапан

поворачивается на максимально заданный угол. При этом температура выходящего из воздухонагревателя горячего дутья и количество холодного воздуха, проходящего через дроссельный клапан, малы.

По мере остывания огнеупорной насадки воздухонагревателя дроссель плавно закрывается, уменьшая расход холодного воздуха. В конце дутьевого периода работы данного воздухонагревателя клапан почти полностью закрыт.

Клапан состоит из корпуса 1, поворотного диска 2, вала 3, указателя 4 (рис. 5.112).

*Воздухонагреватель с шаровой насадкой.* Температура горячего дутья, дувяемого в доменные печи, находится в известной зависимости от поверхности нагрева в воздухонагревательных аппаратах — кауце-

рах. Для повышения ее в настоящее время предложена новая конструкция кауцев с шаровой насадкой взамен обычной многоканальной, выложенной из шамотного кирпича.

Впервые такой воздухонагреватель был построен в США на опытной доменной печи объемом  $9,6 \text{ м}^3$ , а затем в Швеции также в опытном порядке на печи объемом  $82 \text{ м}^3$ . Испытания дали положительные результаты, но промышленного применения не получили.

В отечественной практике первые промышленные испытания прошли на Косогорском металлургическом заводе (г. Тула) на одной из доменных печей объемом  $408 \text{ м}^3$ , выплавляющей ферромарганец. Для этого было сооружено два воздухонагревателя, заполненных корундовыми шарами диаметром 20 мм. Высота такой насадки составила 5,5 м, а внутренний диаметр воздухонагревателя — 6,0 м при общей высоте его 16 м, что значительно меньше размеров современных кауцев, высота которых достигает 55 м, а диаметр — 13 м. Футеровка кожуха воздухонагревателя выполнена из карбундовых изделий в средней и верхней частях насадки и 450 мм в области купола. Для теплоизоляции применены муллитовые легковесные изделия толщиной 114 мм в виде кремнекислых плит размером 80 мм. Кроме того, на кожух наносился торкретом бетон слоем в 50 мм.

Поднасадочное пространство высотой в 240 см стыкуется с центральным каналом для отвода продуктов горения через дымовую боров с дымовой трубой. Горелочное устройство кауфера работает на природном газе, так как доменный газ не используется из-за недостаточной очистки его от пыли. Такой высокотемпературный воздухонагреватель (ВТН) спроектирован институтом ИВТАН (г. Москва) и ВНИИМТ (г. Екатеринбург). Он обеспечивает температуру дутья до  $1400\text{--}1500^\circ\text{C}$ .

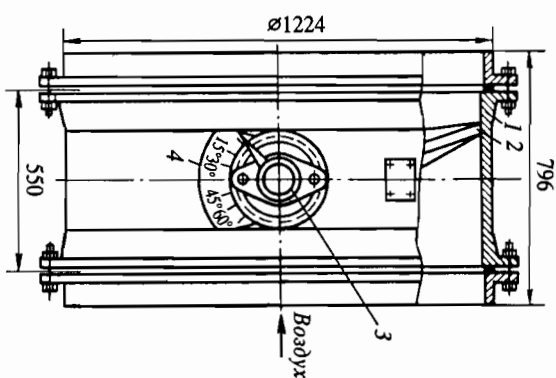


Рис. 5.112. Смесительный клапан

Врезка штуцеров газовой горелки и клапана горячего дутья располагается в куполе каупера. Продукты горения отводятся через штуцеры дымовых газов, расположенный в днище воздухоподогревателя по его оси. Холодное дутье поступает также через шибер дымовых газов. В днище каупера предусмотрено специальное отверстие для выгрузки корундовых шаров диаметром 20 мм во время ремонтов. Блок воздухоподогревателя оснащен прокладками для обслуживания крана и перекидными лестницами.

## ■ 5.9. ОЧИСТКА ДОМЕННОГО ГАЗА

### 5.9.1. Общая характеристика газоочистки

Применение доменного газа в металлургической промышленности связано с началом нагрева дутья в доменном производстве. Особенно большое развитие оно получило после установки на доменных печах засыпных аппаратов и перехода в связи с этим к более широкому использованию газа как топлива. Однако полное использование его стало возможным только при условии тщательной очистки от пыли, количество которой в газе изменяется в зависимости от степени подготовки сырья к плавке, прочности кокса и ровности хода печи.

При несовершенных условиях плавки количество пыли в газе может достигать  $100 \text{ г/м}^3$  газа, находясь при выплавке передельного чугуна в среднем  $50-60$ , а при хорошем фракционном составе шихты  $30-35 \text{ г/м}^3$ . Содержание пыли в газе резко сокращается при работе печей в режиме повышенного давления газа на колоснике.

По количеству пыли, остающейся в газе после его очистки, последняя классифицируется на грубую, полутонкую и тонкую. По способу очистки газа газоочистительные средства разделяют на сухие и мокрые. Грубая очистка производится сухим способом. Она основана на изменении скорости и направления движения газа. Назначением грубой очистки является первичное отделение пыли в улавливающей аппаратуре, располагаемой непосредственно около доменных печей.

Полутонкую очистку газа осуществляют мокрым способом, т. е. обильным увлажнением газа, после которого смоченные частицы пыли удаляются вместе с водой из газовой среды в виде шлама.

Тонкая очистка является конечной стадией очистки газа и требует обязательной предварительной подготовки для получения надлежащего эффекта. Тонкая очистка осуществляется фильтрацией газа через тканевые фильтры или наэлектризованным частиц пыли и притяги-

ванием их проводниками электрического тока в электростатических аппаратах или устройствах, работающих по принципу тесного перемешивания газа с водой, а также путем создания больших перепадов давлений газа при прохождении его через соответствующую аппаратуру.

### 5.9.2. Грубая и полутонкая очистка газа

*Сухие пылеуловители.* Для улавливания пыли наиболее крупных фракций (более  $3-5 \text{ мм}$ ), богатых железом и используемых на аглофабриках как составляющая агломерационной шихты, применяют сухие пылеуловители (рис. 5.113). Они представляют собой металлические цилиндры высотой до  $15$  м, диаметром до  $10-12 \text{ м}$  с коническим днищем для сбора уловленной пыли и куполом, переходящим в газопровод с установкой в его начале тарельчатого клапана. Наиболее ответственные части пылеуловителей (кожух и опорные колонны) изготавливаются из низколегированных сталей, например марки 14Г2, остальные части — из стали марки Ст3. Для предохранения кожуха от истирающего воздействия газа с пылью пылеуловители футеруют шамотным кирпичом ( $230 \text{ мм}$ ) класса В первого сорта или огнеупорным торкрет-бетоном (толщина слоя  $60 \text{ мм}$ ). По высоте кожуха делают лазы и люки для его периодического ремонта и осмотра. Отверстия в нижнем конусе для выпуска пыли оборудуют устройствами для выпуска пыли с увлажнением так называемыми шнеками. Газопроводы от печи до пылеуловителя футеруют так же, как и сам пылеуловитель.

По способу подвода газа пылеуловители разделяют на радиальные и центробежные, так называемые ударники и тангенциальные. В зависимости от объема печи число пылеуловителей колеблется от одного (рис. 5.113, а) до двух (рис. 5.113, б). Устанавливаются они параллельно или последовательно, различаясь при этом как первичные и вторичные. Первичные делают центробежными (1), а вторичные — радиальными (2). Тангенциальный подвод газа способствует оседанию более мелких фракций пыли, оказывающих более сильное абразивное воздействие на стенки пылеуловителя вследствие ввода газа по касательной. Поэтому тангенциальные пылеуловители всегда вторичные; они имеют внутреннюю трубу для вывода газа, спускающуюся почти до середины высоты цилиндра пылеуловителя. Для предупреждения образования в пылеуловителях тремучей смеси во время останова печи в них предусмотрен ввод «острого» пара под избыточным давлением до  $882 \text{ кПа}$ .

В системе сухих пылеуловителей достигается отделение в среднем до  $80\%$  пыли, содержащейся в газе, в широком диапазоне степени за-





вой насадкой, однако сопротивление в 2–4 раза меньше, а конечная запыленность газа в 5–6 раз ниже.

### 5.9.3. Тонкая очистка газа

Ранее наиболее распространенным способом тонкой очистки газа являлся электростатический. Он осуществляется электрофильтрами — аппаратами, называемыми электростатическими газоочистителями.

В основе работы электрофильтра лежит электризация частиц пыли, осуществляемая проводником электричества под высоким напряжением (50–100 кВ), излучающим электроны. При наличии второго проводника, соединенного с другим полюсом источника тока, между ними создается электростатическое поле, в котором электрические заряды передвигаются от одного электрода к другому под влиянием сил, действующих в нем. Электроны, излучаемые проводником, ионизируют молекулы газа, который становится проводником электричества и создает поток положительных и отрицательных потенциалов. Находящиеся в поле частицы пыли получают электрический заряд и двигаются под воздействием электрического поля по закону Кулона.

При увеличении разности потенциалов проводимость газа возрастает. Вокруг электрода, находящегося под напряжением, возникает слабое свечение — корона. Разность потенциалов, при которой возникает свечение, называется напряжением коронного разряда, а начало появления искры — напряжением искрового пробоя. При отрицательном потенциале на коронирующем электроде оседает 90–95% пыли, при положительном — 70–75% и при переменном — 45–50%. Полярность может меняться. Ионизация газа является обязательным условием зарядки частиц пыли, достигаемым при повышении градиента напряжения у электрода. Поле должно быть неоднородным во избежание искрового разряда, т. е. электроды не должны быть параллельными. Отсюда необходимость высокого напряжения проводников и формы их в виде нити и трубы. Питание электрофильтра осуществляется постоянным током для того, чтобы образовавшиеся в области «короны» ионы подвергались постоянному действию притягивающих и отталкивающих сил, что не может быть обеспечено при переменном токе и что ухудшает полноту осаждения пыли.

Электрофильтр состоит из стального цилиндра с коническими днищем и куполом. Грязный газ поступает в нижнюю часть фильтра, а очищенный выходит сверху. В верхней части фильтра располагаются электроды. Анодами являются стальные трубы диаметром до 325 и

длиной до 4500 мм, внутри которых стальные проволоки с натянутыми грузами, являющиеся коронирующими электродами-катодами. Заряженные частицы пыли перемещаются от катода к аноду, разряжаются и оседают на нем. Для предотвращения срыва частиц пыли газом скорость последнего ограничивается. Современные электрофильтры рассчитывают на пропускную способность по газу в количестве 320–375 тыс. м<sup>3</sup>/ч при избыточном давлении газа 24,5–245 кПа и скорости 2,5–1,4 м/с соответственно. Активное сечение фильтра составляет 25 м<sup>2</sup>. Содержание пыли в газе после прохождения его через фильтр не более 4 мг/м<sup>3</sup>. Расход воды на непрерывную промывку 400–600 м<sup>3</sup>/ч. Температура газа, поступающего в фильтры, 25–35 °С, влажность газа 40–80 г/м<sup>3</sup>. Диаметр фильтра 12, высота до 40–42 м. Степень оседания пыли зависит от влажности и температуры газа, так как под влиянием адсорбции водяных паров ее частицы укрупняются. Поэтому для повышения эффективности работы аппаратов электростатической очистки применяют мокрые электрофильтры с непрерывной промывкой осадительных электродов. На их поверхности создается движущаяся пленка воды, смывающая пыль с электрода, что предотвращает вынос ее из аппарата. Кроме того, достигаются относительно чистота поверхности движения газа в активной зоне электрофильтра и его производительность.

Представителем такого рода газоочистителя является скруббер-электрофильтр типа ДМ-9 с периодической промывкой осадительных электродов (рис. 5.116).

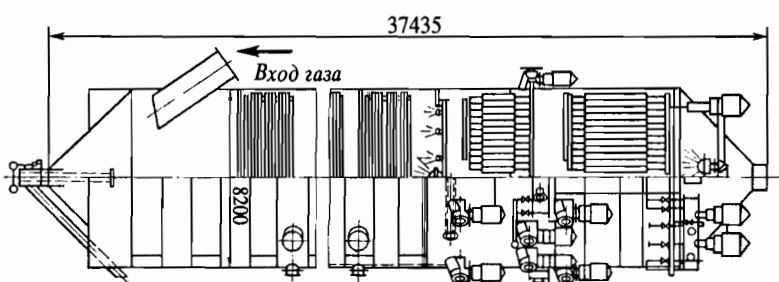


Рис. 5.116. Скруббер-электрофильтр типа ДМ-9 с периодической промывкой осадительных электродов

Скрубберная часть установки имеет хордовую насадку с площадью 14 500 м<sup>2</sup>. Электрофильтр состоит из двух последовательно расположенных электрических полей, имеющих по две секции для периодической промывки электродов. Производительность его до 80–100 тыс. м<sup>3</sup>/ч.

#### 5.9.4. Очистка газа в трубах-распылителях и дроссельная группа

**Трубы-распылители.** В современных, особенно зарубежных газоочистительных схемах широко применяются установки труб-распылителей, называемых обычно трубами Вентури и помещаемых или перед скрубберами на входе в них газа, или, что чаще, после них на выходе. Производительность труб-распылителей достигает 380 тыс. м<sup>3</sup>/ч.

Принцип работы основан на пропуске газа через трубу, в горловину которой вводится вода для коагуляции частиц пыли. Равномерное распределение воды по всему сечению пережима достигается различной длиной эвольвентных двусторонних сопел (диаметр отверстия 15 мм), расположенных в два яруса и имеющих различное количество выходных отверстий (от одного до трех) и различное избыточное давление подаваемой воды 274–410 кПа для труб с одним выходом и 68,6–206 кПа для труб с тремя выходами. Оптимальный расход воды при этом составляет 1,4–1,47 м<sup>3</sup>/1000 м<sup>3</sup> газа.

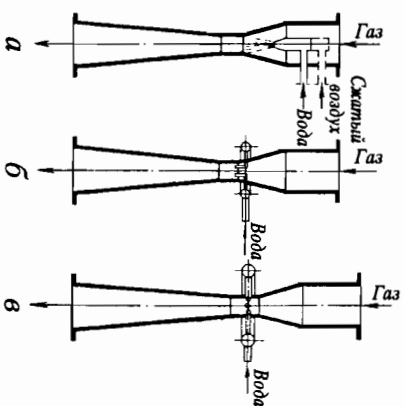
Струями газового потока, имеющего скорость 60–120 м/с, достигается тонкое распыление воды, которая увлекает частицы пыли. Более крупные частицы пыли оседают в шламоотделителе, другие улавливаются в скруббере или электрофильтре в зависимости от места устанавки труб-распылителя.

Применяется несколько типов труб-распылителей, схемы которых приведены на рис. 5.117. Имея одинаковый принцип устройства, они различаются способом подвода воды и имеют за рубежом такие названия: трубы Пис-Антони-Вентури, Кемико-скрубберы (США и Англия) и пылеулавливатели Баумко (а); трубы SF-Вентури (б); Свенска флект-фабрикен (в) (Швеция); трубки Кертинга или Аэрожет (Франция).

При работе доменных печей с высоким давлением газа на колошнике в трубах возможно достижение перепада до 49 кПа, что обуславливает высокую степень очистки доменного газа.

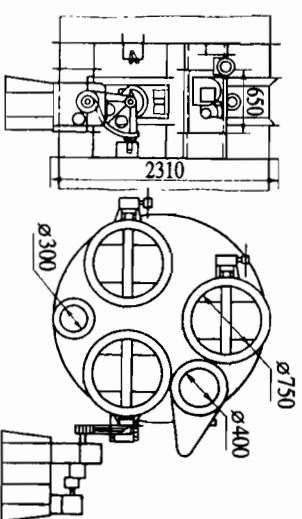
**Дроссельные группы.** В газоочистительных комплексах доменных печей, работающих с повышенным давлением газа на колошнике, ус-

Рис. 5.117. Трубы-распылители различных конструкций



танавливаются дроссельные группы для регулирования давления газа и дополнительной очистки его от пыли (рис. 5.118, 5.119).

Рис. 5.118. Дроссельная группа



Принцип их работы аналогичен принципу работы труб-распылителей. Отличие состоит в том, что в трубе-распылителе около 80% энергии газа восстанавливается в диффузоре, тогда как в дроссельной группе энергия не восстанавливается, а расходуется для турбулентного перемешивания воды и газа. Степень очистки газа в дроссельной группе повышается при увеличении скорости его и количества воды, подаваемой для орошения.

Большая скорость газа в дроссельном устройстве, увлажнение и резкое изменение направления его движения способствуют выделению из газового потока пыли и коагуляции ее частиц, что обеспечивает хорошее улавливание их в последующих агрегатах.

Улучшение качества очистки газа после установки труб-распылителей и дроссельных групп в условиях повышенного давления газа на



## ЭКСПЛУАТАЦИЯ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

### 6.1. ОРГАНИЗАЦИЯ СЫРЬЕВОГО ХОЗЯЙСТВА В ДОМЕННОМ ЦЕХЕ

Нормальная работа доменной печи с высокими технико-экономическими показателями обеспечивается хорошей газопроницаемостью материалов при распределении их на колошнике в соответствии с требованиями доменного процесса. Достижимая подготовка шихты к плавке, она обуславливается порозностью столба шихтовых материалов, величина которой зависит от их гранулометрического состава, усадленности и организации загрузки в печь при заданной характеристике расположения шихты на поверхности засыпи.

Спецификой доменной плавки является изменение первоначальных параметров шихтовой смеси в ходе процесса, полное или частичное термофизическое разрушение кусков с постепенным накоплением мелочи в смеси. Протекает оно различно: окатыши почти не подвергнутся прямому физическому разрушению, но покрываются микротрещинами кольцевого и поверхностного характера с последующим распадом, вызывающим образование большого количества тонкодисперсных частиц; в агломерате появляются внутренние трещины, разрушающие куски; нарушение прочности руды зависит от ее минералогической характеристики и начинается с появления в порозном слое сетки мельчайших трещин с образованием пыли, количество которой прогрессирует по мере опускания кусков.

В нижних зонах печи главной составляющей столба шихты является кокс. Разрушение его сокращает размер пустотных каналов и уменьшает плотностный эффект, создаваемый динамической порозностью. В этих условиях применение прочных, однородных по форме и размерам (хотя и более мелких) кусков оказывается положительным для стабилизации порозности, в чем и заключается главный вывод проведенных исследований. Поэтому в мировой доменной практике имеется тенденция к снижению верхнего предела агломерата до 8–15 мм и снижению диапазона крупности: кокса – 25–60, агломерата до 15–30 мм, окатышей до 8–16, 40–70 мм при возможно полном удалении более

мелких фракций. Считается, что такие размеры обеспечивают наилучшую интенсивность хода и максимальное использование тепловой и восстановительной энергии газового потока. При этом крупность кусков минерального сырья между собой и коксом должна иметь соотношение наибольших и наименьших размеров, как  $1,7 \div 2,0$ . При увеличении его до 2 и выше порозность насыпной массы сокращается, особенно при соотношении крупных и мелких кусков в смеси 2:1.

#### 6.1.1. Шихтовые материалы и подготовка их к плавке в цеховых условиях

Шихтовые материалы доменной плавки должны обладать высокой механической и термической прочностью, равномерной гранулометрией, низкой истираемостью и дробимостью, хорошей естественной сыпучестью. Большое значение имеют стабильность химического состава, восстановимость, температура размягчения и переход сырья могут быть утены в одинаковой степени в цеховых условиях. Поэтому предпочтению отдается тем из них, которые наиболее существенны для обеспечения ровного хода доменной печи. Так, например, главными показателями для агломерата являются механическая прочность и восстановимость.

Все материалы, поступающие в доменный цех, должны удовлетворять установленным техническим условиям (ТУ), выполнение которых поставщиками должно контролироваться. Так, железная руда, агломерат и окатыши должны проверяться по железнодорожным составам, если они поступают непосредственно на бункера. На складах сырья штабеля должны быть разбиты на квадраты, по которым отбираются при штабелировании пробы для химического анализа. Известняк должен иметь крупность не более 25–10 мм с нерастворимым остатком  $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$  не более 2% и содержанием  $\text{CaO} \sim 54\%$ , с браковочными пределами 5 и 51% соответственно.

#### 6.1.2. Качество кокса

Контроль за качеством кокса значительно сложнее, чем за минеральной шихтой, так как он является уже готовым продуктом, металлургические свойства которого зависят от условий, трудноопределимых одним визуальным наблюдением. Поэтому, кроме визуального наблюдения за качеством кокса на рамах коксового цеха, необходимо знать: качество углей, идущих на коксование; шихту для цеха и ее

пластометрические показатели ( $y$  — усадка шихты,  $x$  — пластометрический слой); возможные изменения в структуре при различных составах шихты; режимы коксования; крупность помола углей; степень наклонения аппаратуры для складирования.

Угли должны удовлетворять техническим условиям, иметь стабильную влажность для обеспечения постоянства режима дробления и не допускать к коксованию при окислении, которое ухудшает качество кокса.

Особое внимание должно уделяться помолу, крупность которого определяется массой шихты, прошедшей через сито  $3 \times 3$  мм, в процентах от общего ее количества (до  $93 \pm 1\%$ ). В настоящее время в связи с общим ухудшением качества коксующихся углей этот показатель понизился до 80%. Радикальными условиями для сохранения качества кокса при укрупненном помоле шихты являются избирательное дробление углей, термическая подготовка шихты, сухое тушение и производство формованного кокса. Быстрейшее осуществление этих мероприятий имеет большое значение для металлургических свойств кокса, который при укрупненном дроблении углей становится неоднородным. Крупные частицы угля не растворяются в плавкой массе шихты, образуя включения, становящиеся центром образования трещин и разрушения, определяемого показателями микм-барабана или барабана Сунтрена.

Однако наиболее объективным критерием физико-механических свойств кокса является его газопроницаемость, изменение которой тесно связано с изменением его прочности, крупности и однородности. Объясняется это тем, что испытание в барабанах не дает полного представления о прочности кокса и характере его разрушения. В барабане Сунтрена оно происходит в основном от сил «истирающих» + «дробящих», в то время как в микм-барабане ( $M_{40}$ ) — от сил «дробящих» + «истирание» вследствие неодинакового его заполнения коксом в процессе испытания при различных конструктивных особенностях. Поэтому стандартные испытания прочности кокса не всегда коррелируют с показателями печей и нуждаются в совершенствовании. Неполнота емкости для складирования угля также отрицательно сказывается на качестве кокса вследствие segregation углей по крупности и разделению их на петрографические составляющие: витрен, фузэн, кларен и дарен. Витрен и фузэн при дроблении способствуют получению мелких фракций, кларен — промежуточных, а дарен — крупных. В результате может происходить произвольное «отошение» или «ожирение» шихты, что приводит к непостоянству качества кокса. Усредненность нарушается и при неполноте промежуточных коксовых емкостей и бункеров на доменных печах, что ухудшает гранулометрический состав кокса вследствие его дробления и segregation.

Поэтому транспортная подача кокса от рамп коксовых печей до бункеров доменного цеха предпочтительнее. Что касается физико-химических свойств кокса, то как и в отношении железорудных материалов персонал доменного цеха не может оперативно менять режим печей в соответствии со всей информацией о качестве кокса, уже поступившего на бункера (реакционная способность, физическая структура и др.), кроме технического анализа и данных по механической прочности. Главнейшим свойством кокса должно быть его постоянство, в том числе по влажности, изменение которой отражается на содержании нелетучего углерода, а следовательно, и на нагреве печи. Поэтому весьма нежелательно хранение кокса на промежуточных открытых складах, так как оно приводит к увеличению влажности и мелочи кокса и дальнейшему его разрушению.

Другие составившие — зола и сера — не менее важны. Присутствие золы как балласта отрицательно сказывается на ряде показателей: ухудшается механическая прочность кокса; снижается содержание в нем нелетучего углерода; увеличиваются затраты тепла на расплавление; требуется дополнительный расход известняка; увеличивается количество шлака; повышается расход кокса и снижается производительность печи. Зола, имея отношение  $Al_2O_3 : SiO_2$  всегда большее, чем в доменном шлаке, существенно влияет на его состав. Это отражается на температуре плавления шлака, его вязкости и процессе десульфурации чугуна.

Увеличение летучих веществ при постоянстве других компонентов технического анализа свидетельствует о снижении прочности кокса и может служить признаком необходимости корректирования теплового режима доменной печи. Следует избегать опорожнения коксовой аппаратуры более чем на половину ее емкости. Отсев мелочи < 25 мм должен быть тщательным; содержание ее в скиповом коксе не должно превышать 1,0–1,5%.

### 6.1.3. Складирование, усреднение сырых материалов и загрузка их в доменную печь

Совершенствование подготовки материалов к плавке облегчается осуществление одного из важных положений доменной практики — всегда знать, что грузится в печь. Однако увеличение (возможными в цеховых условиях средствами) постоянства химического и гранулометрического состава шихтовых материалов в процессе складирования, загрузки в бункера и доменную печь остается актуальным вопросом. Нельзя подвергать длительному хранению, при котором он подвергается разрушению под влиянием влаги атмосферного



воздуха. При отсутствии специальных усреднительных механизмов (например, типа Роббинса и др.) необходимо постоянное соблюдение технологии разгрузки, складирования и погрузки материалов в бункера.

Каждый из этих бункеров должен иметь фронт равномерной разгрузки (не менее 2—3 вагонов). Складирование в штабеля козловыми рейферными кранами производится полойно на отведенном фронте по всей ширине склада. Постоянно идущие в шихту материалы укладываются в два штабеля, из которых один заполняется, другой — расходуется. Забор из него осуществляется путем разреза в вертикальном направлении по всей высоте штабеля. Загрузка одноименных материалов в отведенные для них бункера и погрузка из них производится поочередно из каждого бункера с опорожнением их не более чем наполовину.

В зимний период для сохранения естественной сыпучести и предупреждения смерзаемости штабеля на открытых складах «утепляются» слоем агломерата толщиной 0,15—0,3 м, а бункера обгораются «мятым» паром (4,0—4,5 атм) для уменьшения разницы температур между материалами и стенками бункеров. В летний период полезно улаживание на складах при помощи дождеваловых установок, смонтированных на мостах рудных кранов.

Распределение материалов по бункерам зависит от их расхода и обеспечения минимального времени на загрузку подачи, набираемой из каждого бункера полностью. Очередность набора компонентов в шихту может быть различной в зависимости от направления на периферию ковшника желаемого количества мелких или крупных фракций.

Постоянство и величина угла опрокидывания скипов и натяжения транспортных лент на ковшник, работа вращающегося распределителя шихты (ВРШ), чистота приемных воронок и конусов засыпных аппаратов должны проверяться ежедневно. Герметичность последних контролируется периодическим осмотром их при полном или сниженном давлении горячего дутья. Проверяется положение вершины угла откоса материалов в приемной воронке малого конуса по отношению к оси печи в целях уточнения данных для управления ВРШ. Точность взвешивания шихты должна проверяться по графику специальными контрольными грузами.

## 6.2. ТЕХНОЛОГИЯ ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА

Доменная плавка — это сложный комплекс химико-физических процессов, протекающих в условиях высоких температур, комбиниру-

ванного дутья и повышенного давления газа на ковшнике. Плавные из них — тепломассообмен и восстановление. Возникая в результате протекания опускающихся шихтовых материалов и восходящих газовых потоков, они определяют газодинамику доменного процесса, зависящую от скорости их движения и взаимного контакта в различных зонах доменной печи. Постоянство границ между ними, в том числе между областями косвенного и прямого восстановления, определяет закономерность и стабильность схода шихтовых материалов с возможно полным использованием восстановительной способности газового потока.

Уменьшение объема шихты и перераспределение ее составляющих становится минимальными, сохраняя заданное при загрузке материалов в печь распределение, нарушающееся только в зоне котезии и плавления с образованием первичных шлаков. От этого зависит газопонижаемость столба шихтовых материалов с минимальным перепадом статического давления газов в шахте и постоянство дутьевого и температурного режимов в печи.

Многочисленные средства технического контроля за ходом доменной плавки, применение различных моделей доменного процесса и экспертных систем, создаваемых для наблюдения за ходом печи и предупреждения возможных отклонений его от установленного режима, не исключают роли человеческого фактора: квалификации специалистов ведущих плавку, их умения правильно и своевременно корректировать ход печи и предупреждать возможные расстройства и аварии. Это главное условие для сохранения стабильного режима печи, основным показателем которого является ровный ход.

### 6.2.1. Ровный ход

Нормальная работа доменной печи устанавливается после загрузки и окончания раздувочного периода, в течение которого в технологический режим ее вводятся постепенно все технологические параметры. Отсюда понятие так называемого ровного хода печи, характеризуемого:

- 1) плавным, устойчивым сходом шихты с разной, но постоянной скоростью в различных зонах горизонтального сечения шахты печи;
- 2) стабильным распределением материалов и газов, отвечающим максимально возможному использованию их физической и химической энергии с минимальными для данных условий плавки расходом кокса и выносом ковшниковой пыли;
- 3) устойчивым тепловым состоянием, обеспечивающим получение пролуктов плавки заданного состава с наиболее высокими технико-экономическими показателями;



4) постоянными параметрами дутьевого режима, т. е. количеством, давлением и температурой горячего дутья;

5) наличием устойчивого гарнисажа, обеспечивающего постоянство рабочего профиля печи и его сохранность в процессе эксплуатации.

Эти условия достигаются строго регламентированным технологическим (так называемым сквозным) графиком производства — от складирования шихтовых материалов и загрузки их в печь до выпуска продуктов плавки, их дальнейшей транспортировки, четкой работы оборудования в соответствии с правилами технической эксплуатации, техники безопасности и организации производства, обеспечивающими безаварийную работу всего комплекса доменной печи.

Современные доменные печи в условиях форсированного хода могут подвергаться относительно большим отклонениям от заданного режима. Причины: нарушение стабильности работы печей, ошибки персонала при назначении тех или иных параметров ведения плавки или изменении условий, в которых она велась. Предупредить это возможно согласованностью верхнего и нижнего режимов печи или, по словам И. П. Бардина, «сведением в одно целое химизма процесса с механизмом движения материалов». Оптимальное соотношение этих двух показателей единого технологического режима доменной плавки является одним из самых сложных вопросов управления доменным процессом. Поэтому задача ведущего печь заключается в тщательном и непрерывном наблюдении за ее работой и в своевременном принятии мер к устранению всех возможных отклонений от установленного режима.

Но ровный ход печи зависит не только от совершенства методов ведения плавки, значение имеет также качество шихтовых материалов. Значительную роль играет и профиль доменной печи, его конфигурация. Выбоины, неравномерный односторонний и, тем более, «бутылочный» разгар, создающий условия к большому развитию периферийного хода, неизбежно присущи доменной печи, учитывая периферийный подвод дутья к торну печи и геометрию очертаний ее рабочего пространства.

Особенно отрицательно на ровности хода сказывается образование настывлей, в том числе односторонних, делающих подчас весьма затруднительным управление ходом печи. В современной практике этот дефект стал неизмеримо меньшим благодаря переходу к строительству печей с тонкостенной кладкой и так называемым «жестким» профилем по границам его естественного разгара. Он практически постоянен и изменяется только за счет толшины гарнисажа, за сохранением которого и надлежит следить ведущему плавку.

Для создания лучших условий для распределения минерального сырья и кокса по горизонтальному сечению колошника основная масса железосодержащих материалов должна находиться в центральной зоне печи (зона между периферийной и осевой областями печи), в направлении главного потока газов на расстоянии примерно  $\frac{1}{3}$  радиуса колошника, считая от колошниковой защиты, значительно вклиниваясь к оси печи и образуя «отдушину». Периферия печи при этом омывается узким кольцевым потоком, шириной примерно в 0,5 м (от стенки до гребня материалов). Остальная масса газа направляется в центральную и частично осевую зону, предохраняя печь от случайных подвисаний в случае подпора газов по каким-либо причинам в других зонах.

## 6.2.2. Контроль работы печи по визуальным наблюдениям

Для суждения о ходе доменной печи мастер наблюдает за состоянием фурм, составом чугуна и шлака, ходом подач, давлением дутья, давлением и температурой колошникового газа, выносом колошниковой пыли и многими другими показателями.

Наблюдение за фурмами дает возможность судить о нагреве печи, равномерности ее работы по окружности, количестве дутья, поступающего в печь, состоянии горна и всей печи в целом. Светлые яркие фурмы характеризуют высокий нагрев, тусклые, потемневшие фурмы с появлением перед ними холодных материалов — обычно начавшееся похолодание. Характер движения кусков кокса перед фурмами указывает на степень интенсивности хода. Быстрое мельканье кокса означает, что печь работает форсировано — «принимает» дутье. При этом ходе куски кокса движутся медленно, на фурмах «вяло», а при подвисаниях они могут лежать перед фурмами почти неподвижно.

Состав чугуна и шлака зависит от состава шихты, ее подготовки и хода доменной печи. Содержание кремния связано главным образом с тепловым состоянием печи: чем холоднее работает печь, тем меньше кремния, и наоборот. Содержание марганца при постоянной шихте также связано с этим фактором и, кроме того, с основностью шлака. Содержание фосфора зависит только от его количества в шихтовых материалах, а серы — как от состава шлака, так и от нагрева печи и тем выше, чем холоднее работает печь. При расстроеном «холодном» ходе сера максимально переходит в чугун.

О составе чугуна судят по его химическому анализу. Содержание кремния, марганца и серы в чугуне опытный персонал определяет с

достаточной точностью визуально. Чем больше кремния в чугуне, тем меньше он искрит на выпусках. Горячий литейный чугун, содержащий до 3% кремния и выше, не искрит совсем; холодные мартеновские чугуны, содержащие около 0,5% и менее кремния, обильно искрят мелкими искрами и имеют в твердом состоянии белый излом. Мартенец в чугуне обнаруживается появлением зеленоватых языков пламени. При высоком содержании серы поверхность чугуна покрывается своеобразной пленкой, так называемым «салом».

Особое значение в оценке работы печи отводится шлакам. Содержание в них, например,  $\text{FeO}$  и  $\text{MnO}$  хорошо характеризует нагрев печи: чем ниже нагрев, тем больше их в шлаке. Содержание этих оксидов в большом количестве придает шлакам специфическую окраску: закись марганца — зеленоватый цвет, закись железа — бутылочно-зеленый и черный цвет. О их содержании также можно судить по излому застывшего шлака. Содержание кремнезема в шлаке зависит от его основности и от нагрева печи. При низком нагреве печи кремний восстанавливается в чугуне слабеет, повышается количество кремнезема, переходящего в шлак, который становится более кислым. Степень основности шлака легко определяется на глаз по излому его пробы: основный шлак камневидный, кислый — стекловидный.

### 6.2.3. Контроль работы печи по данным контрольно-измерительных приборов

Наиболее верным и надежным способом контроля за ходом доменных печей, оснащенных контрольно-измерительными приборами (КИП), является наблюдение за данными приборов, непрерывно регистрирующих показания на диаграммах. Часть из них являются технологическими приборами, поскольку их показаниями непосредственно руководствуются при наблюдении за ходом печи и корректировке ее режима. К ним относятся приборы, регистрирующие: 1) уровень шихты в печи; 2) количество, давления и температуры горячего и холодного дутья; 3) величину общего и частных перепадов статического давления газа в доменной печи; 4) температуру и давление доменного газа на колошнике; 5) температуры периферийных газов или клалки в области колошниковой защиты; 6) содержание  $\text{CO}_2$  в доменном газе по радиусам или диаметрам колошника; 7) содержание влаги в дутье, поступающей в печь.

Особо важное значение для суждения о характере хода печи имеют диаграммы давления горячего дутья и частных перепадов статического давления газа по высоте печи. Кривые перепада давлений характе-

ризуют газопроницаемость столба шихтовых материалов в доменной печи. При нормальной газопроницаемости и ровном ходе печи (рис. 6.1) давление дутья держится постоянным, а кривая его, вычерчиваемая на диаграмме, имеет вид ровной линии с плавными отклонениями от среднего значения в пределах 0,05 ати. Кривая частных перепадов для различных печей примерно находится в пределах: нижний — 0,65–0,8 ати, верхний — 0,45–0,60 ати при объеме от 1,3 до 1,65 в зави-

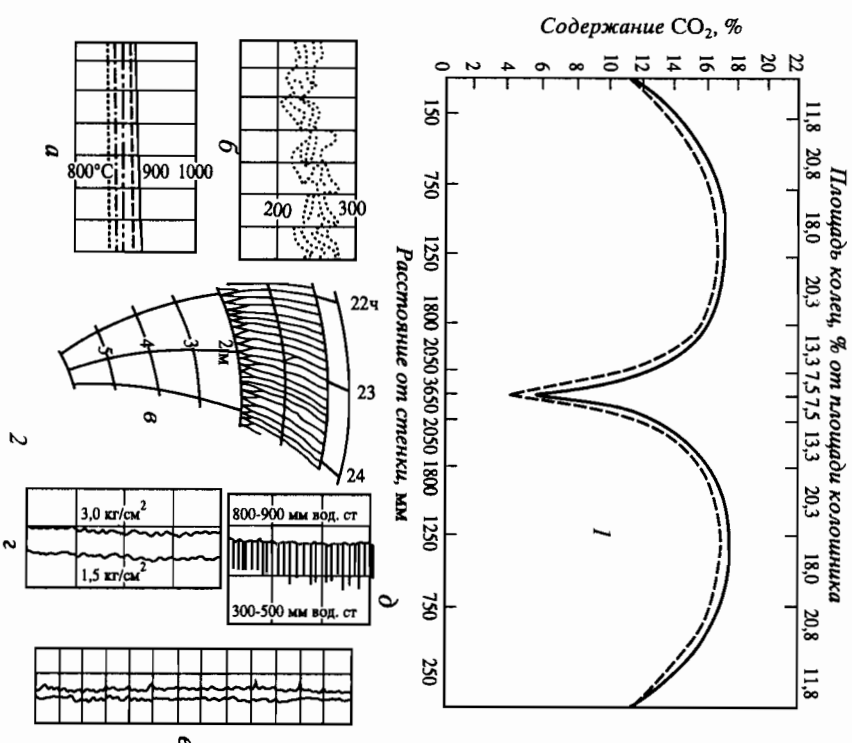
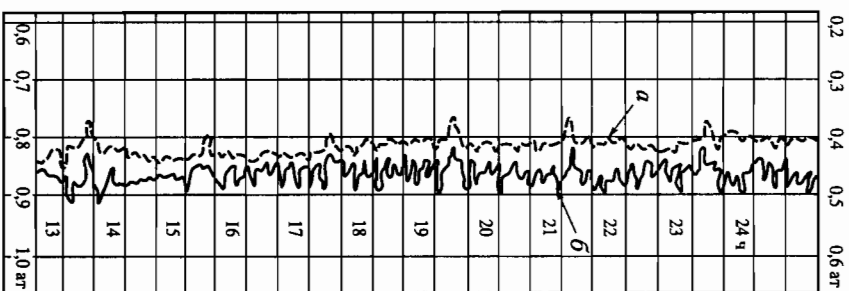


Рис. 6.1. Комплекс диаграмм контрольно-измерительных приборов, характеризующих ровный ход доменной печи в течение времени

1 — содержание  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе по взаимно противоположным радиусам колошника; 2 — диаграммы КИП при нормальной работе печи; 3 — температура клалки шлака, °C; 4 — температура газа на свечах, °C; 5 — уровень засыпи, м; 6 — давление горячего и холодного дутья,  $\text{kg/cm}^2$ ; 7 — давление газа на колошнике, мм вод. ст.; 8 — расход воздуха,  $\text{m}^3/\text{мин}$



**Рис. 6.2.** Кривые перепада статического давления газа в шахте при нормальной работе доменной печи  
а — нижний перепад (пунктирная линия); б — верхний перепад (сплошная линия)

этого прибора (см. рис. 6.2) согласуются также данные «шомполных» диаграмм, или уровней, отображающих характер схода шихты в печи. При ровном ходе он фиксируется рядом параллельных линий, равномерно расположенных друг к другу и имеющих плавные скосы, указывающие на непрерывность движения материалов. При нарушении хода замедляется опускание шихты, наблюдаются непостоянство в уровне засыпки, горизонтальные участки, на диаграмме указываю-

симости от дутьевого режима и давления газа на колошнике (рис. 6.2).

При ухудшении газопроницаемости давление дутья возрастает по мере повышения противодавления газов; кривая на диаграмме при этом растет вверх с различной интенсивностью в зависимости от происходящих изменений. Кривые частных перепадов давлений в печи (горн — шахта — колошник) нарушают параллельность своего движения. Особенно заметно возрастает давление при подвисаниях, когда газопроницаемость шихты резко ухудшается. Часто после такого подъема приходится делать искусственную осадку материалов в печи. При своевременном реагировании на показания этих диаграмм можно предупредить «тугой» ход, подвисание и другие расстройства печи.

Об этом можно судить и по диаграмме давления колошникового газа. Кривая его при ровном ходе печи имеет вид сплошной линии без пик вверх в сторону увеличения давления и с регулярными пиками в сторону уменьшения, совпадающими по времени с опусканием большого конуса. Если появление верхних пик приобретает устойчивый характер, необходимо изменить режим колошника или горна печи в зависимости от характера и степени происходящих изменений. С показаниями

шие на подстой материала или подвисание шихты.

Температура колошниковых газов имеет большое значение для оценки хода печи. Чем она ниже, тем эффективнее используется тепло в доменной печи и экономичнее она работает. Однако температура колошника не постоянна: перед каждым опусканием большого конуса она достигает максимума, после опускания и очередной подачи понижается примерно на  $100-150^{\circ}$ , а затем вновь поднимается. Температуру колошника измеряют обычно во всех газоотводах, чтобы оценить равномерность работы печи по окружности. Запись температур производится на общей диаграмме, причем на приборе фиксируются точки различного цвета по числу газоотводов. В показанных наиболее важным является характер перемешивания точек, определяющий степень усредненности газового потока. Температура колошникового газа обычно находится в пределах  $250-350^{\circ}$  при нормальной работе печи на передельный чугун.

Температура, состав колошникового газа и особенно содержание в нем  $\text{CO}_2$  по сечению колошника являются важными показателями хода. Они позволяют судить о характере процессов восстановления и о степени использования химической энергии газа. Систематические анализы газа на углекислоту дают вполне достоверные данные для суджения о характере окружающего и радиального распределения материалов и развития потоков газа по сечению печи. Однородное содержание углекислоты по всем четырем радиусам колошника свидетельствует о равномерности распределения газового потока, высокий уровень  $\text{CO}_2$  у стен печи, вначале плавного повышения до максимума с последующим резким понижением (отдушиной) в осевой зоне, — о надлежавшем его использовании. Чем хуже используется газ в той или иной зоне, тем меньше в нем содержания  $\text{CO}_2$  и тем выше его температура, и наоборот (рис 6.3).

Наибольший диаметр «отдушины» зависит от характера выкинивания к центру печи железорудных материалов, а абсолютное содержание  $\text{CO}_2$  в газе — от качества шихтовых материалов и общего режима плавки. Оно неодинаково для различных условий работы и в более благоприятных из них достигает  $16-20\%$   $\text{CO}_2$  и более на периферии с уменьшением в центре до  $10-12\%$  и шириной «отдушин» в верхней ее части до  $1,0-1,5$  м.

При установившемся режиме работы печи показания термодпар, заложенных в кладку шахты на горизонте несколько ниже защитных плит колошника, дают также достаточно сведения о степени равномерности распределения газового потока в печи. В случаях отсутствия канального хода газов температуры в установившихся точках по

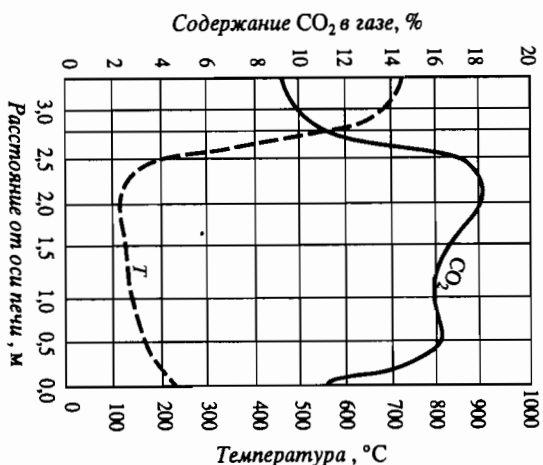


Рис. 6.3. Взаимное расположение кривых  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе и его температуры  $T$  по радиусу колошника

чин рудных нагрузок. При уменьшении выноса пыли может наблюдаться охлаждение печи, при увеличении — излишний разогрев, сопровождающийся понижением производительности и повышением расхода кокса. Вынос колошниковой пыли тем больше, чем неравномернее работает печь, особенно при ходе с осадками. Резкие колебания во всех случаях могут привести к расстройству хода. Поэтому при работе на пылеватых материалах или на слабом коксе необходимо тщательно следить за выносом пыли и своевременно корректировать дутьевой режим и нагрузки.

#### 6.2.4. Регулирование хода доменной печи различными методами

Обязательными условиями для обеспечения устойчивого ровного хода доменной печи являются постоянство шихтовых материалов, выполнение всех производственных операций по строго регламентированному графику, бесперебойная работа оборудования и соблюдение оптимальных параметров технологического процесса.

Параметры режима загрузки материалов должны обеспечивать полное использование тепловой и химической энергии газов. Это до-

окружности, записываемые прибором, имеют вид тесного параллельного пучка (см. рис. 6.2), наибольшая разница в температуре отдельных точек не превышает обычно  $100\text{--}150^\circ\text{C}$ . Увеличение этой разницы, выражающееся в устойчивом отклонении какой-либо из кривых от общего уровня температур, указывает на наличие канального хода газов, а иногда и на образование настывлей.

Серьезным препятствием для сохранения оптимального теплового режима печи может быть большой и непостоянный вынос колошниковой пыли, связанный с проиходами изменениями вели-

читается путем большей загрузки периферии печи рудой при условии сохранения нормальных характеристик горнового газа и содержания  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе по радиусу колошника без нарушения стабильности ее хода. Методы регулирования хода печи следующие.

1. Регулирование «сверху» — управление распределением материалов на колошнике путем изменения режима загрузки — уровня засыпки, системы загрузки и величины подачи, а также схемы работы вращающегося распределителя шихты (ВРШ) или других устройств засыпного аппарата.

2. Регулирование «снизу» — изменение режима горна доменной печи путем корректирования количества, давления, температуры и состава комбинированного дутья, его влажности, повышенного давления на колошнике, диаметра и высоты фурм, величины общего перепада статического давления газа в шахте.

3. Изменение качественного состава шихты, ее гранулометрического состава и соотношения отдельных компонентов.

Наиболее оперативным из всех приемов является регулирование «сверху», поскольку оно призвано поддерживать постоянным режим печи снизу и должно подвергаться изменениям только в особых случаях. Чаще всего необходимость в регулировании сверху возникает в связи с отклонением газового потока от нормального.

Являясь функцией распределения и качества материалов, характер газовых потоков определяет степень их использования, соответственно влияя на расход кокса и производительность доменной печи. В то же время, зная зависимость газораспределения от режима загрузки, можно своевременно изменять те или иные ее параметры с целью исправления хода. Распределение газового потока можно оценить по показаниям контрольно-измерительных приборов, регулирующих температуру газа в газоотводах и под защитными сегментами колошника.

Типичные случаи отклонения газового потока от нормального следующие. Излишне развитый периферийный поток газа характеризуется низким содержанием в нем  $\text{CO}_2$  на периферии (до  $2\text{--}4\%$ ) и высоким — в осевой зоне (рис 6.4). Такое газораспределение ухудшает использование тепловой и химической энергии газов, увеличивает удельный расход кокса и снижает производительность печи. Длительная работа в таких условиях приводит к значительному уменьшению активности осевой зоны шахты и горна, способствует повышению износу кладки печи и даже прогару холопильников.

Ослабление потока газов на периферии при перегруженности ее рудой наоборот приводит к центральному потоку газов с высоким содержанием  $\text{CO}_2$  в периферийной и низким — в осевой зонах печи

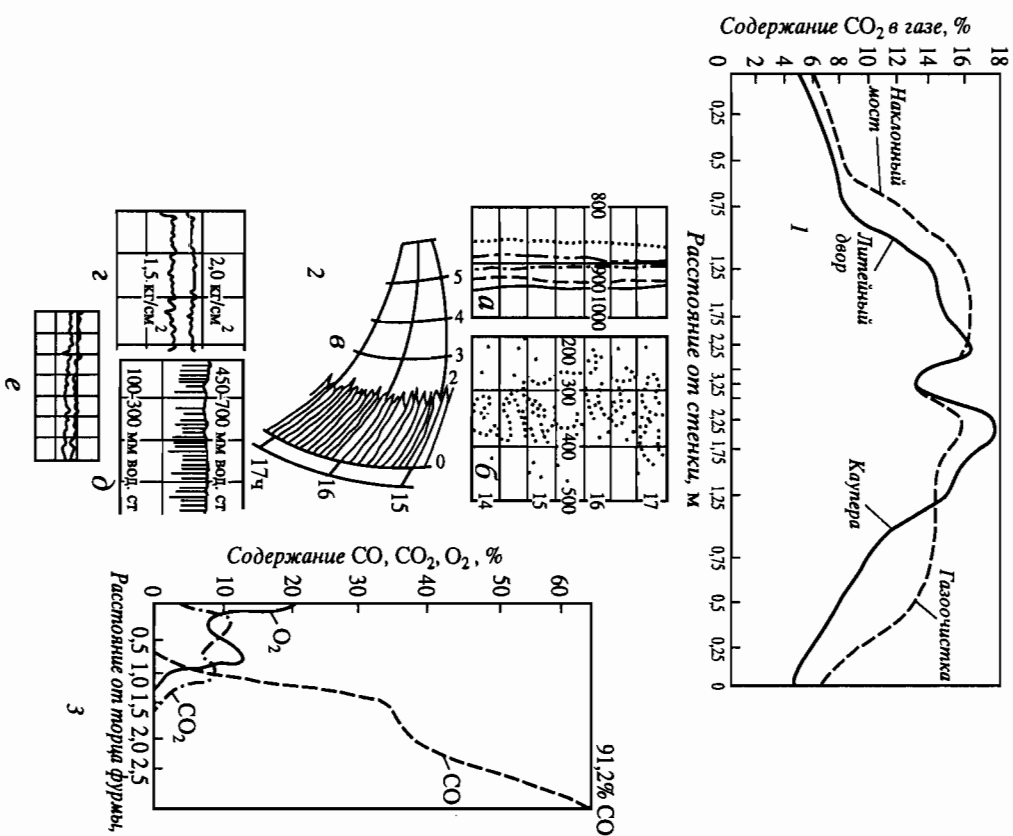


Рис. 6.4. Показания контрольно-измерительных приборов при развитии периферийном ходе доменной печи

1 — содержание  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе; 2 — диаграммы; а — температура кладки шахты, °C; б — температура газа на свечах, °C; в — уровень засыпки, м; г — давление горячего и холодного дутья, кг/см<sup>2</sup>; д — давление колошникового газа, мм вод.ст.; е — расход дутья, м<sup>3</sup>/мин; ж — состав горнового газа, %

(рис. 6.5, д). Это сопровождается ухудшением ровности хода, неравномерным опусканием шихты с подстоями и обрывами ее по ходу печи. Неустойчивый «перетруз» периферии может привести к подвиганию шихты, требующему искусственных осадок. Нередко при за-

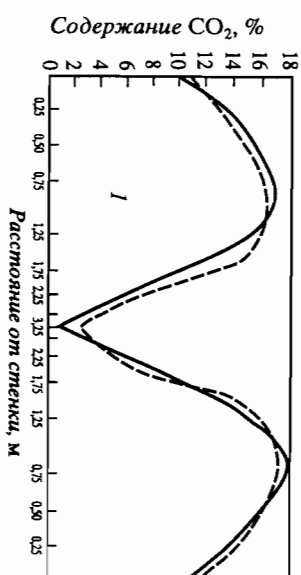


Рис. 6.5. Показания контрольно-измерительных приборов при развитии центральном (осевом) ходе доменной печи

1 — содержание  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе; 2 — диаграммы (см. обозначения на рис. 6.4); ж — состав горнового газа, %



ному выносу пыли, а следовательно, к общему ухудшению использования газа (рис. 6.6). Движение газов каналами способствует образованию перекоса уровня засыпки — это затрудняет и трудноисправляемая форма канального газораспределения.

Правильная и своевременная оценка характера газового потока на основании совместного анализа — данных визуального наблюдения и контрольно-измерительной аппаратуры — позволяет достаточно быстро корректировать ход печи путем изменения параметров режима загрузки, сохраняя при этом стабильность режима горна.

Установлено, что движение главного потока газов осуществляется в сравнительно большой по площади периферийной зоне. Максимальная загрузка ее железорудными материалами обеспечивает лучшее использование тепловой и химической энергии газов. Однако эту загрузку удается сохранять постоянной только при стабильном гранулометрическом составе шихты, например при работе на материалах, классифицированных по крупности. Поэтому часто для сохранения ровного хода (в силу постепенно нарастающего уменьшения газопроницаемости на периферии и повышения статического давления газа в шахте) толщину рудного слоя у стен колошника приходится уменьшать, частично смещая массу его в промежуточные зоны.

В то же время сосредоточение большого количества материалов в осевой зоне печи изгибает газопоток в центре и приводит к загромождению горна. Таким образом, оптимальную систему загрузки, уровень засыпки и величину подачи следует выбирать с расчетом максимальной загрузки рудой основного потока газа, но в пределах, обеспечивающих ровный ход доменной печи. Параметры режима загрузки должны устанавливаться для каждой печи в отдельности с учетом конкретных производственных условий ее работы. В зависимости от них воздействие одних и тех же средств регулирования на распределение материалов и газового потока может быть количественно различным, хотя и одинаково направленным. Наиболее интенсивно периферийная зона загружается минеральной шихтой прямой подачи типа РРКК ↓. Падение шихты при этом происходит на относительно выровненную поверхность столба за счет опускания материалов в интервале между двумя смежными подачами. Кокс, сыпавшись вместе с рудой, но в основной массе следом за ней, встречает уплотненную поверхность и как более крупный материал стремится сосредоточиться в осевой зоне, уменьшая толщину своего слоя на периферии. Степень загрузки последней может быть различной. Она будет наибольшей, если уровень засыпки находится ниже точки соприкосновения последних падающих рудных материалов со стенкой колошника.

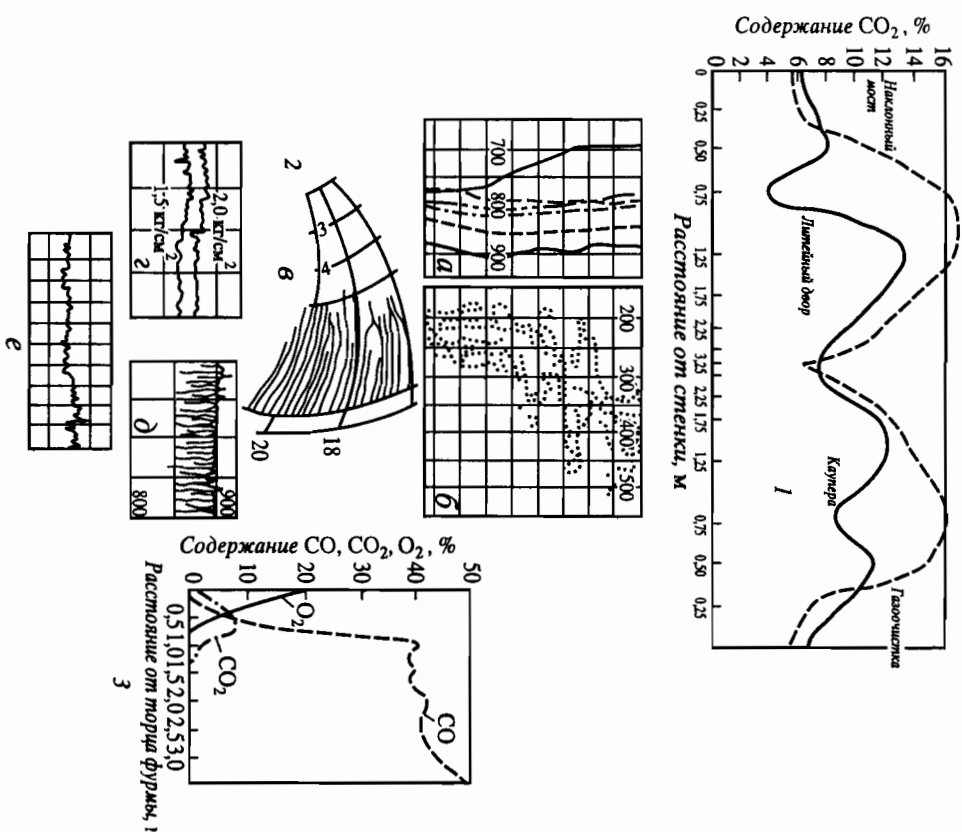


Рис. 6.6. Показания контрольно-измерительных приборов при канальном ходе печи  
1 — содержание  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе; 2 — диаграммы (см. обозначения на рис. 6.4); 3 — состав горнового газа, %

Поскольку траектории сыпавшихся первых порций шихты более крутые, то материалы падают на поверхность кокса предыдущей подачи без удара о стенку и образуют гребень, способствующий большей концентрации минерального сырья последующих порций у стен печи. Одновременно они увеличивают сдвиг кокса к ее оси, создавая между углами откоса минерального сырья и кокса для данного уровня наибольшую разность.



Таким образом, загрузка РРКК ↓ эффективнее всего для периферии при малой глубине воронки, с увеличением которой, т. е. при повышении уровня засыпи, толщина рудного слоя на периферии уменьшается. Однако и излишнее понижение горизонта засыпи может парализовать прямую подачу вплоть до полного раскрытия периферии. Это объясняется возникновением «отраженного течения», образуемого материалами в периферийной зоне шахты при падении на большую глубину и способствующего созданию кольцевого хода. Управляемое же раскрытие периферийной зоны достигается обратной подачей с системой загрузки ККРР ↓, дающей максимальную рудную нагрузку в осевой зоне и минимальную — на периферии. Степень раскрытия периферии при этом также различна и зависит от угла наклона воронки и, следовательно, уровня засыпи. Минимальная концентрация минеральной шихты на периферии достигается при горизонте засыпи выше точки пересечения траекторий ее падения со стенками колошника при наименьшей разнице между углами откоса руды и кокса после деформации поверхности столба шихты. Так, величина рудных нагрузок по радиусу колошника от стенок его к центру печи при увеличении угла воронки с 24° до 32° может увеличиваться соответственно с 1,0 до 2,5 т/т кокса. Поэтому обратную подачу рекомендуется применять на непродолжительное время во избежание излишней загрузки осевой зоны печи, ухудшения исподования газа и связанного с этим повышения расхода кокса.

Другие системы являются промежуточными между прямой и обратной. Влияние их может быть олено по степени приближения к указанным. Причем при выборе той или иной системы необходимо учитывать величину и характер радиальной неравномерности газовых потоков, определяющих возможность воздействия ее на ход доменной плавки.

Перегруз периферии минеральной шихтой нарушает нормальное соотношение между активной массой шихты и подъемной силой газового потока, сопротивление которого может увеличиваться до разрывов, препятствующих свободному опусканию материалов, вызывая канальное движение газов или подвисание печи. Поэтому для уменьшения толшины слоя руды у стен колошника применяются смешанные системы загрузки типа КРРК ↓ и РРКК ↓, способствующие некоторому усилению периферийного потока и более ровному ходу. Удобство этих систем заключается в возможности дозирования в широких пределах кокса перед рудой, что позволяет плавно изменять соотношение между ними в периферийной и осевой зонах печи.

Отличной от других является загрузка расцепленной подачи по системе ККР ↓ ККР ↓, представляющей уменьшенную двую рудную колошу. Применение ее полезно для развития чрезмерно ослабленно-

го периферийного потока газов с одновременной загрузкой центра благодаря уменьшенному количеству одновременно загружаемой руды. Однако по мере развития периферийного потока газов осевой поток ослабляется и уменьшает активность центра печи. В то же время тонкие и открытые слои руды на периферии имеют менее равномерное сопротивление и при развитии периферийного потока газа способствуют образованию кольцевого хода или каналов. Поэтому длительное применение расцепленной подачи не рационально. Усилить или ослабить соответственно периферийные или осевые газовые потоки можно при помощи раздельных систем загрузки типа РР ↓ КК ↓ или КК ↓ РР ↓. Равнозначность их справедлива только при опускании в печь обеих половин подачи через равные промежутки времени на один и тот же уровень засыпи. При загрузке «следом», т. е. загрузке второй половины подачи, немедленно за первой достигается разная степень загрузки периферии — бо́льшая при подаче руды вперед и меньшая при подаче кокса в первой половине подачи. Это объясняется заполнением рудой или коксом «пазухи», образующейся между стенкой колошника и вершинной теебня материалов при движении шихты в течение интервала между загрузкой двух смежных подач.

Понижение уровня засыпи независимо от системы загрузки и величины подачи способствует повышению содержания  $CO_2$  в газах периферийной зоны вследствие большего содержания мелких фракций шихты у стен колошника (рис. 6.7). В результате газопроницаемости шихты количество и скорость газов уменьшаются на периферии и увеличиваются в центре, что подтверждается снижением содержания  $CO_2$  в газе осевой зоны. При повышении уровня засыпи наблюдается обратное явление.

Уменьшением или увеличением подачи регулируется толщина слоев компонентов шихты, в которых отношение руды или агломерата к коксу в периферийной зоне печи соответственно увеличивается или уменьшается. Особенно это заметно при большом количестве агломерата и высоких рудных нагрузках. Изменение содержания  $CO_2$  в газе по радиусу колошника путем регулирования сверху за счет изменения систем загрузки, и уровня засыпи приведено на рис. 6.8, 6.9.

Подача материалов на колошник доменной печи двумя скитами только с одной стороны печи приводит к неравномерному распределению их в воронке малого конуса, сегрегации и образованию теебня на конусах засыпного аппарата, а следовательно, и в самой печи. Устранение этой неравномерности достигается ВРШ засыпного аппарата. Но в условиях форсированной работы печей все же не исключается возможность появления неравномерности газовых потоков и случаев «канального» газораспределения.

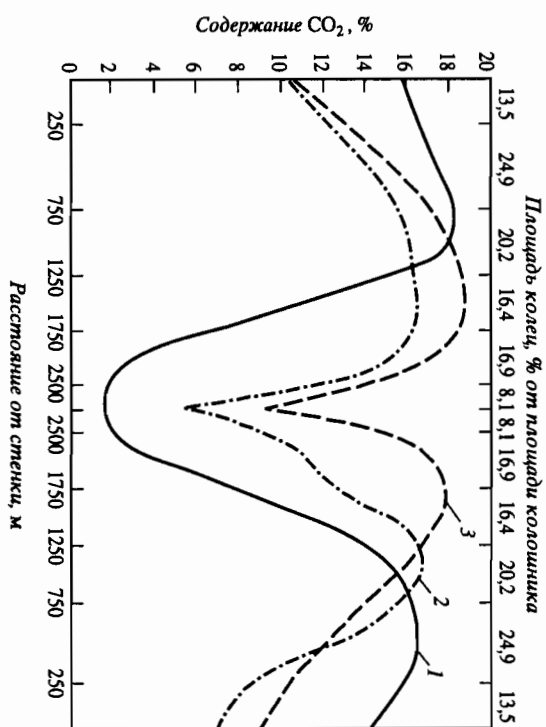


Рис. 6.7. Содержание  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе при загрузке сырья с преобладающим количеством мелочи в алтмерате (1) и нормальной шихте (2, 3)

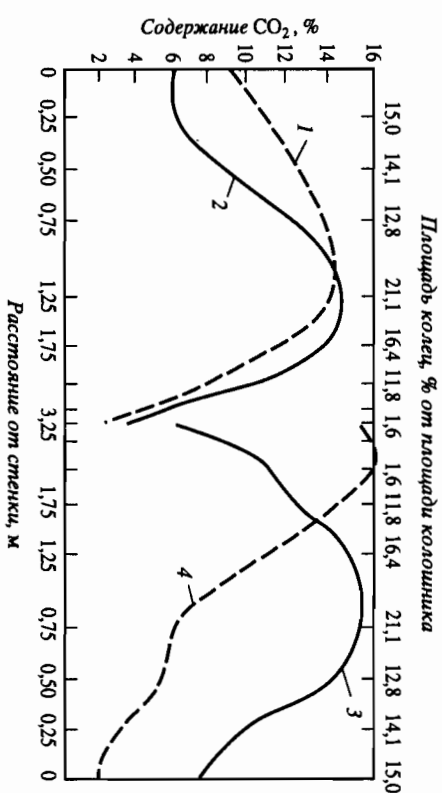
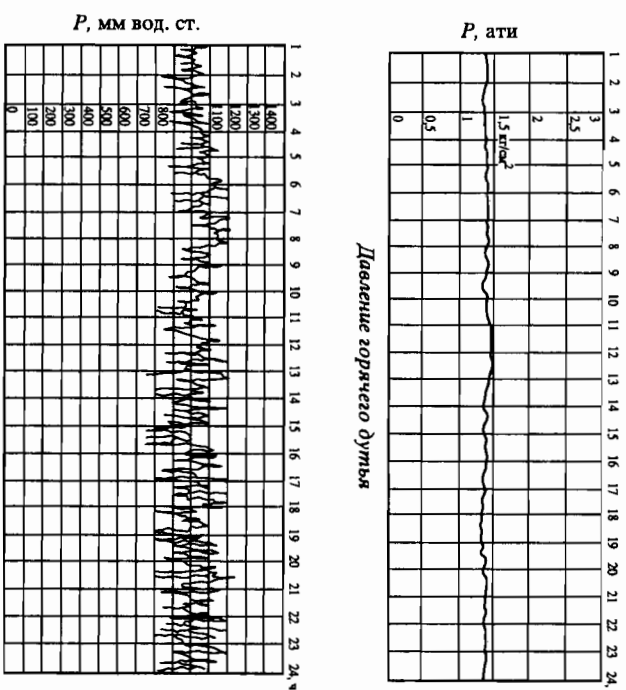
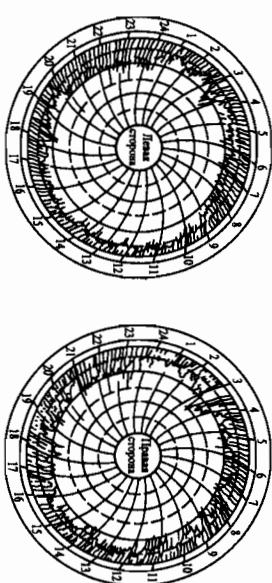


Рис. 6.8. Влияние системы загрузки на газораспределение по радиусам ковшника печи  
1 — РРКК↓ от 1,75 м; 2 — КРРК↓ от 1,5 м; 3 — КРРКК↓ от 1,5 м; 4 — ККР↓КРК↓ от 1,5 м

Какова бы ни была причина образования «каналов», возникновение их всегда зависит от различной порозности шихты в разных участках горизонтального сечения печи. Неравномерность распределения материалов в засыпном аппарате может быть использована для ее



Давление горячего дутья



Уровень засыпки, м

Рис. 6.9. Давление горячего дутья, колошникового газа и уровень засыпки при паровоздушном дутье

же ликвидация. Для этого изменяют программу работы ВРШ так, чтобы максимально загрузить более мелкой шихтой район каналов, а в менее газопроницаемые зоны подавать материалы более крупных фракций. Изменение программы работы ВРШ осуществляется пропуском или удвоением позиций распределителя, определенных для каждого отдельного случая. Ликвидация дефектов в газораспреде-

нии во многом зависит от правильности определения их природы и местоположения, а также от своевременности принятых мер. Поэтому процесс регулирования следует автоматизировать, блокируя схему ВРШ с показаниями термометра, установленных в районе защитных плит колошника. Такое устройство, получающее импульсы в процессе изменения температур кладки, осуществляет автоматическое управление ВРШ для улучшения газораспределения по окружности печи. Наилучшие результаты по выравниванию газопроницаемости и ликвидации каналов могут быть получены при совмещении гребней левого и правого скипа на малом конусе.

За последние годы широко применение в практике доменного производства получило так называемое «механическое» регулирование распределения материалов. Оно осуществляется маневрированием подвижными защитными плитами колошника, изменение диаметра которого при их перемещении соответствует изменению величины колошникового зазора при обычной стандартной конструкции. Оптимальное положение плит в каждом отдельном случае определяется на основе накопленных практических данных. Для аналогичной цели в ряде конструкций вновь созданных засыпных аппаратов используют дополнительные распределительные устройства: нижний распределительный конус, или «юбка» (ВНИИМетмаш), вращающийся лоток (П. Вюрта), различные вращающиеся распределительные воронки.

Иногда газораспределение может быть откорректировано применением улучшенных по гранулометрическому составу материалов или загрузки их циклическим методом. Последний осуществляется подачей в печь отдельных компонентов шихты по соответствующему циклу, например из пяти подач:  $AP - O - AP - O - AP$  ( $A$  — агломерат,  $O$  — окатыши,  $P$  — железная руда), в которых содержание окатышей 40%, агломерата и руды по 30%. Таким образом улучшается газопроницаемость шихты, поскольку потери напора газа в столбе ее с послойной укладкой материалов ниже, чем из их смеси, особенно при неудовлетворительном гранулометрическом составе.

Оперативным средством для текущего управления доменной плавкой является изменение разности статических давлений газа в шахте между горизонтами: воздушные фурмы — колошник и между отдельными зонами: фурмы — середина шахты — колошник, именуемыми соответственно общим и частными перепалами. Последние делятся на нижний и верхний перепалы. Большая чувствительность их к колебаниям газодинамического режима печи позволяет ранее, чем по каким-либо другим признакам, заметить и предупредить образование очагов подвисания.

Оптимум величин перепалов устанавливается эмпирически в соответствии с качеством шихты и другими условиями, определяющими возможность максимального форсирования печи. Связь их с технологическими факторами плавки выражается по-разному. Гранулометрический состав железорудной шихты по мере улучшения снижает величину верхних перепалов, и наоборот. Изменение системы загрузки уменьшает абсолютную величину верхнего перепала при переходе на загрузку, разрыхляющую шихту на периферии. На нижнем перепале это отражается позднее на 3–4 ч. Верхний перепад уменьшается с понижением столба шихты и увеличением проходов для газа на его поверхности.

Увеличение давления газа на колошнике выравнивает перепалы давления как общего, так и частных вследствие различного их уменьшения. Причем в большей мере уменьшается верхний перепад. Снижение температуры и повышение влажности дутья уменьшают нижний перепад. Процесс изменения обычно длительны. Колебания количества дутья снижают одновременно оба частных перепала, но нижний перепад менее чувствителен к этому воздействию и требует относительно большего изменения объема дутья ( $\sim 100 \text{ м}^3/\text{мин}$ ). Увеличение основности и вязкости приводит к заметному увеличению нижнего перепала, что может вызвать необходимость снижения количества дутья. При скоплении в горне продуктов плавки нижний перепад возрастает из-за замедленного схода шихты и повышения напрева за счет сгорания кокса, вытесненного из металлоприемника продуктами плавки.

Процесс доменной плавки при режиме повышенного давления газа на колошнике значительно изменяется. Шихта находится как бы во взвешенном состоянии, что значительно улучшает условия ее восстановления. Уменьшаясь, объем газа более равномерно обрабатывает шихту, способствуя увеличению объема дутья и, следовательно, росту производства. Некоторые отрицательные моменты повышенного давления газа на колошнике связаны со снижением стойкости оборудования, что следует учитывать при переходе на этот режим. Исходя из различного отражения на величине частных перепалов изменений режима доменной печи, регулирование хода по ним осуществляется по-разному. По верхнему перепалу — регулированием сверху и только в исключительных случаях изменением количества дутья, по нижнему перепалу во всех случаях регулированием снизу — путем изменения режима внизу печи и особенно ее горна.

Влияние их связывается с изменением глубины окислительной зоны, зависящей от циркуляции кокса на фурмах, определяемой, в свою очередь, величиной кинетической энергии дутья. Повышение же по-

следней при постоянном расходе дутья достигается увеличением давления, температуры и скорости истечения воздуха из фурм. Изменяя энергию дутья в зависимости от площади сечения фурм, можно влиять на режим горна и ход печи в целом. Если путем сочетания различных технологических условий работы печи (дутьевой, температурный режим и т. д.) ход ее поддерживается ровным, то размеры окислительной зоны практически не меняются, при этом для контроля используются диаграммы состава газа из горна в целях определения протяженности окислительной зоны.

Количество дутья определяет интенсивность хода печи, являющуюся критерием максимально допустимой скорости схода подлач и минимального времени пребывания шихты в печи, совместимых с оптимальным расходом кокса. Ход печи обрывается при давлении дутья, значительно повышенном против нормального, свидетельствует о плохом принятии печью дутья и требует уменьшения его количества. Частые изменения дутьевого режима нежелательны, так как при этом изменяются объем окислительных зон и распределение температур по высоте и сечению печи с нарушением установленного газового потока и теплового режима. Поэтому изменения количества дутья должны предупреждаться своевременным регулированием хода доменной печи сверху, прибегая к регулированию снизу только в исключительных случаях.

В современных условиях оптимальный дутьевой режим устанавливается в количестве примерно двух объемов дутья на один кубический метр полезного объема печи в минуту. Это обеспечивает необходимую интенсивность хода и производительность печей при нормальных условиях работы.

Количество дутья следует увеличивать постепенно по 50–100 м<sup>3</sup>/мин в течение 1–2 ч в зависимости от ровности хода, нагрева печи и давления горячего дутья. Увеличение количества дутья может производиться быстрее, если:

- а) давление горячего дутья равно или ниже оптимального для данных условий производства;
- б) величина общего и частных перепадов оптимальна;
- в) нагрев печи хороший;
- г) сход подлач равномерный;
- д) работа фурм интенсивная.

Уменьшение количества дутья, в противоположность увеличению, допускается более резко, но во всех случаях оно не должно быть излишним во избежание общего резкого изменения режима печи. Исклечением может быть сильное похолодание печи, упорное подвисание шихты или ход обрываками с отражением их на диаграмме давления

горячего дутья. При этом уменьшение его количества обычно сопровождается и снижением температуры, которая в нормальных условиях поддерживается постоянной в максимально возможных пределах. Уровень снижения температуры зависит от условий работы, сорта выплавляемого чугуна, качества шихтовых материалов, тепловой мощности воздушонагревателей и теплопотребности в горне печи. Повышение температуры дутья производится постепенно — за один прием не более чем на 20–30 °С в час во избежание подвисаний. Это осуществляется при отсутствии признаков общего повышения нагрева печи в условиях максимально возможного использования температуры дутья, т. е. без повышения давления горячего дутья, увеличения перепада давления в шахте, изменений в характере срабатывания шихты. Уменьшать температуру рекомендуется только в целях снижения количества дутья. Последнее должно сохраняться неизменным за счет всех способов регулирования хода и производиться только на основе комплексного анализа показаний контрольно-измерительной аппаратуры. При чрезмерном разогреве печи, приводящем к подвисанию, необходимо уменьшение температуры дутья или временное повышение его влажности как быстродействующего средства (см. рис. 6.9).

Увеличение рудной нагрузки в таких случаях может оказать замедленное действие на ход печи лишь после того, как в горне проплавится руда с достаточным числом утяжеленных подлач. При общем недотрузе печи увеличение сыпни обязательно. При подвисаниях и тугом ходе печи, как правило, приходится прибегать к работе на пониженной температуре дутья.

При пуске печи после кратковременных остановок (в первые часы работы), температура устанавливается несколько ниже (~ на 50 °С от уровня до останова). Степень нагрева печи определяет дальнейший порядок: если нагрев без запаса тепла — добавляется в первую очередь температура, в противном случае — дутье. Одновременное увеличение дутья и его температуры возможно только при полной гарантии от возможного подвисания.

Помимо основных приемов регулирования хода печи сверху и снизу, изменения параметров колошника и дутьевого режима (в том числе при работе на комбинированном дутье), в соответствии со специальной технологической инструкцией доменного производства применяются ряд дополнительных средств корректирования тепловых аэродинамических характеристик процесса.

Регулирование теплового режима печи осуществляется изменением величин рудных нагрузок и влажности дутья, состава верхнего шлага, температуры чугуна и шлага на выпусках. В отдельных случаях

ях применяются комплексный контроль газопотоков по изменению температуры колошникового газа и содержанию в нем  $\text{CO}_2$  по радиусу колошника и управление ходом доменной плавки по пульсации давления колошникового газа.

### 6.2.5. Регулирование режима горна изменением высова и параметров воздушных фурм

При необходимости коренной перестройки режима горна и возможности осуществления ее указанными выше способами применяется увеличение или уменьшение диаметра и высова фурм. Первое связано с уменьшением межфурменных пространств и последующей возможностью увеличения дутья, второе направлено на увеличение кинетической энергии дутья для лучшего проникновения горновых газов в осевую зону печи, что особенно важно при явлениях затромования горна. Однако, несмотря на действенность этого метода, используют его редко.

Увеличение высова сокращает полезную площадь горна, а уменьшение диаметра фурм влияет на возможность форсирования хода. Кроме того, единовременная смена всех фурм требует относительно большого простоя доменной печи. Поэтому смена фурм часто заменяется или установкой в них керамических колец меньшего диаметра с последующей ликвидацией их на «ходу» печи по мере того, как отдает в них необходимость, или временным закрытием отдельных фурм. Последнее с технологической точки зрения неадекватно, так как печь должна работать со всеми открытыми фурмами. Закрывание некоторых из них может быть только вынужденной профилактической мерой, направленной на предупреждение возможных аварий вследствие систематически плохого состояния чугунных леток, повышенного перепада температуры в охлаждающей системе отдельных частей металлоприемника, местах больших перегревов брони в заливниках.

В доменных печах с 3—4 чугунными летками и большими диаметрами горна особое значение получила равномерность выпусков продуктов плавки через все летки как по времени, так и по полноте их отработки. Это необходимо для предотвращения местных «затромований» горна, так как нормальная работа любой печи всегда зависит от его состояния, отражающегося не только на режиме низа печи, но и шакты. Поэтому при появлении неравномерности устанавливается специальный график на использование тех чугунных леток, на которых наблюдается неполный выход продуктов плавки. Полноту его

проверяют по количеству кокса, загруженного в печь между двумя смежными выпусками, отнесенного на тонну выданного за последний выпуск чугуна. Сравнивая этот расход кокса с оптимальным для данной печи, можно достоверно судить о степени опорожнения горна.

### 6.2.6. Автоматизация и механизация доменного производства

Автоматизация и механизация — одно из главных направлений дальнейшего развития доменного производства. Они стимулируются высокой оснащенностью доменных печей контрольно-измерительной аппаратурой и наличием устройств автоматической стабилизации параметров процесса. При этом необходимо решение задач по повышению качества выпускаемой продукции, увеличению производительности труда и улучшению его условий (в том числе техники безопасности), а также по повышению общей культуры производства.

На современных печах контролируются и автоматически регулируются многие параметры технологического режима плавки, работы оборудования, управляемого системами локального характера. Однако течение самого доменного процесса контролируется недостаточно. Конечные результаты его определяются с опозданием, а промежуточные практически не контролируются из-за отсутствия современных датчиков информации. Остают в развитии такие системы, как непрерывный анализ материалов в потоке и продуктов плавки на выпуске. Поэтому эффективность доменной плавки во многом остается зависящей от квалификации обслуживающего персонала. В связи с этим имеет большое значение разработка методов и средств контроля доменного процесса на всех горизонтах печи, изучением которых и занимаются научно-исследовательские институты, а также персонал и лаборатория ведущих предприятий отрасли.

Решение главных вопросов осуществляется по следующим направлениям: применение компьютерной техники для моделирования доменной плавки с целью разработки математических моделей процесса и алгоритмов управления; сбор, хранение и систематическая обработка информации о ходе процесса, а также анализ текущего управления плавкой. Описанию закономерностей доменного процесса способствуют использование метода структурных схем, позволяющего рассчитывать коэффициент передачи по любому каналу «вход—выход» через коэффициенты передачи частных связей между параметрами процесса. Для создания рабочей модели метод обобщен и дополнен численным интегрированием коэффициентов передачи по ряду аргу-



ментов, что помогает определить влияние любых изменений внешних факторов на показатели плавки. Условия решения задач по использованию систем автоматизации значительно облегчаются по мере улучшения подготовки железорудного сырья, при котором более закономерно изменяются соотношения температуры, состава газа и скорости фильтрации его по сечению печи, создаются газодинамические предпосылки для более равномерного распределения материалов и газов, а следовательно, и стабильности теплового режима.

В области механизации главное внимание конструкторов направлено на разработку приспособлений и механизмов, облегчающих условия обслуживания горновых работ на литейных дворах, а также выпуска, транспортирования и обработки продуктов доменной плавки. К ним относятся: колышевые и напольные краны; приспособления для смены воздушных фурм, заправки и очистки желобов; одноносковые разливки чугуна и шлака; различные системы большегрузных чугуновозных ковшей (до 600 т); припечные грануляционные установки; а также оборудование для механизации ремонтных работ.

Внедряются системы сигнализации, предупреждающие о протарах фурм, контроль уровня расплава в горне, системы автоматического обнаружения сторевавших фурм и холодильников. Все они облегчают горновые работы, предупреждая возникновение аварийных ситуаций, для ликвидации которых требуется трудоемкий ручной труд в тяжелых условиях. Большое внимание уделяется вопросам аспирации, вентиляции и терметизации, загрязненности окружающей водной и воздушной среды, а также социально-бытовым условиям работы обслуживающего персонала.

### 6.3. РАССТРОЙСТВА ХОДА ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Наличие средств ретупирования хода доменных печей не исключает периодических отклонений его от нормального режима. Причиной отклонений обычно являются незамеченное своевременное изменение качества шихтовых материалов; ошибочные действия персонала, ведущего печь, какие-либо факторы, создающие большие колебания в тепловом и газодинамическом режимах. Наиболее частыми расстройствами бывают: похолодание или излишний разогрев печи; подвисание шихты и произвольные или искусственные осадки ее с большим нарушением ровного хода; отклонения от установленного оптимального распределения материалов и газовых потоков; образование настывлей.

#### 6.3.1. Холодный ход

Холодный ход обуславливается дебалансом тепла в печи и ухудшением его использования. Он может быть следствием увеличения рудных нагрузок, периферийного или канального движения газа, ухудшения качества кокса или недостатка его в связи с уменьшением подачи в горн топливных добавок и массового оползания гарнисажа или попадания воды в печь (рис. 6.10).

Главные признаки холодного хода — постепенное снижение нижнего перепада и общего давления дутья до определенного предела похолодания, после которого оно резко повышается. Дутье самопроизвольно сначала увеличивается (воздухонагревательные аппараты быстрее «срабатывают» температуру), а затем, при повышении давления,

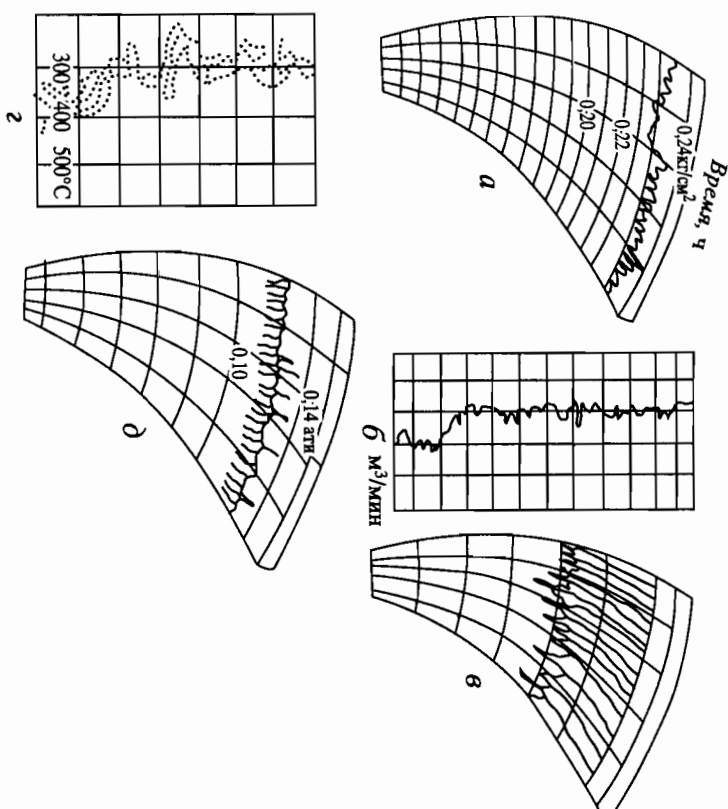


Рис. 6.10. Показания контрольно-измерительной аппаратуры при похолодании печи в течение времени  
а — давление горячего дутья, кг/см<sup>2</sup>; б — расход дутья, м<sup>3</sup>/мин; в — уровень засыпки, м;  
г — температура колошникового газа, °С; д — давление колошникового газа, атм



резко сокращается. Скорость схода подач в первый период также растет за счет увеличения расхода кокса в горне на реакции прямого восстановления оксидов железа, поступающих в горн в увеличенном количестве в связи с недостатком тепла в шахте.

Температура колошника, а также вынос пыли снижаются. Нагрев шлака понижается, он становится кислее и темнее. На фурмах появляется «влажный» вид с черными точками нерасплавленной золы на своей поверхности, содержание в чулуне кремния и марганца заметно понижается, а серы растет. Кривая давления дутья приобретает характерный «зубчатый» вид, совпадающий по колебаниям с временем прихода неподготовленного материала на фурмы. Температура колошниково-вого газа колеблется и фиксируется пиками, т. е. периодически резкими повышениями от самопроизвольных осадок на ходу печи, которые могут вызывать стабильное подвисание материалов.

На фурмах обычно держится шлак, так как возможная заливка фурм с прогаром сопел значительно усиливает расстройство, приводит к неизбежной остановке печи и большим потерям производства.

Главной заботой персонала при этом должно быть предотвращение подвисания всеми доступными средствами, хотя бы ценой большой временной потери дутья и его температуры. Для восстановления нормального теплового состояния печи при незначительных похолоданиях ограничиваются возможным увеличением температуры дутья или уменьшением содержания влаги в нем, не изменяя нагрузки и количества подаваемых в печь интенсифицирующих плаву реакентов.

При больших понижениях нагрева увеличивается расход кокса. Для этого снижаются рудные нагрузки с увеличением, в зависимости от степени похолодания, подачи кокса в шихту, а иногда загрузкой его отдельными «холостыми» порциями. На уменьшенной таким образом рудной сыпи работают до появления признаков восстановления нормального нагрева, после чего постепенно или сразу возвращаются к исходной нагрузке.

Опасность подвисания уменьшается разгрузкой периферии с одновременным предупреждением ухудшения газопроницаемости в центральной зоне. Основное в успехе борьбы с похолоданием — это своевременное его распознавание и правильное определение причин, установление очередности намечаемых мер по восстановлению теплового режима. Последовательность повышения признаков похолодания обычно следующая: изменение в перепадах давления газа по высоте шахты печи; понижение содержания марганца в чулуне (если это

не связано с понижением количества его в шихте или основности шлака); понижение содержания кремния в чулуне и повышение серы; ухудшение нагрева на фурмах; похолодание шлака.

### 6.3.2. Горячий ход

Причины повышенного нагрева печи прямо противоположны причинам, вызывающим ее похолодание, но диаграммы контрольно-измерительной аппаратуры во многом внешне совпадают, хотя и имеют иной технологический смысл. Он обусловлен, как правило, недостатком улучшения качества кокса и минерального сырья, степени использования теплоты и химической энергии газа, положительного влияния факторов, интенсифицирующих ход печи и повышающих коэффициент ее теплового действия (рис. 6.11).

Горячий ход характеризуется увеличением нижнего перепада и общего давления горячего дутья, подстоями на диаграмме зондов с появлением пиков на диаграмме давления колошниково-вого газа. Температура колошника и вынос пыли возрастают. Фурмы работают с ярким нагревом, но замедленно. Содержание  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе увеличивается. Нарушение нормального теплового состояния менее

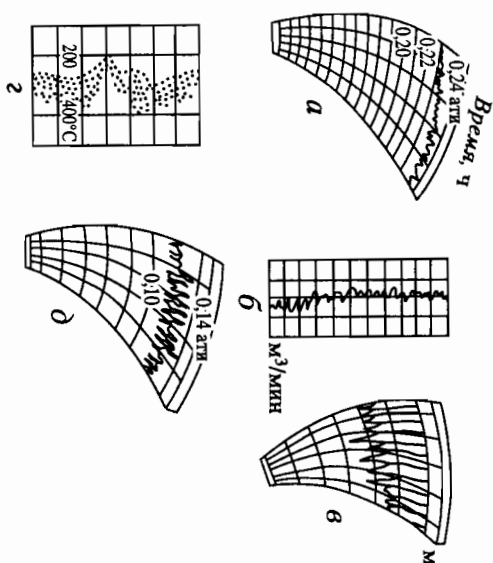


Рис. 6.11. Показания контрольно-измерительной аппаратуры при разогрете печи в течение времени

$a$  — давление горячего дутья, атм;  $б$  — расход дутья,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $в$  — уровень засыпи,  $\text{м}$ ;  $г$  — температура колошниково-вого газа,  $^{\circ}\text{C}$ ;  $д$  — давление колошниково-вого газа, атм

опасно по сравнению с похолоданием. Однако оно тоже влечет за собой потерю производства, возможность подвисания, вследствие нарушения ровности хода, изменения свойств шлаков, расположения зоны шлакообразования и установившегося режима газораспределения.

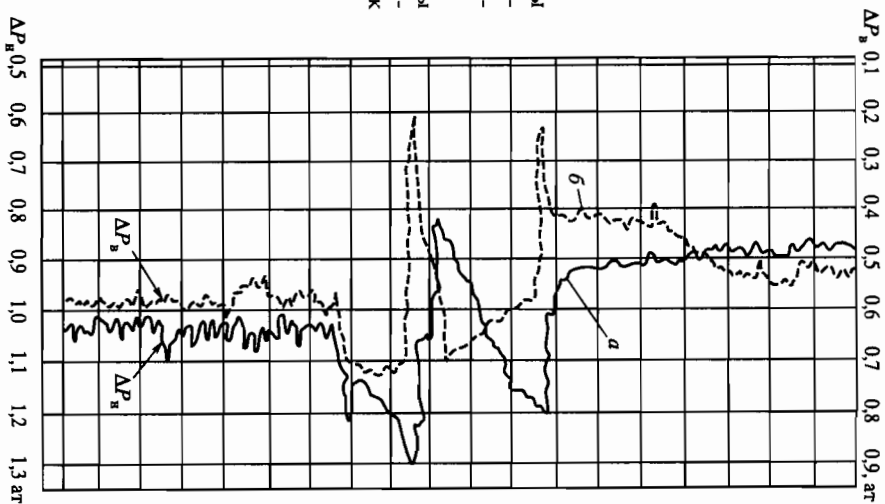
Восстановление нормальной работы достигается повышением рудных нагрузок, если установлена длительность действия факторов, вызвавших разогрев печи. При кратковременном и случайном характере разогрева возможно временное увеличение влажности дутья без компенсации его соответствующим повышением температуры. Эта мера полезна и для предупреждения подвисания. Одновременно желательна форсировка хода, если это возможно по условиям плавки.

### 6.3.3. Подвисание шихты и меры по его предупреждению

Подвисание материалов в печи является следствием нарушения нормального движения газового потока, теплового или шлакового режимов. Оно возникает, как правило, вследствие незамеченности признаков его появления и несвоевременности принятия мер для ликвидации и является, по существу, «технологической аварией». В зависимости от причин возникновения подвисание может быть «верховым», или «верхним», и «низовым», или «нижним». Первое происходит в верхних горизонтах шахты вследствие образования устойчивых слоев шихты из-за нарушения оптимальных соотношений между активной массой шихты, силами трения и подъемной силой газов. Второе связано с большими колебаниями нагрева в нижних горизонтах печи, вызывающими перераспределение газовых потоков и изменения по этой причине положения зоны шлакообразования, ее газопропускной способности и состава первичных шлаков. Контрольно-измерительные приборы при подвисании регистрируют: а) увеличение перепада общего давления вследствие роста частного нижнего или верхнего, в зависимости от расположения очага подвисания (рис. 6.12); этот показатель — первоочередной; б) резкое повышение давления дутья и соответствующее уменьшение его количества; в) большое замедление, а иногда и внезапное прекращение движения материалов в печи; г) общий рост температуры колошника и наложение на диаграмме температурных кривых друг на друга; д) общее понижение давления газа на колошнике.

Фурмы работают неровно, движение кокса на них замедляется и может полностью остановиться в зависимости от характера подвисания.

Рис. 6.12. Перепады статического давления газа в шахте при подвисании



Меры по ликвидации подвисания различаются в зависимости от условий, в которых оно возникло. При выплавке литейного чугуна прежде всего резко снижается температура горячего дутья на 100–150 °С. Через 20–30 мин, если материал в печи не опустился, делается искусственная осадка с сохранением прежнего количества дутья. Повторная осадка при необходимости делается не ранее чем через 30 мин после первой.

Дутье после повторной осадки может быть снижено с установлением его давления на 0,10–0,15 атм ниже по сравнению с бывшим до осадки. Быстрога восстановления температуры и количества дутья зависит от хода печи. В первую очередь восстанавливается дутье, затем его температура.

При подвисании печи, выплавляющей переделный чугун нормального нагрева, понижается температура горячего дутья приблизительно на  $50-100\text{ м}^3/\text{мин}$ . Если печь «не сработала», то делаются осадки так же, как и при подвисании на литейном чугуне (рис. 6.13).

При выплавке переделного чугуна и холодном ходе необходимо быстро снизить дутье и тем в большем количестве, чем больше было поднятие давления его при обрыве шихты, происхождением, как правило, непосредственно перед подвисанием. Уменьшение температуры дутья в этом случае имеет второстепенное значение, оно является уже

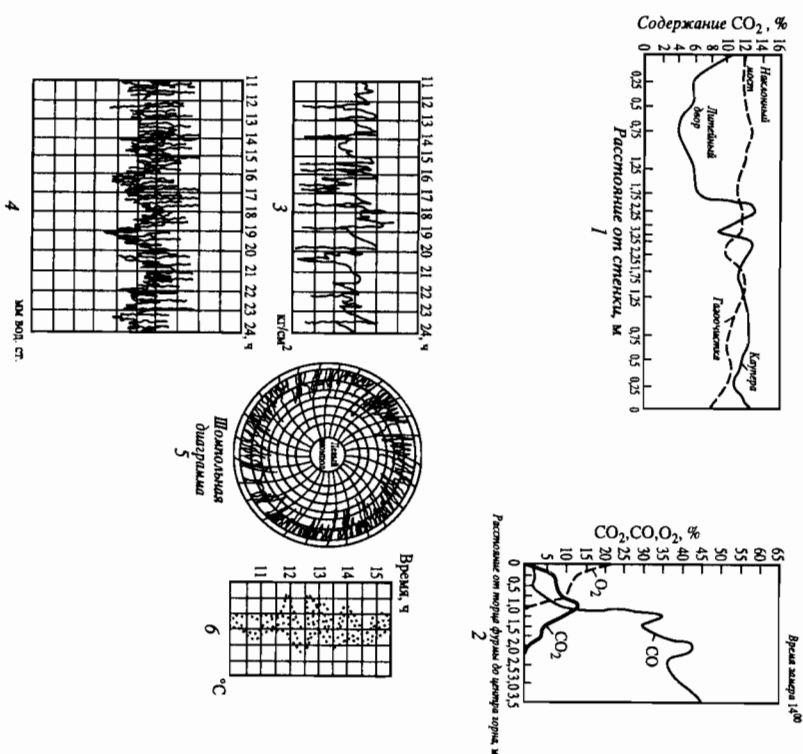


Рис. 6.13. Распространенный ход доменной печи на осадках с одновременно загруженными рудой периферийной и центральной зонами

1 — содержание  $\text{CO}_2$  в колошниковом газе по радиусам печи; 2 — состав горючего газа. Показания приборов; 3 — давление горячего дутья; 4 — давление газного (колошникового) газа; 5 — уровень засыпки; 6 — температура колошникового газа

заполнявшим. Этот переход следует сделать позднее при дальнейшем снижении расхода дутья, к которому приходится прибегать во избежание длительного подвисания и предотвращения заливки фурм шлаком. Быстро и решительность принятия мер во многом снижают дальнейшее развитие расстройств, требующего также увеличения расхода кокса в связи с большим нарушением режима печи. Количество дутья после ликвидации подвисания повышается медленно, особенно до полного восстановления нагрева на фурмах.

При подвисании, носящих стабильный характер, для предупреждения загромождения горна необходимо отступать от режима повышенного давления газа и других параметров комбинированного режима горна, приводящих к повышению давления дутья. Система загрузки в этот период должна обеспечивать разрыхление периферии и активную осевую зону печи.

### 6.3.4. Загромождение горна

Регулярное и полное освобождение горна от продуктов плавки — это неперемное условие для нормальной работы печи. Отклонение от этого само по себе и особенно при наличии «благоприятных» сопутствующих обстоятельств вызывает расстройство хода, связанные с так называемым «загромождением» горна. Причинами загромождения могут быть: низкая прочность кокса; малоактивная центральная зона горна; работа на тугоплавких и малоподвижных шлаках; длительная работа печи на искусственных осадках; попадание большого количества воды в печь. Сущность расстройства — ухудшение фильтрующей способности кокса в горне при заполнении пустот между его кусками малоподвижными продуктами плавки. В результате создаются разрозненные местные скопления чугуна и шлака, возникает усиленное горение воздушных фурм (характерный протар снизу). Нарушается нормальная отработка верхнего шлака и чугуна через чугунную летку. Загромождение горна отрицательно сказывается на нагреве печи, что необходимо учитывать в этот период. Печь работает с неполным сечением — узким периферийным кольцом с ухудшенным использованием газового потока, что сопровождается склонностью печи к подвисанию. Все это требует внимательного надзора за ходом печи.

Признаками загромождения горна являются: быстрое появление шлака на фурмах после выпуска чугуна с продувкой; большие колебания тоннажа чугуна на выпусках, иногда с выходом нижнего шлака прежде чугуна. Мерами для ликвидации загромождения могут быть: временное повышение содержания марганца в чугуне до 1% и выше



лежащая подготовка шихтовых материалов к плавке; соблюдение трафика выпусков чугуна и шлака; тщательный контроль за работой всех загрузочных устройств. Следует иметь в виду, что профилактические меры по предупреждению образования настылей весьма важны. Очищение профиля технологическими методами удается редко. Чаще всего приходится делать остановку с выдувкой до фурм или до полного обнажения основания настылей для удаления их взрывным способом. Потери производства при этом большие, не говоря о нанесении вреда кладке печи.

### 6.3.6. Аварии на доменных печах

Аварии на доменных печах и причины их возникновения весьма разнообразны. Наиболее тяжелыми по своим последствиям являются: осевые и боковые прорывы торна; прорывы кожуха и местное разрушение кладки шахты и верхней части печи; прогары воздушных фурм; взрывы газа, чугуна и шлака. Прорывы торна происходят вследствие разрушения лешади, кладка которой изнашивается под воздействием конвективных потоков чугуна с образованием трещин в ней от термических напряжений. Последующее ослабление швов, сопровождающееся всплыванием кирпичика, ускоряет процесс разрушения, появившийся иногда импульс для своего развития в первые же дни задувки вследствие «термического» удара. Научно обоснованное ведение доменного процесса, внедрение новых видов огнеупоров и конструктивных усовершенствований практически обеспечивают предупреждение отдельных «побегов» чугуна, шлака и газов. Этому способствуют интенсивное периферийное и особенно подлещадное охлаждение. Кроме того, при капитальных ремонтах I разряда надлежит тщательно проверять и ремонтировать пень фундамента печи, подвергавшийся термическим напряжениям с образованием трещин, неравномерной осадкой и возможным нарушением сплошности массива лешади и фундамента.

Прорывы кожуха и кладки верхней части доменных печей обычно связаны с большим износом огнеупорной футеровки и плохим состоянием системы охлаждения. Возможности прорыва в этом случае значительно возрастают в случае эксплуатации шахты с неустойчивым гарнисажем. Условиями, предупреждающими такие прорывы, являются: ровный ход печей, способствующий сохранности кладки и ходильников; предупреждение излишне развитых периферийных газовых потоков путем надлещадней координации параметров режима верха и низа печи; своевременное восстановление всех элементов

конструкции, влияющих на прочность и герметичность шахты.

Взрывы газа происходят, как правило, при пусках и остановках печей, в частности при задувках и выдувках. Поэтому очень важно при проведении этих операций тщательно соблюдать инструкции по подготовке печи и выполнять все правила эксплуатации и техники безопасности.

Погары воздушных фурм, взрывы чугуна и шлака связаны с интенсивным парообразованием при внезапно сильном протаре фурмы, сопровождающемся попаданием в печь большого количества воды. Аналогичная обстановка создается при попадании чугуна или шлака на большое количество влаги, находящейся в замкнутом пространстве печи и отдельных устройств. Образующиеся прорывы пара из-под слоя чугуна и шлака вызывают взрывы большой силы.

### 6.4. ЗАДУВКА И ВЫДУВКА ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

Эксплуатация вновь построенной доменной печи или после ее капитального ремонта I разряда (1-й категории) начинается с ее задувки. Ей предшествует сушка огнеупорной кладки природным, коксовым или доменным газом и, как заключительный этап, горячим воздухом, если ее каутера находится в рабочем состоянии.

В процессе выкалки лешади каждый ряд ее обоживается переносными электропечами. Это весьма важно, так как просушить лешади в готовом состоянии газом или воздухом невозможно. Сушка печи длится примерно 3–5 суток до прогрева кожуха шахты до 100 °С. Сушка кауперов продолжается 12–16 суток по специальному графику с постепенным подъемом температуры в целях сохранения конструктивных элементов кожуха и кладки.

#### 6.4.1. Задувка печи

Задувка доменной печи — весьма ответственный процесс, требующий тщательной подготовки и строгого соблюдения последовательности всех операций по специальному графику.

Главным из них является загрузка доменной печи задувочной шихтой, рассчитанной с учетом процесса задувки, требующего: 1) обеспечения защиты кладки лешади и металлоприемника; 2) получения заданного состава чугуна и шлака; 3) создания нормального пускового периода.

В связи с этим задувочная шихта имеет повышенный расход кокса, что вызывается необходимостью окончательного прогрева печи и загрузки в нее материалов; компенсации затрат тепла на реакции



прямого восстановления, превалирующего в первые дни работы печи; повышенного количества шлака, рассчитанного на быстрое оплавление горна, лещад и создание устойчивого гарнисажа по высоте печи. При этом следует избегать высокого содержания в шлаке  $\text{CaO}$  и  $\text{MgO}$ , легко вступающих в соединение с  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$  клалки, нарушая ее особенно при сильном перегреве шлака. Поэтому основность его должна быть по  $\text{CaO}:\text{SiO}_2$  примерно 1,0-1,2, что приближает его к составу футеровки и уменьшает развешивающее воздействие на нее.

Начальный период задувки характеризуется низкой температурой колошниковога газа (менее  $100^\circ\text{C}$ ) и завершающимся теплообменом между газами и материалами, переходящим постепенно в незавершенный по мере уменьшения затрат тепла на статьи его расхода, указанные выше. Но дефицит тепла не может быть компенсирован при общем увеличении температуры дутья из-за отсутствия в горне теплопотребления в зоне высоких температур и вследствие этого резкого возрастания теоретической температуры горения.

Кроме того, малое количество дутья в начальном периоде задувки обуславливает преимущественное движение газов по периферии каналами, слабо обрабатываемыми осевую зону. Увеличение дутья и температуры дутья выше  $600-700^\circ\text{C}$  (температура зажигания кокса) приводит, как правило, к подвиганию шихты, что недопустимо в период задувки.

В целях предупреждения этого для задувки берутся материалы, прошедшие полный химический анализ для точного расчета задувочной шихты и имеющие хороший гранулометрический состав с крупностью кокса 25-60 мм для предупреждения замусоренности горна, особенно при наличии в нем вязких неплавких масс. Задувочная шихта, загружаемая в печь, состоит из нескольких частей с различным расходом горючего, количеством шлака и его основностью.

Горн и запычки заполняются, как правило, коксом (так называемая нулевая шихта). В распар вводятся материалы, предназначенные для оплавления золы кокса (нулевой шихты), клалки и получения заданной основности шлака, а также для удаления серы, вносимой шихтовыми материалами и коксом нулевой шихты (известняк, доменный шлак, кварцит).

Начиная с нижних горизонтов шахты вводятся шихты с железосодержащими материалами до полного заполнения печи с постепенным увеличением рудных нагрузок и уменьшением расхода кокса и количества шелоуей до величин, обычных для данных условий производства. В зависимости от них количество кокса колеблется от 2,5 до

4,0 т/т чугуна с отношением руды к коксу 0,30-0,75 и шлака к чугуну 1,5-4,5 для различных регионов страны, а количество шлака в первых колошах, не содержащих железорудных материалов и не дающих чугуна, составляет соответственно 0,30-0,95 т шлака на тонну кокса. Количество промежуточных шихт бывает различным (до 10).

Задувка производится на литейный чугун с содержанием  $\text{Si}$  3-4%. При этом учитывается возможность получения защитного графитного слоя на поверхности стен горна и лещад. Такой режим устанавливается на 10-15 суток, так как не исключается при длительной работе на литейном чугуне на вновь задутой печи проникновение графита в швы клалки и ослабление последней.

Расчет задувочной шихты ведется по схеме:

1. Подсчитывается объем отдельных элементов профиля печи для определения общего пространства, подлежащего заполнению.
  2. В зависимости от принятой схемы загрузки определяется количество материалов для загрузки с учетом общей уминки в 25%.
  3. Определяется количество шихт. Критерием для этого являются размеры шахты, способ заполнения горна и возможно более плавный переход между рудными нагрузками.
  4. Каждая шихта рассчитывается по результатам полного анализа минерального сырья и кокса (технический анализ) с последующей проверкой по расходу кокса, количеству шлака и его основности.
  5. Рассчитанная шихта проверяется на основании полученного состава шлака, температуры его плавления, вязкости, температуры кристаллизации и устойчивости в пределах области, занимаемой шлаком в соответствующих диаграммах.
- После загрузки печи задувочной шихтой производится собственно задувка печи зажиганием кокса горячим воздухом с температурой  $600-700^\circ\text{C}$  (температура зажигания кокса), подаваемым воздушной машиной. Предварительно колошник и засыпные аппараты продуваются «острым» паром под давлением 9-13 атм до появления пара из засыпных аппаратов. После этого на колошнике и засыпных аппаратах закрываются все люки, конуса и клаланы.
- По завершении этой последней подготовительной операции открываются шибер холодного дутья при заранее открытом шибере горячего дутья на каупере. Подача дутья производится при давлении до 0,5-0,6 атм. После загорания кокса на всех фурмах снижается давление до 0,1-0,15 атм на период до начала потемнения на фурмах, что означает замедление в загорании кокса. Это является сигналом для увеличения дутья и начала задувочного периода.



В процессе изыскания путей совершенствования технологии доменного производства появился ряд предложений новых методов задувки доменных печей, из которых некоторые, если и не получили массового применения, но достаточно себя оправдали как рациональные мероприятия, заслуживающие дальнейшего практического применения. Так, Московским институтом стали и сплавов (МИСиС) разработанная новая технология задувки с подачей в доменную печь вместе с дутьем природного газа в начальный период пуска агрегата (через 3–4 ч после загорания кокса на фурмах). Это понижает содержание кремния в чугуне до 3% и менее при высоком его физическом нагреве. Экономия кокса и пророст производительности печи по этой технологии составляют соответственно 20 и 30%. Задувки по этой технологии на более чем 20 доменных печах бывшего СССР прошли успешно.

Методика задувок доменных печей, изложенная выше, не является единственной. В доменных печах различных регионов страны существуют варианты типового метода, отнюдь не нарушающие его содержания, но значительно упрощающие процесс исполнения. Примером может служить метод задувки, принятый в доменном цехе Новолипецкого металлургического комбината, частично заимствованный из практики Японии.

Подготовленная к задувке доменная печь загружается примерно на 2/3 высоты шахты коксом с известняком для ошлакования его золы, а оставшийся объем заполняется шихтой с рудными нагрузками, близкими для нормального эксплуатационного режима.

Метод основан на получении тепла, создаваемого сторевающим коксом, достаточным для проплавления шихты в обычных условиях работы. Он обеспечивает обработку минеральной шихты, значительно упрощает технологию задувки и ускоряет выход печи на проектные показатели плавки.

#### 6.4.2. Раздувочный период

Раздувочный период — это непосредственное продолжение задувки, он отличается от нормальной работы печи как по характеру протекающих в ней процессов, так и по специфике своего теплового баланса. Его выражение, определяющее тепловое состояние печи при раздувке, в общем виде представляется равенством сумм следующих величин:

$$Q_{дт} + Q_{гк} + Q_{д} = Q_{ш} + Q_{ак.кл} + Q_{ис.вл} + Q_{кг} + Q_{ст},$$

где  $Q_{дт}$  — тепло дополнительного топлива (при комбинированном дутье — воздух + природный газ);  $Q_{гк}$  — тепло горения кокса на фурмах;

$Q_{д}$  — теплосодержание влажного дутья;  $Q_{ш}$  — расход тепла на прогрев шихтовых материалов до их рабочей температуры;  $Q_{ак.кл}$  — тепло, аккумулированное кладкой печи;  $Q_{ис.вл}$  — тепло, затраченное на испарение влаги шихтовых материалов;  $Q_{кг}$  — потери тепла с колосниковым газом;  $Q_{ст}$  — потери тепла с охлаждающей водой на фурмах.

Структура теплового баланса раздувочного периода отличается от нормального режима печи отсутствием затрат тепла на нагрев чугуна и шлака и на прямое восстановление окислов железа и других элементов в связи с исключением из нулевой шихты железосодержащих материалов. Тепло расходуется в основном только на статьи баланса  $Q_{ш}$ ,  $Q_{ак.кл}$  и  $Q_{ст}$ , поскольку потерями в окружающее пространство и с колосниковым газом можно пренебречь в связи с их незначительностью в начальном периоде раздувки печи. Потери с газом начинают приобретать значение только после перехода теплообмена из завершенной стадии в не завершенную. При этом необходимо учитывать динамику этих потерь, возрастающих от нуля до размеров, при которых перераспределения температур и потеря тепла по высоте печи становятся относительно постоянными вследствие протекания кладки и интенсификации хода печи. Это очень важно для определения начала и темпа раздувки, а также времени, необходимого для сжигания всего кокса «нулевой» шихты на фурмах с полным использованием его тепла для прогрева шихты и кладки.

При изгибне быстром ходе материалов увеличиваются потери тепла с уходящими из печи газами, что может привести к похолоданию. Отсюда возникает необходимость в установлении оптимального дутьевого режима раздувочного периода и его продолжительности с учетом количества и диаметра работающих воздушных фурм. В связи с этим изменение скоростей истечения дутья при обычном первоначально задаваемом объеме дутья в количестве 0,5–0,7 м<sup>3</sup>/мин от полезного объема печи может колебаться в широких пределах и достигать 233 м/с, а в практике Японии — 160–300 м/с. Поэтому раздувочный период может быть различным по времени в зависимости от намеченной программы раздувки. Некоторые доменщики считают, что вывод печи на работу с использованием всех параметров проектного режима может быть осуществлен в течение 5–7, максимум 10 суток, а освоить проектные показатели можно в течение первого же месяца работы. Такое утверждение не может быть правильным. Быстрое увеличение дутья при кладке, еще не завершенной и не закрепленной гарнисажем, приводит к изгибне высокому динамическому напору газового потока с его абразивным воздействием. Форсированное ведение печи в этих условиях создаст повышенную нагрузку на горн печи, способствует неравномерному

разгату профили при недостаточно отрегулированном режиме, отработка которого требует не только постепенной, но и определенной последовательности. Пренебрежение этими соображениями может быть причиной преждевременного износа доменной печи, а в отдельных случаях — прорывов горна, через непродолжительное время после ее задувки.

Данные отечественной и зарубежной практики (например, США) свидетельствуют, что оптimum интенсивности раздувки достигается при выводе печи на дутье, равное 80% нормального, в течение 10–15 суток при 60–90% полной величины рудной нагрузки (рис. 6.15). После дувля должна увеличиваться немедленно после начала подъема температуры кладки шахты верхнего ряда, свидетельствующего о прекращении затрат тепла на прогрев печи и первоначально загруженных материалов и о начале тепловых расходов на протекание реакций доменного процесса. Этим предупреждается излишнее повышение кремния в чулуне при внезапных колебаниях основности шлака и изменений в темпе нагрева печи, создающих увеличение термической нагрузки на кладку. Дальнейшее увеличение рудных нагрузок должно увязываться с количеством дутья, температурой его и вводом в режим других факторов, интенсифицирующих ход печи.

Температура дутья повышается постепенно по мере увеличения дутья, его влажности и должна быть возможно более высокой без ущерба для ровности хода печи, соотносясь с общим ее нагревом.

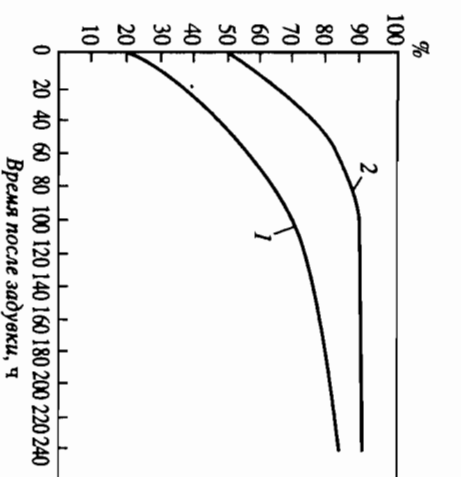


Рис. 6.15. Количество дутья (1) и величина рудных нагрузок (2) в % от полных значений после задувки

Обогащение воздуха кислородом, увеличение давления газа на колошнике целесообразно начинать после стабилизации температуры кладки шахты по всей ее высоте. Топливные добавки (мазут, природный, коксовый газ) могут вводиться значительно раньше, что будет способствовать достаточно высокому физическому нагреву печи при одновременном снижении его в чулуне. Для лучшего сохранения кладки шахты печи (особенно нижней ее части) необходимо

димо в задувочном периоде сохранять установленную основность шлака и иметь подпружиненную рудой периферию с соответственно разгруженной центральной зоной. Из этих соображений должны быть установлены величины коксовой колоши, уровня засыпи и система загрузки шихтовых материалов. Определение параметров колошника должно сочетаться с решением главной задачи — обеспечением ровного хода печи. Степень выполнения этого отражается на характере диаграмм температур кладки шахты и содержания  $\text{CO}_2$  в газе по радиусу колошника. Для контроля состояния кладки печи полезно периодически выполнять контрольные расчеты на содержание  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в шлаке, составляя баланс прихода и расхода глинозема в соответствии с анализом шихтовых материалов и шлака.

После задувки в ближайшие часы должна быть закончена подготовка к первому выпуску чугуна и шлака через чугунную летку. Время его устанавливается после выхода шлака через трубу чугунной летки в зависимости от схода подач, знав, какое количество продуктов плавки должно быть получено из каждой подачи задувочной шихты, а также их расположение по высоте печи. Ориентировочно это бывает через 16–24 ч после задувки, а в отдельных случаях и несколько ранее. Особое внимание в пусковом периоде должно быть обращено на чугунную летку и качество ухода за ее состоянием.

Большое значение для этого имеют выполнение графика выпусков чугуна и шлака и регулярная продувка летки при отработке продуктов плавки. Подготовка к выпуску включает:

1. Окончание сушки и подготовку чугунных и шлаковых желобов.
2. Подготовку к приему продуктов плавки на разливочной машине и установку припечной грануляции.
3. Зарядку и подготовку пушки.
4. Установку ковшей.
5. Удаление части трубы, выходящей из чугунной летки тотчас при появлении из нее шлака с последующим ее закрытием небольшой порцией леточной массы с подготовкой футляра. Шлаковая летка, как правило, остается закрытой и не используется до окончания горна от недостаточно подвижных масс, способствующих затгиванию в шлак чугуна и вызывающих протар шлакового прибора.

Загрузка печи начинается после начала опускания столба шихты при давлении газа на колошнике не менее 600–700 мм вод. ст., что гарантирует положительное давление в подконусном пространстве при открытии большого конуса или загрузочных клапанов лоткового засыпного аппарата. Включение печи в общую газовую сеть при наличии других работающих печей может быть через 6–8 ч после задувки

открытием отсечного клапана на пылеуловителе.

При одной работающей доменной печи операция по присоединению печи к цеховым газопроводам значительно сложнее. Она производится позднее, по получению состава колошникового газа, близкого к нормальному по содержанию в нем  $H_2$  и  $CH_4$  (имея в виду повышенную взрывоопасность его при высоком содержании этих компонентов). Включение производится с заполнением всех газопроводов «острым» паром (до 9 ати). Клапаны и задвижки по всему газовому тракту должны быть закрыты и открываться поочередно с продувкой каждого участка газом на смену. Таким образом, подключение газа происходит по отдельным этапам. В каулер через газовую горелку он принимается на горящий костер из дров.

После присоединения печи к газовой сети поступление пара производится только в межконусное пространство загрузочного устройства. В период задувки мероприятия по технике безопасности заканчиваются, главным образом, в предупреждении взрывоопасности, загроможденности производственных помещений и рабочих мест, а также наблюдении за нормальным состоянием конструкций и оборудования. Допуск людей в газоопасные места, особенно на шахту и колошник печи, без сопровождения специального персонала (газоспасательная служба) воспрещается.

### 6.4.3. Остановка доменной печи

По длительности, характеру производимых работ и степени подготовки к остановкам последние делятся на категории:

1. Плановые для производства текущих ремонтов и различного рода работ, необходимость которых возникает в процессе эксплуатации.
2. Плановые или капитальные, учитывающиеся в годовом плане производства.
3. Аварийные, возникающие в связи с неполадками в работе, длительность которых различна в зависимости от необходимого объема работ для их устранения.

К плановым остановкам для текущих ремонтов относятся остановки, связанные с периодической ревизией оборудования, сменой охлаждающих приборов, частичным ремонтом кожуха печи или воздухонагревателей и т. д. Такие остановки делаются при хорошем нагретом после выпуска чугуна и стоянки печи на тяге. В подколошниковое, межконусное пространство и в пылеуловитель подается пар. Давление газа на колошнике поддерживается на уровне 10–20 мм рт. ст.

К плановым (капитальным) остановкам относятся ремонты:

III разряда — смена засыпных устройств и ремонт колошниковой защиты;

II разряда — средний ремонт для смены футеровки шахты и заплечиков с фурменной зоной в верхней части горна;

I разряда — капитальный ремонт с выпуском из горна жидких продуктов плавки полностью, сменой всей огнеупорной футеровки, ревизией и ремонтом всего оборудования и конструкций.

Часто эти ремонты совмещают с реконструкцией доменной печи и ее вспомогательных сооружений.

Что касается остановок аварийных, то они, как это видно из самого их наименования, являются непредвиденными, различной степени сложности и длительности в зависимости от характера необходимых работ.

В связи с длительностью капитальных ремонтов различных категорий (3 категории ~3 суток, 2-я — 18–20 и 1-я — ~2–3 мес.) остановки для них требуют специальной подготовки. Общими для всех случаев являются: а) технологическая подготовка самой печи; б) подготовка собственно самого ремонта (материалов, оборудования, технологии ремонта, штата ремонтников и т. д.); в) выдувка печи; г) зажатие в печи газа и ее остановка.

Технологическая подготовка заключается в подготовке горна печи к длительной стоянке, для чего печь перед остановками ведут с несколько повышенным нагревом по кремнию, только на предельном чугуне с более кислыми шлаками, чем обычно. Иногда даются промывочные шихты с повышенным содержанием марганца и сварочным шлаком для разработки горна и удаления в шахте излишнего гарнисажа.

В печь перед началом выдувки заправляется кокс в количестве, необходимом для заполнения объема горна и заплечиков полностью. Выдувка производится без заполнения осевожающегося пространства с подачей воды в печь для снижения температуры колошника, которая не должна превышать 400–450 °С.

Опускание может быть частичным, т. е. до какого-либо промежуточного уровня в шахте или до горизонта фурм, как это делается обычно при ремонтах II и I разрядов. Технологический процесс выдувки состоит из следующих операций: после окончания заправки облученной шихты в печь даются «холостые» подачи кокса в указанном выше объеме; печь продолжает работать при полном дутьевом режиме без загрузки материалов; в купольную часть ее и в газоотводы подается брызгалми вода для снижения температуры восходящего потока газов. В подколошниковое и межконусное пространство, а также в пылеуловитель подается пар высокого давления (7–9 ати); атмосферные клапаны открыты; конуса засыпного аппарата закрыты.

Приблизительно через 2 ч после прекращения загрузки снимается режим повышенного давления и делается замер уровня шихты через зондовые отверстия. Количество дутья и давление его постепенно снижаются по мере опускания уровня материалов. Интенсивность этого снижения зависит от температуры колошника и содержания водорода в газе, которое допускается не более 5–7%. В связи с этим количество воды, возможное к подаче в печь, ограничивается, а обеспечение заданной температуры колошника становится затруднительным. Кроме того, при приближении уровня материалов к области распары и заплечиков количество дутья и давление его должны быть значительно уменьшены (до 0,8 атм) во избежание прорыва дутья через остающийся небольшой по высоте слой кокса.

Замеры уровня шихты и состава газа (в том числе по  $H_2$  и  $O_2$ ) делаются в процессе выдувки регулярно каждые 2 ч. После опускания кокса до распары или заплечиков производится последний выпуск через чулунную летку, печь отсоединяется от газовой сети и выдувка производится до освобождения печи до горизонта фурм. При ремонте III разряда выпуск может быть сделан ранее, после опускания уровня шихты на заданный горизонт, затем делается остановка. Поверхность шихты в этом случае засыпается слоем мелкой руды и гранулированного шлака для уменьшения газовой деления и удобства зажигания газа. При остановках 3-й и 2-й категорий подача воды ограничивается во избежание нанесения излишнего вреда кладке печи, которая, будучи в раскаленном состоянии, может сильно пострадать от резкого охлаждения водой. Для ремонтов 1-й категории это не имеет значения, так как после выдувки печь заливается водой, а кладка заменяется полностью. После выдувки для ремонтов 3-й категории (в целях безопасного и более удобного ведения работ) газ в печи зажигается. Осушается зажатие газа двумя способами:

1. До полной остановки печи со снятием ее с тяги и закрытием всех фурм глиной без сопел. Техника зажигания: в межкуноусном пространстве засыпного аппарата и под куполом печи закрывается пар. Подается пара в пылеуловитель значительно сокращается. На большом конусе через лопки газового затвора разжигается костер, огонь сбрасывается в печь при открытии большого конуса. После зажигания газа все лопки на колошниковом устройстве раскрываются, конуса засыпного аппарата и атмосферные клапаны остаются открытыми. Пылеуловитель «разряжается», т. е. подвергается вентиляции атмосферным воздухом через открытый нижний затвор и свечу в куполе.

2. До полной остановки печи при давлении дутья 0,05–0,10 атм. Горящие материалы подаются в печь скипами через открытые конуса за-

сыпного аппарата; снятие сопел и закрытие фурм производится без снятия печи с тяги.

Последующие операции такие же, что и в первом случае. Этот способ более удобен и менее опасен, так как зажигание газа при наличии хотя бы очень малого давления дутья проходит более спокойно.

Общими обязательными мероприятиями для остановки с зажатием газа должны быть:

1. Тщательная проверка состояния охлаждения печи. Попадание воды в нее в этих условиях особенно вредно, так как увеличивает содержание в газе  $H_2$ , придает газу повышенную взрывчатость и мешает спокойному горению газа и охлаждению горна печи.
2. Подача в шахту избыточного количества воздуха, необходимого для полного сгорания в ней газа. Для этой цели в шахте делается вентиляционное окно над уровнем засыпи.
3. Регулярно проверяется обстановка в печи с целью определения загазованности атмосферы в цехах.

#### 6.4.4. Выдувка доменной печи

Выдувка доменной печи относится к 1-й категории ремонтов и означает окончание кампании доменной печи. По способу производства она разделяется на:

1. Выдувку с известняком.
2. Выдувку с коксовой мелочью.
3. Выдувку без заполнения осебуждающегося пространства печи (так называемую сухую выдувку).

Первые два способа в настоящее время не применяются, так как они занимают гораздо больше времени, хотя и являются наиболее спокойными и безопасными по технике исполнения. Технология применения этих способов заключается в том, что шахта печи остается все время заполненной: в первом случае известняком, во втором — влажной коксовой мелочью. Это облегчает поддержание более низкой температуры колошника и предупреждает взрывоопасность газа, так как атмосфера внутри печи нейтрализуется большим содержанием  $CO_2$ . Однако эти выдувки занимают много времени, так как после них приходилось вытравливать большое количество извести или вымывать водой из печи коксовую мелочь.

Выдувка на «сухую», т. е. без заполнения пространства печи, отвечает современному уровню доменной техники и значительно экономичнее по затратам времени. Кроме того, применение острого пара в процессе выдувки (чего не было ранее) делает этот процесс достаточно безопасным.

Выдувка печи до фурм ведется таким же образом, как и при ремонте 2-й категории. Существенная разница лишь во второй части работы: выпуск продуктов плавки, находящихся ниже чугунной летки в жидком виде, и заливка после этого печи водой в целях ее охлаждения для более быстрой сдачи в ремонт.

После опускания кокса до горизонта фурм печи, находящейся под давлением дутья приблизительно в 0,2–0,8 ат и отсоединенной от газовой сети цеха, открывается так называемая верхняя «козловая» летка, одновременно сооружаемая и располагаемая ниже оси чугунной летки на 2–2,5 м. Для этой цели в боковой поверхности горна на уровне определенной перед выдувкой глубины разгара лещадь в козле печи и торцевых холодильниках выжигается отверстие размером, приблизительно равным футляру чугунной летки. Для этого холодильники отключаются от общей системы охлаждения и вода из них удаляется. Кладка разбуривается до красного каления подобно чугунной летки, и отверстие заправляется леточной массой. Перед отверстием устанавливаются желоба, по которым выпускается чугун в обычные чугуновозные ковши путем открытия козловой летки с помощью кислорода.

Глубина разгара лещадь может быть определена с достаточной точностью различными способами: электромоделированием; по данным радиометрического контроля состояния кладки; по количеству чугуна, выходящего из печи в конце выпуска за период «продувания» чугунной летки; замером глубины «ямь» в горне при помощи длинного стержня (пики) в конце выпуска чугуна; наконец, с помощью расчета по различным эмпирическим формулам, например по формуле профессора Рама, которая составлена для двух вариантов кладки — углеродистых блоков и шамотного кирпича.

$$X = \frac{S + a}{\lambda_{\text{ч}}(\lambda_{\text{ш}})} + \frac{1}{\alpha} + \frac{1}{V \cdot C} - a,$$

$$\lambda_{\text{ч}}(\lambda_{\text{ш}}) = \frac{1}{\frac{1}{\lambda_{\text{ч}}} + \frac{1}{T_1 - T_0} \cdot \frac{1}{T_1 - T_2}} - a,$$

где  $T_0$  — температура жидкого чугуна на уровне чугунной летки (~1400 °C);  $T_1$  — температура затвердевания чугуна, °C;  $\lambda_{\text{ч}}$ ,  $\lambda_{\text{ш}}$ ,  $\lambda_{\text{ш}}$  — теплопроводность чугуна (15 ккал/м·ч·°C), углеродистых блоков (6 ккал/м·ч·°C) и шамотного кирпича (1,25 ккал/м·ч·°C) соответственно;

$\alpha$  — коэффициент теплопередачи от трубы к воздуху (25 ккал/м²·ч·град);

$V$  — расход воздуха (320 м³/ч·м²);

$C$  — теплоемкость воздуха (0,312 ккал/м³·град);

$t_0$  — температура воздуха (25 °C);

$a$  — проектная высота мертвого слоя (1 м);

$S$  — проектная толщина (высота) лещадь (5 м).

Отсюда:

для углеродистых блоков

$$X = \frac{5 + 1}{\frac{1}{1} + 0,04 + 0,01} - 1 = 1,27 \text{ м};$$

$$\frac{6}{15} + \frac{1}{1400 - 1150}$$

для шамотного кирпича

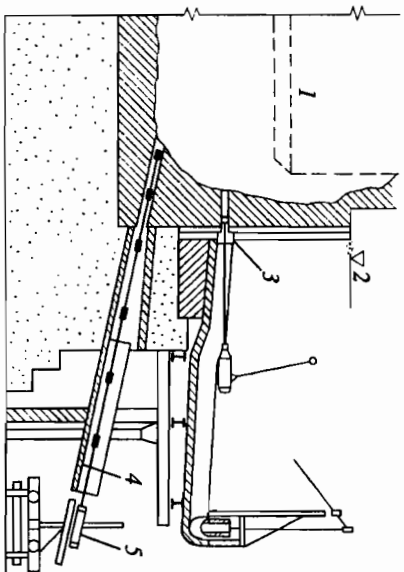
$$X = \frac{5 + 1}{\frac{1}{1,25} + 0,04 + 0,01} - 1 = 3,38 \text{ м}.$$

$$\frac{1}{1,25} + \frac{1}{1150 - 25}$$

После выпуска чугуна печь останавливается полностью, как обычно при остановках с выдувкой печи. Затем приступают к открытию второй козловой летки через предусмотренную в фундаменте печи нишу, заделанную при работе печи огнеупорным кирпичом. При помощи этой ниши оставшийся массив лещадь пробуривается станком глубокого бурения (например, БА-100), а затем прожигается с помощью кислорода. Бурят со специальной тележки, а выпускают чугун в металлические футерованные коробки, установленные на «мульдыве» тележки мартеновского производства (рис. 6.16). Порядок всех операций по выдувке печи приводится по специальному графику. Последней операцией является заливка печи водой, заполненной иногда до разгара. Фурмы при этом надежно закрывают специальными деревянными пробками, прочно закрепленными в футерных устройствах. Присутствие людей около печи в момент заливки воспрещается, кроме непосредственно обслуживающего персонала. Признаком, свидетельствующим о возможности прекращения подачи воды, служит появление ее на чугунной, шлаковой и козловой летках. После этого на печи раскрывают все люки и клапаны, окончательно проверяют выполнение всех мероприятий по остановке печи, останавливают воздухоподушку и дают распоряжение о начале ремонта.

Опыт выдувок доменных печей методом «на сухую» обусловил





**Рис. 6.16.** Схема расположения верхней и нижней козловых леток  
1 — низ чурунной летки; 2 — уровень рабочей площадки; 3 — верхняя летка; 4 — ниша нижней летки; 5 — перфоратор

признание его, как наиболее рационального. Однако он имеет существенный недостаток, будучи взрывоопасным вследствие возможного образования так называемой «тремучей смеси»: водорода при нижнем пределе содержания его в смеси с кислородом в 4,0%. Отсюда необходимость регулярной проверки состава колошникового газа в течение выдувки и недопущения содержания водорода выше 7,0–8,0% и кислорода выше 1%. Регулируется это количеством воды, подаваемой в печь, и дутья в зависимости от температуры колошникового газа и уровня столба шихты в печи. В связи с этим предлагается метод выдувки с подачей в печь азота ( $N_2$ ) вместо воды или в смеси с ней. Это уменьшает взрываемость газов, а также ускоряет процесс выдувки, продолжаящийся от 12 до 20 ч в зависимости от объема печи. По проведенным расчетам, потребность в азоте в условиях выдувки в 2000 м<sup>3</sup> полезного объема составляет около 300 000 м<sup>3</sup>/ч при расходе воды около 40 т/ч. Таким образом, метод выдувки с азотом может быть применен только при наличии на предприятии мощной кислородной станции, что ограничивает перспективы его применения.

## 6.5. ПРАВИЛА ОБСЛУЖИВАНИЯ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ В ОСОБЫХ УСЛОВИЯХ РАБОТЫ

В практике работы доменных печей встречаются особые обстоятельства, требующие от обслуживающего персонала экстренных мер

в связи с прекращением: 1) подачи дутья; 2) подачи воды для охлаждающих систем; 3) подачи электроэнергии; 4) подачи острого пара и сжатого воздуха; 5) подачи одновременно всех видов энергии.

Персонал, обслуживающий печи в экстремальных условиях, обязан:

1. При прекращении дутья быстро предупредить проникновение газа из горна в воздухопроводы, не допустить падения давления газа на колошнике ниже атмосферного, предупредить, по возможности, заливку фурм шлаком (открывав чулунную или шлаковую летку или, в крайнем случае, гильежки на фурменных коленях и спуская шлак на поддоменик). При общем падении давления дутья необходимо сохранить минимальное давление его на одной из печей (даже за счет протара фурм) для того, чтобы газовый цех мог успеть слепать все необходимые указания по заводу для предупреждения затяжки воздуха в газопроводы.

Сделать все обычные операции по остановке печи и открыть разгрузочный клапан (снорт).

2. При прекращении подачи воды для охлаждающих систем немедленно снизить расход дутья в зависимости от степени падения давления воды и величинны его колебания. Принять меры к отработке шлака или открытию выпуска чугуна. При полном прекращении поступления воды остановка печи должна быть сделана, не дожидаясь выпуска, с принятием мер по предотвращению аварийной ситуации.

3. При отсутствии электроэнергии для питания силовых установок цеха, которое возможно на различных участках, установить степень влияния этого участка на работу печи и в зависимости от этого принять решение о возможности дальнейшей ее работы.

4. При отсутствии подачи пара и сжатого воздуха продолжать работу обычным путем, но немедленно принять меры к восстановлению нормального снабжения, так как продолжительная работа засыпного аппарата без ввода пара в межконусное пространство небезопасна. Отсутствие сжатого воздуха может быть компенсировано ручным управлением там, где это возможно.

5. При одновременном отсутствии всех видов энергии. Остановка печей является особо ответственной операцией, так как в этом случае очень легко потерять положительное давление в газопроводах. Печи остановить, т. е. прекратить все обычные операции по остановке независимо от того, что остановка фактически уже произошла. Операцию со снятием печи на тягу при этом исключить. Снорты открыть, все атмосферные клапаны, свечи на пылеуловителях и газопроводы тщательно закрыть. Быстро снять воздухонагреватели с газового режима. Сопла на фурменных устройствах снять, а фурмы закрыть леточной



массой. При длительных стоянках в таких условиях, особенно на печах с большими конусами засыпных аппаратов, оставшихся открытыми в связи с отсутствием электроэнергии, зажечь на колошнике газ.

При соответствующей конструкции колошникового устройства закрытие большого конуса возможно при помощи домкратов (гидравлических). Основное внимание персонала должно быть направлено на контроль за уровнем давления на колошниках доменных печей. Персонал газового цеха должен заполнить газовые магистраль коксовым или природным газом, для чего должны быть предусмотрены специальные перепуски между их газопроводами. Обратный пуск печей после таких остановок производится только после тщательного выявления и устранения всех повреждений по особо разрабатываемой для этого программе.

## Раздел 7

# ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА

Доменные печи выплавляют основное количество первичного металла (в 2002 г. — более 95%). Пожалуй, ни одному металлургическому агрегату не предрекли столь скорый конец, как доменной печи. Только во второй половине XX столетия были по крайней мере две волны «критического наката» на доменные печи, предсказывавшие исчезновение доменного производства как самостоятельного металлургического передела. В 1960 годы это было связано с вовлечением в мировое хозяйство крупнейших месторождений нефти и газа на Ближнем Востоке, в Африке и Латинской Америки. По прогнозам многих специалистов того времени, в 1980 г. доля первичного металла, получаемого новыми альтернативными доменному способами производства, должна была составить 7–10, в 1990 г. — 15–20, в 2000 г. — 20–40%.

Вторая волна пессимистических, по отношению к будущему доменных печей, пророчеств относится к 1980 годам. Это было связано с точкой зрения якобы негативного влияния металлургии на экологическую ситуацию на нашей планете. Отсутствие в то время публикаций, содержащих объективные количественные данные об истинном воздействии различных форм деятельности человека на окружающую природную среду, способствовало появлению в средствах массовой информации многочисленных статей о лидирующей роли металлургии в ухудшении экологической ситуации на Земле. И лишь после появления в периодической печати серьезных аналитических публикаций о роли различных отраслей народного хозяйства в изменении состояния окружающей природной среды отношение к металлургической промышленности изменилось в общественном сознании в лучшую сторону. Практическим следствием дискуссий 1980-х годов явилась попытка в очередной раз противопоставить доменному процессу различные альтернативные технологии, использующие главным образом уголь для получения жидкого металла. И в очередной раз жизнь опровергла неаргументированные прогнозы. При этом следует иметь

в виду, что все чаще подобные прогнозы являются завуалированной попыткой лоббирования интересов различных металлургических фирм, а не следствием действительного научного анализа процессов, протекающих в мировом хозяйстве, — фактора практически нового в отечественной технической литературе. Объективное аналитическое исследование показывает, что в XX в. традиционная схема получения черных металлов (подготовка сырья — доменное производство — пролущение стали в конвертерах) абсолютно доминировала в мировой промышленности.

В последнее десятилетие ежегодное мировое производство чугуна поддерживается на уровне 550–650 млн. т, мировое производство руды — 960–980 млн. т, окатышей — 230–240 млн. т. Расчет на традиционную металлургическую схему характерен и для стран, быстрыми темпами развивающих металлургическую промышленность (Тайвань, Республика Корея и др.). Доля этих стран в мировом производстве черных металлов уже сейчас достигла 20% и будет возрастать и далее. В развитых индустриальных странах объем металлургического производства в основном стабилизировался, а преимущественным промышленным развитием являются реконструкция и техническое переоснащение агрегатов. В мире по-прежнему строят доменные печи. В 1990 г. 12,5% общего мирового производства чугуна относилось к доменным печам, срок эксплуатации которых составил менее 10 лет.

В табл. 7.1–7.5 приведены ресурсоэкологические характеристики подразделений аглодоменного производства (по данным ЕЭС).

Таблица 7.1  
Показатели агломерационного производства

Вход	Выход	
Сырьё, кг/т агломерата:	680–850	Продукция, кг/т агломерата:
Железная руда	37–125	Агломерат
Прочие железосодержащие материалы	0,5–14,0	Газообразные выбросы:
Известь	105–190	Пыль, г/м <sup>3</sup> стали
Известняк	26–42	Cd, г/м <sup>3</sup> стали
Добавки	11–27	Ct, г/м <sup>3</sup> стали
Пыль	42–113	Cu, г/м <sup>3</sup> стали
Повторно используемые компоненты коллошинокового газа		Hg, г/м <sup>3</sup> стали
		16–149

Таблица 7.1 (окончание)  
Показатели агломерационного производства

Вход	Выход	
Возврат	230–375	Mn, г/м <sup>3</sup> стали
Энергия, МДж/т агломерата:		Ni, г/м <sup>3</sup> стали
Коксовый газ, природный газ	57–200	Pb, г/м <sup>3</sup> стали
Кокс	1260–1380	Ti, г/м <sup>3</sup> стали
Электроэнергия	96–114	V, г/м <sup>3</sup> стали
Сжатый воздух, м <sup>3</sup> /т агломерата	1,2–3,0	Zn, г/м <sup>3</sup> стали
Вода, м <sup>3</sup> /т агломерата	0,01–0,035	HCl, г/м <sup>3</sup> стали
		HF, г/м <sup>3</sup> стали
		NO <sub>x</sub> , г/м <sup>3</sup> стали
		SO <sub>2</sub> , г/м <sup>3</sup> стали
		CO, кг/м <sup>3</sup> стали
		CO <sub>2</sub> , кг/м <sup>3</sup> стали
		ЛОС, г/м <sup>3</sup> стали
		ПАУ, мг/м <sup>3</sup> стали
		ПХД/Ф, мг-ДЭ/т стали
		ПХБ, мг/т стали
		Отходы, побочные продукты, кг/м <sup>3</sup> стали:
		Пыль
		Шлам
		Стоочные воды, м <sup>3</sup> /т стали
		0,06

\* Использованы средневзвешенные значения: 940 кг чугуна/т стали

## Показатели коксохимического производства

Таблица 7.2

Вход	Выход	
Сырье: Уголь (сухой), кг/т кокса Энергия, МДж/т кокса: Доменный газ, коксовый газ Электрoэнергия Пар Сжатый воздух, м <sup>3</sup> /т кокса Технологическая вода, м <sup>3</sup> /т кокса	1250–1350 3200–3900 20–170 60–300 7–15 0,8–10	Продукция: Кокс (сухой), кг/т кокса Коксовый газ, МДж/т стали Пар, МДж/т стали Газообразные выбросы, г/т стали: Пыль SO <sub>x</sub> NO <sub>x</sub> NH <sub>3</sub> H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> HCN H <sub>2</sub> S CO CO <sub>2</sub> CH <sub>4</sub> ЛОС Бензол ПАУ Отходы, побочные продукты, кг/т кокса: Бензол H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> Смола (NH <sub>4</sub> )SO <sub>4</sub> Сера Сточные воды, м <sup>3</sup> /т кокса
		1000 2500–3200 3–500 17–15 27–950 230–600 0,8–3,4 0,7 0,02–0,4 4–20 130–1500 175–200 27 4–8 0,3–15 175–500 8–15 4–9 25–46 1,7–3,4 1,5–2,3 0,3–0,4

## Показатели доменного производства

Таблица 7.3

Вход	Выход	
Сырье, кг/т чугуна: Агломерат Железная руда Окалыши Кокс Уголь Мазут Известь Повторно используемые материалы Пластик Энергия: Доменный газ, МДж/т чугуна Коксовый газ, МДж/т чугуна Природный газ, МДж/т чугуна Электрoэнергия, МДж/т чугуна Кислород, м <sup>3</sup> /т чугуна Пар, МДж/т чугуна Сжатый воздух, м <sup>3</sup> /т чугуна Вода, м <sup>3</sup> /т чугуна	720–1480 25–350 100–770 280–410 0–180 0–60 0–10 2–8 0–30 1050–2700 90–540 50–230 270–370 25–55 22–30 9–11 0,8–50	Продукция, кг/т: Чугун Энергия, МДж/т чугуна: Доменный газ Электрoэнергия Газообразные отходы: Пыль, г/т стали Mn, г/т стали Ni, г/т стали Pb, г/т стали SO <sub>2</sub> , г/т стали NO <sub>x</sub> , г/т стали H <sub>2</sub> S, г/т стали CO, г/т стали CO <sub>2</sub> , кг/т стали ПХД/Ф, мкг-ДЭ/т стали Побочные продукты, кг/т стали: Шлаки Колошниковая пыль Колошниковый шлам Пыль от обеспыливания на литейном дворе Бой Сточные воды, м <sup>3</sup> /т стали
		1000 4400–5000 750 10–50 <0,01–0,13 <0,01–0,02 <0,01–0,12 20–320 30–120 0,2–20 770–1750 280–500 <0,001–0,004 200–290 6–16 3–5 0,5–1,5 14–25 0,1–3,3

Таблица 7.4

## Состав неочищенного доменного газа

Показатель	Единица измерения	Количество	Единица измерения	Удельный показатель
Производство доменного газа	$10^5 \text{ м}^3/\text{ч}$	1,0–7,0	$\text{м}^3/\text{т чулуна}$	1200–2000
Пыль	$\text{мг}/\text{м}^3$	3500–30000	$\text{г}/\text{т чулуна}$	7000–40000
Угледорода	$\text{мг}/\text{м}^3$	67–250	$\text{г}/\text{т чулуна}$	130–330
Цианистые соединения (в пересчете на CN)	$\text{мг}/\text{м}^3$	0,26–1,0	$\text{г}/\text{т чулуна}$	0,5–1,3
$\text{NH}_3$	$\text{мг}/\text{м}^3$	10–40	$\text{г}/\text{т чулуна}$	20–50
Бенз(а)пирен	$\text{мг}/\text{м}^3$	0,08–0,28	$\text{г}/\text{т чулуна}$	0,15–0,36
Флуорантен	$\text{мг}/\text{м}^3$	0,15–0,56	$\text{г}/\text{т чулуна}$	0,30–0,72
CO	об. %	20–28	$\text{кг}/\text{т чулуна}$	300–700
$\text{CO}_2$	об. %	17–25	$\text{кг}/\text{т чулуна}$	400–900
$\text{H}_2$	об. %	1–5	$\text{кг}/\text{т чулуна}$	1–7,5

Таблица 7.5

## Состав доменного газа после очистки

Показатель	Единица измерения	Количество	Единица измерения	Удельный показатель
Производство доменного газа	$10^5 \text{ м}^3/\text{ч}$	1,0–7,0	$\text{м}^3/\text{т чулуна}$	1200–2000
Твердые примеси	$\text{мг}/\text{м}^3$	1–10	$\text{г}/\text{т чулуна}$	1–20
$\text{H}_2\text{S}$	$\text{мг}/\text{м}^3$	14	$\text{г}/\text{т чулуна}$	17–26
Mn	$\text{мг}/\text{м}^3$	0,10–0,29	$\text{г}/\text{т чулуна}$	0,22–0,37
Pb	$\text{мг}/\text{м}^3$	0,01–0,05	$\text{г}/\text{т чулуна}$	0,02–0,07
Zn	$\text{мг}/\text{м}^3$	0,03–0,17	$\text{г}/\text{т чулуна}$	0,07–0,22
CO	об. %	20–28	$\text{кг}/\text{т чулуна}$	300–700
$\text{CO}_2$	об. %	17–25	$\text{кг}/\text{т чулуна}$	400–900
$\text{H}_2$	об. %	1–5	$\text{кг}/\text{т чулуна}$	1–7,5

Приведенные в табл. 7.1–7.5 данные подтверждают мнение о том, что современная технология получения черных металлов обладает высокими ресурсоэкологическим потенциалом и при выполнении необходимых правил может претендовать на принадлежность к экологически чистым технологиям.

Попытаемся оценить будущее выплавки черных металлов более конкретно. В настоящее время количество потребляемой стали на душу населения в развитых и развивающихся странах колеблется в пределах 50–500 кг/год. Если предположить, что этот интервал сохранится, а население Земли к 2020–2025 гг. (с учетом мнений большинства серьезных аналитиков) стабилизируется на уровне 8–10 млрд. человек, получаем общий годовой объем производства стали: при населении Земли 8 млрд. чел. и среднем потреблении стали на душу населения (при условном равенстве величин производства и потребления) 0,05 ... 0,5 т/год:

$$(0,05 \dots 0,5 \text{ т/чел.}) \cdot 8 \cdot 10^9 \text{ чел.} = 0,4 \dots 4 \text{ млрд. т.}$$

Выбираем среднее значение (с некоторой страховкой) 1 ... 1,5 млрд. т или рост мирового производства стали на дальнюю перспективу в 1,5–2 раза. На наш взгляд, это вполне реальный прогноз.

Отбросим фантастические проекты перехода на 100%-ное производство стали в электропечах, так как при наиболее экономичном расходе электроэнергии в современных электропечах (200–300 кВт·ч/т) потребность в ней в мировом масштабе составит 200–400 млрд. кВт·ч/т, что соизмеримо с общим потреблением электроэнергии в мире.

Допустим, что доля стали, производимой в электропечах, стабилизируется на уровне 25–35%. Тогда в конвертерах и, может быть, в мартеновских печах (мы не исключаем возобновления интереса к ним на новом этапе развития мировой экономики) должно быть произведено 0,7–1 млрд. т стали с потребностью 0,5–0,75 млрд. т чулуна.

Объективный анализ энергопотребления, сокращения материалов, выбросов в окружающую среду и возможностей выплавки различных видов чулуна и ферросплавов показывает, что схема «доменная печь—конвертер» обладает несомненными преимуществами.

Так, при твердофазном восстановлении железа необходимо наличие богатых или легкообогащаемых чистых по примесям руд, запасы которых весьма ограничены. Добавим к этому, что в качестве источника энергии могут быть использованы лишь наиболее ценные виды топлива — природный газ и продукты нефтепереработки, запасов ко-

торых не хватит на длительную перспективу. Поэтому можно предположить, что производство первичного металла (побочное железо, металлплавованные окатыши) методами твердофазного восстановления будет развиваться ограниченно, а суммарная доля мирового производства сталя этим способом вряд ли превысит 5–10%.

Жидкофазное восстановление наиболее перспективно в виде агрегатов небольшой мощности, что обеспечивает, кроме всего прочего, снижение концентрации металлургического производства и, как следствие, уменьшение концентрации выбросов в окружающую среду.

Снижение «удельных» (на единицу площади территории) выбросов делает возможной более легкую адаптацию окружающей природной среды к воздействию техносферы. Можно полагать, что не менее 75–80% всего первичного металла в перспективе будет выплавляться в доменных печах.

Доменный процесс — один из немногих промышленных процессов современной цивилизации, сохранивших свою сущность и значимость при всех технических революциях. Этот феномен заслуживает особого рассмотрения. Противоточный принцип процесса, осуществляемого в закрытом агрегате шахтного типа, обеспечивает максимальную утилизацию подводимой энергии в самом процессе и простоту использования отводимых продуктов. В современных доменных печах при использовании хорошо подготовленной шихты восстановительный потенциал отходящих газов приближается к термодинамически предельному, а температура колошникового газа становится менее 100 °С.

Наличие углеродистой насадки обеспечивает уникальную, характерную только для доменной печи, особенность совмещения в одном агрегате трех фазовых состояний шихты (твердого, жидкого и размытого), находящейся в противотоке с газовым потоком.

Эта совокупность особенностей кажется технически нереализуемой, если бы доменная плавка не существовала в действительности.

Вместе с тем ход плавки в современных агрегатах характеризуется высокой устойчивостью при долговременно-непрерывном режиме работы. Это достигнуто длительным эволюционным развитием процесса с закреплением преимуществ, присущих шахтному противоточному. Результаты эволюции выразились в формировании уникальных свойств доменной печи, обеспечивающих устойчивое протекание процессов при высокой их эффективности. Рассмотрим некоторые из них.

Известная двухступенчатая схема теплообмена характеризуется наличием «резервной зоны» с минимальной интенсивностью теплопередачи. Разбаланс тепла в верхней зоне в значительной мере смягчается в резервной области, так что случайные отклонения в тепловом балансе «верха» лишь частично могут влиять на тепловой баланс «низа» и состав продуктов плавки. Аналогичные явления наблюдаются и в процессах восстановления.

Температурные и концентрационные поля современной доменной печи обладают замечательным свойством гашения колебаний, вызванных внешними воздействиями, что обеспечивает устойчивость доменной плавки.

Аналогичным свойством обладает коксовая насадка применительно к агрегатному состоянию материалов и их нагреву. Так, в случае уменьшения температуры плавления материалов, вследствие повышения содержания в них монооксида железа (трудновосстановимая шихта) или уменьшения основности, высота коксовой насадки увеличивается. Это способствует увеличению времени пребывания расплава в насадке и дополнительно его нагреву, который частично компенсирует недогрев материалов при их поступлении в насадку.

Известно также, что правильный подбор составляющих шихты способствует формированию шлаков, свойства которых мало изменяются при колебаниях химического состава («устойчивые шлаки»). Любой разбаланс энергии, возникший на входе или промежуточных этапах плавки, компенсируется во времени и не выводит конечное состояние из заданных пределов. Совокупность указанных свойств, направленных на противодействие доменной печи внешним воздействиям, можно квалифицировать как своеобразный механизм саморегулирования, сформированный большой системой «агрегат—человек» в ходе эволюционного развития и накопления признаков, свойственных механизму приспособления живых организмов внешней среде и механизму самоорганизации.

Таким образом, доменный процесс — единый технический организм, в котором сопряжены явления различной физической природы, объединенные общими целями функционирования. Свойства этого организма включают, помимо свойств составных частей, которые, как правило, не аддитивны, также системные свойства, присущие организму в целом и сформированные в ходе эволюции.

«Критика» доменной плавки с позиции частных показателей (скорости восстановления, степени развития газового или жидкофазного восстановления и др.) является некорректной, так как, игнорируя си-

стемный подход, она приводит к ошибочным выводам. Оценка тако-го организма должна проводиться не по частным: химическим, тепло-вым, газодинамическим и другим показателям, а по общим критери-ям эффективности: энергетическим, ресурсным, экологическим, эко-номическим, т. е. системно.

Эволюционное развитие доменного процесса идет по пути сокра-щения расхода кокса. Ныне сокращение энергопотребления является главным требованием, предъявляемым к технологиям, претендую-щим на обозначение «экологически чистых». Доменные печи, работа-ющие по современным технологиям на подготовленной шихте с низ-кой теплопотребностью, имеют суммарный расход энергоносителей в пределах 480–500 кг/т. Расход кускового кокса в этом случае состав-ляет менее 300 кг/т, остальное топливо представлено некондицион-ным коксом, загружаемым сверху, пылевидным топливом, мазутом или природным газом, вдуваемым в горн доменной печи. Теоретиче-ские расчеты показывают, что суммарный расход энергоносителей может быть доведен до 350–400 кг/т. Видимо, это является нижним пределом расхода энергоносителей для современных технологий и конструкций.

Ответить на вопрос, до какой величины в этом общем расходе энергоносителей можно снизить расход кокса — наиболее ценного, дорогого и дефицитного источника энергии, не представляется воз-можным, так как это связано с газодинамическими ограничениями: сохранением порозности слоя шихты, достаточной для эффективной работы газового потока, и необходимого объема коксовой насадки, обеспечивающей протекание основных процессов в нижней зоне пе-чи. Можно условно предполагать, что добиться снижения расхода кокса до величины 240–250 кг/т затруднительно, если вообще воз-можно.

Современное доменное производство может функционировать с расходом энергии 15–16 ГДж/т (с учетом затрат энергии на добычу, транспортировку и подготовку сырья и энергоисточников), что зна-чительно меньше, чем у альтернативных технологий. Это наряду со значительными ресурсными и экологическими преимуществами обеспечивает безусловное на длительную перспективу лидерство до-менных печей среди агрегатов производства первичного металла.

## Рекомендуемая литература

- Везман Е. Ф. Краткий справочник доменщика. — М.: Металлургия, 1981. 240 с.
- Везман Е. Ф. Окискование руд и концентратов. — М.: Металлургия, 1984. 256 с.
- Доменное производство: Справочник/Под ред. Е. Ф. Везмана. — М.: Металлургия, 1989. 496 с.
- Дунаев Н. Е., Кузнецова З. М., Кузнецов Ю. М. Вдувание пылевидных материалов в доменные печи. — М.: Металлургия, 1977. 208 с.
- Ефименко Г. Г., Лимельфарб А. А., Левченко В. Е. Металлургия чугу-на. — Киев: Вища школа, 1988. 350 с.
- Жеребин Б. Н. Практика ведения доменной печи. — М.: Металлур-гия, 1980. 248 с.
- Раби А. Н. Современный доменный процесс. — М.: Металлургия, 1980. 304 с.
- Теория металлизации железорудного сырья/Ю. С. Юсфин, В. В. Данышин и др. — М.: Металлургия, 1982. 256 с.
- Тихомиров Е. Н. Комбинированное дутье доменных печей. — М.: Металлургия, 1974. 160 с.
- Фазовые превращения материалов при доменной плавке/И. Д. Ба-лон, И. З. Буклан, В. Н. Муравьев и др. — М.: Металлургия, 1984. 152 с.
- Юсфин Ю. С., Базилевич Т. Н. Обжиг железорудных окатышей. — М.: Металлургия, 1973. 272 с.



Теплоты диссоциации некоторых оксидов и соединений

Реакции	$\Delta H$ , кДж/ (кг/моль)	Реакции	$\Delta H$ , кДж/ (кг/моль)
$Fe_2O_3 = 2Fe + 1,5O_2$	7 384	$TiO_2 = Ti + O_2$	19 775
$Fe_2O_3 = 2FeO + 0,5O_2$	2 554	$CaS + 0,5O_2$	5 426
$FeO = Fe + 0,5O_2$	4 830	$CaCO_3 = CaO + CO_2$	4 055
$FeO = Fe + 0,5O_2$	5 250	$MgCO_3 = MgO + CO_2$	2 500
(из силикатов)		$CaO + S =$	
$MnO_2 = Mn + O_2$	9 490	$MnCO_3 = MnO + CO_2$	1 750
$MnO = Mn + 0,5O_2$	7 390	$FeCO_3 = FeO + CO_2$	1 570
$SiO_2 = Si + O_2$	31 180	$K_2O = 2K + 0,5O_2$	4 650
$Ca_3P_2O_8 = 3CaO + 2P + 2,5O_2$	32 800	$Na_2O = 2Na + 0,5O_2$	9 195
$Fe_3P_2O_8 = 3FeO + 2P + 2,5O_2$	28 000	$ZnO = Zn + 0,5O_2$	5 380
$NiO = Ni + 0,5O_2$	4 090	$PbO = Pb + 0,5O_2$	1 060
$Cr_2O_3 = 2Cr + 1,5O_2$	10 900	$CuO = Cu + 0,5O_2$	2 435
$V_2O_3 = 2V + 1,5O_2$	12 105		

Средняя теплоемкость газов  $C_p$ , кДж/(м<sup>3</sup>·К)

$t$ , °C	Воздух	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O <sub>пар</sub>	CH <sub>4</sub>
0	1,296	1,305	1,295	1,276	1,248	1,599	1,493	1,549
100	1,299	1,317	1,295	1,290	1,301	1,649	1,504	1,641
200	1,306	1,334	1,299	1,296	1,306	1,786	1,522	1,758
300	1,316	1,355	1,306	1,298	1,316	1,861	1,541	1,885
400	1,328	1,376	1,315	1,301	1,328	1,928	1,564	2,014
500	1,342	1,397	1,327	1,304	1,342	1,987	1,589	2,139
600	1,356	1,416	1,339	1,307	1,356	2,040	1,613	2,259
700	1,370	1,433	1,353	1,311	1,371	2,087	1,640	2,375
800	1,383	1,449	1,366	1,316	1,385	2,130	1,667	2,492
900	1,397	1,463	1,379	1,322	1,398	2,168	1,694	2,601
1000	1,409	1,476	1,391	1,328	1,412	2,202	1,722	2,697
1100	1,420	1,488	1,402	1,335	1,424	2,233	1,749	2,784
1200	1,432	1,499	1,413	1,342	1,435	2,262	1,776	2,861
1300	1,442	1,509	1,424	1,350	1,445	2,288	1,802	—
1400	1,452	1,519	1,434	1,358	1,456	2,312	1,822	—
1500	1,461	1,528	1,443	1,366	1,465	2,334	1,851	—

Окончание табл.

$t$ , °C	Воздух	O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O <sub>пар</sub>	CH <sub>4</sub>
1600	1,470	1,537	1,452	1,374	1,474	2,354	1,875	—
1700	1,478	1,545	1,460	1,382	1,481	2,373	1,898	—
1800	1,486	1,553	1,468	1,391	1,489	2,390	1,920	—
1900	1,493	1,561	1,475	1,399	1,496	2,406	1,941	—
2000	1,500	1,568	1,481	1,407	1,503	2,420	1,961	—
2100	1,506	1,575	1,488	1,414	1,509	2,434	1,981	—
2200	1,512	1,582	1,494	1,422	1,515	2,447	1,999	—
2300	1,518	1,589	1,500	1,429	1,520	2,459	2,017	—
2400	1,524	1,595	1,505	1,436	1,526	2,469	2,035	—
2500	1,529	1,602	1,510	1,444	1,531	2,479	2,051	—

Распределение элементов между чугуном, шлаком и газом в условиях доменной плавки (в чугун переходит количество за вычетом переходящего в шлак и газ)

Элементы и условия плавки	Переходит в шлак, доли ед.	Переходит в газ, доли ед.
Железо:		
передельный, литейный и зеркальный чугун	0,001—0,008	0
ферросилиций	0,001—0,002	0
ферромарганец	0,012—0,035	0
при очень большом количестве кислого шлака или при очень трудновосстановимых рудах на древесном угле	0,020—0,040	0
Марганец:		
ферромарганец	0,09—0,15	0,07—0,14
зеркальный чугун	0,15—0,20	≤0,05
литейный чугун	0,20—0,35	0
передельный чугун	0,25—0,50	0
древесно-угольный чугун при очень большом количестве кислого шлака	0,40—0,60	0
Хром	0,02—0,08	0
Ванадий:		
коксовая плавка	008—020	0
древесно-угольная плавка	0,15—025	≤0,1
Никель	0	0
Кобальт, медь, олово	0,1—0,15	0,2—0,3
Мышьяк	≤0,05	0,90—1,0
Цинк	0	0
Фосфор:		
магнитофористые чугуны	0	0
томаковский чугун и феррофосфор	0,04—0,08	0
Сера:		
ферромарганец и ферросилиций	0,68—0,70	0,25—0,35
зеркальный чугун	0,78—0,82	0,15—0,20

Окончание табл.

Элементы и условия плавки	Переходит в шлак, доли ед.	Переходит в газ, доли ед.
литейный чугун	0,86–0,88	0,10–0,15
передельный чугун	0,85–0,92	0,05–0,10
древесно-угольная плавка	0,5–0,75	0
Фтор	0,98–0,99	0,01–0,02
Кремний: ферросилиций	0,40–0,60	0,05–0,10
литейный чугун	0,75–0,9	0
передельный чугун	0,92–0,98	0
Титан:		
нормальная плавка	0,85–0,97	0
горячий ход (плавка бокситов)	≤0,50	0
Кальций, барий, магний	1,0	0
Алюминий:		
нормальные условия	1,0	0
горячий ход (плавка бокситов)	0,994–0,995	≤0,50
Калий, натрий	0,70–0,80	0,2–0,3

Изменение энтальпии веществ при  $t = 25^\circ\text{C}$ , кДж/(кг-моль)

$t, ^\circ\text{C}$	C графит	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	FeO	Fe	Ca-оксид	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
100	8230	11890	3780	1970	980	—	8650	4420	3910	—
200	20330	29230	9240	4750	—	—	—	—	—	—
300	3610	48260	14700	7770	—	16680	28450	14110	12380	—
400	5290	48010	20160	11090	—	—	—	—	—	—
500	7180	63250	26040	14660	6750	30110	52690	24110	21620	—
600	9160	78830	31500	18560	—	—	—	—	—	—
700	11260	94540	37380	23230	11430	46850	77150	34620	—	—
800	13360	110330	43260	28900	—	—	—	—	—	—
900	15580	126210	49140	33260	16060	59090	109930	44970	41580	—
1000	17850	—	—	37800	—	—	—	—	—	—
1100	20080	—	—	41500	20510	73710	—	55580	—	—
1200	22390	—	—	45320	—	—	—	—	—	—
1300	24740	—	—	49270	25030	—	—	66230	62510	—
1400	27130	—	—	53340	—	—	—	—	—	—
1500	29530	—	—	58130	29790	—	—	76960	73050	—
1600	32000	—	—	77910	—	—	—	—	—	—

Энтальпия чугуна и шлака, кДж/(кг-моль)

Вид чугуна	Чугун	Шлак
Древесно-угольный	1090–1130	1640–1680
Коксовый:		
томасовский	1090–1170	1680–1800
мартеновский	1130–1220	1720–1850

Окончание табл.

Вид чугуна	Чугун	Шлак
конвертерный	1220–1260	1800–1930
литейный	1260–1300	1890–2020
ферросилиций	1300–1340	2020–2100
ферромарганец	1180–1260	1850–2020

Зависимость энтальпии чугуна и шлака (кДж/кг-моль) от температуры на выпуске

	ΔH, кДж/(кг-моль) при $t, ^\circ\text{C}$									
Чугун	1250	1300	1350	1400	1450	1500	1550	1600		
серый	1150	1190	1240	1280	1320	1365	—	—		
белый	1090	1130	1170	1205	1240	1280	—	—		
Шлак	—	—	1570	1670	1780	1860	1945	2030		

Тепловые потери в доменных печах различного объема по экспериментальным (числитель) и расчетным (знаменатель) данным

Полезный м <sup>3</sup>	1033	1386	1719	2000	2700	3000	3200	5000
Тепловые потери, Q <sub>общ</sub> МВт:								
мини-мальные	7,0/8,8	8,7/14,9	10,9/17,2	7,8/16,0	14,4/17,5	13,5/—	14,7/56,0	23,8/55,0
средние	8,4/12,6	10,4/22,1	12,3/22,8	14,0/28,3	18,0/44,2	19,8/—	20,9/56,0	30,8/68,0
макси-мальные	15,8/17,4	17,3/29,5	21,6/32,6	22,3/47,0	21,9/62,2	24,0/—	22,7/56,0	48,0/81,0
						Нет св.		

Основность шлака в различных условиях доменной плавки (на коксе)

Вид чугуна	Характеристика используемой железорудной шихты	Содержание серы в коксе, %	Состав шлака, %			
			SiO <sub>2</sub> + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO + MgO	(CaO + MgO)/(SiO <sub>2</sub> + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	(CaO + MgO)/SiO <sub>2</sub>
Мартеновский, конвертерный и томасовский	Различное содержание железа: SiO <sub>2</sub> ·Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> > 1	0,5–1,0 1,5–2,0	47–56	41–51	0,90–0,95	1,1–1,3
			45–49	47–51	1,05–1,10	1,3–1,45

Окончание табл.

Вид чугуна	Характеристика используемой железорудной шихты	Содержание серы в коксе, %	Состав шлака, %			
			$\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{CaO} + \text{MgO}$ ( $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ )	$\text{CaO} + \text{MgO} / \text{SiO}_2$	
Бессемеровский	Богатая, $\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 > 1$	1,5–2,0	40–45	52–55	1,2–1,3	1,3–1,5
	Бедная глино-земистая	0,5–1,0	48–52	45–48	0,90–0,95	1,0–1,2
Литейный	Богатая с кремнистой	0,5–1,0	48–50	48–50	0,95–1,05	1,0–1,15
	пустой	1,5–2,0	46–48	50–52	1,05–1,15	1,3–1,4
	породой					
	Бедная с кремнистой	0,5–1,0	54–56	42–44	0,75–0,85	1,1–1,3
	пустой породой					
	Богатая глино-земистая	1,5–2,0	45–48	48–51	1,05–1,10	
	Бедная глино-земистая	0,5–1,0	54–57	41–44	0,75–0,80	0,8–0,9
	Бокситы со стружкой	1,5–2,0	48–51	47–50	1,0–0,5	
Зеркальный Ферромарганец Ферросилиций	Любая	Любое	63–65	33–35	0,60–1,10	
	Любая	»	40–42	45–48	1,15	1,6–1,9
	Любая	»	37–45	35–54	0,95–1,20	1,25–1,35
	Любая	0,5–1,0	60–63	33–36	0,55–0,60	0,8–0,9
	Любая	1,5–2,0	46–48	48–52	1,05–1,10	1,25–1,35

**Влияние технологических факторов на удельный расход кокса и производительность доменной печи**

Факторы и единицы измерения	Расход кокса, %	Производительность печи, %
Повышение содержания железа на каждый 1% (во всей шихте без кокса и $\text{CO}_2$ флюса) в пределах до 50%	–1,4	+2,4
50–55%	–1,2	+2,0
55–60%	–1,0	+1,7

Продолжение табл.

Факторы и единицы измерения	Расход кокса, %	Производительность печи, %
То же, снижение количества шлака на каждые 10 кг/т чугуна	–0,35	+0,6
Повышение расхода чистых металлодобавок (100% Fe) на каждые 10 кг/т чугуна	–0,3	+0,5
Уменьшение расхода сырого известняка на каждые 10 кг/т чугуна	–0,5	+0,5
То же, доломитизированного	–0,4	+0,4
Уменьшение содержания мелкой фракции 5–0 мм в железорудной шихте на каждый 1%	–0,5	+1,0
Уменьшение содержания золы в коксе на каждый 1%	–1,3	+1,3
Уменьшение содержания серы в коксе на каждый 0,1%	–0,3	+0,3
Повышение прочности кокса по показателю $M_{25}$ на каждый 1%	–0,6	+0,6
Уменьшение истисаемости кокса по показателю $M_{10}$ на каждый 1%	–2,8	+2,8
Уменьшение содержания в коксе фракции +80 мм на каждый 1%	–0,2	+0,2
Уменьшение содержания кремния в чугуне на каждую 0,1%	–1,2	+1,2
Уменьшение содержания марганца в чугуне на каждую 0,1%	–0,2	+0,2
Уменьшение содержания фосфора в чугуне на каждую 0,1%	–0,6	+0,6
Повышение содержания серы в чугуне на каждую 0,01%	–1,0	+1,0
Повышение температуры дутья на каждые 10 °С:		
в диапазоне		
800–900 °С	–0,50	+0,50
900–1000 °С	–0,40	+0,40
при концентрации 1000–1100 °С	–0,30	+0,30
кислорода в дутье 1100–1200 °С	–0,28	+0,28
до 25%	–0,25	+0,25
1200–1300 °С	–0,25	+0,25
1300–1400 °С	–0,22	+0,22
при концентрации 1000–1100 °С	–0,25	+0,25
кислорода в дутье 1100–1200 °С	–0,22	+0,22
25–35%	–0,20	+0,20
1200–1300 °С	–0,18	+0,18
1300–1400 °С	–0,20	+0,20
при концентрации 1000–1100 °С	–0,18	+0,18
кислорода в дутье 1100–1200 °С	–0,18	+0,18
40%	–0,16	+0,16
1200–1300 °С	–0,16	+0,16
1300–1400 °С	–0,14	+0,14

Окончание табл.

Факторы и единицы измерения	Расход кокса, %	Производительность печи, %
Уменьшение влажности дутья на каждый 1 г/м <sup>3</sup> при расходе дутья 1500–1600 м <sup>3</sup> /т 1000–1100 м <sup>3</sup> /т	–0,20 –0,15	+0,14 0,06
Обогащение дутья кислородом на каждый 1% при концентрации до 25% 25–30% 30–35% 35–40%	+0,20 +0,30 +0,40 +0,50	+2,4 +2,1 +1,8 +1,6
Коэффициент замены кокса природным газом при расходе до 100 м <sup>3</sup> /т 100–150 м <sup>3</sup> /т 150–200 м <sup>3</sup> /т	0,80 кг/м <sup>3</sup> 0,70 кг/м <sup>3</sup> 0,60 кг/м <sup>3</sup>	– – –
Коэффициент замены кокса коксовым газом при расходе до 200 м <sup>3</sup> /т 200–300 м <sup>3</sup> /т	0,45 кг/м <sup>3</sup> 0,40 кг/м <sup>3</sup> 1,2 кг/кг	– – –
Коэффициент замены кокса мазутом Численными углями: антрацитом и тощим с содержанием золь до 10% то же, с содержанием золь 10–20% газовыми с содержанием золь до 10%	0,9 кг/кг 0,8 кг/кг 0,8 кг/кг –0,20	– – – +1,0
Повышение давления газов под колошником на каждые 10 кПа в диапазоне 100–200 кПа избыточного давления	–0,50 –0,50 –0,05	+1,5 +1,0 +0,10
Уменьшение времени простоев на 1% Уменьшение времени тихого хода на 1% Уменьшение количества случаев задержки выпуска чугуна на каждый 1% при средней длительности задержки 0,5 интервала времени между смежными выпусками*	– – –	+0,50
Увеличение степени форсирования плавки с повышением перепада давления на каждый 1% в пределах до граничного значения То же, сверх граничного значения	+0,20	+0,30

Увеличение расхода кокса и производительности знак «плюс», уменьшение — знак «минус».

\* При другой средней длительности задержки выпусков указанные величины изменяются пропорционально.

Ветман Евгений Феликсович, Жеребин Борис Николаевич,  
Похвиснев Анатолий Николаевич, Юсфин Юлиан Семенович,  
Курунов Иван Филиппович, Пареньков Александр Емельянович,  
Чернусов Павел Иванович

## МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА

Учебник для вузов

Зав. редакцией А.Д. Фролова  
Редактор Л.С. Аюпова  
Художник А.С. Скороход  
Дизайнер С.В. Машин  
Корректор В.Т. Агеева  
Компьютерный дизайн и верстка С.Н. Лаврентьева

ИД № 04284 от 15.03.2001

Подписано в печать 30.08.2004. Формат 60×90/16. Гарнитура Newton С.  
Печать офсетная. Печ. л. 48,5. Тираж 2000 экз. Тип. зак. 3696

Международная академическая издательская компания  
«Наука / Интерпериодика»

Издательско-книготорговый центр «Академкнига»  
117997, Москва, Профсоюзная ул., 90