

Н.А.Тулин, В.С.Кудрявцев, С.А.Пчелкин, Д.Вернер,  
В.Лёзель, Б.Мюллер, Г.Папст, Ф.Штефан

УДК 669.181

Развитие бескоксовой металлургии. Тулин Н.А., Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А., Вернер Д., Лёзель В., Мюллер Б., Папст Г., Штефан Ф. /Под ред. Тулина Н.А., Майера К. М.: Металлургия, 1987. 328 с.

Издание подготовлено совместно специалистами СССР и ФРГ по проектированию, разработке технологии, сооружению и освоению Оскольского электрометаллургического комбината (ОЭМК) — первенца бескоксвой металлургии СССР. Дана характеристика энергетической и сырьевой базы бескоксвой металлургии, изложена технология обогащения руд. Описаны оборудование цехов окомкования и металлизации, гидротранспорт. Проведено сопоставление процессов металлизации окатышей и оценка их эффективности. Большое внимание уделено вопросам охраны окружающей среды.

Для инженерно-технических работников и специалистов металлургической промышленности. Ил. 148. Табл. 27. Библиогр. список: 86 назв.

Предисловие . . . . .	6
Введение . . . . .	10
<b>Глава 1. Предпосылки строительства ОЭМК . . . . .</b>	<b>13</b>
1.1. Развитие бескоксвой и традиционной металлургии стали . . . . .	13
1.2. Размещение заводов бескоксвой металлургии стали . . . . .	15
1.3. Сопоставление энергетических затрат и ресурсов . . . . .	22
1.4. Сопоставление качества металлопродукции . . . . .	24
1.5. Сопоставление капитальных и эксплуатационных затрат . . . . .	33
1.6. Сопоставление выбросов в окружающую среду . . . . .	34
1.7. Описание основных способов бескоксвой металлургии . . . . .	35
1.7.1. Постановка задачи . . . . .	37
1.7.2. Первые способы прямого восстановления . . . . .	37
1.7.3. Обзор способов восстановления металла в твердом и жидком состоянии . . . . .	39
1.7.4. Восстановление кусковой шихты газом . . . . .	51
1.7.5. Восстановление мелкой руды газом в кипящем слое . . . . .	62
1.7.6. Восстановление в конвейерной печи . . . . .	66
1.7.7. Новые способы восстановления . . . . .	71
1.7.8. Способы восстановительной плавки . . . . .	73
1.7.9. Способы, основанные на применении электроэнергии . . . . .	77
1.7.10. Способы, основанные на газификации угля в плавильном газификаторе — конвертере (кипящий слой) . . . . .	81
1.7.11. Способы, заменяющие доменный процесс (стационарный слой) . . . . .	85
1.8. Обоснование строительства ОЭМК . . . . .	88
<b>Глава 2. Разработка технологии обогащения руд Лебединского месторождения для бескоксвой металлургии . . . . .</b>	<b>92</b>
2.1. Характеристика Лебединского месторождения железных руд . . . . .	92
2.2. Разработка технологии получения богатого магнетитового концентрата в СССР . . . . .	92
2.3. Исследование технологии обогащения лебединской руды в ФРГ . . . . .	95
2.4. Промышленные испытания технологии получения концентрата с низким содержанием кремнезема . . . . .	106
2.5. Технологическая схема фабрики дообогащения Лебединского ГОКа . . . . .	109
<b>Глава 3. Разработка технологии получения окисленных окатышей из тонкого богатого лебединского концентрата . . . . .</b>	<b>113</b>
3.1. Гидротранспорт . . . . .	113
3.1.1. Устройство опытной установки . . . . .	113
3.1.2. Проведение испытаний . . . . .	119
3.1.3. Результаты испытаний . . . . .	120
3.2. Обезвоживание концентрата . . . . .	128
3.3. Окомкование и обжиг окатышей . . . . .	131
3.3.1. Исследования, проведенные в СССР . . . . .	131
3.3.2. Исследования, проведенные в ФРГ . . . . .	136
3.3.3. Производство опытной партии окисленных окатышей . . . . .	139
<b>Глава 4. Проект цеха окомкования ОЭМК (отделения гидротранспорта, фильтрации, окомкования и обжига) . . . . .</b>	<b>140</b>
4.1. Сопоставление обжиговых установок фирм "Зальцгиттер", "Лурги" (ФРГ), "Аллис-Чалмерс" (США) и ПО "Уралмаш" (СССР) . . . . .	140
4.2. Технологическая схема и оборудование . . . . .	141
4.2.1. Установка приготовления пульпы и пульпопровод . . . . .	141
4.2.2. Установка фильтрации и дозирования бентонита . . . . .	151
4.2.3. Установка окомкования . . . . .	153

4.2.4. Установка упрочняющего обжига окатышей . . . . .	153
4.2.5. Установка грохочения окисленных окатышей . . . . .	155
4.3. Управление процессом . . . . .	156
4.3.1. Получение пульпы . . . . .	156
4.3.2. Окомкование . . . . .	161
4.3.3. Технологическое оборудование цеха . . . . .	167
4.4. Отделение приготовления бентонитового порошка . . . . .	170
4.5. Материальный и тепловой баланс . . . . .	170
<b>Глава 5. Освоение производства окисленных окатышей и достигнутые показатели</b> . . . . .	173
5.1. Гидротранспорт концентрата . . . . .	173
5.2. Обезвоживание концентрата . . . . .	174
5.3. Подготовка бентонитового порошка . . . . .	177
5.4. Дозирование и смешение компонентов шихты . . . . .	179
5.5. Окомкование концентрата . . . . .	179
5.6. Грохочение сырых окатышей . . . . .	180
5.7. Обжиг окатышей . . . . .	182
5.8. Совершенствование оборудования и уточнение технологических параметров . . . . .	183
5.9. Достигнутые показатели производства окисленных окатышей . . . . .	183
<b>Глава 6. Разработка технологии металлизации окатышей из богатого лебединского концентрата</b> . . . . .	184
6.1. Исследования, проведенные в СССР . . . . .	185
6.1.1. Установка комбината "Запорожсталь" . . . . .	185
6.1.2. Установка Белорецкого металлургического комбината (БМК) . . . . .	188
6.1.3. Установка завода "Сибэлектросталь" . . . . .	192
6.2. Исследования, проведенные в ФРГ . . . . .	200
6.2.1. Введение . . . . .	200
6.2.2. Исследование окисленных окатышей двух типов . . . . .	201
6.2.3. Программа промышленных испытаний . . . . .	206
6.2.4. Измерение выбросов пыли на установке металлизации . . . . .	217
6.2.5. Лабораторные испытания полученных металлизированных окатышей . . . . .	219
6.2.6. Оценка результатов испытаний . . . . .	221
<b>Глава 7. Проект цеха металлизации</b> . . . . .	223
7.1. Сопоставление способа "Мидрекс" с другими способами прямого восстановления . . . . .	223
7.1.1. Введение . . . . .	223
7.1.2. Характеристики установок и показатели их работы . . . . .	224
7.1.3. Возможности дальнейшего совершенствования процесса "Мидрекс" . . . . .	226
7.2. Схема процесса металлизации . . . . .	230
7.2.1. Краткое описание процесса "Мидрекс" . . . . .	230
7.2.2. Технологическая схема . . . . .	232
7.3. Оборудование цеха металлизации . . . . .	251
7.3.1. Характеристика цеха . . . . .	251
7.3.2. Генплан цеха . . . . .	253
7.3.3. Технологическое оборудование . . . . .	254
7.4. Методы контроля процесса . . . . .	280
7.4.1. Управление цехом металлизации . . . . .	281
7.4.2. Основные контуры регулирования в модулях прямого восстановления . . . . .	282
7.5. Материальный и тепловой баланс . . . . .	288
<b>Глава 8. Освоение производства металлизированных окатышей и достигнутые показатели</b> . . . . .	293
8.1. Горячее опробование и пуск установки . . . . .	293

8.2. Параметры технологического процесса . . . . .	298
8.2.1. Риформер и рекуператор . . . . .	298
8.2.2. Зона восстановления . . . . .	301
8.2.3. Зона охлаждения . . . . .	306
8.2.4. Материальные и энергетические балансы шахтной печи и установки металлизации . . . . .	307
8.2.5. Регулирование содержания углерода в металлизированных окатышах . . . . .	308
8.2.6. Влияние двухвалентного железа на процесс металлизации окатышей . . . . .	310
8.2.7. Эффективность очистки газа . . . . .	310
8.3. Показатели работы установки металлизации . . . . .	311
8.4. Транспортировка и хранение металлизированных окатышей . . . . .	313
<b>Глава 9. ОЭМК и окружающая среда</b> . . . . .	317
9.1. Состояние до строительства ОЭМК . . . . .	317
9.2. Защита окружающей среды в проекте ОЭМК . . . . .	317
9.3. Характеристика выбросов ОЭМК после пуска цехов окомкования и металлизации . . . . .	318
<b>Заключение</b> . . . . .	320
<b>Приложение. Список сокращений, использованных в книге</b> . . . . .	321
<b>Библиографический список</b> . . . . .	322
<b>Предметный указатель</b> . . . . .	325

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Новые металлургические процессы, позволяющие более экономично использовать энергетические и сырьевые ресурсы, повышающие качество металлопродукции, дают возможность преобразовать традиционную металлургию. И думается, что в ближайшие десятилетия они займут решающие позиции в отрасли, полностью изменив ее лицо.

Как кокс в свое время пришел на смену древесному углю и стал основой доменной металлургии, так теперь природный газ, а в перспективе водород, по мере истощения запасов коксующегося угля и повышения его цены займут доминирующее положение в новом металлургическом производстве.

Ряд разрабатываемых в настоящее время процессов предполагает использование и некоксующихся углей.

Отмечая широкое распространение в современной металлургической промышленности твердого топлива, нельзя забывать о том, что ряд стран обладает колоссальными запасами природного газа. Существует и острая необходимость использования попутного нефтяного газа, сжигаемого сегодня в факелах, применение которого могло бы обеспечить годовое производство полумиллиарда тонн губчатого железа.

Рост доли затрат на защиту окружающей среды при строительстве новых предприятий, развитие пневмо- и гидротранспорта применительно к доставке рудных материалов потребителю предопределяют размещение новых металлургических предприятий. Это позволит строить экологически чистые заводы бескоксовой металлургии в густонаселенных районах.

Устранение таких сложных и тяжелых производств, как коксовое и доменное, не только приведет к снижению трудовых затрат при получении стали, но и позволит добиться необычайно высокой степени ее чистоты. Ведь сырьем для ее выплавки, например, на ОЭМК будет не чугуны, а металлизированные окатыши с содержанием серы всего 0,0001—0,0005 % (десятитысячные доли процента!) и фосфора — не более 0,009 %.

Упрощение металлургического цикла и, в частности, технологии производства стали позволит автоматизировать процесс, улучшить условия труда и тем самым повысить престижность профессии металлурга.

К тому же уже складывающаяся схема производства, предусматривающая использование сталеплавильного агрегата только для расплавления шихты, получит свое новое развитие в бескоксовой металлургии. Внепечное рафинирование можно будет применять лишь с целью дегазации и гомогенизации расплава в процессе доводки его химического состава. Одновременно сочетание высокой чистоты жидкого металла с современными способами разлива (на МНЛЗ или в изложницы с применением способов управления структурой слитка таких, как АКМ, суспензионная разлива и др.) открывают новые возможности повышения качества конечной металлопродукции. Снижаются потери и повышается выход годного. Это не замедлит сказаться на металло-

емкости машин и одновременно будет способствовать дальнейшему росту их производительности и выносливости в экстремальных условиях эксплуатации.

Предлагаемая читателю книга содержит результаты успешного сотрудничества советских ученых и производственников с западно-германскими и шведскими коллегами, с представителями различных фирм и организаций, нашедшего воплощение в создании Оскольского электрометаллургического комбината.

Академик *Б.Е. Патон*

\*  
\*   \*  
\*

Подготовка, выполнение и реализация проекта строительства Оскольского электрометаллургического комбината (ОЭМК) в Советском Союзе уже по самой своей концепции отличались от общепринятой международной практики.

Впервые в истории металлургии было принято решение отойти от классической схемы металлургического производства (доменная печь — сталеплавильный цех — непрерывная разлива стали — прокатный цех), заменив доменную печь со всеми вспомогательными хозяйствами установкой металлизации — прямого восстановления железной руды газом. Конечно, все отдельные стадии производства по этой схеме известны и уже опробованы в промышленном масштабе (на металлургических заводах небольшой мощности). Тем не менее последовательное проведение в жизнь проекта металлургического комбината мощностью 4,3 млн. т стали в год, из которых 1,45 млн. т должны быть получены уже на первой очереди предприятия, работающего только по методу прямого восстановления и не имеющего возможности перехода на традиционную схему, можно назвать одним из наиболее смелых шагов в области современного сталеплавильного производства за последние десятилетия.

Тесное сотрудничество специалистов различных профессий, применение современных научных достижений на широкой международной основе и хорошо налаженное сотрудничество ответственных административных органов в равной мере внесли свой вклад в успешное завершение первого этапа реализации этого фундаментального проекта. Поэтому намерение отразить принятое решение в настоящем труде и довести его до сведения заинтересованных кругов заслуживает одобрения.

Предлагаемый труд можно разделить на три основных раздела: в первом разделе (гл. 1) проводится сопоставление наиболее важных методов прямого восстановления с применением твердых и газообразных восстановителей и показаны возможности их применения в сталеплавильном производстве, минуя доменную печь, в частности применительно к ОЭМК.

Во втором разделе (гл. 2) обсуждаются вопросы сырьевых и энергетических ресурсов для сталеплавильного цеха ОЭМК.

В третьем наиболее важном разделе (гл. 3—9), имеющем и наибольший объем, описываются все стадии, которые необходимо было пройти для реализации проекта, а именно:

- проблемы добычи и обогащения руды, транспорта и энергоресурсов;
- вопросы инфраструктуры и экологии;
- обширные лабораторные исследования;
- дорогостоящие исследования для подтверждения ранее полученных результатов в промышленных масштабах и на действующих установках в СССР и в ФРГ;
- принятие технически приемлемых решений на основе полученных результатов;
- реализация проекта (строительство предприятия);
- ввод предприятия в эксплуатацию и выпуск продукции.

Учитывая большое значение нового промышленного комплекса, необходимо было везде, где только возможно, заранее в максимальной степени исключить источники вероятного риска, что в первую очередь касалось применения методов, еще не опробованных в СССР в промышленных условиях, например метода металлизации железной руды. По этой причине намеренно не использовали некоторые новейшие разработки, еще не проверенные в промышленных условиях. Было решено реализовать только такие методы работы, агрегаты и типы печей, которые уже успешно опробованы и полностью оправдали себя на других действующих установках в ряде стран мира.

В общем требование максимально возможного снижения риска сыграло немалую роль и при выборе места строительства комбината. Наличие развитой инфраструктуры, энергетических и сырьевых ресурсов, а также надежных возможностей сбыта выпускаемой продукции должно было в значительной мере способствовать успеху проекта.

Внедрение метода прямого восстановления железной руды природным газом взамен классического доменного процесса повлекло за собой необходимость перестройки на новую технологию уже известных и опробованных технологических стадий.

Начало такой перестройки было положено уже на горно-обогатительном комбинате, выпускающем концентрат для получения железорудных окатышей. Пока окатыши использовали только для доменной плавки, содержание пустой породы не играло решающей роли. Напротив, в процессе прямого восстановления с последующей плавкой металлизированных окатышей в электропечах выход больших количеств шлака приводит к значительному повышению издержек производства.

Поэтому потребовалось изменить схему обогащения руды. Требуемого снижения содержания кремнезема можно было добиться флотацией магнитного концентрата. Однако по экологическим соображениям и, в частности, вследствие возможного загрязнения местных грунтовых вод от этого метода пришлось отказаться. Путем тонкого измель-

чения руды в конечном счете удалось получить магнетитовый концентрат с требуемым низким содержанием  $\text{SiO}_2$ .

Однако этот концентрат был настолько тонкодисперсным, что при последующей фильтрации его влажность превышала значения, оптимальные для получения сырых окатышей, чем была вызвана необходимость специальных решений (фильтрации в среде пара). Это повлияло также на способ изготовления сырых окатышей. Пришлось отказаться от широко применяемых чашевых окомкователей и использовать вместо них барабанные. Для обжига окатышей применили обжиговую машину, аналогичную успешно работающей уже в течение нескольких лет в Кривом Роге.

Для транспортировки концентрата выбрали систему с пульпопроводом, которая хорошо оправдала себя на крупной окомковательной фабрике в Бразилии, где железорудный концентрат в количестве ~5 млн. т в год доставляется на расстояние около 300 км.

При расчете шахтных печей было решено выбрать установки металлизации производительностью по 400 тыс. т в год, несмотря на то, что в то время уже строилась первая установка производительностью 600 тыс. т губчатого железа в год.

Для обеспечения выполнения будущих требований к качеству концентрата при имеющемся качестве исходного сырья в Кривом Роге получили большую партию железорудных окатышей заданной характеристики, которые затем были подвергнуты прямому восстановлению на промышленной установке завода фирмы "Гамбурге штальверке" в Гамбурге с последующей плавкой на заводе фирмы "Крупп" в Бохуме. При этом было установлено, что можно принять оправдавшие себя конструкции электросталеплавильных печей, машин непрерывного литья заготовок и прокатного оборудования.

Благодаря тщательности работы проектировщиков строительство этих чрезвычайно сложных установок с многочисленными основными и вспомогательными агрегатами проходило без значительных перебоев. Ввод в эксплуатацию был осуществлен в сравнительно короткий срок (цех окомкования вошел в строй в ноябре 1982 г. — январе 1983 г., цех металлизации — в ноябре — декабре 1983 г.).

Как уже упоминалось, описываемый проект и его реализация являются примером чрезвычайно благотворного и заинтересованного сотрудничества специалистов различных национальностей двух стран, причем еще раз следует особо подчеркнуть смелость претворения в жизнь такого необычного решения.

Профессор Курт Майер

Книга написана советскими и западногерманскими специалистами и посвящена созданию Оскольского электрометаллургического комбината в рамках развивающегося экономического сотрудничества между СССР и ФРГ.

Для реализации в большом промышленном масштабе технологии производства стали на базе бескоксовой металлургии десятилетие назад в СССР и других странах сложились условия (рудные, энергетические ресурсы, спрос на металл, подготовленность оборудования и технологии), благоприятные для технологии, использующей природный газ. Позже стало очевидным, что только в странах, богатых природным газом, возможно стабильное производство металла по такой технологии. К ним относятся и СССР, запасы природного газа в котором не являются сдерживающим фактором [1]. К настоящему времени энергичные усилия специалистов ряда стран, в том числе ФРГ и СССР, расширяют возможность промышленного использования технологии производства металлопродукции, в которой источником энергии является некоксуемый уголь, газифицированный в металлургическом агрегате.

Лабораторные исследования, полупромышленные и промышленные испытания новой технологии, выполненные с 1950 по 1970 г. в СССР, США и ФРГ, явились основой для создания промышленных предприятий бескоксовой металлургии в ряде стран, в том числе крупнейшего из них — Оскольского электрометаллургического комбината в СССР.

Объединение трех западногерманских фирм "Зальцгиттер АГ", "Фрид. Крупп ГмбХ" и "Корф Шталь АГ", к которым позже присоединились фирмы "Сименс" и "Демаг" (АСККСД), при активном участии советских специалистов, в соответствии с Генеральным соглашением между Министерством внешней торговли СССР и названными фирмами о сотрудничестве в создании в СССР металлургического комбината на базе прямого восстановления железа, подготовили форпроект ОЭМК. После его обсуждения советскими и западногерманскими специалистами и доработки он был одобрен Минчерметом СССР.

ОЭМК являет собой интегрированное (с полным циклом) металлургическое предприятие, предназначенное для производства высококачественной металлопродукции (толстый лист; крупный, средний и мелкий сорт; точные профили) из стали, выплавленной из металлизированных окатышей (с добавкой металлотлома), производство которых, как и производство окисленных окатышей, входит в состав комбината.

Основные производства ОЭМК включают: гидротранспорт концентрата от Лебединского ГОКа протяженностью 26,5 км, цех окомкования из трех линий, цех металлизации с двенадцатью установками металлизации, два электросталеплавильных цеха с печами вместимостью 200 и 150 т, листопрокатный и сортопрокатный цехи.

Состав производств ОЭМК, производительность агрегатов и цехов,

характеристика оборудования были определены, исходя из следующих основных положений:

- устойчивая, большая потребность народного хозяйства СССР в металлопродукции высокого гарантированного качества;
- достаточные ресурсы природного газа и легкообогащаемых, чистых от вредных примесей железных руд;
- наличие проверенных в промышленных условиях технологии и оборудования для получения из окисленных окатышей чистого металлизированного продукта;
- необходимость производства окисленных окатышей лучшего, чем для доменного производства, качества, исключающего их значительное разрушение при восстановлении оксидов железа конвертированным природным газом;
- возможность дообогащения рядового железорудного концентрата Лебединского ГОКа до заданного уровня;
- возможность замены железнодорожного транспорта концентрата трубопроводным — более надежным и производительным.

Для проверки технологии обогащения лебединской руды, окомкования концентрата, металлизации окатышей и выплавки из них стали проведены промышленные опыты в СССР на Лебединском и Северном (г. Кривой Рог) ГОКах и в ФРГ на заводе "Гамбургерштальверке" (г. Гамбург) и металлургическом заводе фирмы "Крупп" (г. Бохум).

Строительство комбината разделили на очереди и этапы. Первая очередь и первый этап первой очереди составляют соответственно половину и треть полной мощности комбината. В первый этап вошли гидротранспорт в составе двух линий, цех окомкования в составе одной линии, цех металлизации в составе четырех установок (две линии серочистки, четыре риформера, четыре печи металлизации), электросталеплавильный цех в составе четырех линий (четыре электропечи по 150 т, два вакууматора, четыре установки аргонной продувки, четыре машины непрерывного литья заготовок, четыре печи охлаждения и др.), сортопрокатный цех в составе двухвалковой реверсивной клетки, двух четырехклетевых групп и другое оборудование.

Советские производственные объединения "ВНИИметмаш", "Южуралмаш", западногерманские фирмы "Зальцгиттер", "Корф", "Лурги", "Крупп" (совместно с шведской фирмой "АСЕА") и "Шлеман-Зимаг" поставили техническую документацию и оборудование цехов первого этапа, причем рабочую документацию цехов окомкования и металлизации выполнили соответственно фирмы "Зальцгиттер" и "Корф", "Лурги", а электросталеплавильного и сортопрокатного цехов — Гипромез по техническим заданиям фирм "Крупп", "Шлеман — Зимаг" и ПО ВНИИметмаш.

Оборудование поставлено в основном западногерманскими и шведскими (электрооборудование для электросталеплавильного цеха), а также голландской (насосы гидротранспорта), английской (привода сгустителей), советскими (девятнадцать ЭВМ и четыре машины непрерывного

лится для электросталеплавильного цеха и другое оборудование), французской (нагревательные печи) и другими фирмами.

Успешное сотрудничество специалистов СССР и Западной Европы в создании ОЭМК побудило авторов — участников проектирования, строительства и освоения ОЭМК написать эту книгу. Она содержит сведения об исследованиях и испытаниях технологии получения богатого концентрата, его окомкования и прямого получения железа в СССР, ФРГ и других странах, о проекте, характеристике оборудования и освоении гидротранспорта концентрата, производстве окисленных и металлизированных окатышей на ОЭМК.

Я полагаю, что придет со временем опять пора искать способ получения железа и стали из руд, минуя чугун.

Д.И.Менделеев [2]

## Глава 1. ПРЕДПОСЫЛКИ СТРОИТЕЛЬСТВА ОЭМК

### 1.1. РАЗВИТИЕ БЕСКОКСОВОЙ И ТРАДИЦИОННОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СТАЛИ

В течение 50—80-х годов текущего столетия, точнее с 1950 по 1983 г. мировое производство стали увеличилось с 240 до 700 млн. т в год, т.е. выросло почти в три раза за 33 года, достигнув в 1979 г. 750 млн. т. При этом на душу населения в последнее десятилетие производство стали достигало: в мире 181 кг, в том числе в развитых странах 337 кг, в развивающихся 25,9 кг, в СССР 557 кг, в США 623 кг, в ФРГ 800 кг, в Японии 1074 кг [3—5].

В последние годы эти показатели в развитых капиталистических странах снизились, в то время как в развивающихся странах и странах СЭВ продолжают расти. Металлофонд мира, США, ФРГ, Японии и СССР в 1980 г. по расчетам различных специалистов составил, млрд. т (на душу населения, т): 7 (1,5), 2,5 (10), 0,4 (6,9), 0,5 (4,6) и 1,7 (6,3) соответственно [6, 7].

Извлекаемые мировые запасы железных руд и угля оценивают в настоящее время соответственно ~ 180 и 640—686 млрд. т, а природного газа 76—107 млрд. т у.т. [8, 9].

При достижении степени освоения суши земного шара (исключая Антарктиду), близкой к современному освоению территории промышленно развитых стран, мировой металлофонд превысил бы 50 млрд. т, на что потребовалось бы примерно 80 млрд. т товарной железной руды, 30 млрд. т коксующихся углей или 15 трлн. м<sup>3</sup> природного газа.

Сопоставляя эти цифры с ресурсами руды, коксующегося угля и природного газа, можно видеть, что этот уровень развития цивилизации возможен. Конечно, в различных странах степень освоения территории всегда будет различной в силу объективных условий (ресурсы ископаемых, изменяющийся уровень развития, климат и др.), но глобальная оценка позволяет яснее видеть перспективу в отдельных странах.

В СССР извлекаемые запасы железной руды и угля составляют соответственно 107 и 400 млрд. т [10].

Производя наибольшее среди других стран количество стали по объему и примерно равное среди развитых стран на душу населения, СССР имеет и значительно большую территорию (с более суровым климатом), подлежащую освоению для обеспечения собственных нужд и нужд социалистических стран газом, нефтью, углем, рудой, лесом и, возможно, пресной водой. В связи с этим металлофонд СССР в перспективе должен

возрасти в несколько раз — это обеспечено ресурсами железной руды, коксующегося угля и природного газа.

В настоящее время 98 % железа производят традиционными методами с использованием кокса и доменной плавки чугуна и 2 % методами бескоксовой металлургии. В дальнейшем производство бескоксовой стали будет увеличиваться в регионах, имеющих необходимые виды энергии и сырья, доля которых в текущих и капитальных затратах составляет в среднем 90 %.

Страны, богатые природным газом или некоксующимися углями и не имеющие запасов коксующихся углей, будут, естественно, развивать производство губчатого железа на основе уже использующихся в промышленности ("Мидрекс", "Хил" и др.) или новых процессов (подобных КР, КОИН и др.). Страны, обладающие запасами всех названных видов энергии, очевидно, будут сочетать традиционную и бескоксовую металлургию стали, поскольку та или другая будет оптимальна для их регионов.

Стоимость транспортировки руды, угля и газа и затраты на защиту окружающей среды могут оказать сильное влияние на размещение и технологию заводов — производителей стали.

Высокая стоимость железнодорожных перевозок стимулирует развитие металлургии стали с использованием природного или в перспективе синтезированного (из угля) газа в случае, когда сухопутные расстояния между месторождениями руды и угля велики.

Освоение дешевого гидротранспорта руды и угля ослабит влияние этого фактора, освободит от необходимости строить металлургические заводы на месторождении железной руды (известно, что для производства 1 т чугуна приходится перевозить ~ 1,7 т железной руды и 0,75 т коксующегося угля). Гидротранспорт позволяет располагать металлургические заводы в удобном месте (исходя из обеспеченности водой, характеристики ландшафта, плотности населения), в районах, расположенных между месторождениями железной руды и коксующегося угля. Эти условия соответствуют и размещению заводов бескоксовой металлургии, основанной на использовании угля. Заводы бескоксовой металлургии, использующие природный газ, располагают или на берегу богатого газом района, куда морским транспортом можно доставить руду, или на месторождении железной руды, куда целесообразно подавать газ от магистральных газопроводов. Это допустимо и выгодно, когда месторождение железной руды располагается в плотно заселенном районе, близко к потребителям металла, так как такие заводы оказывают минимальное влияние на окружающую среду.

Сочетание трубопроводного транспорта руды, угля, газа с железнодорожным и особенно морским транспортом чугуна, стальных слитков позволит оптимально решить проблему защиты окружающей среды плотно заселенных районов, повышения качества металлопродукции, снижения затрат на ее производство. Приведенные соображения могут быть реализованы в странах, располагающих большой территорией и разнообразными ресурсами.

Главным стимулом реализации этой возможности является быстрый рост народонаселения и связанная с ним необходимость освоения ресурсов и территории земного шара.

## 1.2. РАЗМЕЩЕНИЕ ЗАВОДОВ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СТАЛИ

За небольшими исключениями, агрегаты прямого восстановления (ПВ), работающие на газе (табл. 1.1), сооружаются для того, чтобы снабжать железом прямого восстановления (губчатым железом) сталеплавильный цех, находящийся в непосредственной близости. В большинстве случаев эти агрегаты и сталеплавильный цех даже относятся к одному и тому же заводскому комплексу, т.е. агрегаты ПВ, работающие на газе, объединены со сталеплавильным цехом металлургического завода. Такое объединение характерно почти для всех заводов, перечисленных в табл. 1.1, независимо от примененного способа восстановления газом и от того, является ли данное предприятие государственным или частным.

Таблица 1.1. Агрегаты прямого восстановления на основе природного газа, работающие или сооружаемые во всем мире (А — работающие; Б — выведенные из эксплуатации; В — сооружаемые)

Процесс	Фирма (завод), страна	Год пуска	Мощность, тыс. т/год		
			А	Б	В
"Армко"	"Армко стил", США	1972	—	330	—
Итого			—	330	—
ФИОР	"Матансас", Венесуэла	1976	400	—	—
Итого			400	—	—
Х.И.Б.	"Минорка", Венесуэла	1973	—	650	—
Итого			—	650	—
"Хил-1"	"Монтеррей I", Мексика	1957	95	—	—
	"Тамса", Мексика	1976	235	—	—
	"Пуэбла I", Мексика	1969	315	—	—
	"Монтеррей III", Мексика	1974	—	475	—
	УСИБА, Бразилия	1974	300	—	—
	"Пуэбла II", Мексика	1977	700	—	—
	СИДОР I, Венесуэла	1977	410	—	—
	"Хор Альцубайр II", Ирак	1978/81	—	485	—
	"Кракатау", Индонезия	1978	575	—	—
	СИДОР II, Венесуэла	1981	700	—	—
	СИДОР II, Венесуэла	1982	1400	—	—
	"Кракатау", Индонезия	1980/82	1725	—	—
	НАЙСИК, Иран	1986	—	—	1000
	"Хор Альцубайр II", Ирак	1987	—	—	1000
Итого			6455	960	2000
Хил-III	"Монтеррей II, Мексика	1980	—	250	—
	"Монтеррей 3М", Мексика	1983	500	—	—
	"Монтеррей 4М", Мексика	1984	—	—	750
	"Сикартса" 2-я очередь, Мексика	1985	—	—	2000
	"Премеха", Мексика	1984	500	—	1000
Итого			500	250	3750

Продолжение табл. 1.1

Процесс	Фирма (завод), страна	Год пуска	Мощность, тыс.т/год		
			А	Б	В
Мидрекс	"Орегон стил", США	1969	—	300	—
	"Джорджтаун", США	1971	400	—	—
	"Гамбургер штайверке", ФРГ	1971	400*	—	—
	"Сидбек I", Канада	1973	400	—	—
	"Дальмине", Аргентина	1976	400	—	—
	"Сидбек II", Канада	1977	650	—	—
	СИДОР II, Венесуэла	1977	400	—	—
	"Асиндар", Аргентина	1978	420	—	—
	"Катар стил", Катар	1978	400	—	—
	СИДОР II, Венесуэла	1979	1275	—	—
	ИСКОТТ I, Тринидад	1980	420	—	—
	НФВ, ФРГ	1981	—	800	—
	БСК, "Хантерстон", Великобритания	?	—	800**	—
	НАЙСИК, Иран	?	—	1200**	—
	"Варри Ривер", Нигерия	1982	1020	—	—
	ОЭМК, СССР	1984	420	—	840
	ИСКОТТ II, Тринидад	1982	420	—	—
	ХАДИД, Саудовская Аравия	1982	800	—	—
Итого	"Мизурата", Ливия	1985	—	—	1100
	"Сабах", Малайзия	1984	600	—	—
НСК	АНСДК, Египет	1987	—	—	716
	"Модир", Иран	—	—	—	3000
			8425	3100	5656
Пурофер	"Нихон стил корп.", Япония	1977	—	150	—
	ХИКОМ, "Тренгану", Малайзия	1985	—	—	600
	Итого	—	—	150	600
Виберг	"Тиссен", ФРГ	1970	—	150	—
	"Косигуа", Бразилия	1977	—	350	—
	НАЙСИК, Иран	1978	—	330	—
			—	830	—
Итого	"Сандвик", Швеция	1952	—	25	—
	"Уддехольмс АБ", Швеция	1954	—	30***	—
	СКФ, Швеция	1960	—	25	—
	"Хитати металз", Япония	1964	10	—	—
			10	80	—

\* Установка работает по мере необходимости.

\*\* Установки еще не пущены.

\*\*\* Установка переделана на процесс "Плазмаред".

Исключением являются завод фирмы НФВ в ФРГ и заводы "Сабах" и "Тренгану" в Малайзии, на которых агрегаты ПВ на основе газа с самого начала предназначались для того, чтобы вырабатываемое губчатое железо поставлять посторонним потребителям. Продукция агрегата Х.И.Б. в Венесуэле тоже поставляется преимущественно на экспорт. Эти исключения будут более подробно рассмотрены ниже.

Около 92 % всех мощностей агрегатов прямого восстановления газом, установленных или строящихся во всем мире, имеют металлургические заводы<sup>1</sup>, которые перерабатывают исключительно или преимущественно губчатое железо. Мощность таких агрегатов на небольших заводах составляет 300—400 тыс. т губчатого железа в год, а на крупнейших, строящихся в настоящее время, достигает 3 млн. т.

Сравнительно малые заводы располагаются преимущественно в Северной и Южной Америке и в Западной Европе, тогда как крупные комплексы построены в Центральной Америке (Мексика, Тринидад, Венесуэла), арабских странах (Саудовская Аравия, Ливия, Египет), Иране, Индонезии, Нигерии и, разумеется, в СССР (ОЭМК).

Судя по первому впечатлению, выбор места для таких газовосстановительных заводов диктуется наличием природного газа. Это первое впечатление в основном правильно; такой выбор обосновывается также и общими народнохозяйственными соображениями, например нехваткой угля и желанием обеспечить снабжение сталью на основе собственного сырья, что еще будет рассмотрено ниже.

В общем случае получается так, что газовосстановительные заводы сооружаются там, где имеются естественные месторождения природного газа, или там, где уже есть сеть трубопроводов снабжения природным газом, проложенная для других потребителей. В частности, нет ни одного газовосстановительного завода, к которому природный газ доставлялся бы специально, например в сжиженном виде.

Поскольку на долю руды или окисленных окатышей приходится около 50 % стоимости губчатого железа прямого восстановления, вызывает удивление, почему не энергия (т.е. природный газ) транспортируется к руде, а, наоборот, руда транспортируется к природному газу. Однако в мире имеется больше стран, которые экспортируют высококачественную железную руду, чем стран, которые экспортируют значительные объемы природного газа.

Естественно, идеальные предпосылки для развития агрегатов ПВ будут там, где имеются и природный газ, и подходящие железные руды. В таких случаях выбирать место для газовосстановительного завода поблизости от месторождений руды экономически выгодно, поскольку по суше транспортировка природного газа обходится дешевле транспортировки руды.

Если руду импортировать, то оптимальным является расположение завода на побережье, так как это позволяет избежать дорогостоящей транспортировки руды по суше. Расположение на побережье обеспечивает также преимущество более дешевой отгрузки готовой продукции.

Объем мировой торговли железными рудами весьма велик и непрерывно увеличивается, млн. т в год:

1950 г.	1960 г.	1970 г.	1980 г.
23	98	250	375

<sup>1</sup> Далее в тексте такие заводы называются "газовосстановительными".



Широкое мировое предложение железных руд и все же ограниченное число стран — потенциальных поставщиков природного газа, или, иными словами, большее разнообразие и соответственно более высокая надежность долгосрочного снабжения дешевыми рудами, сделали выбор месторасположения установок прямого восстановления руды, работающих на газе, независимым от наличия руды. Поэтому в настоящее время такие агрегаты ПВ располагаются поблизости от месторождения природного газа или от трубопроводов сети его снабжения.

Кроме наличия или доступности руды и природного газа, имеются и другие народнохозяйственные соображения, которые могут оказать решающее влияние на выбор какого-либо процесса прямого восстановления вместо классической схемы получения стали доменная печь — конвертер.

Обычно газовосстановительные заводы располагаются в странах, испытывающих недостаток в коксующихся углях, необходимых для производства чугуна в доменных печах. Схема с прямым восстановлением газом является альтернативой для доменного процесса, и поэтому выбирается в особенности теми странами, которые хотят развивать свою черную металлургию (производство стали) по возможности на собственном сырье.

Разумеется, такие страны могут импортировать кокс или коксующийся уголь; однако, если имеются подходящие и достаточные по запасам месторождения природного газа, то естественно использовать этот газ для восстановления железных руд.

Кроме того, здесь играет некоторую роль и еще одно важное обстоятельство: капиталовложения на производство 1 т стали на металлургических заводах с производительностью до 2 млн. т в год получаются значительно более высокими, если завод сооружается по классической схеме доменная печь — конвертер. Схема восстановления газом — электропечь оказывается более дешевой, по крайней мере для заводов с годовой производительностью 1 млн. т стали, не говоря уже о заводах, на которых требуется получать всего 400–600 тыс. т стали в год.

Поэтому понятно, из-за чего и в странах с наличием коксующегося угля или с доступным коксом все же сооружают газовосстановительные заводы. Таковыми являются, например, уже упоминавшиеся небольшие заводы в Северной Америке и Западной Европе. Они специально рассчитаны на небольшие, локальные рынки и иногда даже сооружаются с учетом специфических требований их потребителей. Примерами могут служить заводы фирмы "Джорджтаун стил" на юго-востоке и фирмы "Орегон стил" на крайнем северо-западе США или завод в Эмдане (на побережье Северного моря), причем последний сооружался исключительно для экспорта железа прямого восстановления. Выше-названные заводы располагаются сравнительно далеко от месторождений коксующегося угля и поэтому работают более экономично, если в качестве восстановителя на них применяется природный газ, поскольку он дешевле в транспортировке и капиталовложения в газовосстано-

вительные заводы меньше, чем в металлургические заводы с обычными доменными печами.

Влияние газовосстановительных заводов на окружающую среду тоже проявляется значительно слабее, чем в случае традиционных заводов с полным циклом, где работают коксохимические цехи, агломерационные фабрики и кислородные конвертеры.

В качестве еще одного фактора, определяющего выбор места для газовосстановительных заводов, следует назвать близость к потребителям вырабатываемого губчатого железа.

Как уже отмечалось, малые заводы, работающие на базе прямого восстановления газом, возникли там, где имелся большой спрос местных потребителей и где поэтому было выгодно сооружать агрегаты ПВ, работающие на газе.

Во многих странах, не имеющих своей черной металлургии или которая только развивается, самостоятельное снабжение чугуном и сталью является насущной народнохозяйственной потребностью, особенно если это страны с большой численностью населения. К таким странам могут быть отнесены, например, Мексика, Индонезия, Иран, Венесуэла и Египет. Поэтому именно в таких странах были сооружены (или сооружаются) крупные комплексы по производству стали в агрегатах ПВ с использованием газа. В этих странах для заводов в первую очередь выбирают места, расположенные близко к рудной базе, т.е. либо у рудного месторождения, либо на побережье. Во вторую очередь учитывают близость к потребителям.

Если прибрежное расположение завода не означает близости к потребителям, то необходимо обеспечить экономически оптимальную транспортировку стали к ним, т.е. должны иметься железные дороги или судовые линии к потребителям или же должна существовать возможность их расширения. В этом случае некоторые газовосстановительные заводы располагаются на реках: в Иране — около устья Евфрата и Тигра, в Венесуэле — на Ориноко, в Нигерии — на Варри Ривер, в Египте — в портовом городе Александрии, имеющем сообщение с Нилом.

Разумеется, совершенно иное положение получается тогда, когда потребители находятся в другой стране и их приходится снабжать с газовосстановительного завода морским транспортом. В таком случае обязательной предпосылкой является расположение на побережье. Агрегаты ПВ фирмы НФВ в Эмдане, на заводах "Сабах" и "Тренгану" (оба в Малайзии), которые проектировались как так называемые "торговые заводы", построены на берегу моря. Поскольку и железная руда на эти заводы поступает тоже по морю, прибрежное расположение является обязательным условием экономической работы.

Подводя итоги, можно сказать следующее:

- заводы располагаются в странах, где имеется природный газ;
- заводы строят поблизости от месторождений природного газа или около уже имеющейся сети газоснабжения, рассчитанной и на других потребителей;

- заводы сооружают вблизи железорудных месторождений только в том случае, если в одной стране имеются и природный газ, и руда;
- для большинства газодовосстановительных заводов необходим импорт железной руды; при импорте морским транспортом он должен быть расположен на побережье;
- путь от завода к потребителям его продукции должен быть возможно более коротким и экономичным.

Как уже отмечалось, продукция, вырабатываемая при прямом восстановлении газом (губчатое железо), переплавляется в дуговых печах. По крайней мере 95 %, а возможно даже и > 98 % всего губчатого железа, получаемого в мире, перерабатывается в близрасположенном сталеплавильном цехе или же экспортируется удаленным потребителям для переплава в электропечах.

Если не считать того, что губчатое железо не должно увлажняться, с ним можно обращаться как с обычным ломом. Фактически продукт ПВ является заменителем лома и к тому же имеет перед ним некоторые преимущества, поскольку он содержит меньше загрязняющих элементов — меди, цинка, хрома, свинца и др. Однако в нем еще содержится некоторое остаточное количество кислорода и имеется сравнительно большая доля пустой породы. Эти нежелательные компоненты могут быть удалены при плавке в электропечи; в таком случае будет получена и сталь повышенного качества, без загрязнений.

Поэтому губчатое железо, если оно продается так называемыми "торговыми" заводами, должно конкурировать по цене с ломом; кроме того, положительно оценивается и высокая чистота губчатого железа.

На заводах, перерабатывающих лом, и губчатое железо, качество стали, выплавляемой из лома, может быть повышено за счет замены части лома на губчатое железо. Заводы, где сталь выплавляют только из губчатого железа, благодаря высокой чистоте этого металла особенно подходят для производства качественных (специальных) сталей.

На уже упоминавшихся небольших сталеплавильных заводах, работающих на основе прямого восстановления газом, губчатое железо (за исключением немногих случаев) составляло лишь часть шихты для электропечей. Сталь выплавляли с различным соотношением между ломом и губчатым железом в шихте в зависимости от требований к качеству и от соотношения цен между обоими сырьевыми материалами.

Наряду с уже упоминавшимся преимуществом губчатого железа перед ломом (малой долей содержащихся в нем загрязнений) существенными для работы сталеплавильного цеха являются также известное однородное качество губчатого железа, хорошая его дозируемость (удобство загрузки) и предсказуемая (поддающаяся предварительной оценке) цена. При непрерывной загрузке можно получить более высокую мощность электропечей благодаря равномерному потреблению тока и уменьшить шум во время плавления.

На заводах, использующих металлизированное сырье, его однородное высокое качество способствует развитию технологии плавки в дуговых печах высококачественной стали.

На крупных заводах по производству рядовой стали в таких странах, как Венесуэла, Саудовская Аравия и Мексика, где пока не предъявляют особо высокие требования к качеству стали, возможность достижения высокого качества также является важным преимуществом, поскольку сталь с этих заводов экспортируется.

Другие способы использования губчатого железа, кроме переплава в электропечах, имеют лишь второстепенное значение, но здесь все же следует кратко упомянуть и о них. Губчатое железо (продукт ПВ) уже применяли в доменных печах, что дало значительное повышение производительности. Однако такой способ использования ввиду высоких цен на природный газ в настоящее время совершенно не представляет интереса и привлекать его следует только тогда, когда на каком-либо металлургическом заводе временно возникнут узкие места из-за недостаточной производительности доменных печей. Применение губчатого железа в доменных печах в течение длительного времени на практике не привилось.

В кислородно-конвертерных цехах в качестве охладителя применяют лом или железную руду. Здесь применение губчатого железа как охладителя возможно и осуществлено на практике, однако затраты продукта здесь невелики. Поскольку пока на мировом рынке имеется лишь сравнительно небольшое количество губчатого железа по конкурентоспособным ценам, такой способ его использования еще не нашел распространения. Поэтому лом, как и прежде, сохраняет свое значение как охладитель при кислородно-конвертерной плавке.

В опытном порядке, а в небольших объемах и в крупнопромышленном производстве, губчатое железо было применено в вагранках и индукционных печах. При новом шихтовом материале потребовалось изменить технологию по сравнению с общепринятой при работе на ломе или передельном чугуна. Однако и здесь ограниченная доступность губчатого железа и его сравнительно высокая цена пока препятствует более широкому его внедрению. Некоторые специальные литейные цехи предъявляют спрос на губчатое железо, но там его предпочитают применять в брикетированной форме, чтобы повысить газопроницаемость шихты.

Таким образом, можно сказать, что губчатое железо находит применение преимущественно в электросталеплавильном производстве. В большинстве случаев сталеплавильный цех в непосредственной близости от агрегата прямого восстановления или даже весь металлургический завод работает в основном на губчатом железе, вырабатываемом на самом заводе.

Разумеется, губчатое железо можно транспортировать. За последние 10 лет многие миллионы тонн этого продукта были перевезены на грузовых автомобилях, по железной дороге и на судах. Однако наибольшее значение имеет отгрузка на судах потребителям тех стран, сталеплавильное производство которых основывается преимущественно на ломе.

Поскольку губчатое железо при контакте с водой и при большом

подводе тепла подвергается вторичному окислению, в настоящее время разработаны специальные мероприятия по технике безопасности для его перевозки на судах. Это привело к тому, что вновь сооружаемые заводы, которые отправляют вырабатываемое на них губчатое железо полностью или в значительной части на экспорт, были оборудованы установками горячего брикетирования. Горячие брикеты благодаря их уплотнению во время прессования не проявляют склонности к вторичному окислению и поэтому безопасны при хранении и транспортировке. При пуске в эксплуатацию агрегатов прямого восстановления, работающих на газе и имеющих оборудование для горячего брикетирования, открываются новые возможности для выбора места для заводов с агрегатами прямого восстановления и для использования их продукции.

### 1.3. СОПОСТАВЛЕНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ЗАТРАТ И РЕСУРСОВ

Расход тепла исходного топлива (включая затраты на все материалы) на 1 т стали, полученной в конвертере из чугуна с добавкой 27 % скрапа и в электропечи из скрапа, по расчету А.Г.Шалимова и А.Ф.Каблуковского [12], составляет соответственно 0,9060 и 0,2316 т у.т. С учетом корректив А.Н.Морозова [13] (по энергоёмкости кокса, затратам природного газа на собственные нужды газовой промышленности, потерям в линиях электропередач, затратам на производство электродов и др.), замены 73 % скрапа в шихте электропечи металлургическими окатышами и фактического к.п.д. использования колошниковых газа [11] расход тепла на 1 т стали, полученной в конвертере из чугуна и в электропечи из металлургических окатышей с добавкой в шихту до 27 % скрапа, оценивается соответственно как 0,85 и 0,79 т у.т.

Ресурсы коксующихся углей еще велики в СССР, США, Австралии и других странах, но не возрастают в последние десятилетия. В СССР ресурсов коксующихся углей хватит на многие поколения, главные их месторождения расположены в Сибири. Стоимость кокса повсеместно возрастает (рис. 1.1) в связи с углублением шахт более 1 км), хотя качество его снижается.

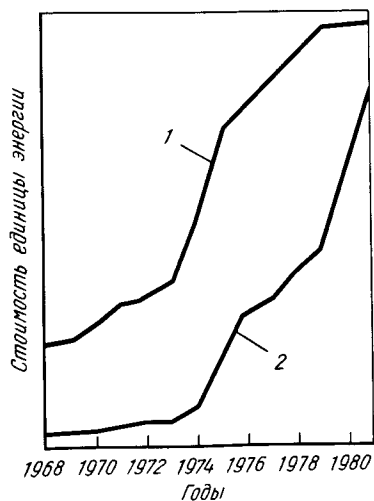


Рис. 1.1. Изменение стоимости единицы тепловой энергии для кокса (1) и газа (2)

Ресурсы природного газа [1] сопоставимы с ресурсами коксующихся углей и, несмотря на понижение в отдельных странах, возрастают по мере изучения геологии суши и шельфа. Так называемый энергетический кризис практически не изменил доли нефти и природного газа в мировом топливно-энергетическом балансе, и до начала следующего века не ожидают ее кардинального изменения [14], так как извлекаемые запасы нефти и природного газа за последние 25 лет удвоились.

Несмотря на то что цены на природный газ возрастают быстрее (в пересчете на условное топливо) в сравнении с ценами на кокс, единица тепла кокса остается дороже (см. рис. 1.1).

Ресурсы некоксующихся углей велики, они превышают запасы коксующегося угля, газа и нефти вместе взятые. Самые крупные запасы этого вида энергии имеются в СССР. Только один Канско-Ачинский бассейн вдоль транссибирской магистрали (700 км) имеет извлекаемые запасы 110 млрд. т у.т. [15]. Благодаря близкому залеганию к поверхности земли и мощным (до 60 и даже 100 м) пластам цена этого угля, отнесенная к единице тепла, ниже цены сибирского природного газа. Частичная газификация этого угля в промышленных масштабах по освоению на полупромышленной установке технологии (пиролиз бурого угля с получением полукокса, смолы и газа) может дать попутно газ с приемлемой ценой [16]. Развитие процессов полной газификации такого угля в металлургическом агрегате или в отдельном газогенераторе в перспективе может дать синтезированный газ в объеме, сопоставимом с объемом потребления в черной металлургии природного газа.

Черная металлургия ряда стран, в том числе и в СССР, потребляет 10–15 % добываемого теперь пригодного газа, из них четвертая часть вдвигается в горн доменных печей и остальное количество используется в нагревательных печах [17]. Гипотетическое удвоение производства металла из руды в СССР при полной замене кокса природным газом не только возможно по ресурсам природного газа, но и не увеличило бы долю черной металлургии в его потреблении, так как существующий темп увеличения добычи природного газа позволяет удвоить объем извлечения газа из недр.

Одной из сдерживающих причин развития бескоксовой металлургии стали являются высокие капитальные вложения в производство электроэнергии и низкий сквозной коэффициент использования первичного топлива при плавке стали с помощью электроэнергии. Поэтому создание технологии плавки стали, использующей первичное топливо, является актуальным.

Замена традиционной металлургии стали бескоксовой снижает капитальные вложения в добычу и транспортировку топлива, так как шахты коксующегося угля и железнодорожный транспорт заменяются менее капиталоемкими скважинами природного газа, угольными разрезами и трубопроводным транспортом. При этом в несколько раз возрастает производительность труда, отнесенная к единице условного топлива.

#### 1.4. СОПОСТАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВА МЕТАЛЛОПРОДУКЦИИ

Губчатое железо начали применять для получения высококачественной стали в порядке эксперимента или постоянно начиная с 20-х годов в Швеции и Германии [18]. В СССР крупные исследования по сопоставлению качества металлопродукции, полученной традиционной и бескоксовой (по методу В.П.Ремина) металлургией, были проведены в 50-х годах. В ЦНИИЧМ и других институтах [19] были исследованы свойства технического железа открытой дуговой плавки без присадок и с присадками меди и кремния, сталей 50, У7, У9, 15Х и 38Х. Свойства опытного металла сопоставляли со свойствами сталей того же состава, изготовленных из скрапа в 50-кг индукционной печи, а также на различных заводах в промышленных условиях.

Опытный металл имел пониженное содержание примесей, кроме серы, содержание которой обычно было выше, чем в промышленном металле. Техническое железо прямого восстановления имело более крупные ферритные зерна, малое значение коэрцитивной силы (0,3–0,5 Э против 0,6–1,0 Э у промышленного металла), низкие омическое сопротивление при постоянном токе и активное сопротивление при переменном токе. При использовании опытного металла в качестве сварочных электродов прочность сварного шва была несколько выше, чем при сварке промышленной проволокой. Механические свойства стали 15Х и 38Х были значительно выше, чем у обычного металла.

В настоящее время использование металлизированных окатышей для выплавки высококачественных сталей нашло применение в Швеции (нержавеющие, жаропрочные, конструкционные легированные и углеродистые, электротехнические, подшипниковые), в США (канатные, стали для судостроения), в ФРГ (металлокорд, ответственные тонкие изделия). Практика показала, что в случае использования губчатого железа повышаются механические (пластические) свойства стали и улучшаются их технологические и служебные характеристики, однако публикаций по этому вопросу было немного.

В Советском Союзе качество стали, полученной из металлизированных окатышей и губчатого железа, активно начали исследовать в 60–70-х годах.

В ПО "Тулачермет" исследовали качество углеродистой стали марок 35–65, выплавленной в 3-т дуговой печи на шихте, состоящей из губчатого железа [20, 21]. Установлено, что добавление к шихте губчатого железа способствует значительному улучшению механических, особенно пластических, свойств стали. Относительное удлинение образцов опытной стали выше норм стандарта СССР на 80–95 %, ударная вязкость — на 150–215 %, способность металла к горячей и холодной пластическим деформациям лучше в сравнении с образцами стали, выплавленной на скрапе. Холоднотянутая проволока из опытной патентованной стали имеет в сравнении с обычной сталью повышенные прочностные и пластические свойства, повышенную живучесть при малоцикловых испытаниях.

Эти исследования показали также, что конструкционная легирован-

ная сталь, полученная из губчатого железа, обладает хорошим сочетанием прочностных и пластических свойств, что наиболее полно проявляется при низких температурах.

На заводе "Сибэлектросталь" исследовали стали различных марок, выплавленные из шихты, состоящей на 100 % из металлизированных окатышей и на 100 % — из скрапа. Для углеродистой инструментальной стали У12, полученной из окатышей, относительные значения сужения и удлинения составили 38,5 и 20,0 %, а из скрапа — соответственно 28,8 и 15,4 %. Получены и более высокие упругие свойства опытной стали в сравнении с обычным металлом (рис. 1.2).

В условиях Миасского напильного завода им. Силкина было оценено качество стали У13А, выплавленной из металлизированных окатышей. Установлено, что опытная сталь имеет более высокую пластичность при механической обработке в сравнении с обычной сталью при равной производительности инструмента. Сталь с увеличенным (1,4 %) содержанием углерода, имея хороший показатель пластичности, обладает повышенными твердостью и износостойкостью, в результате чего производительность инструмента возрастает на 30 %.

Ударная вязкость при отрицательных температурах стали 18Х2Н4ВА, выплавленной из металлизированных окатышей, значительно выше, чем

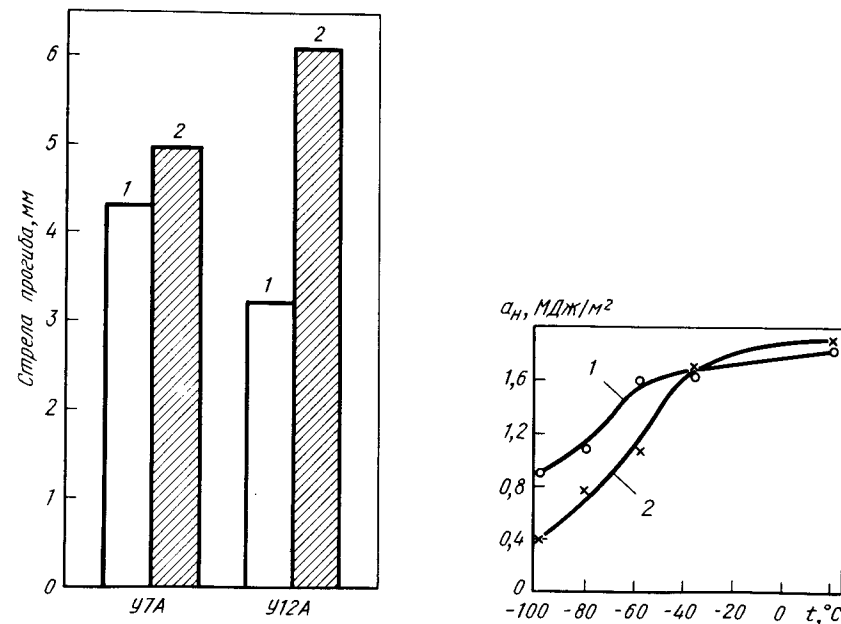


Рис. 1.2. Упругие свойства инструментальной углеродистой стали, выплавленной из скрапа (1) и металлизированных окатышей (2)

Рис. 1.3. Ударная вязкость стали 18Х2Н4ВА, выплавленной из металлизированных окатышей (1) и скрапа (2), в зависимости от температуры испытаний [19]

у обычного металла (рис. 1.3). Ниже приведены показатели ударной вязкости  $a_H$  при температуре  $-100^\circ\text{C}$  по трем образцам от плавки в зависимости от температуры отпуска:

Температура, $^\circ\text{C}$ . .	180	550	650
$a_H$ , кДж/м <sup>2</sup> :			
100 % окатышей	1000; 925; 925 983	1725; 925; 1438 1363	1975; 1300; 1938 2071
100 % скрапа . .	325; 625; 375 441	625; 875; 375 625	1750; 1375; 1375 1500

При температуре жидкого азота ( $-196^\circ\text{C}$ ) ударная вязкость опытного металла остается на уровне  $550 \text{ кДж/м}^2$ , а металла из скрапа составляет  $< 200 \text{ кДж/м}^2$ . Для оправдания технологической пластичности стали 18Х2Н4ВА были проведены испытания образцов на горячее скручивание (по 80 образцов от плавки) при температуре от  $850$  до  $1300^\circ\text{C}$ , которые показали, что при практически одинаковом сопротивлении скручиванию металл, выплавленный из металлизированных окатышей

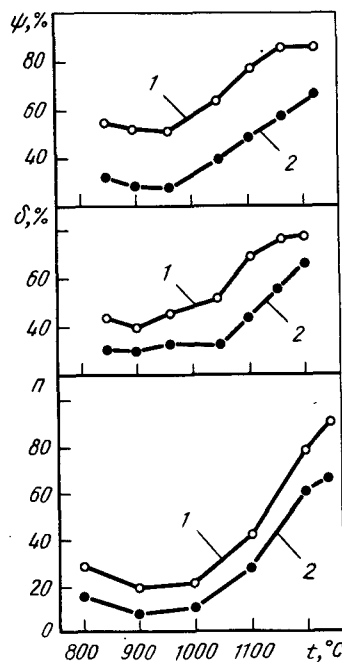
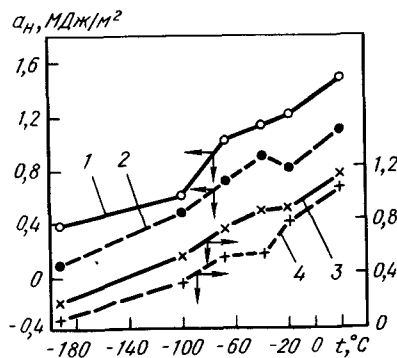


Рис. 1.4. Пластические свойства стали 18Х2Н4ВА, выплавленной из металлизированных окатышей (1) и скрапа (2), в зависимости от температуры испытаний ( $n$  — число скручиваний) [22]

Рис. 1.5. Ударная вязкость стали 40Х2Н2МА в зависимости от температуры испытаний [23]: 1, 3 — из металлизированных окатышей; 2, 4 — скрапа; 1, 2 — продольные образцы; 3, 4 — поперечные



тышей, имеет более высокие (на 25 %) пластические свойства (рис. 1.4) [22].

В 100-т дуговой электропечи Челябинского металлургического комбината проведены плавки стали 40ХНМА по действующей технологии [23]. Образцы металла опытных и производственных плавков подвергались термической обработке по одинаковому режиму: нормализация при  $860^\circ\text{C}$  с охлаждением на воздухе, закалка от  $860^\circ\text{C}$  в масло и отпуск при  $620^\circ\text{C}$  с выдержкой 1 ч и охлаждением на воздухе. Более высокие значения относительного удлинения и сужения, а также ударной вязкости образцов, вырезанных вдоль и поперек направления прокатки (рис. 1.5), соответствуют плавкам, проведенным на чистой металлошихте. Пластичность этого металла при высоких температурах определяли методом горячего скручивания и растяжения образцов. Было установлено, что опытная сталь имеет повышенную высокотемпературную пластичность (на 20–25 %) по сравнению с металлом, полученным из скрапа.

В работе [24] исследовали влияние губчатого железа на свойства стали 30ХГСНА и 18Х2Н4ВА. Показано, что опытная сталь 30ХГСНА имеет более высокие значения относительного удлинения и сужения. У этой стали в сравнении с обычной заметна тенденция к увеличению значений ударной вязкости в интервале температур от комнатной до  $-196^\circ\text{C}$ . В высокоотпущенном состоянии при одинаковой прочности пластичность опытной стали была также выше, чем обычной. На рис. 1.6 представлены зависимости изменения ударной вязкости и вида излома стали 18Х2Н4ВА после закалки и отпуска при  $200$  и  $550^\circ\text{C}$ . Ударная вязкость стали, выплавленной из чистой металлошихты, выше в сравнении с обычной, особенно при низких температурах. В изломе образцов из опытной стали больше волокнистой составляющей. Наиболее

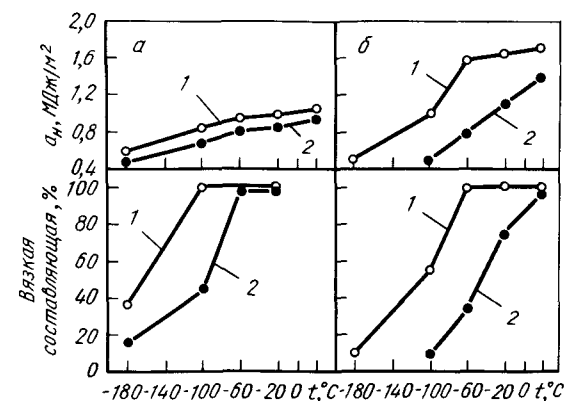


Рис. 1.6. Ударная вязкость и содержание вязкой составляющей в изломе стали 18Х2Н4ВА при температуре отпуска  $200$  (а) и  $550^\circ\text{C}$  (б) в зависимости от температуры испытаний [24]: 1 — из металлизированных окатышей; 2 — скрапа

существенное различие значений ударной вязкости наблюдается после закалки и отпуска при 550 °С.

Качественные характеристики среднеуглеродистой стали 45, выплавленной из губчатого железа и из скрапа, приведены в работе [25]. В первом случае в металле содержалось вдвое меньше серы и фосфора и на порядок меньше прочих примесей, а загрязненность неметаллическими включениями была в 1,5 раза ниже. Сталь, полученная из губчатого железа, имела также и лучшие показатели по механическим свойствам, чем сталь из скрапа (рис. 1.7 — 1.10).

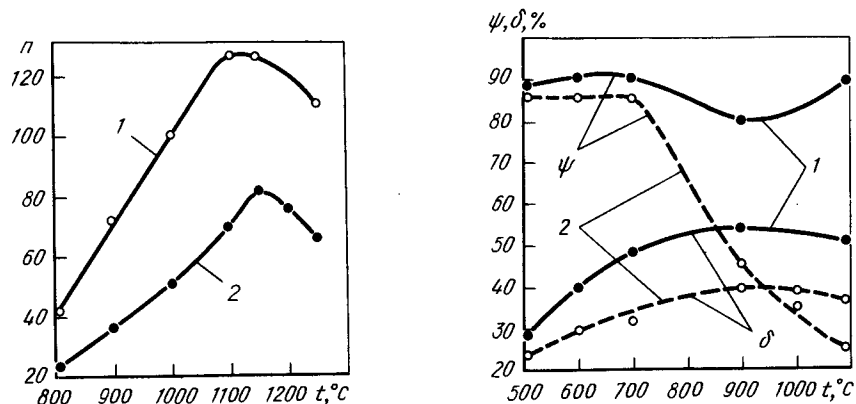


Рис. 1.7. Влияние температуры испытаний на число скручиваний до разрушения  $n$  стали 45, выплавленной из губчатого железа (1) и скрапа (2) [25]

Рис. 1.8. Влияние температуры испытаний на пластические свойства при статическом растяжении стали 45 из губчатого железа (1) и скрапа (2) [25]

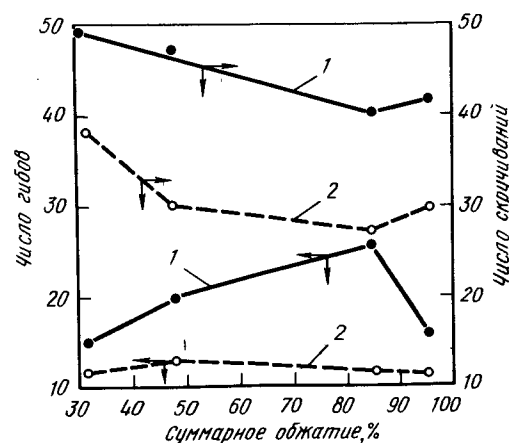


Рис. 1.9. Влияние степени холодной пластической деформации на число скручиваний и гибов до разрушения образцов патентованной проволоки из стали 45, полученной из губчатого железа (1) и скрапа (2) [25]

В Донецком политехническом институте [26] исследовали качество стали 20, выплавленной на брикетах из металлizedованного сырья. Опытная сталь в сравнении с обычной имела меньшее количество вредных и случайных примесей, лучшие прочностные свойства при низких температурах (рис. 1.11) и повышенные пластические свойства при обычных температурах.

Анализ качества канатной стали [27], полученной из металлizedованного сырья, показал улучшение пластических свойств (относительное удлинение и сужение, число скручиваний) и повышение усталостной прочности. Испытания свойств готовой проволоки выявили преимущества такого металла в сравнении с обычным, причем эти преимущества больше всего проявились в производстве проволоки высших марок. Канаты и пряди из проволоки опытных плавок при испытании на пробных машинах показали большую живучесть, чем из проволоки рядовых плавок. Проволока для металлокорда из стали, выплавленной на губке, имела повышенную прочность, при этом значительно сократились обрывы металла при волочении, а выносливость прядей такой проволоки увеличилась на 20–70 %. Испытания канатов на портальном кране морского порта, заливочном кране мартеновского цеха и скиповых подъемниках доменных печей показали, что работоспособность канатов из стали, полученной применением губки, в 1,5–2 раза выше, чем из обычной стали.

Сталь У10А, выплавленная из шихты прямого восстановления, в жидком состоянии имеет повышенные значения кинематической вязкости

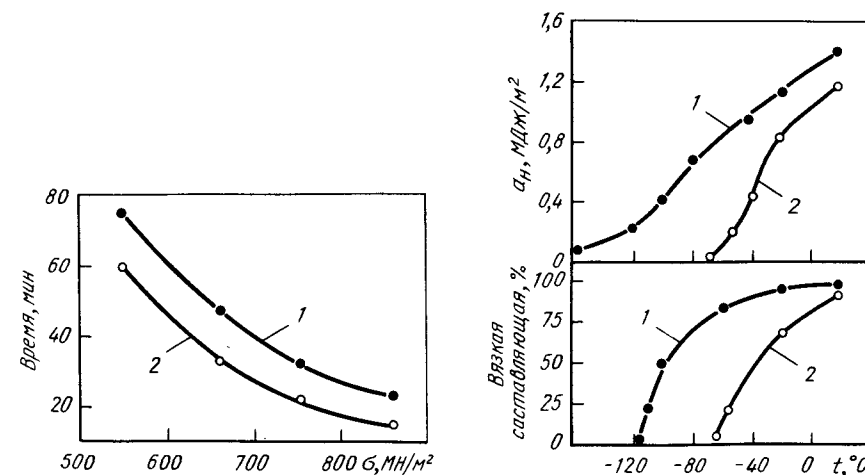


Рис. 1.10. Зависимость времени до разрушения при малоцикловых испытаниях на живучесть от напряжения холодотянутых проволочных образцов стали 45, выплавленной из губчатого железа (1) и скрапа (2) [25]

Рис. 1.11. Температурные зависимости ударной вязкости и вязкой составляющей в изломе стали 20, выплавленной из металлizedованного сырья (1) и скрапа (2) [26]

и электропроводности, а в твердом состоянии — лучшие эксплуатационные характеристики. Так, стойкость матриц, изготовленных из этого металла, составила 350–370 тыс. ударов, а из обычного металла — только 180–200 тыс. ударов [28].

На заводе "Сибэлектросталь" была проведена оценка влияния примесей цветных металлов на свойства стали 30ХГСА, полученной из металлургических окатышей [29]. Сталь выплавляли в 10-т дуговой электропечи из горячих (800 °С) металлургических окатышей, разливали в слитки массой 280 кг и прокатывали на заготовку диаметром 28 мм. Химический состав металла был следующим, %:

C	Mn	Si	Cr	P	S	Ni	Mo	Cu
0,29	0,95	1,10	1,10	0,016	0,006	0,03	0,04	0,03
Bi		Sb	As		Pb	Sn		Zn
0,001		0,001	0,001		0,001	0,001		0,001

Из этих заготовок в 10-кг индукционной печи в атмосфере аргона было проведено 24 плавки с введением различных добавок чистых элементов. Эти добавки помещали в отверстие, высверленное в одной из шихтовых заготовок, которую укладывали в центр тигля. После расплавления и выдержки в течение 15 мин металл сливали в изложницу. Таким образом было введено 0,001; 0,002 и 0,005 % сурьмы, мышьяка, висмута, олова, свинца, цинка отдельно каждого элемента, а на двух плавках — по 0,001 и 0,004 % совместно всех перечисленных элементов.

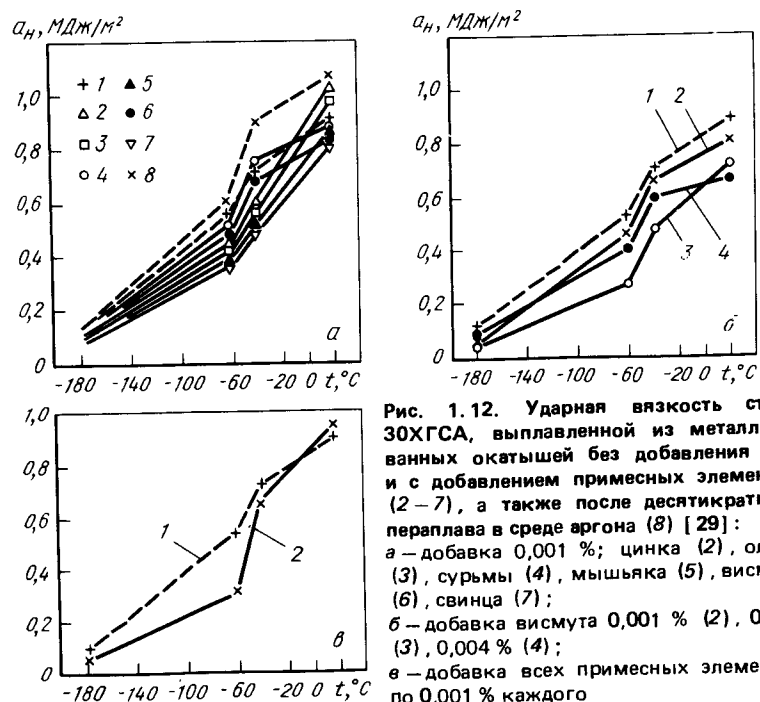


Рис. 1.12. Ударная вязкость стали 30ХГСА, выплавленной из металлургических окатышей без добавления (1) и с добавлением примесных элементов (2–7), а также после десятикратного переплава в среде аргона (8) [29]: а — добавка 0,001 %; цинка (2), олова (3), сурьмы (4), мышьяка (5), висмута (6), свинца (7); б — добавка висмута 0,001 % (2), 0,002 % (3), 0,004 % (4); в — добавка всех примесных элементов по 0,001 % каждого

Почти все введенные в металл примеси усвоились на 80–100 %. В результате исследований установлено, что такие механические свойства, как предел временного сопротивления, относительное сужение и удлинение стали 30ХГСА с различным содержанием примесей, не отличаются от подобных свойств стали, выплавленной без примесей. Однако примеси отрицательно влияют на ударную вязкость, определенную при нормальной и пониженной температурах (рис. 1.12).

Из рис. 1.12, а видно, что добавление даже одной тысячной доли процента каждой из примесей сопровождается снижением ударной вязкости и повышением порога хладноломкости. С дальнейшим повышением содержания примесей (рис. 1.12, б) ударная вязкость еще несколько снижается, но не пропорционально количеству введенной примеси. Подобная зависимость прослежена на всех примесях. Совместное действие введенных примесей (рис. 1.12, в) также приводит к снижению ударной вязкости, но не в такой степени, как можно было бы ожидать, если бы действие примесей арифметически складывалось.

Эти исследования были продолжены совместно с ЦНИИЧМ [30] на стали другой марки. На заводе "Сибэлектросталь" в 10-т электропечи с основной футеровкой из металлургических окатышей была выплавлена сталь марки 40Х2Н2МА. Металл разливали сифонным способом на два куста в слитки массой 280 кг. В часть слитков (в изложницу) добавляли примеси: свинец, олово, сурьму, висмут, цинк. Металл одного из слитков без примесей подвергали электрошлаковому переплаву (ЭШП). Затем слитки были прокатаны на заготовку 82 × 82 мм. Для проведения сравнительных исследований из рядовых плавки стали 40Х2Н2МА, выплавленных на привозном скрапе, выбрали металл, близкий по химическому составу к стали из металлургических окатышей (МО). Ниже приведено содержание основных элементов в стали, полученной по различным технологиям выплавки, %:

	C	Mn	Si	Cr	Ni	Mo	S	P	Cu
Скрап . . .	0,39	0,43	0,29	1,50	1,44	0,27	0,009	0,017	0,15
МО . . . . .	0,40	0,45	0,27	1,55	1,45	0,28	0,007	0,015	0,02
МО + ЭШП.	0,40	0,45	0,27	1,55	1,45	0,28	0,005	0,015	0,02

Т а б л и ц а 1.2. Содержание примесей цветных металлов в стали 40Х2Н2МА, 10<sup>-4</sup> %

Плавка	Шихта	Pb	Sb	Zn	Bi	Sn
1	Скрап	7	57	20	9	50
2	МО	0,5	9	20	0,5	5
3	МО + Pb	50	9	20	0,5	5
4	МО + Sb	0,5	75	20	0,5	5
5	МО + Zn	0,5	9	35	0,5	5
6	МО + Bi	0,5	9	20	34	5
7	МО + Sn	0,5	9	20	0,5	40
8	МО + Pb + Sb + Bi + Sn	30	65	20	9	80
9	МО + ЭШП	0,5	9	20	0,5	5

Содержание примесных элементов цветных металлов до и после их введения в сталь дано в табл. 1.2.

Пластичность стали в горячем состоянии оценивали по результатам испытаний на растяжение образцов из проката при различной скорости движения захватов, а также на кручение с различными скоростями.

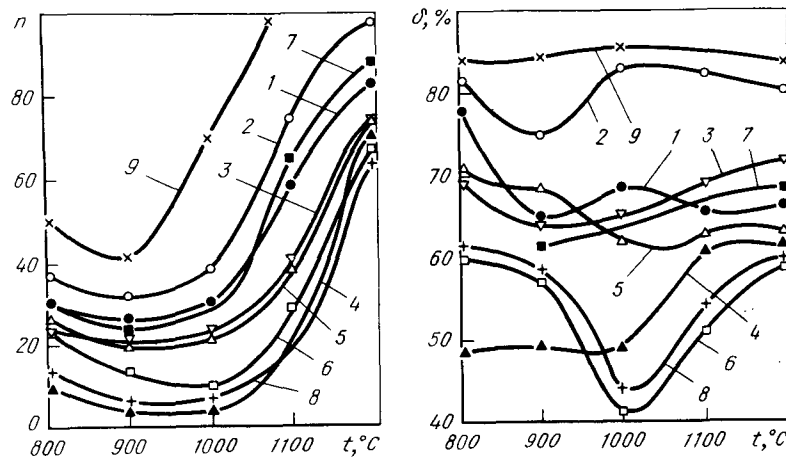


Рис. 1.13. Влияние температуры на число скручиваний (а) и относительное удлинение (б) образцов стали 40X2H2MA (цифры у кривых — номера плавов в табл. 1.2) [30]

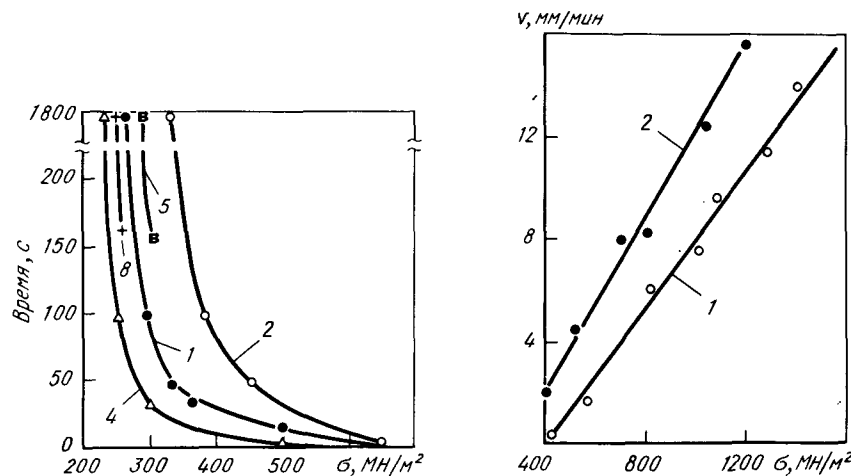


Рис. 1.14. Зависимость времени до разрушения закаленных образцов из стали 40X2H2MA от приложенного напряжения во время испытания на трехточечный изгиб (цифры у кривых — номера плавов в табл. 1.2) [30]

Рис. 1.15. Зависимость скорости распространения стабильной трещины в закаленной стали 18X2H24BA, выплавленной из металлизированных материалов (1) и скрапа (2), от приложенного напряжения [31]

Наиболее существенное падение пластичности наблюдается при малых скоростях деформации в температурном интервале 990–1100 °C (рис. 1.13). Опробованные примеси снижают пластичность в разной степени. Так, при 0,005 % Pb, 0,0035 % Zn или 0,004 % Sn падение пластичности составляет 20–50 %, а при 0,0034 % Bi или 0,0075 % Sb пластичность уменьшается в 3–4 раза. Суммарное содержание всех примесей действует так же, как элементы сурьма или висмут каждый в отдельности.

Применение ЭШП дополнительно повысило минимальную пластичность чистой стали.

Склонность к задержанному разрушению металла опытных и обычных плавов также различна [31]. Уровень пороговых напряжений в стали, выплавленной из металлизированной шихты, выше, чем обычной стали (рис. 1.14 и 1.15). Примеси, введенные в сталь 40X2H2MA, вызвали снижение порогового напряжения, причем особенно сильно — сурьма.

Применение металлизированных окатышей позволяет получить сталь не только с низким содержанием вредных примесей, но и с меньшим загрязнением неметаллическими включениями. Как показали исследования, такая сталь сравнима по показателю трещиностойкости и по склонности ее к отпускной хрупкости со сталью из скрапа, подвергнутой ЭШП.

## 1.5. СОПОСТАВЛЕНИЕ КАПИТАЛЬНЫХ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ

Экономические расчеты [32] показали, что капитальные вложения в альтернативные способы производства стали сопоставимы в промышленно развитых странах, а в развивающихся, имеющих запасы природного газа, бескоксый способ предпочтителен.

В СССР на ОЗМК ввиду использования дорогостоящего импортного оборудования удельные капиталовложения на 1 т сортовой заготовки на ~ 20 % выше по сравнению с металлом, полученным в крупных конвертерах из чугуна, выплавленного на самых мощных печах. Однако с учетом качества получаемого металла удельные капитальные затраты на бескоксый способ получения металла на ОЗМК будут почти на 20 % ниже капитальных затрат при традиционной схеме. Та же картина наблюдается при рассмотрении эксплуатационных затрат: выплавка рядовой стали на ОЗМК ведет к их повышению по сравнению со схемой домна — конвертер на 30–35 %. При учете качества продукции себестоимость бескоксвой стали, наоборот, будет ниже обычной стали на 10–15 %. Эти соотношения могут измениться с повышением мощности агрегатов: при увеличении мощности печей металлургической в 3 раза себестоимость стали и удельные капиталовложения уменьшатся на ~ 10 %.

В то же время ввод завода бескоксвой металлургии требует меньшего времени до получения первой продукции. На строительство ОЗМК от начала сооружения цеха окисленных окатышей (1979 г.) до выпуска первых металлизированных окатышей (1983 г.) потребовалось около



четырёх лет, в то время как на строительство Западно-Сибирского комбината до выпуска первого чугуна — 7 лет [33]. Начало сооружения обоих предприятий было в сопоставимых условиях — на зелёной площадке, с тем отличием, что строительная организация ОЗМК формировалась заново, а к началу строительства Западно-Сибирского комбината уже действовала мощная строительная организация, построившая Кузнецкий металлургический комбинат.

Замена кокса природным газом или некоксуемым углём в странах, имеющих их запасы, уменьшает капитальные и эксплуатационные энергозатраты на 1 т первичного железа, в то время как руда (окатыши) вносит дополнительные затраты в сравнении с рудной частью доменной шихты. Отсутствие жидких чугуна и шлака при производстве металлургического продукта позволяет ввести более высокую степень автоматизации бескоксовой металлургии и достичь, даже в относительно небольших цехах, производительность труда, соизмеримую с производительностью традиционной металлургии (включая доменные, коксохимические, агломерационные цехи и дутьевые средства). Например, трудовые затраты на 1 т передельного чугуна и металлургических окатышей соответственно на Череповецком металлургическом и Оскольском электрометаллургическом комбинатах относятся как 1,1 : 1, а с учётом трудовых затрат на добычу и транспортировку коксующегося угля и природного газа — как 1,3 : 1.

Затраты на электроэнергию и электроды при плавке стали из металлургических окатышей и из скрапа сопоставимы, поэтому решающим фактором в себестоимости стали является соотношение цен металлургического продукта и скрапа.

В странах, использующих скрап и импортируемых природный газ и руду, производство стали из скрапа и металлургического продукта экономически неустойчиво, так как возможно лишь при достаточно высокой цене скрапа. В то же время в странах, использующих собственные природный газ и руду и импортный металлолом, производство стали из металлургического продукта экономически устойчиво.

#### 1.6. СОПОСТАВЛЕНИЕ ВЫБРОСОВ В ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Коксующийся уголь и кокс являются главными источниками вредных выбросов в окружающую среду, сопровождающих коксохимическое и доменное производства (соединения серы, фенолы, цианиды, бензпирен).

Длительное накопление сернистого ангидрида (наряду с оксидами азота) приводит к выпадению кислотных дождей, чрезмерному повышению кислотности воды в озерах и болотах. Некоторая взаимная нейтрализация выбросов  $\text{SO}_2$  и  $\text{N}_x\text{O}_y$ , с одной стороны, и пыли, содержащей  $\text{CaO}$  и  $\text{MgO}$ , с другой, обнаружена советскими исследователями [34].

Современные методы очистки позволяют полностью удалить из продувочной воды и воздуха фенолы, цианиды, бензпирен, но ни одна фирма этого не делает из-за чрезмерных затрат, поэтому эти вредные ком-

поненты попадают в водоемы, почву и воздушную среду, нанося флоре и фауне значительный урон.

Природный газ или не содержит серы, или содержит  $100 \text{ мг/м}^3$  после первичной его очистки. В связи с этим при использовании природного газа для производства окисленных и металлургических окатышей количество серы, выбрасываемой в окружающую среду, уменьшается на порядок в сравнении с производством агломерата и чугуна с помощью кокса, а выбросы фенола, бензпирена, цианидов полностью исключаются.

Количество выбросов оксидов азота и углерода пропорционально расходу энергии на 1 т проката (в том числе и на производство электроэнергии) и сопоставимо для альтернативных способов производства стали.

Количество пыли бурого дыма и затраты на ее улавливание связаны с расходом газообразного кислорода для обезуглероживания чугуна или металлургического продукта. В конвертере для этой цели расходуется  $\sim 60 \text{ м}^3$  кислорода на 1 т стали. В электропечи, работающей на металлургических окатышах, расходуют  $\sim 1 \text{ м}^3$  газообразного кислорода [35], так как окатыши вносят в ванну почти стехиометрические количества углерода и кислорода (в пересчете на газообразный  $> 15 \text{ м}^3/\text{т}$ ).

Из приведенных здесь сопоставлений следует, что с точки зрения вредного воздействия на окружающую среду заводы традиционной металлургии целесообразно строить в малонаселенных районах на берегу крупных рек или моря, в то время как для бескоксовой металлургии, использующей газ, такого ограничения нет.

#### 1.7. ОПИСАНИЕ ОСНОВНЫХ СПОСОБОВ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

До описания используемых в промышленности способов прямого восстановления железа (или бескоксовой металлургии) следует сделать некоторые замечания о причинах развития этих технологических процессов.

Длительная история сталеплавильного производства всегда была связана со стремлением решить некоторые характерные технические проблемы наиболее удобным способом. Хотя сравнительное значение этих проблем за последние 150–180 лет изменилось, все же они остаются важными и до настоящего времени [2]. Имеются в виду следующие проблемы:

- достижение высоких температур ( $> 1500^\circ\text{C}$ ) с приемлемыми затратами энергии;
- обеспечение высокой стойкости футеровки и других конструктивных элементов;
- обеспечение чистоты металлопродукции от вредных примесей, снижающих ее качество;
- дефицит металлургического кокса;
- снижение общего расхода энергии;
- возможность применения подходящей кусковой руды.

Регулярно делаются все новые попытки решить хотя бы некоторые из этих проблем переходом от схемы доменная печь — конвертер к прямому пути или по крайней мере без применения металлургического кокса. Решение, в основном удовлетворительное в техническом и экономическом отношении, пока удалось осуществить лишь немногими способами.

Однако поиски в области прямого восстановления железа в прошлом веке и вплоть до 1940 г., а также теперь, когда вновь появляется технология получения жидкого железа (передельного чугуна), не ограничиваются только получением железа в твердой фазе.

В России в этом направлении первое внушительное слово сказал крупный металлург, больше известный миру как металловед, Д.К.Чернов [66]. В январе 1899 г. он сделал доклад в Императорском Русском техническом обществе на тему: "О прямом получении литого железа и стали в доменной печи". Суть его предложения в докладе выражена так: "Ввиду того, что переход железа в чугун обуславливается преимущественно тесным соприкосновением его с твердым топливом при очень высоких температурах, необходимо удалить это обстоятельство; принимая же во внимание возможность полного восстановления железа лишь с помощью одной углеродной окиси, можно или вовсе не примешивать угля к рудной засыпке или же прибавить такое небольшое количество, чтобы железо могло лишь несколько обуглеродиться, но не перейти в чугун. Тогда спускающийся в плавильное производство рудный столб не принесет с собою угля или кокса, как при обыкновенном ходе доменной печи.

Для достижения предполагаемой цели необходимо пропустить через печь два отдельных тока газов: один по шахте вверх, настречу спускающейся руде, для восстановления железа, а другой в области горна, для расплавления восстановленного железа и шлаков с отводом продуктов горения из горна в сторону, дабы они не попадали в шахту печи и

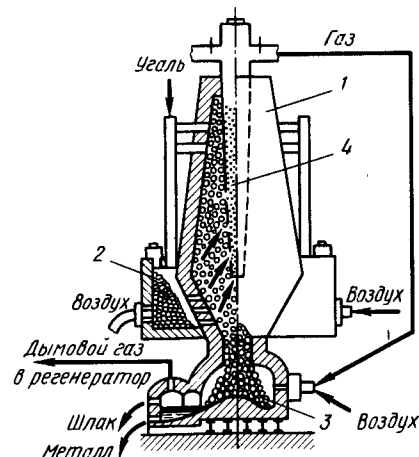


Рис. 1.16. Печь В. К. Чернова для прямого получения литого железа:  
1 — шахта печи; 2 — газогенератор; 3 — плавильный горн; 4 — труба с углем для повышения теплотворной способности газа

не мешали восстановительному току". Далее он описывает детали предложения, с помощью которых возможно реализовать главную его идею (рис. 1.16).

Последующие предложения, реализованные в процессах "Вибберг", "Мидрекс", КР и др., содержат в себе главную идею Д.К.Чернова. В том же 1899 г. Д.К.Чернов высказал и другую идею прямого получения стали путем восстановления железа углеродом из расплавленных оксидов.

### 1.7.1. Постановка задачи

Рассмотрение в основном ограничивается теми способами, которые либо применяются в промышленных масштабах (или применялись ранее), либо имеют особое значение для истории развития.

Прямое восстановление понимается здесь в широком смысле, т.е. обсуждаются также и способы восстановительной плавки, которые характеризуют направление будущего развития. В перспективе приобретают значение в первую очередь способы, не требующие агломерации руды, в которых некоксующийся уголь заменяет электроэнергию, что позволяло бы производить высококачественную сталь в цехе, получающем только руду и уголь.

В заключение этого раздела делается ссылка на разработки, которые, возможно позволят заменить доменные печи, но будут реализовываться только тогда, когда теперешнее поколение высокопроизводительных и очень экономично работающих доменных печей начнет выходить из строя.

### 1.7.2. Первые способы прямого восстановления

Сначала следует рассмотреть два способа, которые были разработаны в Швеции с целью получения высококачественного железа прямого восстановления [36, 39].

Способ "Хёганес" был разработан в 1911 г. и заключается в следующем: весьма чистый магнетитовый концентрат загружают вместе с восстановителем (мелким углем) и доломитом (десульфуратором) в реторты из карбида кремния, причем кольцеобразный цилиндрический столб руды окружен изнутри и снаружи смесью мелкого угля и доломита. Вертикально поставленные реторты обогревают в туннельной печи мазутными или газовыми горелками в течение 48 ч (рис. 1.17). Затем их охлаждают, удаляют остатки золы угля, доломит и коксовую мелочь, после чего извлекают железный порошок с высокой степенью металлизации. Этот трудоемкий и энергоемкий способ, пригодный лишь для особых целей порошковой металлургии железа, до настоящего времени используют в Швеции, США и СССР.

Способ Виберга — Сёдерфорса был разработан в 19–20-х годах тоже в Швеции. Кусковые оксиды железа (кусковую руду, агломерат, окатыши) нагревают и восстанавливают в шахтной печи газом (~75 % CO и 21 % H<sub>2</sub>) при температуре 900–950 °C (рис. 1.18). Полученное губчатое железо охлаждают в нижней водоохлаждаемой секции печи до 100–150 °C. Выходящий из восстановительной печи циркуляционный

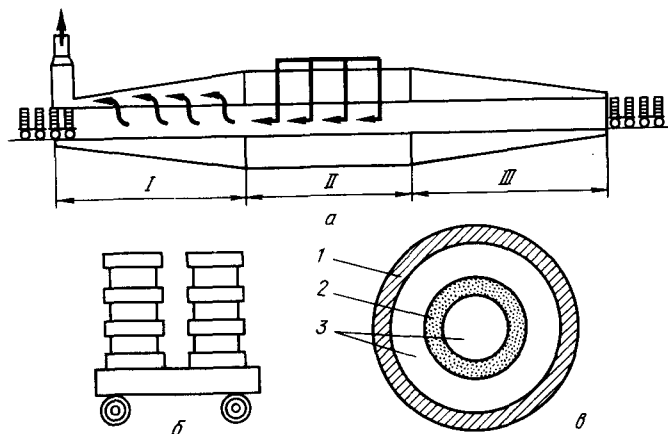


Рис. 1.17. Схема процесса Хёганеса (а): б — расположение реторт на рапсовой тележке; в — поперечное сечение реторты; I — зона предварительного нагрева; II — зона восстановления; III — зона охлаждения; 1 — карбид кремния; 2 — железорудный концентрат; 3 — смесь мелкого кокса с известняком

(колошниковый) газ вместе с водяным паром нагнетают специальной высокотемпературной газодувкой в электрогазогенератор (шахтную печь, заполненную коксом) сверху вниз. Здесь происходит газификация нагреваемого электросопротивлением кокса (по реакции  $C + CO_2 = 2CO$ ), причем содержащаяся в нем сера переходит в свежий восстано-

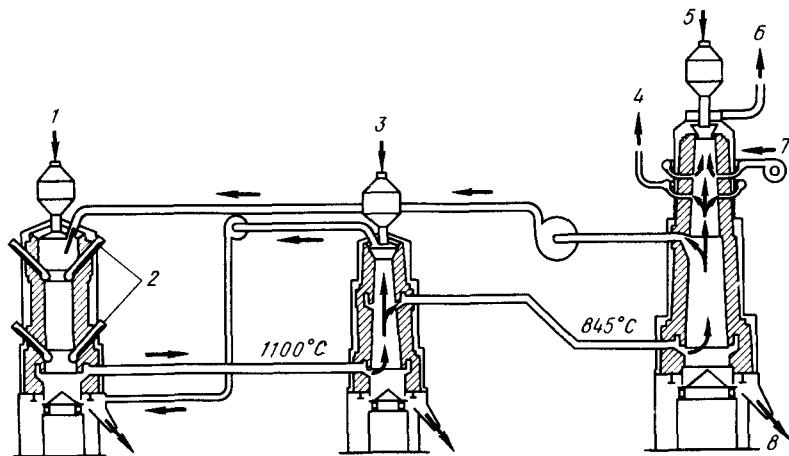


Рис. 1.18. Схема процесса Виберга — Сёдерфорса: 1 — кокс (или мазут); 2 — подвод электроэнергии; 3 — десульфуратор; 4 — избыточный восстановительный газ; 5 — окатыши; 6 — отходящий газ; 7 — воздух; 8 — губчатое железо

вительный газ, имеющий температуру  $\sim 1100^\circ C$ , который затем подвергают десульфурации в другой шахтной печи, заполненной доломитом.

Производительность с учетом возможностей оборудования не превышает  $\sim 25$  тыс. т в год. При этом на 1 т губчатого железа расходуется 150 кг кокса и 900 кВт · ч электроэнергии.

### 1.7.3. Обзор способов восстановления металла в твердом и жидком состояниях

В конце 50-х годов в странах, имеющих сталеплавильное производство, усилились работы в области прямого восстановления железа, причем параллельно испытывали способы, использующие как твердый восстановитель, так и газ. Эти способы восстановления могут быть подразделены на несколько групп: твердым восстановителем во вращающейся печи; твердым восстановителем в шахте с наружным обогревом; газом в шахтной печи; газом в ретортах; газом в кипящем слое; по схеме решетка — вращающаяся печь.

В это же время разрабатывали и восстановительную плавку металла из руды отчасти для специальных металлургических целей, имея в виду обеспечить последовательное восстановление углем руды предварительно в одной (например, во вращающейся) печи и из продукта, полученного на выходе из этой печи, выплавлять в электровосстановительной печи жидкий металл [36—39].

Из всех способов восстановления металла твердым восстановителем во вращающейся печи наибольшее значение приобрели следующие: СП — РН; получения губчатого железа фирмы "Крупп" (Крупп — КОДИР); фирмы "Кавасаки стил"; СДР (способ восстановления в пылевидном состоянии фирмы "Сумитомо"); СПМ (способ предварительного восстановления фирмы "Сумитомо"); ДРК (корпорации "Директ редакшен"); АККАР (способ КОХО) и "Механобрчермет" (СССР).

Здесь следует упомянуть также способы: "Хейвелд" ("Элкем" — "Лурги" — ХСВК); завода "Сибэлектросталь" (СССР); М. Юди ("Стратеджик Юди"); В.П.Ремина (СССР); НПО "Тулачермет" (кипящий шлаковый слой, СССР).

В качестве основного агрегата во многих способах используют принципиально одинаковый восстановительный реактор — вращающуюся печь. Вместе с оксидами железа в печь загружают уголь (или коксовый возврат) в качестве восстановителя и известняк или доломит в качестве десульфуратора. В первой половине печи оксид железа нагревается, из угля отгоняются содержащиеся в нем летучие, а известняк или доломит обжигаются. Во второй половине происходит восстановление до металлического губчатого железа, причем благодаря дополнительным добавкам угля обеспечивается достаточно высокое содержание углерода в шихте и на выходе из печи. В некоторых способах поэтому применяют устройство для вдувания угля, чтобы ввести в шихту дополнительное количество свежего угля, начиная от выхода из печи. Поток газа направлен навстречу потоку шихты [36, 38—42].

Газы, выходящие из шихты, дожигают при помощи ряда воздушных

фурм, распределенных по всей длине печи. При этом количество воздуха, вдуваемое на отдельных участках, определяют по количеству тепла, необходимого для поддержания заданного температурного режима по длине печи.

Направление подачи воздуха через фурмы иногда бывает противоположным направлению потока газов. Имеются различия в конкретном исполнении воздушных фурм, в исполнении и расположении измерительных устройств, с помощью которых обеспечивают управление процессом.

Горячий продукт из вращающейся печи охлаждается в расположенном ниже охладителе (который обычно выполняется в виде вращающегося барабана) до температуры  $< 100^{\circ}\text{C}$ . Снаружи охлаждающий барабан орошается водой, иногда в него дополнительно впрыскивают воду, охлаждая металл в комбинированном режиме.

Вращающаяся печь и охладитель защищены от неконтролируемого проникновения воздуха при помощи уплотнений со шлифованными (притертыми) кольцами. Для загрузки исходного материала и выгрузки готового продукта предусмотрены шлюзы. Охлажденный продукт на грохотах и магнитных сепараторах разделяют на губчатое железо, оборотный восстановитель (возврат) и немагнитную фракцию (рис. 1.19).

Более существенные различия между отдельными процессами имеются в области подготовки исходных материалов. По способам СЛ-РН и КОДИР в восстановительную печь загружают оксид железа только

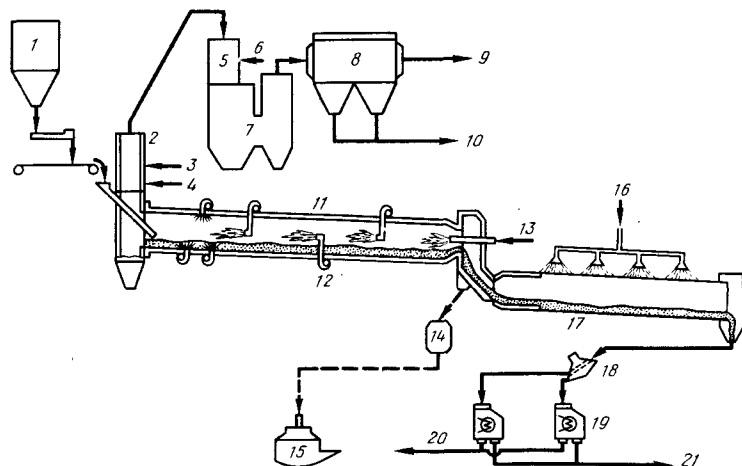


Рис. 1.19. Схема восстановления твердым восстановителем во вращающейся (барабанной) печи, например процесса СЛ-РН:

1 — железная руда, уголь, известняк; 2 — первая камера дожига; 3 — вода; 4 — воздух; 5 — вторая камера дожига; 6 — воздух; 7 — котел-утилизатор; 8 — электрофильтр; 9 — отходящий газ в атмосферу; 10 — пыль; 11 — вращающаяся обжиговая печь; 12 — воздух; 13 — подача угля в воздушном потоке; 14 — горячая завалка; 15 — электропечь; 16 — вода; 17 — вращающийся охладитель; 18 — грохочение; 19 — магнитная сепарация; 20 — губчатое железо; 21 — отходы (хвосты)

в кусковой форме (окисленные окатыши, кусковую руду или их смеси) с возможно более точным контролем гранулометрического состава и соотношения между оксидом и углеродсодержащим материалом. В способах, предназначенных для переработки металлургической пыли, оксиды в виде сырых окатышей предварительно упрочняются на решетке, расположенной непосредственно перед входом (загрузкой) во вращающуюся печь.

Отходящие из вращающейся печи газы иногда после дожига (с использованием их тепла) охлаждают, очищают и затем выбрасывают в атмосферу. Пыль, уловленная на фильтрах, и шлам содержат большие количества свинца и цинка, достаточные для их извлечения на последующем этапе переработки.

В принципе, по группе способов восстановления твердым восстановителем можно заключить, что способы восстановления во вращающейся печи допускают широкое варьирование условий работы. Можно перерабатывать различные руды, значительно различающиеся и по химическому, и по гранулометрическому составу, что позволяет решать специальные задачи. То же самое относится и к углеродсодержащему материалу: здесь можно применять и коксовую мелочь, и уголь всех марок вплоть до лигнита.

Эксплуатация таких агрегатов, однако, показывает, что процессом восстановления необходимо управлять достаточно точно, и это предъявляет высокие требования к измерительным приборам и регулируемому оборудованию. Длительное время работы без неполадок возможно только при хорошей подготовке шихты, точном дозировании и надежном измерении температуры, состава газа и расхода воздуха.

Производительность одной линии технологических агрегатов ограничена, отчасти и по механическим причинам. Во вращающихся печах диаметром  $> 5$  м критическим фактором является стойкость огнеупорной футеровки. К тому же условия теплопередачи в такой печи менее благоприятны, чем, например, в шахтной, вследствие чего с повышением диаметра печи температура газа (при заданной температуре шихты) неизбежно должна быть более высокой. Четкие пределы ставятся и температурой размягчения шихты, зависящей от используемого исходного сырья. Если эта температура будет превышена, то произойдет неконтролируемое настывеобразование и агломерация материалов, что вынудит прекратить работу.

Несмотря на высокие требования к исполнению всех деталей и к управлению режимом работы, в техническом отношении восстановительные агрегаты с вращающейся печью несложны и весьма надежны.

Особое положение здесь занимают способ АККАР (рис. 1.20), разработанный в конце 60-х годов фирмой "Аллис Чалмерс", а также способ института "Механобрчермет". В качестве восстановительного реактора здесь тоже применяют вращающуюся печь. Особенно характерно первоначально намеренное использование только углеводородов (природного газа или мазута), которые через систему сопел впрыскивают в печь под слой шихты.

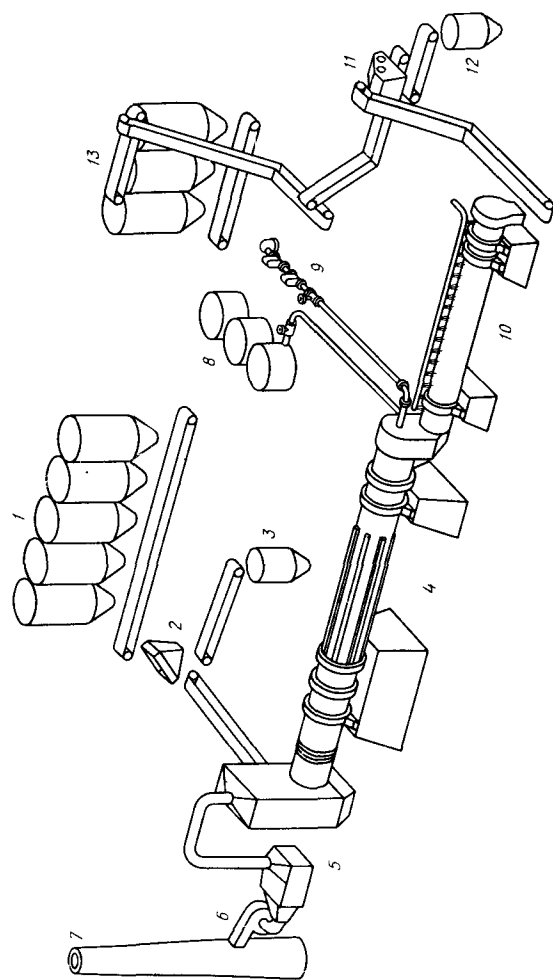


Рис. 1.20. Схема процесса АККАР (реактор с контролируемой атмосферой фирмы "Аллис Чалмерс"<sup>1</sup>): 1 — расходные бункера с шихтой; 2 — грохочение; 3 — бункер для мепочи; 4 — реактор с контролируемой атмосферой; 5 — скруббер; 6 — эксгаузер; 7 — дымовая труба; 8 — подвод мазута; 9 — подвод газа; 10 — охладитель; 11 — магнитная сепарация; 12 — бункер для немагнитной фракции; 13 — силосы с готовым продуктом

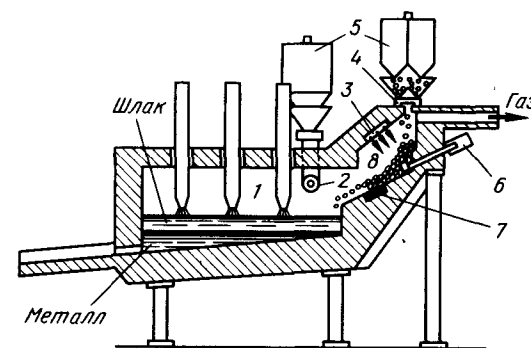


Рис. 1.21. Схема электропечи для получения литого железа из руды по методу В.П.Ремина:  
1 — камера восстановления; 2 — устройство для подачи восстановителя; 3 — кессон для подачи воздуха; 4 — питатели; 5 — контейнеры; 6 — пневматический толкатель; 7 — подовый электронагреватель шихты; 8 — камера подготовки

1.22). Они были независимо разработаны в конце 40-х — начале 50-х годов. По этим способам руду, уголь и известняк нагревали и частично восстанавливали отходящим газом из расположенной далее по потоку восстановительной электропечи (степень восстановления руды достигала 30–60 %).

Суть способа В.П.Ремина была им сообщена на конференции по физико-химическим основам производства стали (26–30 января 1949 г.) и краткая информация о ней опубликована в трудах этой конференции [67]. О способе М.Юди<sup>1</sup> подробно рассказано в работе [70].

Вращающаяся печь (М.Юди) не имела подвода воздуха через корпус, следовательно, был предусмотрен только один подвод тепла со сторо-

<sup>1</sup> Пат. 280980 (США), 1958.

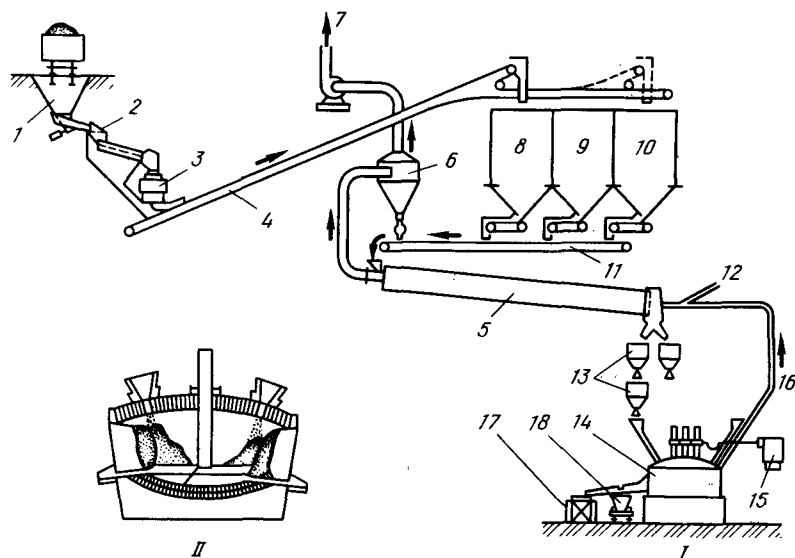


Рис. 1.22. Схема процесса "Стратеджик Юди":

I — обычная низкошахтная электродпечь; II — печь, применяемая в процессе "Стратеджик Юди"; 1 — бункер подачи шихтовых материалов; 2 — вибрационный грохот; 3 — дробилка; 4 — ленточный конвейер с расходным бункером; 5 — вращающаяся печь; 6 — пылеотделитель (циклон); 7 — выход газа; 8—10 — расходные бункера руды, добавок, угля соответственно; 11 — ленточный конвейер от дозаторов шихтовых материалов; 12 — подвод добавочного топлива и воздуха; 13 — дозирование шихты в электродпечь; 14 — электродпечь; 15 — печной трансформатор; 16 — газ; 17 — жидкий передельный чугу́н; 18 — шлак

ны выгрузки из печи. Предварительно восстановленный материал вместе с прокаленным углем загружали через футерованную течку (воронку) в дуговую печь, где происходило окончательное восстановление металла и его плавление. Для управления балансом углерода был предусмотрен дополнительный подвод угля через отверстия в корпусе печи (с помощью черпаков). Это делалось для того, чтобы в электродпечь поступал только прокаленный углеродсодержащий материал.

Печь В.П.Ремина "глетчерного" или шахтного типа состояла из двух частей: "глетчера" — наклонного пода или шахты, предназначенных для использования тепла отходящих из электродпечи газов для нагрева, восстановления до вюстита и плавления шихты; электродпечи, предназначенной для восстановления руднофлюсового расплава углеродом полукокса до жидкого железа (низкоуглеродистой стали). Ниже описаны результаты испытаний технологии прямого получения стали в печи "глетчерного" типа.

Непрерывно загружаемая в печь смесь из руды (54 % железа в виде гематита крупностью 50 мм) и извести (из расчета основности шихты  $\text{CaO/SiO}_2 > 2$ ) нагревались до 400–500 °С на наклонном поду (или в

шахте с перекрестным теплообменом) пламенем от сжигания отходящего из электродпечи газа и методически сталкивалась механическими толкателями в ванну (площадью 25 м<sup>2</sup>) дуговой электродпечи (5 МВ·А, 120–267 В), имевшей линейное расположение трех электродов диаметром 300 мм. Здесь шихта расплавлялась и металл восстанавливался из оксидного расплава углеродом полукокса (7 % золы; 0,3–0,4 % серы; крупность < 30 мм), подававшегося питателем через отверстие в своде печи.

За время испытания (500 плавов общей массой ~ 4000 т) конечный состав металла и шлака изменялся в следующих пределах, %:

C	P	S	Si и Mn	FeO	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO
0,05–0,5	0,005–0,018	0,02–0,04	Сл.	10–20	15–20	40–50	8–10

Были получены следующие технико-экономические показатели на производство 1 т металла: расход руды 2,2 т; извести 0,64 т; полукокса 0,4 т; электроэнергии 3500 кВт·ч; извлечение железа 82 %; суточная производительность 35 т.

Важнейшими проблемами, неразрешенными в процессе испытания способа В.П.Ремина, как и способа М.Юди, явились подвод тепла в зону реакции восстановления железа углеродом из оксидного расплава в начале процесса и подвод оксидов железа в зону реакции при его завершении. Реакция  $(\text{FeO}) + \text{C}_{\text{тв}}$  (или  $[\text{C}]$ ) =  $\text{Fe}_{\text{ж}}$  +  $\text{CO}_{\text{газ}}$  является сильно эндотермической, что приводит к охлаждению расплава. Кусочки восстановителя, отягченные корольками восстановленного железа (или капли восстановленного науглероженного железа), все глубже погружаются в оксидный расплав, охлаждая и вспенивая его вокруг себя реакционным монооксидом углерода. Этот процесс, бурный при умеренной подаче восстановителя, становится неуправляемым при его избытке, так как, погружаясь до нижних слоев, он превращает в пену весь находящийся в ванне оксидный расплав. Пена фонтанами бьет из электродных отверстий и загрузочных устройств, электрические дуги, поднимаясь вместе с пеной, горят под сводом, вызывая ток, близкий к короткому замыканию, плавка прекращается по воле оператора или в результате автоматического отключения.

Подача восстановителя, исключая катастрофическое вспенивание, обеспечивала восстановление до 0,22 т/ч железа на 1 м<sup>2</sup> поверхности руднофлюсового расплава. Снижение удельной производительности было особенно заметно при достижении содержания оксидного железа в шлаке < 15 %. В это время возникала вторая проблема — замедление процесса восстановления из-за уменьшения поверхности контакта и концентрации реагентов; интенсивность кипения шлаковой ванны снижалась, а вязкость шлака возрастала.

Таким образом, интенсификация процесса восстановления железа из оксидного расплава возможна при обеспечении подвода в зону реакции энергии в начале процесса и оксида железа при его завершении.

Способ Н.А.Ярхо, И.Ю.Кожевникова (1959 г.) состоит в восстановлении железа из рудоугольных брикетов или окатышей в кипящем шлаковом слое (КШС) [73]. Рудоугольные окатыши, содержащие стехио-

метрическое и большее количество углерода, загружали в кипящую ванну мартеновской печи (опыты проводили на 10-т печи), где они нагревались и восстанавливались. Тепло сжигаемого над ванной реакционного монооксида углерода использовали для процесса. Восстановление железа в основном завершалось в твердом состоянии и только часть оксида железа переходила в шлак. Проблемы этого способа близки к проблемам способов В.П.Ремина и М.Юди. Здесь также интенсивность восстановления определялась подводом тепла в шлаковую ванну и достигала 3,7 т железа на 1 м<sup>2</sup> поверхности ванны в сутки, т.е. была близка к производительности упомянутых способов. Содержание железа в конечном шлаке и при этом способе оставалось большим (до 20 %), извлечение железа соответственно составило 80–90 %, что объясняется высоким окислительным потенциалом греющего факела. Расход тепла достигал > 20 ГДж на 1 т жидкого металла.

Способ "Элкем" с вращающейся печью был разработан примерно в середине 50-х годов. При этом способе в печь загружали руду, уголь и в случае необходимости известняк, которые подвергались нагреву, предварительному восстановлению и обжигу. Горячий продукт, выгружаемый из печи, доставляли в транспортных контейнерах к рудовосстановительной электропечи и загружали в нее через специальный бункер, расположенный над печью. Количество углерода, необходимого для полного восстановления железа, подавали во вращающуюся печь. Газ из электропечи, богатый монооксидом углерода, первоначально сжигали на свече, а отопление вращающейся печи было независимым.

В ЮАР на заводе фирмы "Хайвелд стил энд ванадий корп." с конца 60-х годов успешно эксплуатируют усовершенствованный вариант этого процесса, который постепенно был внедрен на 14 установках. Применяемый на этом заводе ванадийсодержащий титаномagnetит непригоден для передела в доменных печах. Благодаря сравнительно большому доходу от дополнительного производства ванадия такой технологический маршрут на данном заводе остается экономически выгодным вот уже в течение почти двух десятилетий. Вращающиеся печи фирмы "Лурги", работающие в прямотоке, отапливаются мелким углем и дополнительно отходящим газом от электропечи со стороны их загрузки. Воздушные фурмы, расположенные по длине печи, обеспечивают дожигание газа, образующегося в самой вращающейся печи (летучих из коксующего угля и реакционного газа), чем достигается равномерный температурный режим.

В рудовосстановительной электропечи при плавке предварительно восстановленной руды ванадий переходит в чугун, а титан — в шлак. Затем при обработке в ковше получают ванадиевый шлак, а передельный чугун перерабатывают на сталь.

Другие такие установки были построены на заводе в Скопле (СФРЮ) в первую очередь для производства ферромарганца и ферроникеля.

В СССР в 1960–1966 гг. был разработан и используется до сих пор способ, похожий на способ "Элкем" и отличающийся от него тем, что восстановление руды во вращающейся печи заканчивают при степени

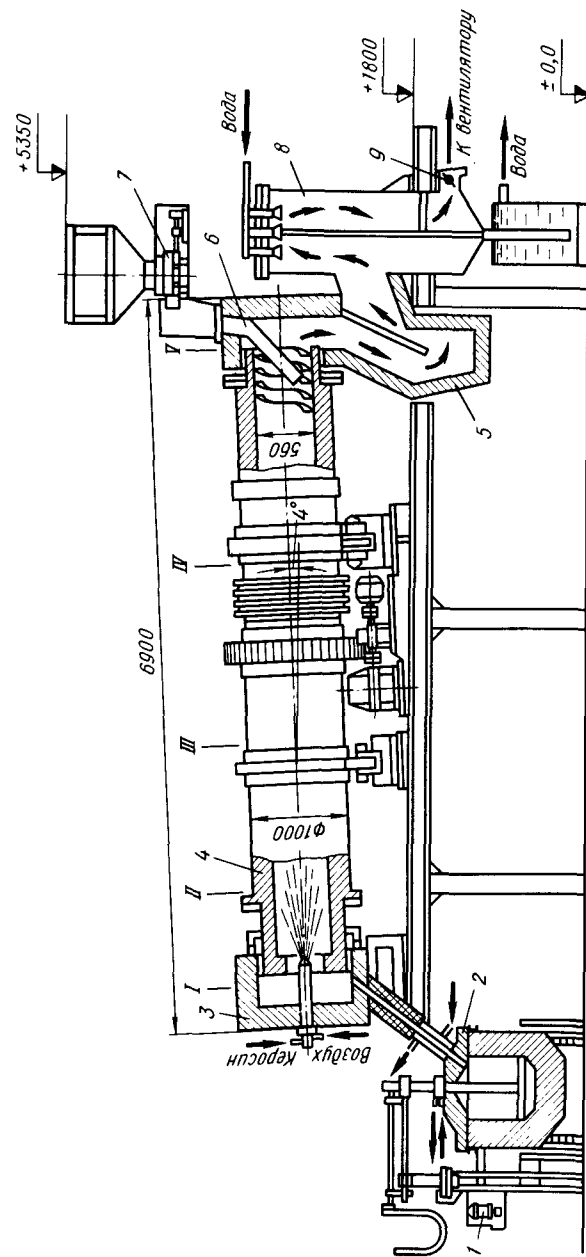


Рис. 1.23. Крупнокалорийная установка трубчатая печь — электропечь (I — V — места установки термопар):

1 — механизм перемещения электродов; 2 — электропечь; 3 — разгрузочная головка; 4 — трубчатая печь; 5 — пылеуловитель; 6 — те-  
ке; 7 — питатель; 8 — скруббер; 9 — регулятор давления

металлизации железа  $> 90\%$  и плавят из горячего губчатого железа в электропечи с открытой дугой не чугуны, а сталь. Этот способ был реализован в установке вращающаяся печь — электропечь завода "Сибэлектросталь". Эта установка (как и советские установки БМК и ЗМЗ) была использована для проведения испытаний проб окисленных окатышей, предназначенных для разработки технологии ОЭМК. Поэтому ее схема и технология описаны более подробно. Исследования проводили в крупнолабораторной и полупромышленной вращающихся печах [78–83].

Крупнолабораторная печь (рис. 1.23) с внутренним диаметром 0,75 и длиной 6 м имела угол наклона к горизонту  $4^\circ$  и могла вращаться с частотой до  $3 \text{ мин}^{-1}$ . Ее отапливали центральной керосиновой горелкой или путем сжигания реакционных газов и части угля воздухом, подаваемым через центральную фурму в разгрузочной головке печи. В некоторых случаях воздушное дутье обогащали кислородом.

Исходную шихту (рудоугольные или рудные окатыши, известняк и уголь) подавали из бункера в загрузочную головку трубчатой печи. Металлизированная горячая шихта из разгрузочной головки через водоохлаждаемую течку поступала в электропечь.

Полупромышленная вращающаяся печь также входит в состав агрегата для получения жидкого металла (рис. 1.24); она имеет внутренний диаметр 3 м, длину 21 м, угол наклона к горизонту  $2^\circ$ , частоту вращения  $0,2\text{--}1,5 \text{ мин}^{-1}$ . Воздух в печь подают через пять фурм, из которых три (периферийные) установлены на ее кожухе и по одной (цент-

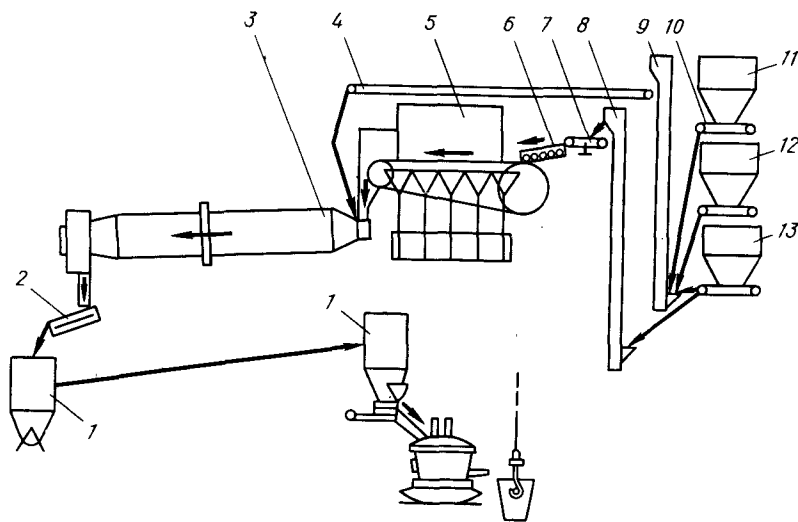


Рис. 1.24. Схема полупромышленной установки для производства бескоксовой электростали завода "Сибэлектросталь":

1 — конвейер; 2 — устройство для удаления золы из металлизированных окатышей; 3 — трубчатая печь; 4 — транспортер; 5 — конвейерная обжигочная машина; 6 — ролико-укладчик; 7 — гранулятор; 8, 9 — элеваторы; 10 — питатели; 11–13 — бункера известняка, концентрата и угля

ральные) в разгрузочной и загрузочной головках печи. В качестве дополнительного топлива используют мазут, холодный или горячий ( $600^\circ\text{C}$ ) тонкодисперсный буроголистый полукокс, нагретую до  $200^\circ\text{C}$  сухую буроголистую пыль, которые могут быть поданы в печь через горелки, установленные в ее головках. Кроме того, в различные время были опробованы устройства для подачи по длине печи буроголистого полукокса под слой шихты и бурого угля в три точки через спиральные течки и отверстия в футеровке и забрасыванием с помощью воздуха через горячий конец печи на слой шихты.

Печь может работать как при противоточном, так и прямоточном движении материалов и газов. При противотоке шихтовые материалы подают через загрузочную головку, а дополнительное топливо и воздух — через разгрузочную. При прямотоке дополнительное топливо и воздух подают через загрузочную головку. Периферийные фурмы работают в любом случае. Уголь, известняк и иногда окатыши подают в печь в холодном состоянии. Обычно окатыши используют в горячем состоянии ( $800\text{--}1000^\circ\text{C}$ ) непосредственно после окислительного обжига на сочлененной с трубчатой печью конвейерной машине площадью нагрева  $6,4 \text{ м}^2$  или после нагрева в шахтном подогревателе. Конструкция обжигочной машины аналогична конструкции конвейерной печи для металлизации рудоголистых окатышей [83].

При противотоке отходящий газ подается на конвейерную машину или шахтный подогреватель и далее поступает на газоочистку. При прямотоке весь газ после предварительного охлаждения водой поступает на газоочистку. Температуру газа по длине вращающейся печи контролируют с помощью термпар. Непрерывно контролируют расходы воздуха и дополнительного топлива, а также давление газа.

Способы восстановления твердым восстановителем (в твердой фазе) в шахте с наружным обогревом не нашли широкого применения, хотя они, бесспорно, важны для получения небольших количеств губчатого железа. Старейшим из двух промышленно применявшихся способов является способ "Эчеверрия", разработанный в конце 50-х годов в Легаспии (Испания).

Кусковую руду или окатыши загружают в непрерывно работающую шахту из жаростойкой стали вместе с антрацитом и известняком. В верхней части шахты эти материалы подогреваются восстановительными газами, а в восстановительной зоне руда восстанавливается при температуре  $\sim 1050^\circ\text{C}$ . Тепло, требуемое для восстановления, подводится в столб шихты снаружи через стальной корпус, обогреваемый газовым факелом. В нижней части шахты продукт охлаждается косвенным способом водой. Принцип косвенной теплопередачи в восстановительной зоне ограничивает размеры шахты, что ставит предел и возможной производительности. Срок службы шахты тоже ограничен. Даже при потребности в губчатом железе 20 тыс. т в год требовалось 20 шахтных печей, вследствие чего в цехе было занято большое число работающих.

Фирма "Даниэли" (Буттрио, Италия) разработала в конце 70-х годов способ "Кинглор-Метор" (рис. 1.25), который по сути является усо-



вершенствованием способа "Эчеверрия". Решающими факторами, обеспечивающими экономичность процесса, были: изменение формы восстановительной шахты (которую выполнили прямоугольной), разделение

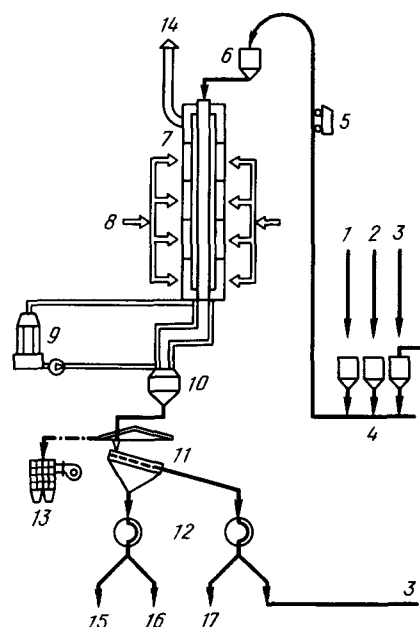


Рис. 1.25. Схема процесса "Кинг-лор-Метор":  
1—руда; 2—восстановитель; 3—оборотный уголь; 4—подготовка смеси шихтовых материалов; 5—загрузочная тепежка; 6—шихтовая смесь; 7—шахтная печь; 8—отопление шахтной печи по зонам; 9—охлаждающее устройство; 10—выгрузка (губчатого железа); 11—грохочение; 12—магнитный сепаратор; 13—отсос пыли; 14—отходящие газы; 15 и 16—магнитная и немагнитная мелкая фракция; 17—губчатое железо

обогреваемой области на зоны, применение карбида кремния в качестве материала корпуса шахты и использование модульной конструкции. Здесь тоже нагревали в верхней части шахты кусковую руду, уголь и известняк, восстанавливали руду в восстановительной зоне при температуре  $\sim 1050^\circ\text{C}$  и охлаждали полученный продукт в нижней зоне косвенным способом.

Разделение материала, выгружаемого из печи, осуществляли грохочением и магнитной сепарацией; затем неиспользованную часть углеводородителя здесь тоже возвращали обратно в шихту.

По удельным капиталовложениям и эксплуатационным расходам этот способ вполне может конкурировать с процессами, обуславливающими производительность  $\geq 300$  тыс. т продукции в год, хотя агрегаты этого типа соответствуют по производительности (20 тыс. т) сталеплавильным мини заводам.

#### 1.7.4. Восстановление кусковой шихты газом [ 36, 37—40, 44 ]

Получение губчатого железа в больших объемах впервые стало возможным во второй половине 50-х годов, когда была сооружена первая установка фирмы "Охалата и Ламина" (Хил) в Монтеррее, Мексика. После так называемого процесса "Хил-I" (рис. 1.26) в промышленности появилось еще пять процессов, которые смогли стать альтернативой для традиционной технологии производства стали: "Мидрекс", "Пурофер", "Армко", НСК ("Нихон стил корп.", Япония) и "Хил-III".

При разработке этих процессов основным стимулом было стремление получать железо (сталь) без применения коксующегося угля, который становился все более дефицитным, и создавать промышленные металлургические агрегаты без таких больших капиталовложений, какие необходимы в обычной коксовой металлургии.

Особо благоприятное влияние на развитие этих процессов в Мексике, США и Венесуэле оказала доступность углеводородов по дешевым ценам, в частности природного газа. В этих районах сталь была очень нужна для развития экономики, были открыты месторождения железных руд с достаточными запасами, имелось сталеплавильное производство на основе лома, но кокс или коксующийся уголь для работы по схеме с доменной печью приходилось импортировать.

Поскольку все эти процессы достаточно широко известны, здесь следует только отметить некоторые характерные различия между ними и попытаться объяснить, почему они получили такое разное признание.

Общим для всех процессов этой группы является то, что оксид железа в форме кусковой руды или окатышей или их смеси вводят в восстановительный реактор. При этом оказалось, что для точного управления работой реактора очень важное значение имеют гранулометрический состав, восстановимость или химический состав (содержание двухвалентного железа  $\text{Fe}^{2+}$ , основность и т.д.), склонность к слипанию, склонность к разрушению, прочность на сжатие. Только специальная подготовка сырых материалов могла обеспечить удовлетворительный режим работы агрегатов и высокий коэффициент их использования.

Другим общим признаком технологических процессов рассматриваемой группы является применение природного газа для получения восстановительного газа, хотя во всех этих процессах может применяться (а отчасти и применяется) также и альтернативное сырье — нефть, коксовый газ и уголь (после его газификации). Однако по соображениям экономичности и (или) надежности эксплуатации основным сырьем при проектировании установок все же считался природный газ.

Общим для всех способов, кроме "Хил-I", является применение шахтной печи, причем только по способу "Мидрекс" удалось применить динамический газовый затвор без движущихся конструктивных элементов, а во всех остальных процессах используют повышенное давление газа в системе, вследствие чего нужны шлюзы для руды (аналогичные засыпным аппаратам доменных печей) и соответствующие устройства для выгрузки готового продукта.

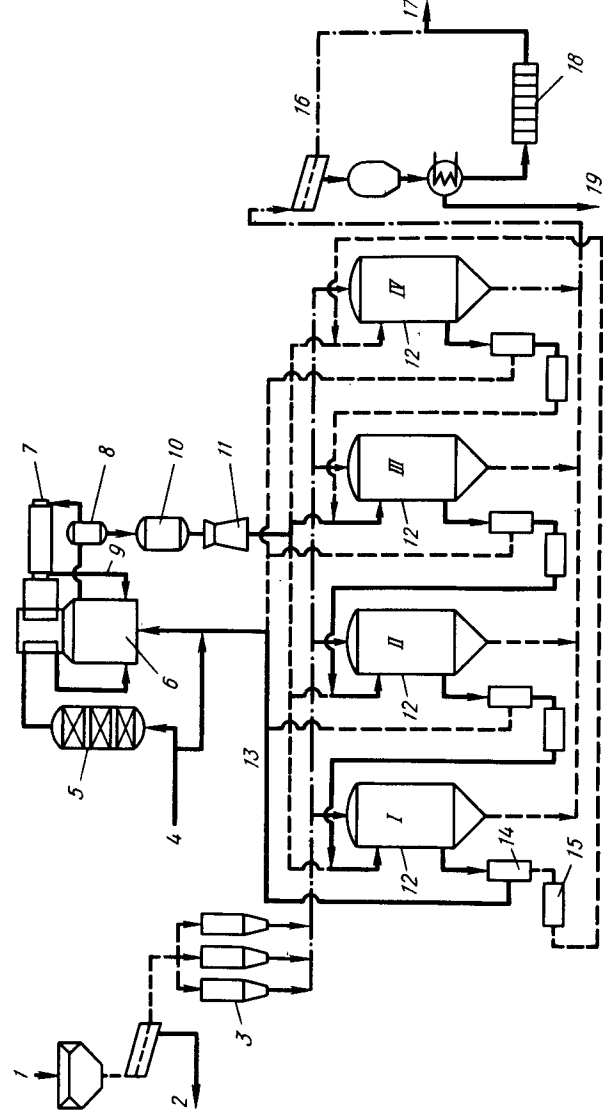


Рис. 1.26. Схема процесса Хил-1:  
1 — кусковая руда; 2 — рудная мелочь на агломерацию; 3 — сортированная кусковая руда; 4 — природный газ; 5 — очистка природного газа от серы; 6 — газовый риформер; 7 — паровая барбан; 8 — питательная вода котла; 9 — водяной пар; 10 — воздушный холодильник и водоотделитель; 11 — градирня; 12 — реторты (I—IV); 13 — колошниковый газ; 14 — водоотделитель; 15 — подогреватель; 16 — кусковая руда; 17 — губчатое железо в сталеплавильный цех; 18 — брикетирование мелочи губчатого железа; 19 — немагнитная фракция

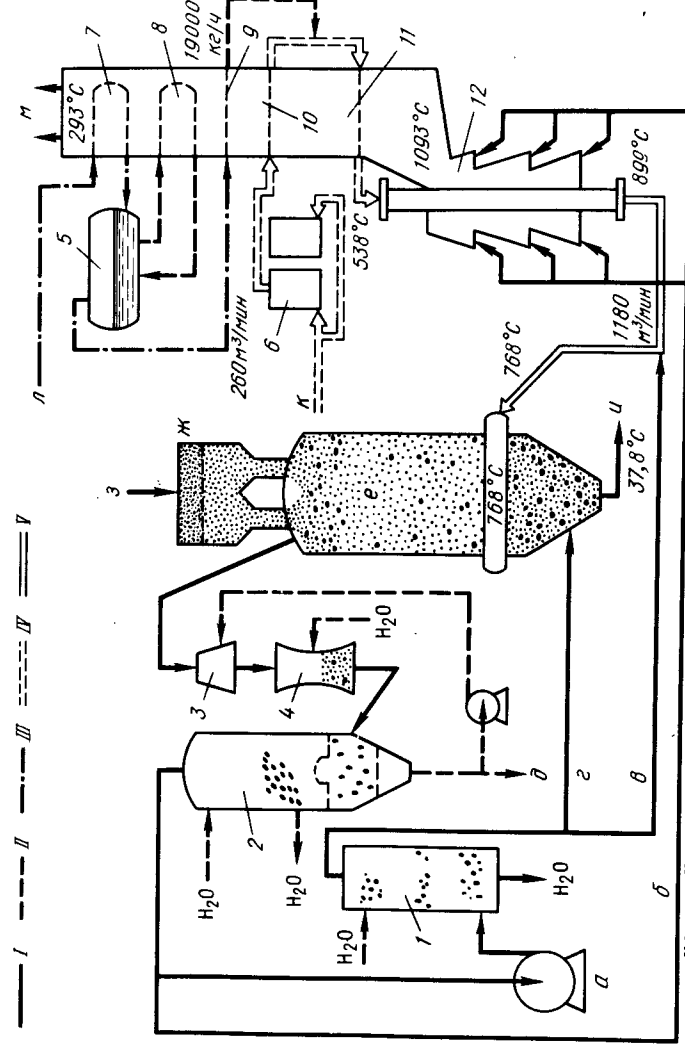


Рис. 1.27. Схема процесса "Армко":  
I — колошниковый газ; II — охлаждающая и промывочная вода; III — котловая вода и пар для получения технологического газа; IV — природный газ; V — технологический газ; а — компрессор колошниковых газов (800 м<sup>3</sup>/мин при нормальных условиях); б — отопительный газ (колошниковый); в — газ с контролируемой температурой; г — охлаждающий газ; д — к осветлитель; е — шахтная печь; ж — загрузочный бункер; з — кусковая руда или окатыши, 1360 т/сут; и — производящий 990 т/сут; к — технологический газ; л — питание котловой водой; м — отходящий газ; 1 — холодильник для сжатого газа; 2 — охладитель колошниковых газов; 3 — увлажнитель; 4 — Вентури-Скруббер; 5 — барабан парового котла; 6 — устройство для очистки газа от серы; 7 — подогреватель питательной воды; 8 — паровой котел; 9 — пароперегреватель; 10 — подогреватель природного газа; 11 — подогреватель пара и природного газа; 12 — паровая конверсия метана

Охлаждение губчатого железа по способам "Мидрекс", НСК и "Хил-III" осуществляется в соответствующей зоне (по способу НСК — в отдельном резервуаре) циркулирующим потоком охлаждающего газа. Содержание углерода в готовом продукте определяется химическим составом этого циркулирующего газа. По способу "Армко" (рис. 1.27) охлаждающий газ вместе со свежим восстановительным газом поступает в зону восстановления.

В системе шахтной печи по способу "Пурифер" и НСК никакого охлаждения не предусматривается. Горячий готовый продукт выгружают в закрываемые резервуары и в них доставляют к установке горячего брикетирования; можно также загружать губчатое железо в горячем виде непосредственно в электропечи.

С 1983 г. и в процессе "Мидрекс" в качестве варианта предусмотрена выдача продукта из восстановительной печи через шлюз без охлаждения с последующим горячим брикетированием. Получение губчатого железа в брикетированной форме оказывается все более выгодным, потому что при этом удается удачно решить проблемы, связанные с его транспортировкой на большие расстояния (самовозгорание, выделение пыли).

Для получения восстановительного газа из природного применяют различные системы; так, по способам "Хил-I", "Армко" и "Хил-III" используют конверсию паром (паровой риформинг), хорошо зарекомендовавшую себя в нефтехимии. При этом подводимый газ должен быть достаточно полно очищен от серы [доля серосодержащих компонентов не должна превышать  $10^{-4}$  % (объемн.)], чтобы кристаллизатор в паровых риформерах (на никелевой основе) не был отравлен.

Газ, использованный в восстановительной шахте, не поступает в оборотный цикл (по способу "Хил-III" в оборотный цикл вводится лишь небольшая его часть), но используется для обогрева риформера (парового конвертера) и выработки пара. Чтобы получить высокий восстановительный потенциал газа после паровой конверсии, нужно поддерживать возможно более низкое отношение пар — углерод (способ "Армко"); другой способ достижения той же цели заключается в обезвоживании конвертированного газа путем его охлаждения (для конденсации влаги) с последующим нагревом (способы "Хил-I" и "Хил-III").

По способу НСК (рис. 1.28) газ, полученный паровой конверсией, смешивается с циркулирующим колошниковым газом, причем благодаря конденсации влаги и отмывки от  $\text{CO}_2$  из колошникового газа получается высококачественный восстановительный газ.

В процессе "Мидрекс" (рис. 1.29) применен принцип конвертирования диоксидом углерода с рециркуляцией колошникового газа. Диоксид углерода, содержащийся в колошниковом газе, вместе с его остаточной влагой (при промывке колошникового газа в скруббере водой в нем задается определенное содержание  $\text{H}_2\text{O}$ ) используются как кислородоносители для конверсии природного газа.

По всем способам рассматриваемой группы для оптимизации расхода энергии применяют более или менее глубокий теплообмен для утили-

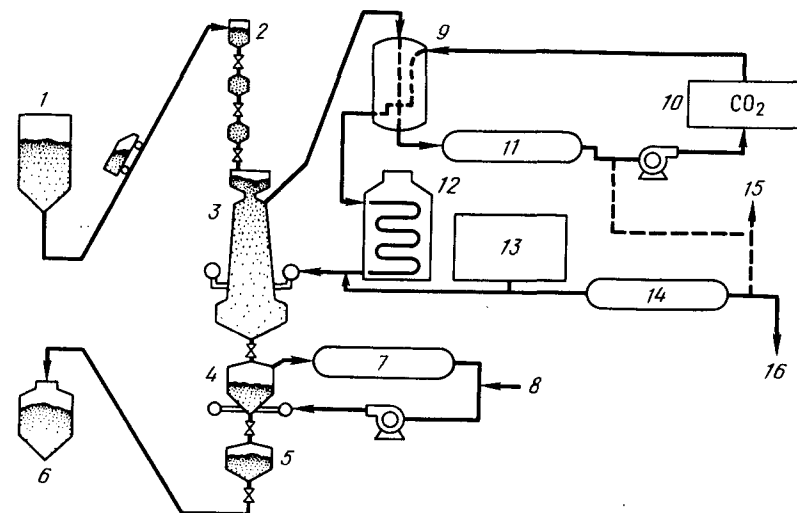


Рис. 1.28. Схема процесса НСК (корпорации "Нихон стил"):  
1 — бункер с шихтовыми материалами; 2 — загрузочное оборудование; 3 — шахтная печь; 4 — камера охлаждения; 5 — камера выгрузки готового продукта; 6 — бункер готового продукта; 7 — пылеотделитель; 8 — охлаждающий газ; 9 — теплообменник; 10 — скруббер для отмывки от  $\text{CO}_2$ ; 11 — пылеотделитель; 12 — газоподогреватель; 13 — генератор газа; 14 — пылеотделитель; 15 — избыточный газ на утилизацию; 16 — газ на свечу

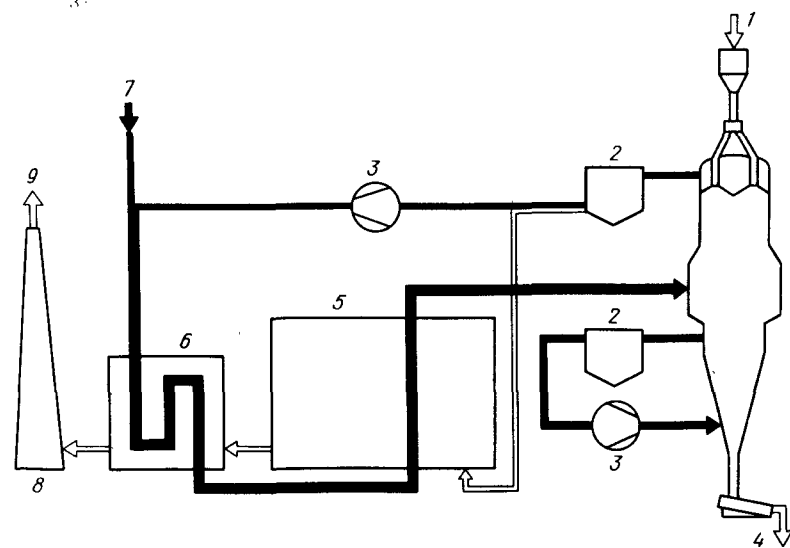


Рис. 1.29. Схема варианта процесса "Мидрекс" с использованием окисленных окатышей (или кусковой руды):  
1 — окисленные окатыши; 2 — скруббер; 3 — компрессор; 4 — губчатое железо; 5 — риформер; 6 — рекуператор; 7 — природный газ; 8 — дымовая труба; 9 — отходящий газ

лизации отходящего тепла. Впрочем, при конверсии диоксидом углерода по способам этой группы можно получить самый низкий расход энергии.

В процессе "Пурофер" (рис. 1.30) для получения восстановительного газа из природного применен регенеративный принцип. Пока один из горизонтальных регенераторов нагревается за счет сжигания колошниково-го газа с добавкой природного до температуры  $\sim 1400^{\circ}\text{C}$ , во втором регенераторе происходит превращение смеси колошниково-го газа с природным в восстановительный газ. В расположенной далее камере охлаждения температуру восстановительного газа устанавливают на уровне  $950 \pm 10^{\circ}\text{C}$ . При таком крекинге природного газа при высокой температуре требуется лишь небольшая масса катализатора, нечувствительного к сернистым компонентам, содержащимся в природном или колошниковом газе.

В качестве варианта в процессе "Пурофер" предусмотрено получение восстановительного газа из такого углеродоносителя, как тяжелый мазут, который расщепляют путем частичного окисления (по способу "Тексако") и затем отмывают в скруббере от  $\text{CO}_2$  (моноэтанол-амином), как и колошниковый газ, а после очистки подогревают в газоподогревателе до температуры восстановления.

По старейшему из процессов рассматриваемой группы ("Хил-1") в восстановительном аппарате, как известно, применяют неподвижный слой. Шихту нагревают циклически в четырех ретортах и последовательно подвергают предварительному восстановлению, полному восстановлению, охлаждению и науглероживанию; затем материал выгружают и реторты наполняют новой порцией. Циклический процесс требует, кроме сравнительно большого расхода тепла, и значительные из-

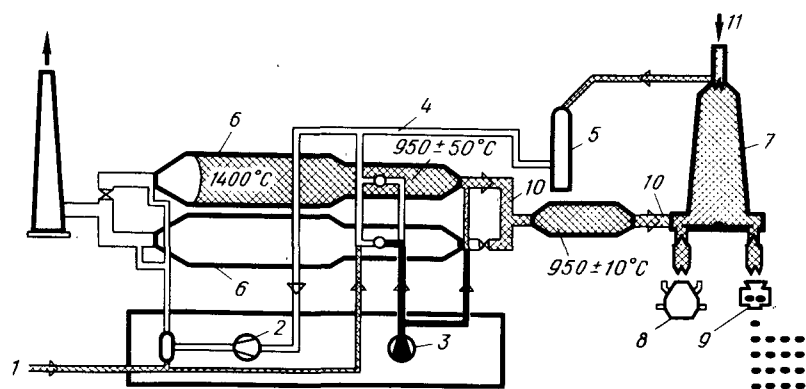


Рис. 1.30. Схема процесса "Пурофер" на основе природного или коксового газа:  
1 – природный газ (допустимо содержание  $H_2S$  до 0,003 %); 2 – компрессор; 3 – вентилятор для воздуха горения; 4 – копошниковый газ; 5 – скруббер; 6 – газовый риформер (конверсия природного газа); 7 – шахтная печь; 8 – контейнер для горячего губчатого железа; 9 – горячие брикетирование; 10 – восстановительный газ; 11 – кусковая руда или окатыши

держки на аппаратурную оснастку, что неблагоприятно сказывается на коэффициенте использования оборудования и эксплуатационных затратах. Поэтому фирма "Охалата и Ламина" с середины 70-х годов начала работать над созданием непрерывного процесса, который к концу 70-х годов получил известность как процесс "Хил-III".

Наибольшее развитие получили процессы "Хил-1" и "Мидрекс"; на их долю в сумме приходится более 80 % всех мощностей установок прямого восстановления в мире. Двум этим процессам принадлежит и соответственно наиболее высокая доля фактически выпускаемого губчатого железа.

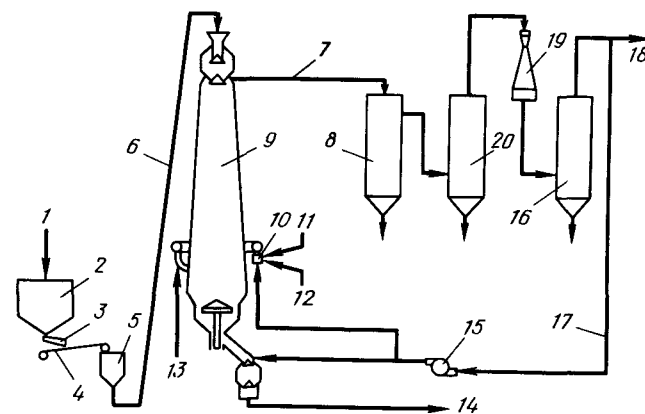
На установках прямого восстановления, проекты которых будут реализованы в ближайшем будущем, предполагается осуществление процессов "ХиЛ-III", "Мидрекс" и НСК.

*Шахтная печь комбината "Запорожсталь" [71, 72]*

Проект установки для прямого получения железа из руд на комбинате "Запорожсталь" был разработан в 1961 г. институтом "Укргипромез". Строительство установки было начато в 1965 г. и окончено в 1966 г.

Установка предназначалась для проведения опытно-промышленных испытаний и уточнения параметров и показателей технологии производства губчатого железа в шахтной печи с помощью восстановительного газа, полученного кислородной конверсией природного газа в газокислородной горелке.

Проектная аппаратурно-технологическая схема установки комбината "Запорожсталь" представлена на рис. 1.31, а схема печи — на рис. 1.32.



**Рис. 1.31. Схема процесса подучения губчатого железа на установке комбината "Запорожсталь".**

1 — окисленные окатыши; 2 — приемный бункер; 3 — вибропитатель; 4 — конвейер; 5 — весовая воронка; 6 — скиповый подъемник; 7 — копошниковый газ; 8 — пылеуловитель; 9 — шахтная печь; 10 — газо-кислородная горелка; 11 — кислород; 12, 13 — природный газ; 14 — металлизированное сырье; 15 — компрессор; 16 — водоотделитель; 17 — чистый копошниковый газ; 18 — газовая сеть завода

Загрузку печи осуществляют с помощью скипового подъемника и двухконусного засыпного устройства. Шихта поступает в приемную воронку, откуда при опускании верхнего конуса сыпается в межконусное пространство, а при опускании нижнего конуса — в печь.

Охлаждение губчатого железа ведут возвратным газом в нижней части печи, откуда оно с помощью разгрузочного устройства непрерывно подается в бункер-копильник, из которого периодически выгружается в контейнер.

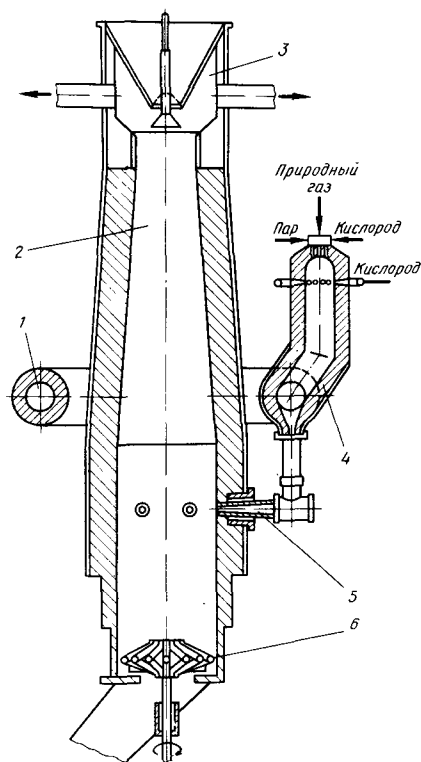


Рис. 1.32. Схема шахтной печи комбината "Запорожсталь": 1 — коллектор конвертированного газа; 2 — шахта печи; 3 — засыпной аппарат; 4 — горелка кислородной конверсии; 5 — фурма; 6 — разгрузочный аппарат

Конверсию природного газа осуществляют в горелке конструкции Института газа АН УССР, которая имеет две камеры (смешения и горения), разделенные водоохлаждаемой решеткой. В камеру смешения подводят природный газ и кислород под давлением 150 кПа. Из горелки конвертированный газ, содержащий 2–10 г/м<sup>3</sup> сажи, поступает в кольцевой трубопровод, который соединен с пятью фурменными приборами, повышающими скорость газовой струи для создания в печи перед фурмами зон циркуляции и равномерного распределения газа по сечению печи.

Отработанный газ под давлением 3 кПа и с температурой ~300 °С отводят из печи через два футерованных газоотвода и направляют на очистку. Часть очищенного газа подают через газодувку (15 кПа) в шахтную печь (в горелку и в зону охлаждения под разгрузочное устройство). Остальной газ после очистки сбрасывают в газовую сеть завода.

Установка расположена на территории доменного цеха, в ее комплекс входят: шахтная печь (внутренний диаметр 1,2 м) с устройства-

ми для загрузки сырья и выгрузки губчатого железа; газокислородная горелка для конверсии природного газа; оборудование оборотного газового цикла (газоочистка, газодувка и др.); помещение КИП и пускорегулирующей аппаратуры.

Проектные технико-экономические показатели установки следующие:

Производительность, т/сут . . . . .	100
Расход природного газа, м <sup>3</sup> /т . . . . .	500
Расход кислорода, м <sup>3</sup> /т . . . . .	350
Выход побочной продукции:	
чистый колошниковый газ, м <sup>3</sup> /т . . . . .	960
пыль, кг/т . . . . .	50

Производительность установки по металлizadosанным окатышам изменяли от 50 до 100 % проектной мощности. Высокое содержание мелочи в исходных окатышах и их низкая прочность вызывали нарушение работы печи, ухудшая фильтрацию газов через слой, газораспределение и, как следствие, чрезмерное локальное повышение температуры, сопровождаемое образованием спеков. В этом случае наблюдали изменение перепадов давления по высоте печи (от 12 до 25 кПа), большой вынос пыли (~7 %). При работе на окатышах без мелочи спекы не образовывались даже при температуре в зоне восстановления ~1000 °С, очевидно, благодаря саже, вносимой в слой конвертированным природным газом.

#### Шахтная печь Белорецкого металлургического комбината [74–77]

Проект опытно-промышленной установки (рис. 1.33) для получения губчатого железа в шахтной печи БМК был разработан на основании

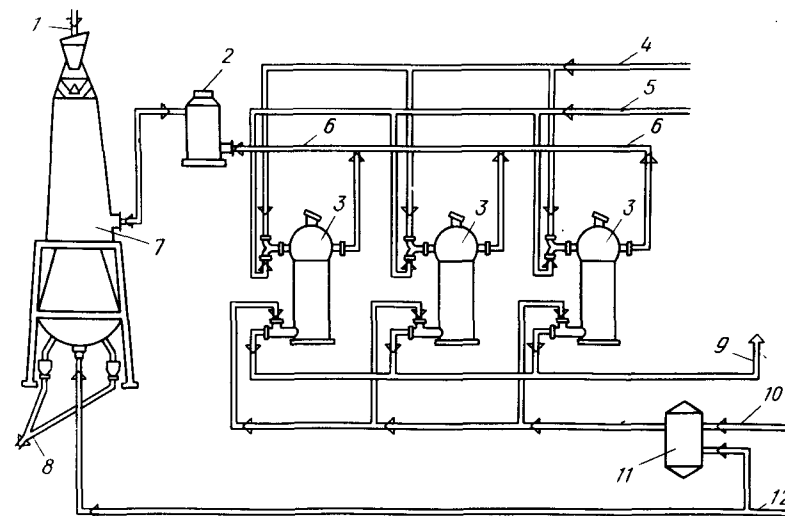
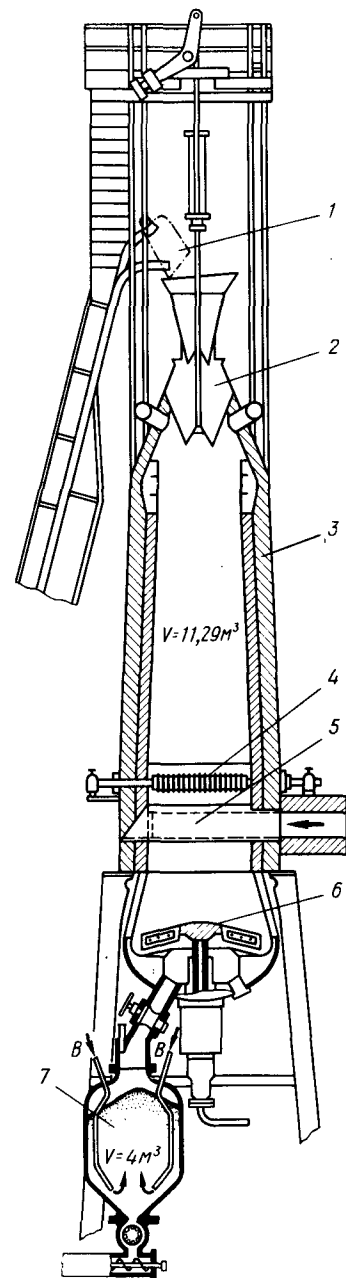


Рис. 1.33. Схема процесса получения губчатого железа на установке Белорецкого металлургического комбината: 1 — кусковая руда или окатыши; 2 — температурный выравниватель; 3 — конвертеры; 4 — воздух; 5, 12 — природный газ; 6 — конвертированный газ; 7 — шахтная печь; 8 — металлizadosанное сырье; 9 — дымовые газы; 10 — пар; 11 — смеситель

результатов исследований процесса газового восстановления руды в плотном слое на укрупненных лабораторных установках и конструктивных разработок, выполненных Всесоюзным научно-исследовательским институтом металлургической теплотехники (ВНИИМТ).



Печь имеет две зоны объемом  $\sim 16 \text{ м}^3$ . Железорудное сырье в первой зоне (внутренний диаметр 1,75 м) нагревают и восстанавливают (рис. 1.34) с помощью газа, полученного паровой конверсией природного газа в регенеративных аппаратах (с насадкой, пропитанной никелевым катализатором), отапливаемых природным газом (рис. 1.35). Горячий восстановительный газ после температурного выравнивателя поступает в печь через газовый коллектор из жаропрочной стали или (в последнее время) через фурмы, выдвинутые на различное расстояние в печь.

Восстановленное железо охлаждают во второй зоне печи (зоне охлаждения) и в бункерах-карманах холодным природным газом. Далее губчатое железо выгружают из печи с помощью разгрузочного устройства в промежуточные бункера, из которых с помощью транспортера — в вагон или к брикетировочному прессу.

Паровую конверсию природного газа осуществляют в трех регенеративных конвертерах периодического действия. Горячие дымовые газы, полученные при сжигании природного газа, нагревают насадку конвертера до высоких температур, после чего в конвертер подают смесь подогретого в рекуператоре до  $250\text{--}300^\circ\text{C}$  природного газа и пара.

Рис. 1.34. Схема шахтной печи Белорецкого металлургического комбината

На раскаленной насадке происходит процесс конверсии природного газа с образованием  $\text{H}_2$  и  $\text{CO}$ . Горячий газ через температурный компенсационный выравниватель поступает в газовый коллектор шахтной печи.

В результате длительной работы установки выявлено, что в регенеративных аппаратах периодического действия способом паровой конверсии природного газа можно получать нагретый выше  $1200^\circ\text{C}$  восстановительный газ с низким содержанием окислителей, %:  $71\text{--}72 \text{ H}_2$ ;  $22\text{--}23 \text{ CO}$ ;  $2 \text{ CO}_2$ ;  $6\text{--}8 \text{ H}_2\text{O}$ ;  $2\text{--}3 \text{ CH}_4$ .

Особенностью конверсии в регенеративных аппаратах периодического действия является окисление катализатора в период разогрева насадки, в связи с чем первые 2 мин после начала подачи природного газа конвертированный газ содержит повышенное количество окислителей (рис. 1.36). За 50 мин периода конверсии температура активной части насадок снижается до  $570\text{--}590^\circ\text{C}$ , в результате чего содержание водорода и метана в конвертированном газе увеличивается, так как появляются благоприятные условия для термического разложения метана по реакции  $\text{CH}_4 = \text{C} + 2 \text{ H}_2$ .

Повышение температуры до  $1320^\circ\text{C}$  сопровождается понижением содержания диоксида углерода (рис. 1.37) и паров воды (рассчитан-

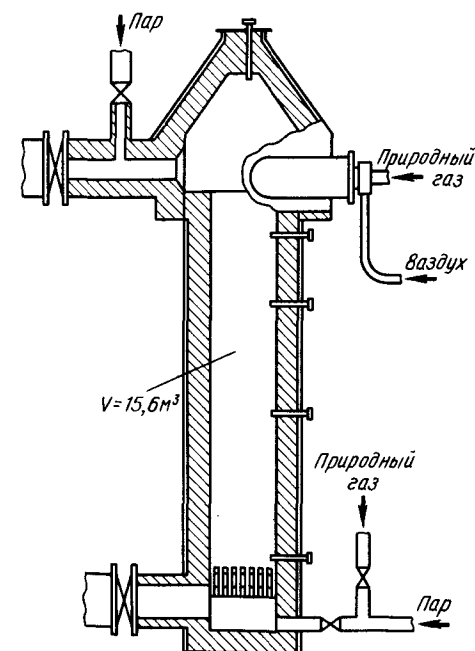


Рис. 1.35. Схема конвертера для паровой конверсии природного газа

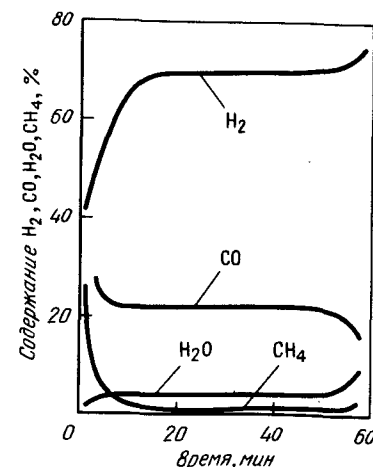


Рис. 1.36. Изменение химического состава газа по ходу конверсии

Температура, °C	Содержание CO <sub>2</sub> , %
1260	2.6
1280	1.7
1300	1.3
1320	1.1

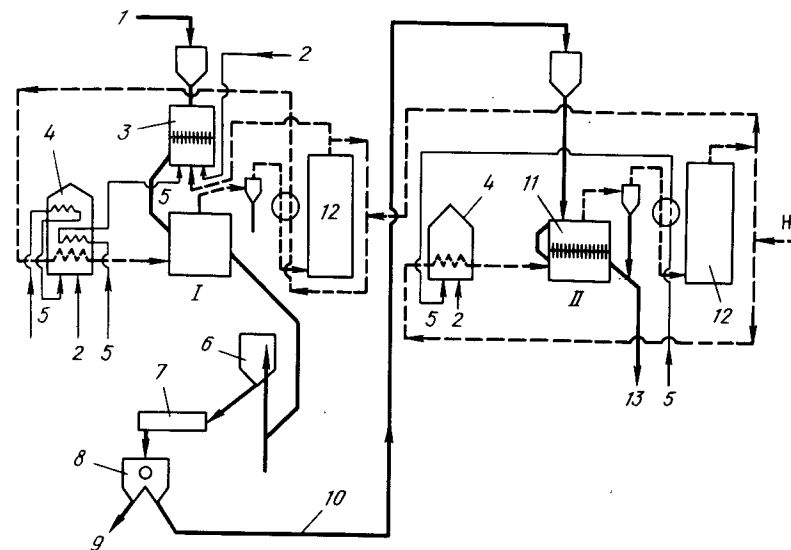
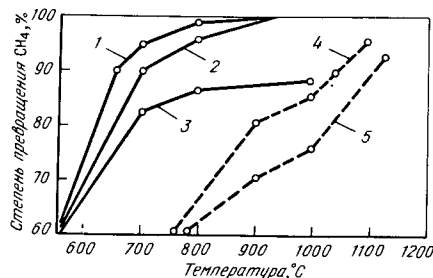
Рис. 1.38. Изменение равновесной (1—3) и фактической (4, 5) степени превращения метана в зависимости от температуры при отношении  $\text{H}_2\text{O}/\text{CH}_4$ , равном 1,3 (1), 1,0 (2) и 0,8 (3):

содержания катализатора на насадке: через 6 мес работы никеля на насадке остается  $\leq 20\%$  от первоначального содержания.

#### 1.7.5. Восстановление мелкой руды газом в кипящем слое [36–39]

Уже в конце 50-х годов были начаты попытки получать губчатое железо из мелкой руды в кипящем слое. Из различных предлагавшихся способов в промышленных масштабах были опробованы только три. В числе важнейших могут быть названы способы "Новальфер", Х.И.Б. и "Фиор"

Работы по способу "Новальфер" (рис. 1.39) велись в Тулузе (Франция) еще до 1950 г. В кипящем слое из мелкой руды (содержащей



1 – руда; 2 – природный газ; 3 – предварительный подогрев руды в кипящем слое; 4 – подогреватель воздуха; 5 – воздух; 6 – бункер; 7 – охладитель; 8 – магнитный сепаратор; 9 – пустая порода; 10 – порошок губчатого железа со степенью металлизации 75 %; 11 – подогреватель (порошка ГЖ с первой ступени восстановления в кипящем слое); 12 – скруббер системы газоочистки; 13 – порошок губчатого железа со степенью металлизации 92 %; I и II – ступени восстановления

> 90 % фракции 0,1—0 мм) при помощи газа с большим содержанием водорода получали порошок губчатого железа. На восстановительном этапе (в кипящем слое) мелкая руда, подогретая до  $\sim 850^{\circ}\text{C}$ , подвергалась металлизации до  $\sim 67\%$ , а если требовалась более высокая степень металлизации, то после охлаждения, на втором этапе восстановления, при температуре  $\sim 580^{\circ}\text{C}$  этот показатель можно было довести почти до 92 %. Двухступенчатое восстановление с промежуточным охлаждением было принято для того, чтобы не допустить внезапного осаждения кипящего слоя из-за слипания частиц при превышении степени восстановления  $\sim 75\%$ . В качестве восстановительного газа использовали водород с близлежащего аммиачного завода, прошедший паровую конверсию с большим избытком пара, отмывку от  $\text{CO}_2$  и подогрев. Однако демонстрационная установка, работавшая с 1968 г., была остановлена. Очевидно, фирма не нашла экономически целесообразных решений возникших технических проблем.

По способу Х.И.Б. (рис. 1.40), который был разработан как процесс НУ-АЙРОН в середине 50-х годов, фирма "Юнайтед Стейтс стил" построила в конце 60-х годов в Пуэрто Ордас (Венесуэла) промышленную установку. Из мелкой фракции, получаемой при грохочении кусковой руды месторождения "Церро Боливар", на этой установке





### 1.7.6. Восстановление в конвейерной печи

Эта схема не имела промышленного успеха, однако в историческом обзоре эту небольшую группу технологических процессов нужно упомянуть. Восстановитель (уголь) непосредственно включается в состав окатышей, при этом тщательно перемешивается с рудой, в результате создаются хорошие условия для процесса восстановления.

Тем не менее использование тех же реакционных аппаратов, которые применялись для производства сырых окатышей, в процессах прямого восстановления, очевидно, вызвало трудности. Оба способа, "Хит фаст" и "Дуайт-Ллойд-Макуэйн", разработанные в середине 50-х годов, не были доведены до стадии промышленного применения; к концу 60-х годов работы по ним были прекращены.

По способу "Хит фаст" (рис. 1.42), который разрабатывала фирма "Мидланд Росс", из мелкой руды вместе с тонкоизмельченным углем (или коксом) и бентонитом в барабанных окомкователях получали сырые окатыши. Эти окатыши подсушивали на решетке и затем обжигали в конвейерной печи при температуре от 150 до 1000 °С, а далее восстанавливали в двух зонах (температура первой зоны 1000–1150 °С, второй 1150–1250 °С), после чего охлаждали в шахте. Количество угля подбирали так, чтобы в слое на решетке создавались в достаточной мере восстановительные условия. Получение равномерного восстановительного потенциала, очевидно, было затруднительным.

В полупромышленной установке (при переработке до 200 тыс. т сы-

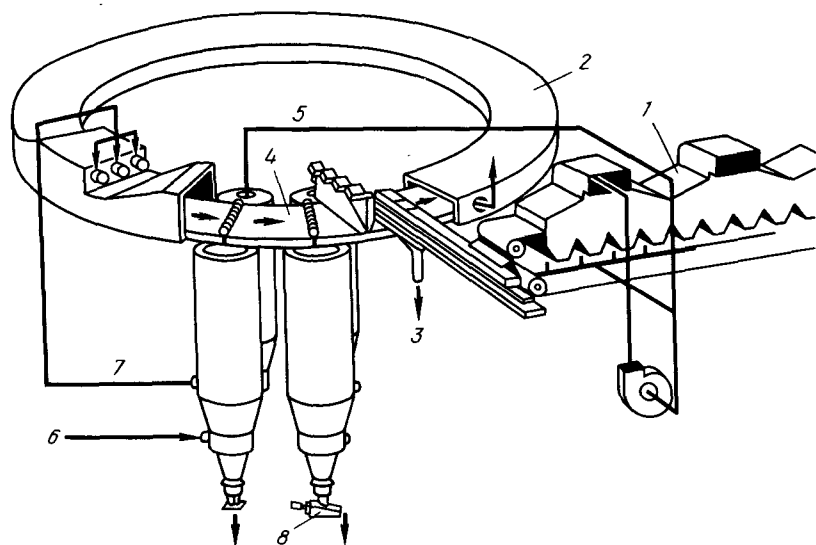


Рис. 1.42. Схема процесса "Хит фаст":

1 — сушилка; 2 — туннельная печь; 3 — мелкая фракция; 4 — решетка; 5 — воздух; 6 — вход воздуха; 7 — выход воздуха; 8 — приспособление для выгрузки губчатого железа

рых окатышей в год) удалось достичь степени металлизации до 90 %. Работы над способом были прекращены, когда был получен заказ на установку меньшей производительности в Орегоне. Проект был изменен. Вместо установки "Хит фаст" фирма "Мидланд Росс" построила первую установку "Мидрекс", которая была пущена в эксплуатацию и успешно проработала около 15 лет.

Способ "Дуайт-Ллойд-Макуэйн" (рис. 1.43) также может быть отнесен к группе способов восстановления с плавлением. По этому способу руду и уголь (некоксуемый) вместе с добавками подвергают мокрому измельчению, затем фильтруют и окомковывают в чашевых окомкователях с получением сырых окатышей. Эти окатыши сушат на агломерационной машине, обжигают и предварительно восстанавливают. Окатыши, восстановленные на ~ 60 % (при температуре 900 °С), окончательно восстанавливают прямо в восстановительной электропечи и переплавляют с получением передельного чугуна.

Что послужило причиной прекращения работ по этому способу — сравнительно высокий расход энергии или специфические технологические проблемы, — точно не известно.

С учетом того, что в долгосрочной перспективе возникнет необходимость применять мелкую руду и мелкий уголь (например, обогащенный уголь из отвалов) как восстановитель в производстве стали, целесообразно не забывать теоретические достижения и опыт, полученные при этом процессе, и учитывать их при обсуждении новых технологических альтернатив.

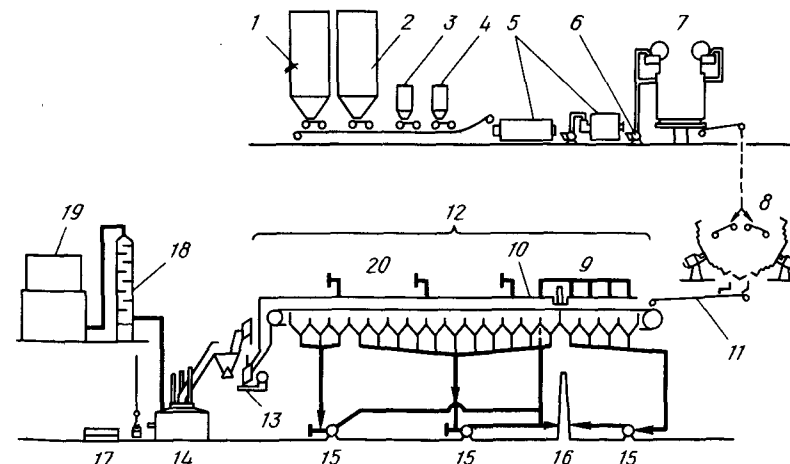


Рис. 1.43. Схема процесса Дуайт-Ллойд — Мак-Уэйн:

1 — мелкий уголь; 2 — мелкая руда; 3 — добавки; 4 — возврат; 5 — измельчающее оборудование; 6 — насос; 7 — фильтры; 8 — чашевый окомкователь; 9 — сушка; 10 — зажигание; 11 — транспортер; 12 — агломашина Дуайт-Ллойд; 13 — весы; 14 — электропечь; 15 — эксгаузер; 16 — дымовая труба; 17 — выпуск передельного чугуна; 18 — скруббер для промывки газа; 19 — мокрый (плавающий) газгольдер; 20 — науглероживание

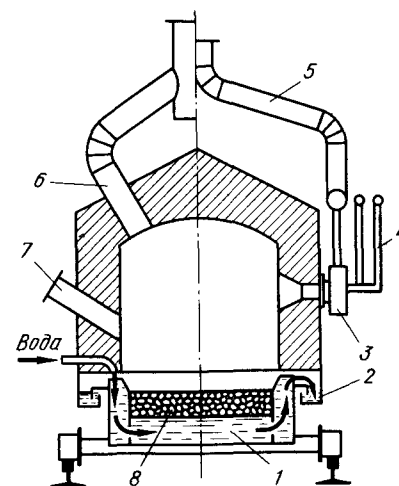
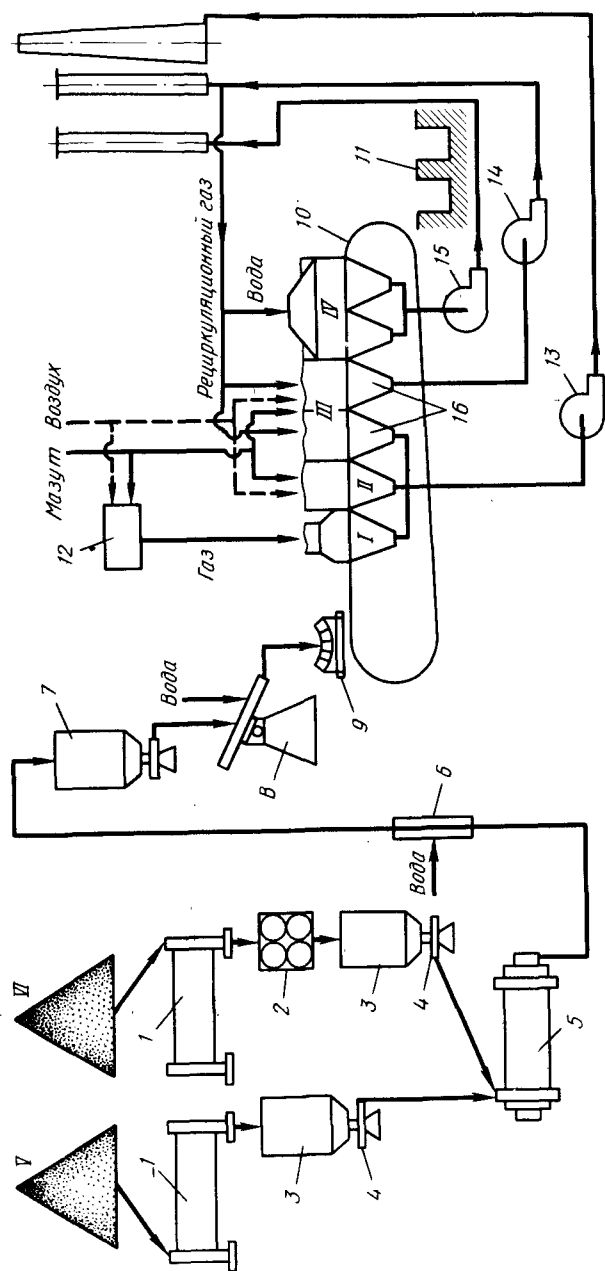


Рис. 1.44. Производство окисленных окатышей в полупромышленной конвейерной печи:

а — принципиальная схема установки; I — сушка; II — подогрев; III — восстановление; IV — охлаждение; V — концентрат; VI — уголь; 1 — барабанные сушилки; 2 — дробилка; 3, 7, 11 — бункера; 4 — дозировочные аппараты; 5 — шаровая мельница; 6 — смеситель; 8 — тарельчатый гранулятор; 9 — укладчик; 10 — конвейерная печь; 12 — топка; 13 — 15 — эксгаустеры; 16 — вакуум-камеры; 17 — поперечный разрез печи; 18 — водоохлаждаемая тележка; 19 — гидравлический затвор; 20 — мазутная форсунка; 21 — воздух для распыления мазута; 22 — вторичный воздух; 23 — рециркуляционный газ; 24 — пюк для взятия проб; 25 — окатыши

В настоящее время вновь вернулись к этим технологическим идеям. Предусматривается также осуществление восстановления углем на вращающемся поду.

Подобный способ металлизации рудоугольных окатышей на конвейерной обжиговой машине с площадью нагрева  $10 \text{ м}^2$  в токе окислительного газа испытан в 1964—1968 гг. в г. Красноярске (СССР) и состоял в следующем (рис. 1.44) [77]. Рудоугольные окатыши, содержащие 12—14 % углерода (в виде полукокса, бурого угля, антрацита или других восстановителей), последовательно сушили, нагревали и обжигали (при максимальной температуре в горне  $1340\text{--}1380^\circ\text{C}$ ) в токе дымовых газов, содержавших по высоте слоя (сверху вниз) 10—0 %  $\text{O}_2$ , 6—15 %  $\text{CO}_2$ , 0—11 %  $\text{CO}$ . Степень металлизации по заданию могла быть от 40 до 80 % в зависимости от содержания углерода в окатышах и кислорода в горновом газе; при этом в металлизированных окатышах оставалось в среднем  $\sim 3\%$  углерода. Несколько лучшие результаты получены при использовании восстановителя с пониженной реакционной способностью благодаря меньшей его газификации диоксидом углерода и кислородом.

Прочность металлизированных окатышей была достаточной (в среднем  $1500 \text{ Н/окатыш}$ ) для их транспортировки, причем они были и дос-

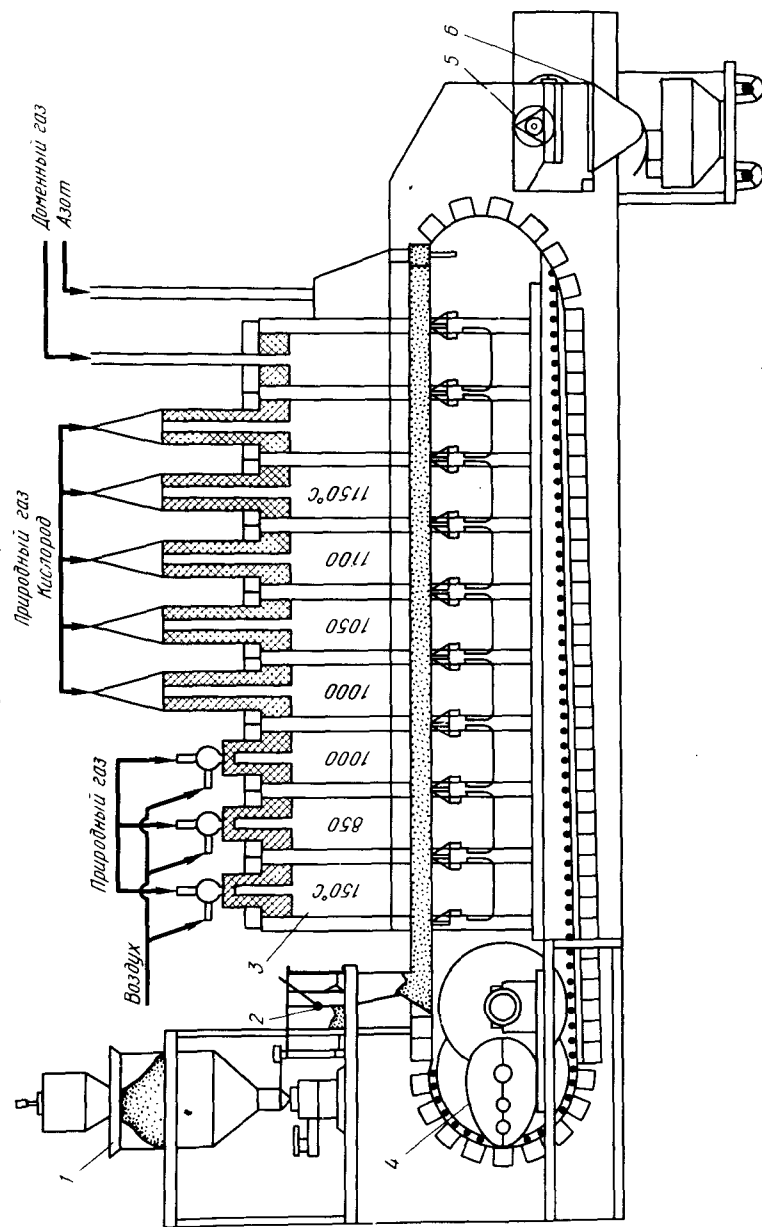


Рис. 1.45. Конвейерная машина для производства губчатого железа 110 "Тулachermet": 1 — бункер сырых окатышей; 2 — питатель; 3 — горн; 4 — привод машины; 5 — дробилка; 6 — приемный бункер

таточно морозостойкими (многократное увлажнение и последующее замораживание не приводило к значительной потере прочности и образованию мелочи). Содержание серы в готовых окатышах зависело от качества восстановителя и колебалось в пределах 0,03–0,19 %, при этом до половины серы шихты (угля) уходило с отходящими газами.

Производительность обжиговой машины составляла 0,5 т/ч металлized окатышей с 1 м<sup>2</sup> площади нагрева, т.е. была значительно меньше аналогичного показателя при производстве сырых окатышей. Плавка чугуна с использованием в шихте таких окатышей сопровождалась уменьшением расхода кокса на 5–7 % и увеличением производительности печи на 4–7 % на каждые 10 % металлизации шихты [84].

Использование описанного способа металлизации экономически целесообразно при соотношении стоимости металлургического кокса и восстановителя в рудоугольных окатышах 4 : 1, что возможно в условиях Восточной Сибири.

Способ глубокого восстановления рудоугольных окатышей в токе восстановительного газа, полученного кислородной конверсией природного газа (СО до 30 %, Н<sub>2</sub> до 50 % при максимальной температуре 1150 °С), реализован в Туле на конвейерной обжиговой машине площадью 5,2 м<sup>2</sup> (рис. 1.45) [85]. В окатыши добавляли небольшое количество (5–10 %) углерода для ускорения процесса металлизации. Окатыши, металлизированные до 94–96 %, содержали ~1 % углерода и имели прочность 1000–1400 Н/окатыш. Производительность обжиговой машины достигала 0,25 т/ч окатышей на 1 м<sup>2</sup> площади нагрева. Расходы природного газа и кислорода были равны 1200 и 900 м<sup>3</sup>/т соответственно.

В 1970 г. на агломерационной машине с площадью нагрева 84 м<sup>2</sup> Череповецкого металлургического комбината учеными МИСиС А.Н.Похвисневым и Е.Ф.Вегманом [86] получен металлизированный на 25–30 % агломерат с 3–5 % остаточного углерода. Шихту, содержащую 22–25 % углерода в виде коксовой и антрацитового мелочи, при толщине слоя 480 мм (из них 200 мм — постель) зажигали при 1190 °С. Высокий расход тепла и низкая производительность при существующих ценах на топливо не позволили использовать этот способ в промышленности.

### 1.7.7. Новые способы восстановления [37, 43]

Почти все рассмотренные выше способы предназначены для получения губчатого железа из железной руды с использованием первичного восстановителя — угля или природного газа (в исключительных случаях — нефть). Даже перед агрегатами по способам, достигшим наибольшего успеха, не ставилась цель их использования в обычном металлургическом цикле. Причины этого очевидны: чтобы выстоять в конкуренции с такой отработанной технологией, как классическая доменная плавка, нужно было обеспечить высокую степень готовности агрегатов к работе (коэффициент использования календарного времени), низкий расход энергии и постоянное и высокое качество готового продукта. Успешными могли быть только такие способы, которые допускали срав-

нительно простую эксплуатацию и в то же время дополнительно давали результат, не достижимый в традиционной схеме с доменным процессом.

В старых хорошо известных способах прямого восстановления такие "дополнительные" преимущества заключаются в следующем:

- в отличие от схемы с доменным процессом можно экономично строить и эксплуатировать малые производственные агрегаты;

- технологический процесс альтернативных способов получения стали может быть прерван; промежуточный продукт можно транспортировать и распределять между мелкими "потребителями".

В связи с этим возникает вопрос — действительно ли в настоящее время существует реальный интерес к разработке новых путей получения стали?

Причины, по которым рекомендуется воздержаться от этого, могут быть обобщены следующим образом:

- если подвести общемировой баланс, то станет видно, что сталеплавильное производство в ряде стран не является расширяющимся сектором экономики. И сырье, и производственные мощности здесь имеются в избытке. Региональные узкие места обуславливаются ограничениями в торговле и недостатком денежных средств, а отчасти также и нехваткой обученного производственного персонала, вследствие чего снижается коэффициент использования календарного времени на существующих агрегатах;

- действующие в настоящее время агрегаты основаны на технически совершенном процессе, чем обеспечивается высокий коэффициент использования календарного времени и сравнительно экономное расходование энергии и сырья.

Напротив, в пользу прогресса свидетельствуют следующие факторы:

- ценные первичные энергоресурсы — коксующийся уголь, природный газ, нефть — неизбежно становятся все более дефицитными и дорогими и в долгосрочном плане их необходимо применять в процессах производства продукции более высокой потребительской стоимости;

- предложение богатых мелких руд весьма велико. Стадии агломерации, на которой расходуется энергия и загрязняется окружающая среда, необходимо избегать;

- зависимость сталеплавильного производства от мощных сетей электроснабжения является недостатком, особенно там, где нужно строить новые заводы;

- загрязнение окружающей среды металлургическим производством (в основном связанное с коксовыми батареями) должно быть сокращено.

Отсюда можно сформулировать следующие общие цели развития новых технологических маршрутов:

- расходовать энергии меньше, чем прежде;
- использовать мелкий уголь и неподготовленную руду;
- обеспечивать работу предприятия в островных условиях, т.е. в основном независимо от внешнего электроснабжения;
- применять сравнительно простую и, в частности, простую в обслуживании технологию;

- иметь возможно более низкий выход отходящих газов, сточных вод и прочих отходов и создавать наименьший шум;

- иметь сравнительно низкие удельные капиталовложения.

Этот перечень требований, который можно еще уточнить и дополнить, ясно указывает на то, что для разработки и опробования новых процессов необходима интенсивная кропотливая работа по обобщению опыта многих фирм. Следовательно, требуются затраты больших денежных средств, связанные с риском. Целесообразно, чтобы риск взяли на себя совместно несколько фирм.

#### 1.7.8. Способы восстановительной плавки [37—39, 49, 51, 53, 55, 56]

На симпозиуме "Процессы металлургической плавки" в Стокгольме в ноябре 1981 г. С.Экеторп сформулировал следующие цели плавильной металлургии при условии, что в дальнейшем будут разработаны процессы, конкурентоспособные с доменной плавкой. К ним относятся:

1. Применение мелкой руды без предшествующих этапов агломерации или окомкования.

2. Применение дешевых видов топлива и восстановителей при полном использовании этих материалов в процессе.

3. Малый выход отходящих газов, потому что иначе при высоких температурах процесса получились бы слишком большие тепловые потери.

4. Реализация процесса, позволяющая при необходимых высоких рабочих температурах ограничивать износ огнеупорных материалов.

5. Хорошая регулируемость процесса путем ввода сырья, восстановителей и кислорода в определенных количествах.

6. Высокая скорость реакций, чтобы получать большую производительность на единицу объема реактора.

7. Процесс должен быть по возможности непрерывным.

Эти принципиальные требования к разработке выполнялись в ранее известных процессах лишь частично. В опытном или полупромышленном масштабах пока ни в одном процессе не удалось удовлетворить эти требования хотя бы приблизительно. Во всех технологических разработках использовались в значительной части давно известные агрегаты, причем объединение различных этапов процесса иногда наталкивалось на значительные подгоночные трудности.

Для некоторых из этих процессов в 1981 г. были опубликованы показатели расхода энергии в сопоставлении с расходом энергии на доменную плавку (табл. 1.3).

Для уже обсуждавшихся способов предварительного восстановления во вращающейся печи и окончательного восстановления и выплавки передельного чугуна в рудовосстановительной электропечи требуется рудоугольная шихта в кусковой форме; кроме того, нужен подвод электроэнергии извне. Новые процессы восстановительной плавки могут быть подразделены на три группы:

Таблица 1.3. Расход энергоносителей на производство 1 т перелывного чугуна (без учета использования тепла отходящих газов вне процесса) \*1

Энергоноситель (теплота сгорания)	Процесс				Теоретический расчет *2	Доменная плавка *4
	"Роторед" *2	"Элред" *3	"Инред" *2	"Плазмасмелт"	"Тетроникс" ЗП *2	
Уголь (25960 кДж/кг):						
расход, кг	1830	700	635	200	440	607
энергия, кДж	47,51	18,17	16,48	5,19	11,42	15,76
Кокс (29310 кДж/кг):						
расход, кг	—	—	—	50	—	—
энергия, кДж	—	—	—	1,46	—	—
Природный газ (37680 кДж/м³):						
расход, м³	126	—	—	—	—	—
энергия, ГДж	4,75	—	—	—	—	—
Кислород (9562 кДж/м³):						
расход, м³	420	—	530	—	—	—
энергия, ГДж	2,75	—	3,48	—	—	—
Электроэнергия [9584 кДж/(кВт·ч)]:						
расход, кВт·ч	—	700 *4	280	1120	2372	—
энергия, ГДж	—	—	2,68	10,73	22,7	—
Первичные энергоносители *5:						
расход ГДж	55,0	18,2	22,6	17,4	34,1	18,4
						17,5

\*1 Тильман Р., Штеффен Р. Обзор методов восстановительной плавки. Черные металлы, 1981, № 14, с. 3–13 (см. с 11, табл. 3).  
 \*2 Может быть использовано тепло отходящих газов.  
 \*3 Может быть использована электроэнергия (~300 кВт·ч/т чугуна).  
 \*4 Собственное производство.  
 \*5 Может быть использован доменный (копшиковский) газ — около 5,5 ГДж/т чугуна.  
 \*6 Без учета использования вторичного тепла.

- 1) роторные: "Доред"; "Роторед"; СИП (процесс центробежного получения чугуна);
- 2) на основе использования электроэнергии: "Элред"; "Инред"; "Плазмасмелт";
- 3) на основе газификации угля в конвертере: КР (восстановление углем); "Крупн-Коин"; "Клэкер"-КС.

Роторные способы упоминаются здесь (хотя об их промышленном применении в настоящее время ничего не известно) потому, что в них последовательно реализуют принцип переработки неагломерированного сырья и принимают специальные меры по защите огнеупорной футеровки, а эта задача при восстановительной плавке имеет важное значение.

Разработка процесса "Доред" (рис. 1.46) была начата фирмой "Стора Копперберг" в 1960 г. в Домнарвете (Швеция) на основе процесса "Калдо". В горизонтальную вращающуюся (с частотой до 30 мин<sup>-1</sup>) печь загружают железорудный концентрат, известь и мелкокусковой уголь или коксовую мелочь и вдувают кислород. В ходе процесса формируются три слоя (внизу — перелывный чугун, в середине — шлак, сверху — восстановительный реакционный слой). Сгорание газов, выходящих из верхнего слоя, покрывает потребность в тепле на восстановление и плавление. Полупромышленные опыты с коксовой мелочью не позволили получить достаточной скорости реакции; были встречены также трудности с огнеупорной футеровкой. Разработка была прекращена в 1969 г.

Процесс "Роторед" (рис. 1.47) разрабатывался Центром металлургических исследований в Риме (Италия) с 1971 г. На стенку вертикальной вращающейся печи загружают руду, добавки и уголь (все эти материалы должны быть в мелкозернистой форме), причем частота вращения печи должна быть достаточно большой, чтобы материалы удерживались на стенке (под действием центробежной силы). При помощи центральной горелки подводится энергия до тех пор, пока не пойдет реакция восстановления; после этого достаточно подавать предварительно подогретый воздух, т.е. некоторое количество дополнительной

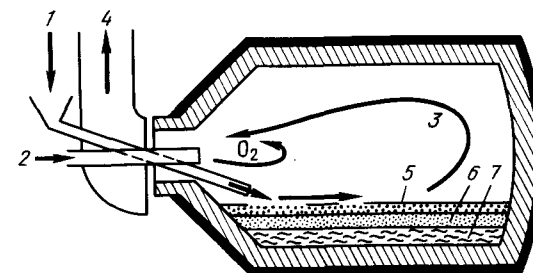
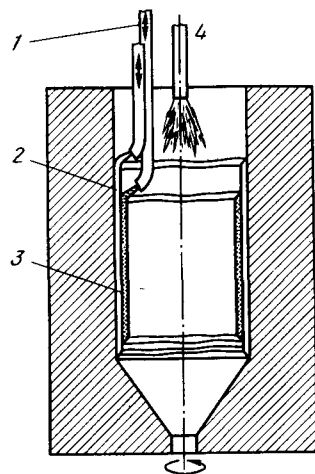


Рис. 1.46. Схема процесса "Доред":

1 — руда (может быть подогрета) и кокс; 2 — кислород; 3 — сгорание CO; 4 — отходящие газы; 5 — реакционный слой; 6 — слой шлака; 7 — слой перелывного чугуна

энергии, чтобы поддерживать ход реакции. Футеровка печи защищена от жидких оксидов железа, так как жидкий чугун, имеющий более высокую плотность, собирается непосредственно у огнеупорной стенки.



Опыты на малой установке показали сравнительно большой расход энергии. Нужно было провести опыты в более крупном масштабе, чтобы доказать экономическую целесообразность способа. Однако уже несколько лет нет никаких сообщений об этих разработках.

Рис. 1.47. Схема реактора "Роторед":  
1 — фурмы для ввода добавок; 2 — восстановитель; 3 — оксид железа; 4 — центральная горелка

Корпорация "Бритиш стил" (Великобритания) в 1968 г. начала разрабатывать процесс СИП (рис. 1.48). В слегка наклоненную вращающуюся печь вдувают мелкую руду, известняк и кусковой некоксующийся уголь и при помощи кислородотопливной горелки в печном пространстве поддерживают температуру  $\sim 2000^\circ\text{C}$ . Чугун, образующийся

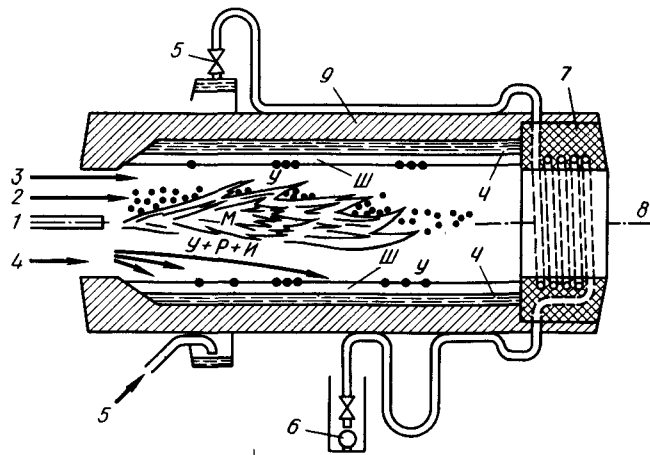


Рис. 1.48. Схема реактора СИП (центробежного получения чугуна):  
1 — горелка; 2 — топливо; 3 — кислород; 4 — шихта (У — уголь, Р — руда, И — известняк); 5 — подвод охлаждающей воды; 6 — отвод охлаждающей воды; 7 — буртик для недопущения выхода шлака; 8 — ось вращения ротора; 9 — огнеупорная футеровка; Ч — чугун; Ш — шлак; М — мазут

при быстро протекающем процессе восстановления и плавки, располагается непосредственно на футеровке печи, вращающейся с частотой до  $200 \text{ мин}^{-1}$ , и стекает в копыльник, куда поступают и отходящие газы. Шлак имеет сравнительно высокое содержание железа (10–25 %), что снижает выход годного. Кроме того, не решены проблемы стойкости футеровки, особенно на стороне выхода чугуна из печи. Сравнительно продолжительные серии опытов были закончены в 1980 г. Неизвестно, продолжают ли эти разработки.

### 1.7.9. Способы, основанные на применении электроэнергии [37, 46, 49–51, 55, 56]

Способ "Элред" (рис. 1.49) разрабатывался шведскими фирмами "Стора Копперберг" и АСЭА при участии фирмы "Лурги" (ФРГ) с 1971 г. В циркулирующий кипящий слой (I) вводят мелкую руду ( $\leq 0,1 \text{ мм}$ ) и мелкий уголь ( $\leq 0,2 \text{ мм}$ ). При температуре  $900\text{--}1000^\circ\text{C}$  уголь газифицируется воздухом, а мелкая руда восстанавливается на  $\sim 70\%$ . Избыток угля в циркулирующем кипящем слое предотвращает спекание металлизированных частиц руды. Работа системы регулируется по времени пребывания и температуры в реакторе.

Предварительно восстановленный материал вводится вместе со шлакообразующими при температуре  $600\text{--}700^\circ\text{C}$  через пустотелый электрод в рудовосстановительную электропечь постоянного тока (II). В плазме электрической дуги, возникающей между электродом (катодом) и расплавом (анодом), завершается восстановление и плавление материала с получением чугуна, содержащего 3–4 % углерода. В этом процессе дуга полностью закрыта шлаком.

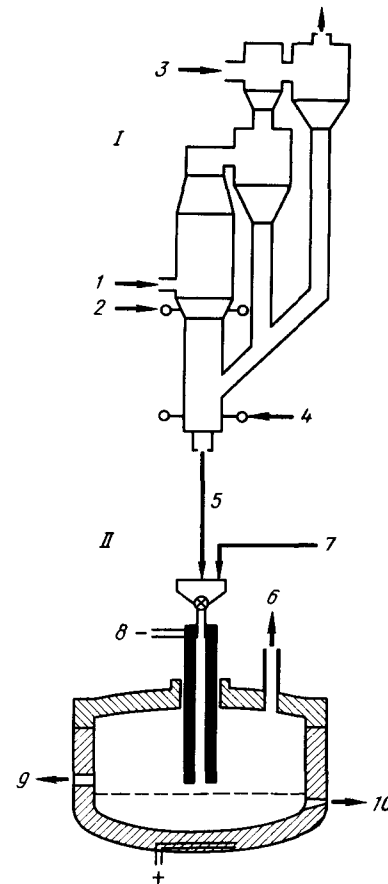


Рис. 1.49. Схема процесса "Элред":  
1 — уголь; 2 — воздух; 3 — рудный концентрат; 4 — псевдоожижающий газ (создающий кипящий слой); 5 — предварительно восстановленная железная руда; 6 — отходящие газы; 7 — известь; 8 — пустотелый электрод; 9 — шлак; 10 — перелитый чугун

Удаление серы и фосфора обеспечивается при внепечной обработке. Отходящие газы из кипящего слоя и из электропечи используют для сушки и предварительного подогрева шихтовых материалов и для выработки электроэнергии, которой покрывается вся потребность электропечи. Кроме того, в сеть отдается до 400 кВт · ч на 1 т передельного чугуна. Расход энергии равен 18 ГДж/т (о выходе годного точных данных нет).

Осуществимость предварительного восстановления в кипящем слое, а также окончательного восстановления и расплавления была доказана в полупромышленном масштабе. Первую промышленную установку еще предстоит построить.

Способ "Инред" (рис. 1.50) фирма "Болиден" (Швеция) начала разрабатывать в 1972 г. В плавильный циклон вдувают в потоке кислорода рудный концентрат, мелкий уголь и известняк. В закрученном потоке уголь газифицируется, а руда восстанавливается до FeO и расплавляется [53].

Расход энергии на эти реакции покрывается частичным сжиганием CO, полученного при газификации угля, и отходящих газов из восстановительной печи. Расплавленный монооксид железа опускается через вспененный шлак в рудовосстановительную печь, расположенную непосредственно под плавильным циклоном (электрошлаковую печь сопротивления), и там восстанавливается остатком углерода частично газифицированного угля. Отходящие газы, имеющие температуру

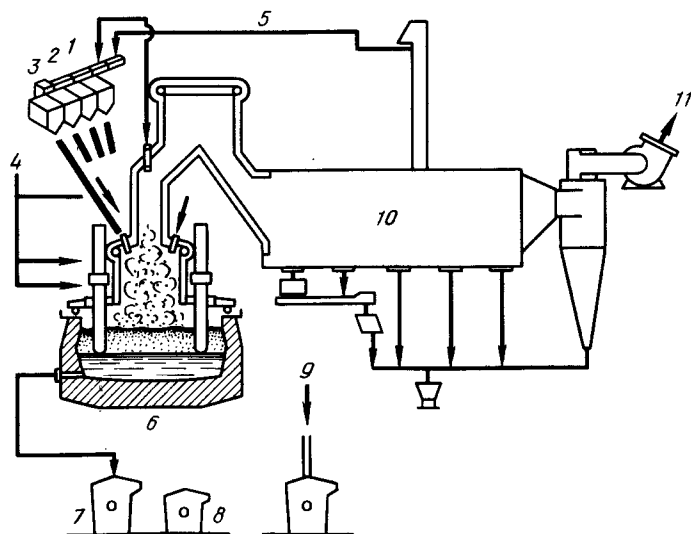


Рис. 1.50. Схема процесса "Инред":

1 — мелкая руда; 2 — известняк; 3 — уголь; 4 — кислород; 5 — возврат; 6 — электропечь; 7 — передельный чугун; 8 — шлак; 9 — десульфурция передельного чугуна в ковше; 10 — сброс давления газа; 11 — на газоочистку

~ 1900 °С, охлаждаются в котле-утилизаторе. Выработанная при этом электроэнергия удовлетворяет потребность восстановительной печи. Расход энергии составляет ~ 21 ГДж/т передельного чугуна; о выходе годного (железа) конкретных данных нет.

Фирма СКФ (Швеция) с 1972 г. разрабатывает способ "Плазмасмелт" (плазменная плавка) (рис. 1.51). Между вольфрамовым катодом и водоохлаждающим медным анодом создается непрерывно горящая дуга, в которой газ (а также, например, и уголь) нагревается, диссоциирует (при температуре > 2000 °С) и ионизируется (> 3500 °С). Поток атомарного или ионизированного газа может иметь высокий энергетический потенциал и отдавать свою энергию с весьма высоким коэффициентом теплоотдачи, что способствует быстрому восстановлению и расплавлению железной руды. По способу "Плазмасмелт" предварительно восстановленная мелкая руда вместе с угольным порошком и шлаковыми добавками пропускается в потоке (рециркулирующего) технологического газа через плазменную горелку (плазматрон), расположенную на горизонте воздушных фурм небольшой доменной печи, заполненной коксом. Руда здесь окончательно восстанавливается, плавится и просачивается вниз в горн, откуда выпускают чугун и шлак, как при нормальной работе доменной печи. В зоне окончательного восстановления устанавливается температура 1700–2000 °С, тогда как в самом плазматроне температура достигает 3000–5000 °С.

Газ проходит через коксовый слой снизу вверх, снова полностью

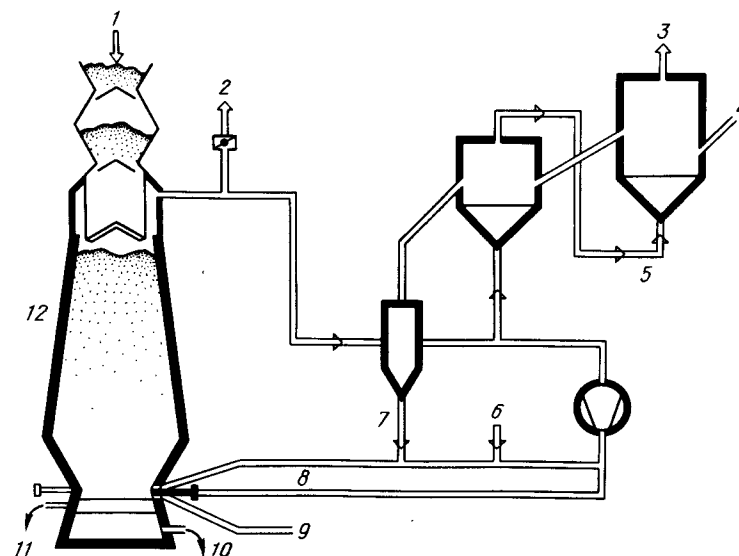


Рис. 1.51. Схема процесса "Плазма-смелт":

1 — кокс; 2 — регулирование давления; 3 — отходящий газ на осушку концентрата; 4 — подсушенный концентрат; 5 — предварительное восстановление; 6 — известь; 7 — металлизированное железо; 8 — плазматрон; 9 — мелкий уголь; 10 — передельный чугун; 11 — шлак; 12 — окончательное восстановление и плавка

превращается в смесь  $\text{CO} + \text{H}_2$  и покидает колошник с температурой 1000–1200 °С. Слой (столб) кокса в шахтной печи принимает лишь незначительное участие в реакциях и используется преимущественно как реакционное пространство, проникаемое для газа, передельного чугуна и шлака. Этот слой сглаживает небольшие колебания в поступлении углерода через плазматрон, обеспечивает постоянное содержание углерода в чугуне и защищает футеровку печи.

Колошниковый газ ( $\text{H}_2 + \text{CO}$ ) охлаждается до ~ 800 °С и используется в двухступенчатом процессе предварительного восстановления в кипящем слое, обеспечивая восстановление мелкой руды до ~ 60 %. Часть потока охлаждается, компримируется и используется как транспортирующий газ для предварительно восстановленной мелкой руды и в качестве технологического газа в плазматроне.

Согласно расчетам фирмы СКФ, при этом процессе достигается ощутимая экономия по сравнению с обычной доменной плавкой. Небольшие, обычно неэкономичные доменные печи могут быть со сравнительно малыми капиталовложениями реконструированы для обеспечения экономичного производства передельного чугуна. Существенно, что 90 % расхода кокса может быть заменено некоксуемым углем (а также мазутом или газом), агломерация руд становится ненужной и производительность существующих малых агрегатов более чем удваивается. Результаты более продолжительной эксплуатации до настоящего времени неизвестны.

Естественно попытаться применить плазменную технологию также и для производства губчатого железа. Фирма СКФ предложила техно-

логический процесс "Плазмаред" (плазменное восстановление) (рис. 1.52). Углеродосодержащие (уголь, мазут или природный газ) превращаются в плазматроне в восстановительный газ, который охлаждается до ~ 900 °С и подвергается десульфурации в слое кускового доломита, а далее при температуре ~ 850 °С подводится в восстановительную шахтную печь, в которой восстанавливаются кусковые оксиды железа.

Колошниковый газ из восстановительной печи возвращается в плазматрон.

Показатели расхода энергии и угля или мазута на 1 т передельного чугуна при соответствующих вариантах процесса "Плазмасмелт" (А — на угле, Б — на мазуте) по данным фирмы СКФ были следующими:

	Кокс, кг	Уголь, кг	Мазут, кг	Электродэнергия, кВт·ч	Энергия, ГДж
А . . . . .	50	200	—	1120	11,3 (2,7)
Б . . . . .	50	—	140	1080	11,3 (2,7)

Одна из проблем плазменной технологии при современном уровне знаний заключается в недостаточном сроке службы плазматрона. Фирма СКФ сообщает, например, что этот срок составляет 1000 ч. В какой мере применение резервного плазматрона и проведение планово-предупредительных ремонтов изношенного плазматрона позволит решить эту проблему, пока неизвестно.

О загрязнении окружающей среды такой системой пока никаких конкретных данных нет.

#### 1.7.10. Способы, основанные не на газификации угля в плавильном газификаторе — конвертере (кипящий слой) [37, 38, 42, 44, 48, 49, 54]

В этой группе способов последовательно проводится принцип применения угля как единственного энергоносителя для восстановления железной руды и для ее расплавления. По основным технологическим этапам процессов КР (восстановление углем), "Крупн—Коин" и "Клёкнер" — КС успешно накоплен опыт эксплуатации в промышленных масштабах.

Разработка процесса КР (рис. 1.53) была начата в 1976 г. фирмой "Корф шталь", а в 1979 г. к ней подключилась фирма ФЁСТ. Этот способ является дальнейшим логическим усовершенствованием процессов восстановления газом с получением продукта — губчатого железа, потому что плавка холодного губчатого железа в дуговой печи связана со все возрастающими издержками на электроэнергию. По способу КР можно перерабатывать кусковую руду, агломерат и (или) окисленные окатыши на передельный чугун с применением угля самых разнообразных марок; таким образом, его можно считать альтернативой для доменной плавки.

Металлургический процесс протекает в двух расположенных один над другим реакторах: восстановительной шахтной печи (вверху) и

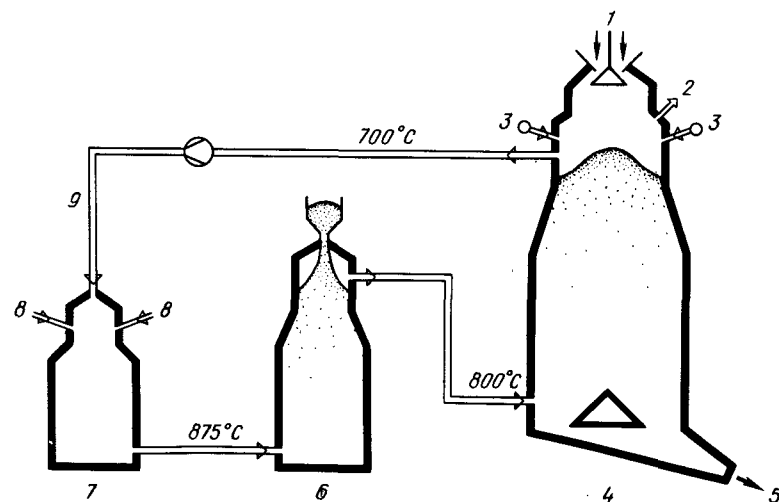


Рис. 1.52. Схема процесса "Плазмаред":

1 — железорудные окатыши; 2 — отходящий газ; 3 — воздух; 4 — восстановительная печь; 5 — губчатое железо; 6 — десульфурация; 7 — регенерация газа; 8 — топливо; 9 — генератор плазмы (плазматрон)



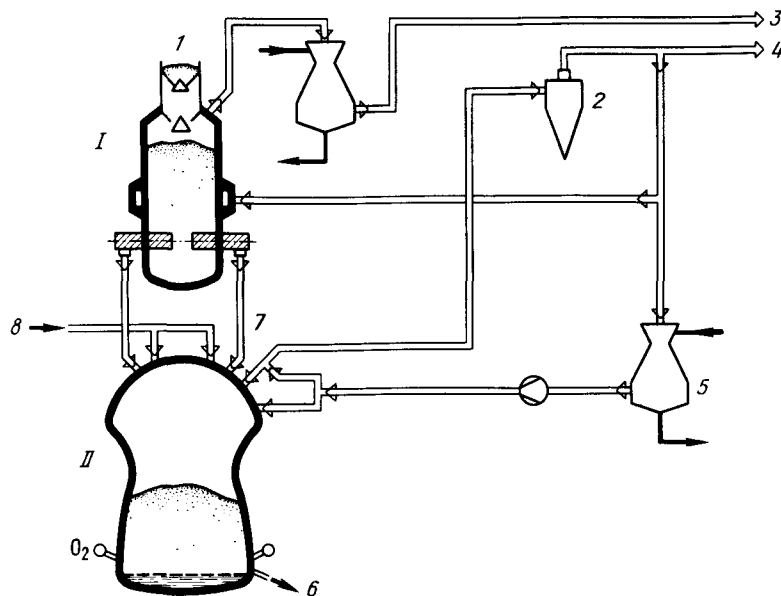


Рис. 1.53. Схема процесса КР (восстановления углем):

1 — руда; 2 — циклон; 3 — отходящий газ; 4 — избыточный газ; 5 — скруббер угольного газа; 6 — передельный чугун и шлак; 7 — горячее губчатое железо; 8 — уголь; I — восстановительная шахта; II — плавильный газификатор

плавильном газификаторе (внизу). Нижний реактор выполняет двойную функцию: плавит губчатое железо и обеспечивает газификацию угля. Уголь крупностью 50—0 мм без какой-либо предварительной подготовки поступает по трубопроводам в плавильный газификатор, вступает в головной части газификатора в контакт с газом, нагретым до температуры  $\sim 1200^\circ\text{C}$ , мгновенно высушивается, освобождается от газов, растрескивается и превращается в кокс. В цилиндрической части реактора кокс газифицируется кислородом, вдуваемым радиально. При этом создается стационарный кипящий слой, имеющий температуру  $\sim 1600^\circ\text{C}$ . Образующийся так называемый угольный газ содержит примерно 73 %  $\text{CO}$ , 22 %  $\text{H}_2$  и 1 %  $\text{CO}_2$  (остальное —  $\text{N}$  и  $\text{CH}_4$ ).

Губчатое железо, поступающее с температурой  $850\text{--}900^\circ\text{C}$  из восстановительной печи, затормаживается в своем падении через кипящий слой, прогревается и в районе расположения кислородных фурм расплавляется. Передельный чугун и шлак выпускают через леточное отверстие.

В восстановительную шахтную печь поступает предварительно очищенный в циклоне восстановительный газ, температура которого устанавливается на уровне  $\sim 900^\circ\text{C}$  добавкой холодного угольного газа. Как и в шахтной печи прямого восстановления, шихта восстанавливается в противотоке. Из шахтной печи горячее губчатое железо выгружается шнеками непосредственно в плавильный газификатор. В шахтной

печи нет никаких вставных элементов. В отличие от традиционных процессов прямого восстановления в шахту при процессе КР наряду с железной рудой загружают также и добавки.

Горячий угольный газ после плавильного газификатора подвергается грубой очистке в циклонах. Часть его охлаждается добавкой воды и используется для охлаждения восстановительного газа, а другая часть может быть использована (вне процесса) как избыточный газ. Колошниковый газ из восстановительной печи тоже еще обладает достаточно высоким энергосодержанием и может быть использован для различных целей.

Процесс КР, как и доменный процесс, может быть включен в энергетический цикл металлургического завода. Количество избыточного газа достаточно, например, для того, чтобы получить в обычной шахтной печи примерно столько же губчатого железа, сколько выплавляется передельного чугуна. Выход избыточного газа зависит от химического состава угля (от содержания летучих и от зольности).

На одной полупромышленной установке, рабочие кампании на которой продолжались по много недель, были получены следующие характерные эксплуатационные показатели в расчете на 1 т передельного чугуна:

Расход угля, т	1,0
Расход кислорода, $\text{м}^3$	650
Выход избыточного угольного газа, $\text{м}^3$	500
Выход колошникового газа из восстановительной печи, $\text{м}^3$	1500

На промышленных установках (производительность которых по данным на 1985 г. составляет 300 тыс. т в год) ожидается меньший расход угля и соответственно меньший выход избыточного газа. Расход тепла нетто с учетом выработки кислорода составляет  $\sim 9,2$  ГДж/т передельного чугуна.

Величина капиталовложений и цены дешевых углей позволяют создать небольшие предприятия по производству передельного чугуна, которые, уже начиная с объема 100 тыс. т в год, могут конкурировать с традиционными крупными металлургическими заводами.

Приблизительно тоже с 1980 г. фирма "Круп" разрабатывает комбинированный процесс прямого восстановления и плавления. По способу "Круп — КОИН" в ванну жидкого чугуна вдувают мелкий уголь в потоке кислорода через донные сопла. Энергия, высвобождающаяся при частичном сжигании мелкого угля, используется для расплавления лома и (или) губчатого железа и для газификации угля. Образующийся газ может быть использован для прямого восстановления железной руды. Уголь (крупностью до 1 мм) вдувается в ванну через сопла с двойными оболочками. В центральной части сопла проходит кислород, а по коаксиальной кольцевой щели вдувается мелкий уголь с инертным газом.

Опыты показали, что можно применять уголь практически любых марок — и с малым, и с большим содержанием летучих (короткопламенный и длиннопламенный). Варьируя соотношение между углеро-

дом и кислородом, можно обеспечить науглероживание, обезуглероживание или только выделение тепла. Необходима последующая десульфурация полученного жидкого металла.

Первые попытки применения первоначально имели целью плавку лома и губчатого железа, так что такой способ может быть конкурентом плавки в дуговой печи. Газ с высокой теплотой сгорания ( $\sim 12300$  кДж/м<sup>3</sup>) содержит преимущественно CO и H<sub>2</sub> и мелкую пыль (главным образом в виде металлического железа) и пригоден для прямого восстановления железной руды. Впрочем, такая комбинация прямого восстановления и плавильного газификатора практически еще не опробована.

Над созданием способа КМС фирма "Клэкер" интенсивно работает примерно с 1976 г., первоначально с целью увеличить долю лома в конвертерной шихте, чтобы компенсировать снижение потребления лома после остановки мартеновских цехов. В качестве энергоносителя используется мелкий уголь, вдуваемый в металлическую ванну через донные сопла. Только после перехода на комбинированную продувку с подачей кислорода сверху и снизу удалось улучшить теплопередачу расплавленному лому и жидкой ванне благодаря лучшему дожиганию в верхней конической части рабочего пространства конвертера и соответственно повысить использование энергии угля. Чтобы получить хороший к.п.д. при восстановлении оксидов железа, целесообразно включить стадию предварительного восстановления (только в твердой фазе).

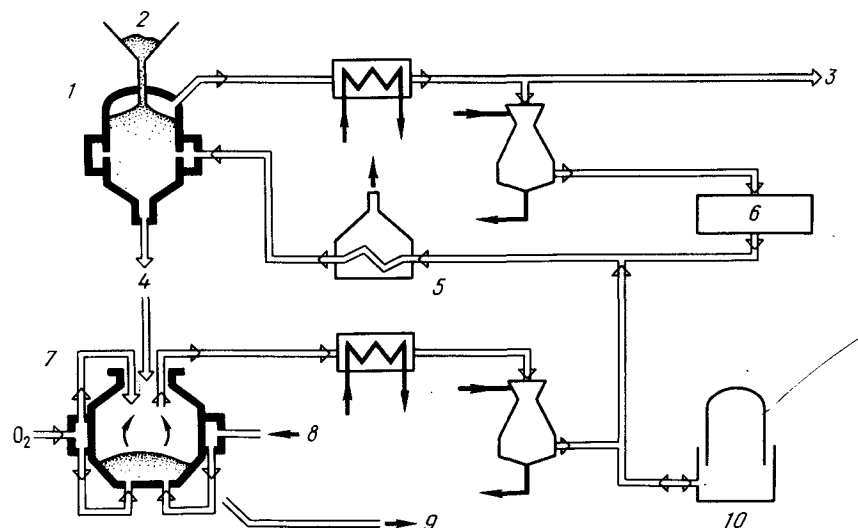


Рис. 1.54. Схема процесса в конвертере КС в сочетании с прямым восстановлением в шахтной печи:  
1 — восстановительная печь; 2 — руда; 3 — отходящий газ; 4 — губчатое железо; 5 — подогреватель; 6 — скруббер для отмытки от CO<sub>2</sub>; 7 — конвертер КС; 8 — уголь; 9 — жидкая сталь; 10 — газгольдер

Как "традиционный" маршрут было подробно исследовано восстановление газом в шахтной печи. Принцип объединения двух агрегатов показан на рис. 1.54. Все этапы процесса по отдельности при такой концепции были опробованы неоднократно. Однако объединение этих этапов в одной установке еще не было осуществлено. При этом нужно найти экономичное решение проблемы, заключающейся в том, что горячие конвертерные газы поступают (образуются) без избыточного давления (т.е. при атмосферном давлении).

При умелом управлении комбинированным кислородным конвертером (который одновременно является газификатором угля) и предварительным этапом восстановления возможен "островной" режим, автономный в энергетическом отношении, когда кроме угля не требуется никаких дополнительных источников энергии (если не считать некоторых переходных рабочих состояний процесса).

### 1.7.11. Способы, заменяющие доменный процесс (стационарный слой) [37, 55, 58]

Другие пути производства передельного чугуна с возможно более низким расходом первичной энергии имеют целью прямую конкуренцию с доменным процессом. Ставится задачей получение полупродукта типа передельного чугуна, который был бы равноценен передельному чугуну из доменной печи. Приобрели известность два таких способа: плавка губчатого железа фирмы "Сумитомо" и восстановительная плавка фирмы "Кавасаки".

Однако обсуждения, проводившиеся в 1984 г. в Японии, выявили характерное соображение: современные мощные доменные печи имеют высокий технический уровень. Управление процессом в них детально отработано, а суммарный расход первичной энергии ( $\sim 17,5$  ГДж/т чугуна) очень низок; такие показатели в процессах восстановительной плавки пока еще не были достигнуты. Поскольку мировой объем производства передельного чугуна не растет и скорее даже снижается, применение новых процессов в крупных масштабах будет оправданным только тогда, когда теперешние современные доменные печи потребуют замены по истечении срока амортизации. По сегодняшним оценкам такой вопрос, обуславливающий необходимость действий, возникнет около 2000 г. Со временем прогноз, сделанный в 1985 г., может, конечно, еще несколько измениться, но по общим тенденциям он останется верным. Между тем разработка современных процессов, которые должны существенно превысить достигнутый уровень, не может уложиться менее чем в 10 лет. Это означает, что уже теперь нужно сформулировать цели разработок, чтобы в 2000 г. можно было внедрить их в промышленность. В качестве примера дальнейшего совершенствования доменного процесса и могут рассматриваться оба выше-названных способа (японских фирм).

Фирма "Сумитомо метал индастриз" разработала новый процесс получения передельного чугуна под названием "Сумитомо драй мелтинг" (рис. 1.55). Функция доменной печи — восстановление железной руды

и плавка восстановленного железа при одновременном удалении примесей реализуется в двух отдельных печах. В числе преимуществ такой схемы названы возможность применения кокса низкого качества и получение колошникового газа с высокой теплотой сгорания при

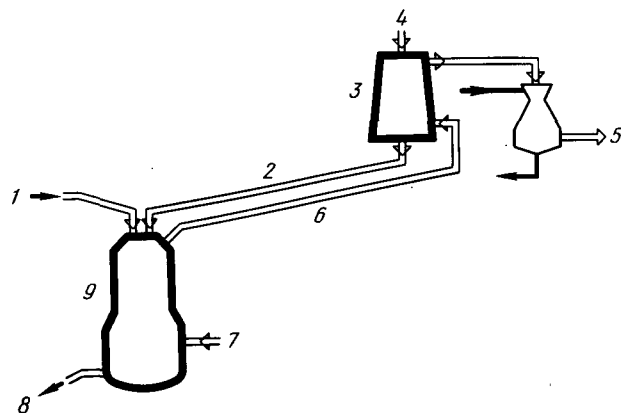


Рис. 1.55. Схема плавки губчатого железа фирмы "Сумитомо":

1 — кокс; 2 — губчатое железо; 3 — шахтная печь предварительного восстановления; 4 — руда; 5 — колошниковый газ; 6 — восстановительный газ; 7 — кислород, мелкий уголь, пар; 8 — жидкий металл, шлак; 9 — печь для окончательного восстановления и плавки

использовании угольной пыли (пылеугольного топлива), вдуваемой вместе с кислородом.

В восстановительной шахтной печи от железной руды (кусковой) отнимается кислород восстановительным газом, подводимым из плавильного газификатора. Затем губчатое железо передается непосредственно в плавильный газификатор и там расплавляется. При этом вырабатывается восстановительный газ. В качестве топлива в плавильный газификатор загружается сверху кокс. Кислород, угольная пыль и пар (необходимый для регулирования температуры) вдуваются через сопла в нижней части печи. Расплавленный перелый чугун выпускается из нижней части печи, как из горна доменной печи.

Восстановительный газ получается в ходе реакции между кислородом, угольной пылью и коксом в плавильном газификаторе. Он содержит до 70 % CO и до 25 % H<sub>2</sub> и имеет теплоту сгорания 6300–8000 кДж/м<sup>3</sup>, т.е. примерно вдвое более высокую, чем у обычного доменного газа. Этот газ может быть использован для выработки электроэнергии, привода кислородных (воздухоразделительных) установок, в нагревательных колодцах и для других потребителей в сталеплавильном и прокатном цехах.

Благодаря применению пыли некоксуемых углей можно сэкономить ~ 75 % коксующегося угля. Это обуславливает значительное снижение капиталовложений в коксохимическое производство.

По осторожным оценкам можно принять, что издержки производства на 1 т перелый чугуна по новому процессу "Сумитомо драй мелтинг" будут на ~ 15 % меньшими, чем при традиционном доменном процессе.

**Порядок работы.** В плавильный газификатор загружают сверху кокс и губчатое железо. В нижней части этой печи располагаются дутьевые фурмы на двух уровнях (горизонтах). Через нижние фурмы вдувают горячий воздух, кислород и некоксуемый уголь (в виде пыли), а через верхние фурмы в печь дополнительно поступает предварительно восстановленная железная руда. При сжигании кокса развиваются температуры 1450–1550 °С, необходимые для получения стали, и 1550–1650 °С, необходимые для выплавки ферросплавов. Расплавленный металл собирается на подине печи, причем плавающий на его поверхности шлак периодически удаляют.

Система с двумя горизонтами дутьевых фурм позволяет регулировать смешанное горячее дутье и тем самым температуру в печи, а также вводить предварительно восстановленное (металлизированное) железо. При таком режиме работы возможно восстановление также и хромовых руд.

По этой технологии ожидается, что расход энергии на 1 т железной руды будет на 1600–2000 кДж ниже, чем в доменном процессе. Важным фактором при этом является сохранение чистоты окружающей среды, поскольку агломерация руды не требуется. Существенное снижение издержек обеспечивается применением кокса пониженного качества, бурого угля и некоксуемой угольной пыли, а также низкокачественной железной руды.

Процесс восстановительной плавки фирмы "Кавасаки" (рис. 1.56) представляет собой разработку начала 80-х годов; он позволяет полу-

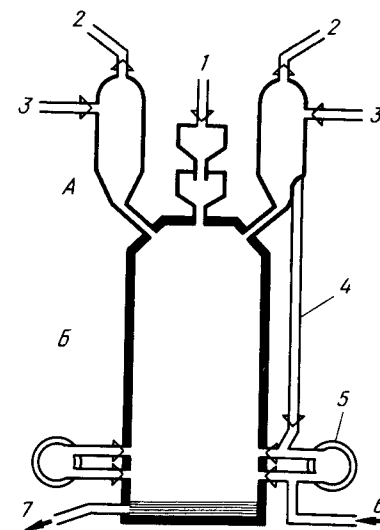


Рис. 1.56. Схема восстановительной плавки фирмы "Кавасаки":

А — печь предварительного восстановления; Б — печь для окончательного восстановления и плавки; 1 — кокс низкого качества; 2 — отходящий газ; 3 — мелкая руда; 4 — металлизированная мелкая руда; 5 — горячий воздух; 6 — кислород, мелкий уголь; 7 — шлак и жидкий металл

чать переделный чугун или ферросплавы из мелких руд. Здесь также расчленяют обычный доменный процесс на две отдельные рабочие операции — предварительное восстановление и восстановительную плавку. Предварительно восстановленная руда плавится на газификаторе, разделяется на металл и шлак, который полностью восстанавливается.

В числе преимуществ процесса названо снижение издержек на производство стали на ~ 15 %. При выплавке ферросплавов (феррохрома или ферромарганца) благодаря отказу от этапа плавки в дуговой печи можно ожидать экономии в расходе энергии почти на 50 %. При этом в печь предварительного восстановления загружают мелкую руду; монооксид углерода (CO), необходимый для восстановления, поступает из печи восстановительной плавки с высокой температурой. Степень предварительного восстановления (металлизации) должна составлять 60–70 %.

При выплавке ферросплавов к восстановительной среде добавляют еще и углеводороды, например метан. Сообщалось, что хромовая руда предварительно восстанавливается на 30–50 %.

В обоих случаях вырабатывается избыточный газ — в основном водород и монооксид углерода, который может быть использован для производства химикатов или в качестве топлива для выработки энергии в самом цехе.

### 1.8. ОБОСНОВАНИЕ СТРОИТЕЛЬСТВА ОЭМК

К началу 70-х годов в СССР появились объективные технико-экономические предпосылки для строительства крупного завода высококачественной стали на базе бескоксовой технологии.

Создание такого завода в относительно короткий срок в условиях высокой загруженности отечественных заводов металлургического машиностроения можно было обеспечить закупкой импортного оборудования. К этому времени действовали промышленные и опытные установки бескоксовой металлургии, производившие металлизированный продукт и сталь из него с помощью природного газа и электроэнергии. Из четырех процессов: "Хил", "Армко", "Пуриф" и "Мидрекс" был выбран последний, имевший лучшие технико-экономические показатели.

В 1974 г. было заключено генеральное соглашение между Минвнешторгом СССР и группой фирм ФРГ о строительстве Оскольского электрометаллургического комбината в составе цехов окомкования с гидротранспортом концентрата, металлизации, электросталеплавильного и прокатного. Позднее были заключены контракты на поставку технической документации и оборудования с фирмами "Зальцгиттер", "Корф", "Лурги", и "Шлеман-Зимаг".

Место строительства ОЭМК было выбрано в центре КМА в двадцати километрах южнее г. Старого Оскола (Белгородская область РСФСР) на свободной площадке (~ 700 га) в трех километрах восточнее реки Оскол.

Район строительства выбран исходя из следующих основных положений: большие ресурсы железной руды, действующие и строящиеся

горно-обогатительные комбинаты, магистрали газопроводов, электростанции, связанные единой энергетической системой, близко расположенные потребители металла Российской Федерации, Украины, Белоруссии, Молдавии, связанные с площадкой железными и строящимися шоссейными дорогами.

Высокие и стабильные свойства стали можно получать, имея чистые шихтовые материалы. В районе строительства ОЭМК имеется ряд крупных месторождений железных руд, пригодных для получения богатого и чистого от вредных примесей концентрата: Лебединское, Приоскольское, Чернянское. Источником снабжения ОЭМК железорудным концентратом выбрано Лебединское месторождение железной руды, на котором уже более 20 лет работает Лебединский ГОК.

Извлекаемые запасы железных руд месторождения оценены на 1975 г. в объеме 2,7 млрд. т [59]. Эти руды относятся к крупновкрапленным, измельчение которых на 9В % до крупности < 0,044 мм обеспечивает получение кондиционного концентрата путем мокрой магнитной сепарации.

Вредные примеси (сера и фосфор) не связаны с рудными минералами и в значительной мере могут быть удалены из концентрата при обогащении, поэтому при содержании в исходной руде ~ 0,1 % S и P в готовом концентрате остается 0,02–0,04 % S и 0,008–0,012 % P. Цветные металлы содержатся в очень малых количествах (< 0,001 %).

Железорудный концентрат с Лебединского ГОКа может подаваться на комбинат путем гидротранспорта. Трубопроводный транспорт твердых материалов имеет ряд преимуществ перед железнодорожным. Он не зависит от погодных условий (низких температур, осадков, ураганов и т.п.), во много раз меньше занимает площади поверхности земли (только под насосные станции и колодцы на трассе), значительно меньше влияет на окружающую среду (нет пыли, шума и т.п.). Давление пульпы, создаваемое насосной станцией и допустимое прочностью труб, как и при перекачивании газа и нефти, достигло 7,5 МПа и в ближайшее время может превысить 10 МПа, поэтому расстояние между станциями может быть 70–100 км.

Ресурс работы труб, судя по годичным изменениям их толщины, можно принять около 20 лет, в то время как рельсы при интенсивном движении поездов заменяются через 7–10 лет. Электродвигатели и насосы (наиболее дорогое оборудование насосной станции) имеют достаточно большой ресурс, измеряемый десятилетиями. Энергозатраты на транспортировку по железной дороге и по трубам 1 т твердого материала относятся как 1 : 6.

Суточная скорость перемещения груза по железной дороге и по трубопроводу относится как 7 : 1, поэтому для обеспечения одинаковой с железной дорогой пропускной способности (с учетом дискретности транспортировки по железной дороге и непрерывности движения пульпы по трубопроводу) необходимо использовать трубы достаточно большого диаметра. Для доставки концентрата заводу, производящему

10 млн. т чугуна в год, требуется гидротранспорт, состоящий из двух ниток (одна резервная) с диаметром труб 750 мм.

Условия труда при обслуживании гидротранспорта значительно лучше по сравнению с железной дорогой, так как объем ремонтов трубопроводов меньше; производительность труда в несколько раз выше.

Недостатком гидротранспорта является необходимость сооружения параллельных шоссейных дорог для его обслуживания. Этот недостаток временный, так как сопутствующие гидротранспорту шоссейные дороги могут быть использованы для освоения новых районов. Кроме того, для маловодных районов добычи руды (или угля) недостатком гидротранспорта является расход воды, который составляет  $\sim 1 \text{ м}^3/\text{т}$  железорудного концентрата. Для обеспечения завода, производящего 10 млн. т чугуна в год, необходимо для транспортировки железорудного концентрата  $\sim 15 \text{ млн. м}^3$  воды в год, или  $\sim 50 \text{ тыс. м}^3/\text{сут.}$  Возвращение этой воды, целесообразное при близком (десятки километров) расположении потребителя, приемлемо и при расстояниях в сотни километров. Эта проблема может быть решена более эффективно при передаче в район добычи и обогащения руды больших масс воды, необходимых для всего экономического района.

Город Старый Оскол расположен в районе действующих и строящихся магистральных газопроводов, соединяющих центр страны с источниками природного газа Сибири, Южного Урала, Средней Азии, а в перспективе и с новым источником — Прикаспийской низменностью. Все они объединены в единую газоснабжающую сеть.

Теплотворная способность газа колеблется от 34 до 37 МДж/м<sup>3</sup>, а содержание серы (в основном меркаптановой) может достигать 195 мг/м<sup>3</sup>. В последние годы в связи с утилизацией серы на месторождении ее содержание в газе не превышает 80 мг/м<sup>3</sup>. В перспективе, с освоением глубоких месторождений (5 км и глубже), содержание серы в добываемом газе возрастает — в некоторых источниках содержание сероводорода составляет 25 %.

Высокое содержание серы в газе Оренбургского месторождения использовано для производства элементарной серы и не привело к чрезмерному ее повышению в потребляемом газе. Очевидно, и сера глубоких месторождений будет утилизирована, однако защита чувствительных к содержанию серы в газе потребителей должна быть предусмотрена. Остальные компоненты природного газа, поступившего в 1984 г. к потребителям г. Старого Оскола, были следующими, %:

$\text{CH}_4$ > 90	$\text{C}_2\text{H}_6$ < 4,5	$\text{C}_n\text{H}_m$ < 3,0	$\text{CO}_2$ < 1,5	$\text{N}_2$ < 4,5
суммарное содержание сернистых соединений 80 мг/м <sup>3</sup> .				

Природный газ в районе КМА значительно дешевле других видов топлива. Себестоимость единицы тепла природного газа и кокса относятся как 1 : 12 [60]. В этом выражена разница в затратах на добычу, транспортировку и переработку этих видов топлива.

В районе КМА действуют и развиваются две атомные электростан-

ции: Нововоронежская (2500 МВт) и Курская (3000 МВт), соединенные к настоящему времени с г. Старый Оскол линиями электропередач 500 и 750 кВ. Эти станции входят в единую электрическую систему страны.

Около 80 % населения СССР живет на территории от западной границы до Урала, здесь же расположена большая часть машиностроительных заводов — потенциальных потребителей металла ОЭМК. В радиусе менее 800 км от Старого Оскола расположены города Москва, Тула, Орел, Курск, Куйбышев, Саратов, Воронеж, Ростов, Киев, Днепропетровск, Харьков, Ворошиловград, Донецк и другие индустриальные центры СССР. Через город проходят электрифицированные железные дороги меридиального направления: южная (Москва — Симферополь) и юго-восточная (Москва — Донецк — Жданов), а также дороги широтного направления, ведущие на Волгу, Урал, Украину, в Молдавию и Белоруссию.

Старый Оскол расположен близко в вершине среднерусской возвышенности, откуда берут начало притоки рек Дона, Днепра и Волги. Один из этих притоков — река Оскол, протекающая через город и рядом с площадкой ОЭМК, имеет максимальный сток в период паводка 14 м<sup>3</sup>/с и минимальный 3—4 м<sup>3</sup>/с [61]. Водохранилище Лебединского ГОКа, регулируя сток реки, обеспечивает водой перспективу развития этого ГОКа и первой очереди ОЭМК, однако для новых горно-обогатительных предприятий и развития ОЭМК требуется искусственный приток воды (в виде канала) из бассейна реки Волги.

Решение отвести площадку ОЭМК от города на 20 км, полезное по экологическим соображениям, оборачивалось проблемами растянутых инженерных коммуникаций, шоссейных дорог, трамвайных путей. Для обеспечения ОЭМК железорудным концентратом необходимо было увеличить мощность Лебединского ГОКа по добыче, дроблению, измельчению и обогащению руды.

К строительной площадке необходимо было подвести линию электропередачи от Курской атомной электростанции, построить мощную подстанцию и связать ее с линией электропередачи от Нововоронежской электростанции. Все эти работы вместе со строительством города и строительной базы осуществили в первые (1975—1978) годы и продолжают теперь параллельно со строительством ОЭМК.

## Глава 2. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЛЕБЕДИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЛЯ БЕСКОКСОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

### 2.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЛЕБЕДИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Содержание железа в кварцитах железорудных месторождений КМА составляет 30–35 % и представлено в основном магнетитом. Лебединское месторождение, открытое в 1930 г., имело в верхней части богатые руды, которые представляли собой кору выветривания большого массива железистых кварцитов. В 1960 г. Лебединское рудоуправление приступило к эксплуатации месторождения — добыче богатых руд и к началу 70-х годов эти руды были использованы.

Расположенные глубже магнетитовые кварциты Лебединского месторождения слагаются из плотной, мелкозернистой, слоистой руды, состоящей главным образом из магнетитовых, кварцевых и силикатных слоев толщиной от 1 до 20 мм.

Главной составной частью руды является магнетит, в незначительном количестве присутствуют гематит и карбонаты железа. Жильная порода состоит из кварца, основной роговой обманки куммингтонита и биотита; в значительном количестве присутствуют хлорит, кальцит, полевые шпаты, пирит и апатит. Магнетит в рудных слоях представлен в виде конгломератов и почти правильных зерен (кристаллов). Размеры конгломератов 0,2–1,5 мм, а зерен 0,05–0,2 мм.

В кварцевых и силикатных слоях магнетит содержится в форме зерен размером 0,007–0,04 мм, образующих послойно вкрапления. Реже магнетит находится в форме более крупных зерен величиной 0,15–0,3 мм.

Химический состав одной из проб железистых кварцитов следующий, %: 34,7 Fe; 15,0 FeO; 33,1 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 43 SiO<sub>2</sub>; 1,1 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 2,7 MgO; 1,7 CaO; 0,172 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 0,08 S; 2,1 прочие.

В магнетите железа содержится 26,7 %, в гематите и мартите 3,5 %, и в силикатах и карбонатах 4,5 %.

### 2.2. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ БОГАТОГО МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА В СССР

В 20-х годах, как только буровые работы показали, что железорудные месторождения КМА относятся к бедным по железу, в Московской горной академии под руководством В.И.Трушевича была создана специальная лаборатория, работами которой было установлено, что кварциты можно обогащать магнитным методом до 63–68 % Fe [62].

В 50-е годы начата разработка промышленных методов получения высококачественных концентратов из кварцитов в институтах "Механобр", "Механобрчермет", ЦНИИЧМ, НИИКМА, заводе "Сибэлектросталь" методами магнитного, флотационно-магнитного и флотационного обогащения [63].

Анализ измельченных продуктов показал, что рудные материалы вскрываются значительно раньше нерудных — почти полностью при измельчении до фракции < 0,14 мм, в то время как нерудные минералы вскрываются при величине зерен < 0,05 мм. Для выбора технологической схемы процесса обогащения проводили наряду с лабораторными исследованиями испытания в промышленном масштабе.

По результатам исследований установлена целесообразность автогенного измельчения в первой стадии до 65 % фракции < 0,074 мм; при этом можно магнитной сепарацией отделить более 40 % хвостов; во второй и третьей стадиях после измельчения в шаровых мельницах получен концентрат, содержащий 68 % Fe и 4,5 % SiO<sub>2</sub>.

Исследования института "Механобрчермет" показали, что отделение фракции 0,05–0,02 мм грохочением и обесшламливанием концентрата позволяет получить продукт с содержанием железа до 70 %.

В 1965 г. в ЦНИИЧМ под руководством Я.М.Турецкого были проведены исследования обратной анионной флотации концентрата, измельченного на 94 % до фракции < 0,04 мм, в результате которых получен концентрат, содержащий 71,5 % Fe [64].

В 1968 г. в НИИКМА под руководством Г.А.Бехтле исследована обогатимость 16 проб лебединских железистых кварцитов [65]. Концентраты, полученные только по магнитной схеме, содержали железа 66–67 %, тогда как после доизмельчения и обратной анионной флотации в щелочной среде, создаваемой известково-содовой смесью в присутствии барды сульфит-целлюлозного щелока, был получен концентрат с содержанием > 71 % Fe.

Схемы обогащения, включающие флотацию, позволяют получить хорошие показатели, однако такая схема неприемлема, так как токсичные флотационные реагенты могут попасть в поверхностные и подземные воды, что недопустимо при ограниченных водных ресурсах и неблагоприятных геологических и гидрогеологических условиях района КМА. В связи с этим исследования обогатимости руд Старооскольского района, в том числе Лебединского месторождения, вели с использованием магнитной сепарации, без флотации.

На основании исследований институтов "Механобрчермет" и НИИКМА была спроектирована первая очередь фабрики обогащения Лебединского ГОКа. Проектом предусматривалось двухстадийное измельчение кварцитов в мельницах мокрого самоизмельчения (первая стадия) и рудно-галечных мельницах (вторая стадия) и трехстадийная магнитная сепарация (рис. 2.1). Такая схема измельчения и обогащения обеспечивает содержание железа в концентрате ~ 68 %. Однако крупность концентрата не соответствовала условиям его окомкования, поэтому с вводом в эксплуатацию фабрики окомкования была увеличена удельная поверх-

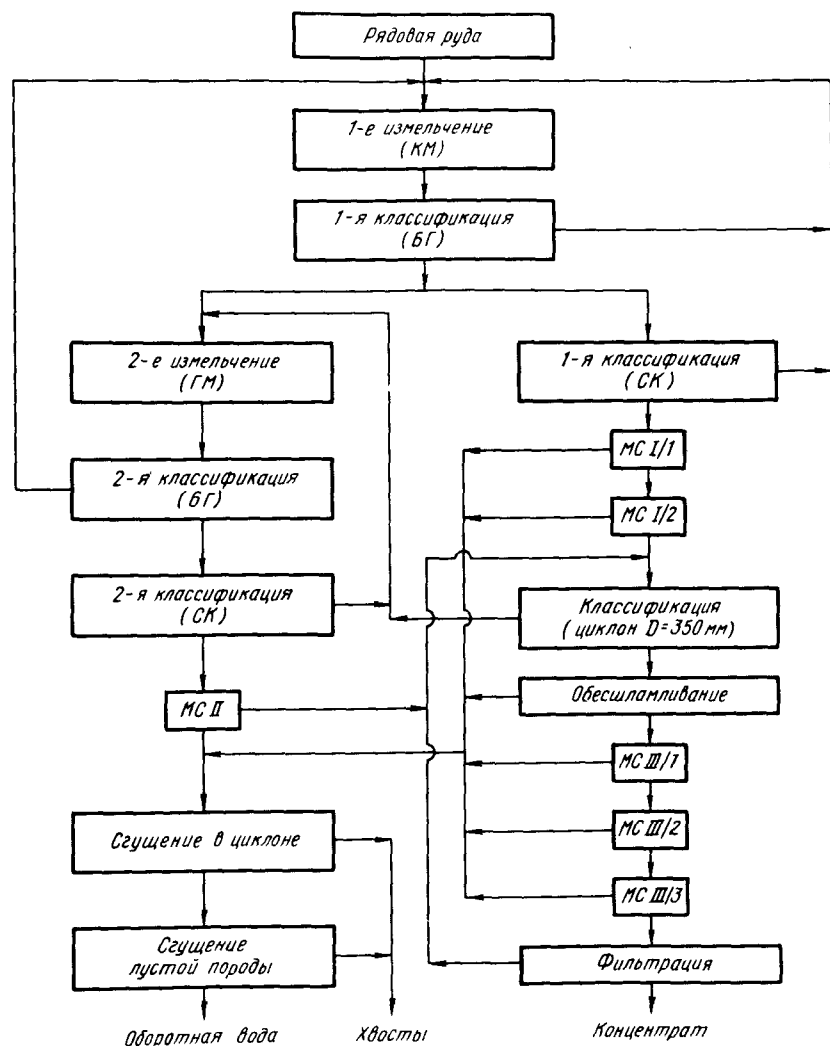


Рис. 2.1. Технологическая схема процесса обогащения железной руды на Лебединском ГОКе:  
 КМ — каскадные мельницы; БГ — барабанный грохот; СК — спиральный классификатор; МС — магнитный сепаратор; ГМ — галечная мельница

ность концентрата с 1400 до 1650 см<sup>2</sup>/г по ПСХ<sup>1</sup>. В связи с этим в технологическую схему было введено трехстадийное измельчение (с отношением объема мельниц 2 : 1 : 1), что обеспечило заданную удельную поверхность и повысило содержание железа в концентрате до 68,5 %.

В 1975 г. была введена в эксплуатацию вторая подочередь обогатительной фабрики с принципиально новым технологическим оборудованием. На первой стадии измельчения установлены мельницы мокрого самоизмельчения с объемом 160 м<sup>3</sup>, на второй стадии — рудногалечные мельницы (160 м<sup>3</sup>). Для доработки избытка рудной гали предусмотрена отдельная секция с шаровым измельчением.

В 1980 г. введена в эксплуатацию вторая очередь обогатительной фабрики, технологическая схема и оборудование которой аналогичны второй подочередь, но по проектно-компоновочным решениям отличается от нее. Трехстадийное измельчение позволяет обеспечить проектное содержание железа в концентрате на уровне 68,7 %. Концентрат этой фабрики поступает на доводочную обогатительную фабрику для получения высококачественного концентрата для ОЭМК.

Институт "Механобрчермет" разработал схему дообогащения рядового лебединского концентрата, включающую классификацию материала по зерну > 0,053 мм, обесшламливание слива классификатора в магнитном конусе, мокрую магнитную сепарацию песков конуса на магнитных сепараторах с двумя перечистками магнитной фракции. Пески классификатора после доизмельчения рекомендовали обогащать отдельно с возвращением магнитной фракции в классификатор.

В полупромышленном масштабе эту схему проверяли в опытном обогатительном цехе завода "Сибэлектросталь" с производительностью по концентрату ~ 3 т/ч. Из 6 тыс. т исходного концентрата, содержащего 67,4 % Fe и 5,4 % SiO<sub>2</sub>, получили концентрат с > 3 % SiO<sub>2</sub>.

Анализ распределения железа и кремнезема по классам крупности показал, что кремнезем в основном сосредоточен в классах > 0,044 мм. Содержание кремнезема в классе 0,044—0 мм составляло лишь 1,8 %, т.е. качество концентрата можно было улучшить введением операции тонкого грохочения или снижением крупности материала, поступающего на обогащение, до 96—98 % класса < 0,044 мм.

Для снижения крупности концентрата установили гидроциклоны на сливах классификатора и шаровой мельницы, пески гидроциклонов возвращали в шаровую мельницу. По этой схеме в течение 72 смен получили концентрат, содержащий 70 % Fe и 2,6 % SiO<sub>2</sub> при выходе концентрата 86,4 % и извлечении железа 90 %.

<sup>1</sup> Удельную поверхность концентрата измеряли двумя приборами: ПСХ-4, принятым Госстандартом СССР, и Фишера, по которому определяют удельную поверхность в других странах. Прибор ПСХ-4 показывает значения для одного и того же концентрата примерно на 300—350 см<sup>2</sup>/г ниже, чем прибор Фишера.

### 2.3. ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕБЕДИНСКОЙ РУДЫ В ФРГ

На Лебединском горно-обогатительном комбинате еще до сооружения ОЗМК производили методом самоизмельчения и мокрой магнитной сепарации в слабом магнитном поле железорудный концентрат, содержащий ~68 % Fe и 4–5 SiO<sub>2</sub>, по технологической схеме обогащения, упрощенно показанной на рис. 2.1. Для опытных плавков необходим был концентрат, содержащий менее 2,5–3,0 % SiO<sub>2</sub>.

Исходным пунктом для исследований по технологии обогащения поэтому было дополнение технологической схемы примененной на Лебединском ГОКе. Для исследований использовали сырую руду (а не рядовой концентрат), опытная партия которой (~100 т) имела следующий химический состав (Fe<sub>HF</sub> и Fe<sub>HCl</sub> — доля железа, растворимого в плавиковой и соляной кислотах; п.п.п. — потери при прокаливании), %:

Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>HF</sub>	Fe <sub>HCl</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	SiO <sub>4</sub>
32,55	32,70	28,61	15,55	29,27	36,06	42,35
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P	S	Mn	П.п.п.
1,55	2,22	2,99	0,102	0,039	0,03	2,93

Поставленная руда представляла собой плотные магнетитовые кварциты; под микроскопом в ней четко выявлялась слоистость в виде чередования темных и светлых слоев. Она содержала лишь очень незначительное количество серы, связанной в виде пирита и медного колчедана. Фосфор (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) находится в апатите; оксиды TiO<sub>2</sub>, K<sub>2</sub>O и Na<sub>2</sub>O, не указанные в приведенном выше анализе, связаны в рутиле, слюдяных минералах и глаукофане, вследствие чего они могут быть отделены при магнитной сепарации.

Поскольку магнетит (Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>) присутствует в виде зерен размером от 0,006 до 0,260 мм, для достижения высокой степени обогащения методом магнитной сепарации в слабом поле требуется предварительное достаточно тонкое измельчение. К тому же магнетит и кварц присутствуют в виде тесных сростаний. Около 25 % всего магнетита приходится на зерна < 0,04 мм. Железо связано не только в магнетите, но частично и в железосодержащих силикатах. Примененными методами технологии обогащения извлечь это железо нельзя.

Сначала на небольших пробах провели лабораторные опыты по магнитному обогащению при различных степенях вскрытия. Проведенные исследования гранулометрического состава и содержания железа в различных фракциях показали, что для получения железа > 70 % по схеме магнитной сепарации необходимо измельчение до 100 % фракции < 0,04 мм.

Затем была сделана попытка получить требуемую степень окончательного обогащения с применением косвенной флотации при добавке катионоактивных реагентов. В качестве флотационных реагентов

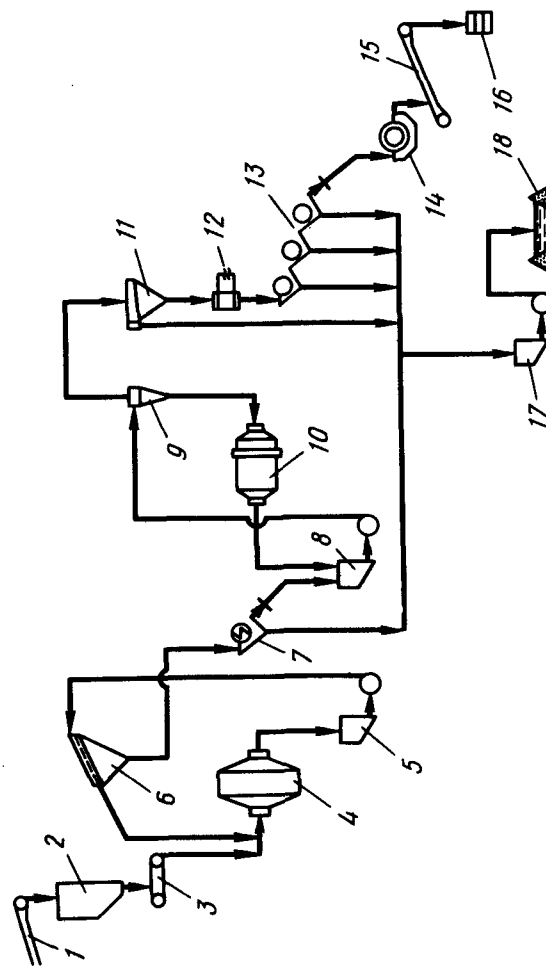


Рис. 2.2. Технологическая схема опытной установки по обогащению лебединских руд:

1 — резиновый транспортер с резиновой лентой; 2 — бункер для рядовой руды; 3 — резиновый транспортер; 4 — каскадная мельница; 5 — насосный зумпф (зумпф) и насос; 6 — вибрационный грохот с размером удлиненных ячеек сита 1 мм; 7 — однобарабанный электромагнитный сепаратор с прямоточной ванной; 8 — насосный зумпф и насос; 9 — гидроциклон; 10 — шаровая мельница; 11 — конический бункер для обесшламливания; 12 — обмотка для разматывания обогащенного продукта; 13 — трехбарабанный магнитный сепаратор проходного типа с противоточной ванной; 14 — барабанный фильтр; 15 — транспортер с резиновой лентой для концентрата; 16 — бункер для концентрата; 17 — насосный зумпф и насос (для хвостов); 18 — отстойник для хвостов



использовали аминовые соли "Аросёрф MG 98 А" и "Аросёрф MG 83" (фирмы "Эшленд кемикел К", шт. Огайо, США). Во флотационную установку загружали концентрат магнитного обогащения, содержащий 69,8 % Fe. В результате удалось получить флотационный концентрат, имевший > 71 % Fe. При вторичной флотации пены были получены еще сравнительно большие количества богатого железом (до 68 %) промежуточного продукта.

В результате опытов по флотации удалось установить общую зависимость между содержаниями железа и кремнезема в концентрате. По этим данным для получения  $\leq 2,5$  %  $\text{SiO}_2$  нужно довести обогащение до 70 % Fe:

$\text{SiO}_2$ , % . . . . .	3,0	2,0	1,5	1,0
Fe, % . . . . .	69,4	70,4	70,9	71,4

Затем на более крупных пробах провели опыты в полунепрерывном режиме, чтобы подтвердить результаты лабораторных опытов с малыми порциями и обосновать схему опытной установки, представленную на рис. 2.2. Эта установка принадлежит Обществу по исследованиям обогащения железных руд в Либенбурге, которое и проводило дальнейшие исследования по обогащению по заказу фирмы "Зальцгиттер".

Для первичного измельчения применили каскадные мельницы, работающие без применения специальных мелющих тел (по принципу самоизмельчения). Верхняя крупность исходной руды составляла 300 мм. Руда хорошо поддавалась самоизмельчению. Тонкое измельчение черного магнитного концентрата осуществлялось в шаровой мельнице. От исследования доизмельчения черного магнитного концентрата в галечной мельнице отказались, потому что получение достаточного количества гали в самой опытной установке было невозможно ввиду отсутствия окон для выделения гали в каскадных мельницах.

В четырех опытах, проведенных на установке, стремились добиться оптимизации технологии обогащения. В первом опыте основное внимание уделялось правильной настройке самоизмельчения в каскадных мельницах, причем магнитный сепаратор еще работал в неоптимальном режиме. Затем настройкой магнитного сепаратора и подбором более тонкого измельчения было достигнуто повышение выхода годного. При этом часть черного магнитного концентрата не направляли на доизмельчение, но в результате более тонкого измельчения остальной части было достигнуто повышение числа Блейна (удельной поверхности) до  $2200 \text{ см}^2/\text{г}$ .

Чтобы установить, можно ли получить такой результат также и при однократном измельчении, примерно соответствовавшем применявшемуся в первом опыте, провели третий опыт с доизмельчением всего количества черного магнитного концентрата. В итоге было установлено, что магнитный концентрат с числом Блейна  $1970 \text{ см}^2/\text{г}$  содержит только  $\sim 68$  % Fe и  $\sim 5$  %  $\text{SiO}_2$ . Причиной такого повышенного содержания  $\text{SiO}_2$  являются сrostки размером  $> 0,04$  мм.

В четвертом опыте проверили, можно ли путем повышения тонины

помола, что должно привести к частичному вскрытию сrostков фракции  $> 0,04$  мм, добиться снижения содержания кремнезема до 2,5 %. Хотя в этом опыте тонину магнитного концентрата довели до числа Блейна  $2450 \text{ см}^2/\text{г}$ , содержание  $\text{SiO}_2$  удалось снизить лишь до  $\sim 3$  %. Причиной этого здесь являются остатки фракции  $> 0,04$  мм. Отделение этих остатков, что в крупнопромышленных масштабах технически осуществимо, обеспечило бы требуемое снижение содержания  $\text{SiO}_2$  до 2,5 % и менее.

При дальнейшем вскрытии (повышении тонины помола) была бы получена такая тонкость магнитного концентрата; при которой уже невозможно обезвоживание и окомкование традиционными способами.

Вначале была сделана попытка получить требуемое качество конечного концентрата при помощи флотации. Перед опытами по флотации исследовали поведение концентратов магнитного обогащения при использовании различных собирателей (коллекторных флотореагентов) и при различных условиях кондиционирования и флотации. При этом во флотационном концентрате были достигнуты содержания железа 71,1–71,8 %. Это соответствует содержанию кремнезема  $\sim 1$  %. В серии опытов по лабораторной флотации самого крупного концентрата магнитного обогащения (третий опыт) было показано, что и с таким материалом можно получить флотационный концентрат, содержащий почти 71 % Fe.

В первом непрерывном опыте по флотации на опытной установке в качестве флотореагента-собирателя применили смесь аминовых солей "Аросёрф MG 98 А" и "Аросёрф MG 83" в соотношении 1 : 1. Никаких других реагентов для регулирования величины pH или для активирования или пассивирования поверхностей минералов не добавляли. Расход собирателя составил 110 г/т концентрата. Такое повышение по сравнению с результатами лабораторных опытов (не упоминавшимися) объясняется большей долей пенистого продукта.

Опытная флотационная установка состояла из системы кондиционирования, в которую вводили собиратель, стадии черновой флотации, осадок которой представлял собой конечный концентрат, и двух стадий дополнительной флотации (флотации со сбором пены), на которых из пенистого продукта черновой флотации получали промежуточные продукты, возвращаемые в процесс. За флотацией выполнялись операции сгущения и фильтрации, в результате которых концентрат обезвоживался до влажности 10,4 %.

В итоге опытов были получены следующие результаты (МК — исходный концентрат магнитного обогащения; ФК — флотационный концентрат; ФХ — хвосты флотационного обогащения), %:

	МК	ФК	ФХ
Доля по массе . . . . .	100,0	88,8	11,2
Содержание Fe . . . . .	68,06	71,39	41,67
Выход (извлечение) Fe . . . . .	100,0	93,0	7,0
Содержание $\text{SiO}_2$ . . . . .	4,84	1,01	35,24

Выход флотационного концентрата и хвостов флотации по отношению к исходной (необогащенной) руде составил соответственно 31,7 и 4,0 %.

При гранулометрическом анализе и определении содержания железа в различных фракциях продуктов флотации было установлено, что снижение содержания  $\text{SiO}_2$  обуславливается в первую очередь всплыванием более крупных частиц пустой породы, не содержащих железа или содержащих его в незначительном количестве. В результате флотации удельная поверхность концентрата (по Блейну) возросла всего с 1970 до 2010  $\text{см}^2/\text{г}$ .

Полный химический состав флотационных концентратов был следующим (I — образец С, удельную поверхность не определяли; II — образец с опытной установки, удельная поверхность 2010  $\text{см}^2/\text{г}$ ), %:

	$\text{Fe}_{\text{общ}}$	$\text{FeO}$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$
I . . . . .	71,27	31,16	67,13	1,10	0,12	0,04	0,05
II . . . . .	71,32	31,44	66,77	1,01	0,16	0,01	0,01
	P	S	Cu	$\text{TiO}_2$	$\text{Na}_2\text{O}$	$\text{K}_2\text{O}$	П.п.п.
I . . . . .	0,013	0,011	0,007	0,035	0,10	0,05	0,22
II . . . . .	0,017	0,011	0,004	не опр.	0,09	0,035	0,32

Этот концентрат можно было получить из исходной руды со сквозным извлечением железа (по отношению к рядовой руде) 73,7 % при затратах энергии на измельчение  $\sim 15 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$  на 1 т руды (что соответствует  $\sim 48 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$  на 1 т флотационного концентрата).

Описанные исследования показали, что технологически наиболее целесообразно обогащать лебединскую руду магнитным способом до содержания  $\sim 68\%$  Fe, а окончательное дообогащение до  $> 70\%$  Fe обеспечивать косвенной флотацией с применением катионоактивных реагентов.

Наряду с тем преимуществом, что при косвенной флотации содержание  $\text{SiO}_2$  в готовом (конечном) концентрате может быть снижено до величины  $\sim 1\%$ , важно также, что для магнитного обогащения до 68 % Fe существующую технологическую схему Лебединского ГОКа не нужно изменять. Флотационная (доводочная) установка может быть сооружена как самостоятельный агрегат.

Однако существенной проблемой при флотации является остаточное содержание флотационных реагентов в воде и в конечных продуктах. Применяемые здесь аминовые соли при повышенных концентрациях токсичны. Поэтому требовалось изучить распределение флотореагентов более подробно.

При флотации с применением аминовых солей 90–95 % всего количества присаженного флотореагента адсорбируется на твердом веществе. При этом не наблюдается распределения, пропорционального количеству пенного продукта и осадка; в пенном продукте получается более высокая концентрация аминов. Можно считать, что их концентрация в пенном продукте примерно вдвое выше, чем в конечном концентрате. Отсюда получается следующее приблизительное распределение флотореагентов между получаемыми продуктами (с учетом их количественного соотношения), %: конечный концентрат 75; хвосты 17; флотационная вода 8. Доля флотореагентов, адсорбированных в ко-

нечном концентрате и при последующих переделах (окомковании, прямом восстановлении), термически разрушающихся, не имеет значения.

При использовании представленной технологической схемы флотации флотационные хвосты в конечном счете попадут в водоем, в который одновременно поступят и прочие хвосты магнитной сепарации. Поэтому в водоеме получится значительное разбавление концентрации аминов, что практически исключает вероятность их перехода в грунтовые воды в концентрациях, представляющих опасность для окружающей среды.

По общему опыту, при флотации с применением аминов аминовые соли очень быстро и очень прочно адсорбируются на поверхности кварца и силикатов и могут быть десорбированы только при значениях  $\text{pH} > 11$ . Повышение величины pH во всем водоеме для хвостов до такого высокого уровня практически исключено, поскольку во время всего процесса обогащения от рядовой руды до флотационного концентрата не предусматривается никакого регулирования pH свежей или оборотной воды.

Остаточные концентрации аминовых солей во флотационной воде не будут иметь существенного значения, поскольку эта вода после соответствующего механического осветления снова может быть использована во флотационном цикле для разбавления и взмучивания. Здесь остаточная концентрация аминов даже сказывается положительно, обеспечивая некоторую экономию флотореагентов.

Однако при прямом применении концентрата магнитного обогащения для последующей флотации должен получиться некоторый избыток оборотной воды от фильтрации флотационного концентрата и от сгущения хвостов флотации, который потребуется возвращать на флотацию или магнитную сепарацию. Можно принять, что здесь остаточная концентрация не превысит 6–7 мг/л (или  $\sim 4 \cdot 10^{-5}$  моль/л), что соответствует двойному запасу, так как на опытной установке были получены значения, равные  $\sim 3$  мг/л. Такая величина подтверждается и данными по уже работающим крупным установкам.

Чтобы избежать опасности попадания аминовых солей в грунтовые воды, возможно и такое решение, при котором флотационная установка работает исключительно на оборотной воде с некоторой остаточной концентрацией аминов. При этом флотационные хвосты фильтруются, как и флотационный концентрат, и таким образом наряду с "суперконцентратом" для прямого восстановления вырабатывается и второй концентрат, более бедный по железу, предназначенный для применения в доменных печах.

Однако у советских специалистов имелись существенные сомнения в применимости косвенной флотации в качестве конечной ступени обогащения лебединского концентрата. Поэтому провели дополнительные исследования с целью снизить остаточное содержание кремнезема в конечном концентрате другими путями.

При магнитной сепарации лебединской руды имеется очень тесная связь между тониной помола и содержаниями железа и кремнезема. Эта

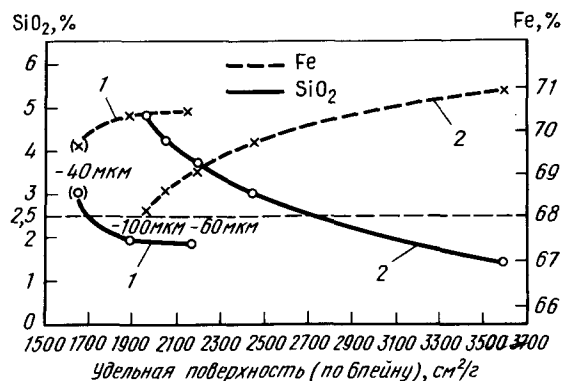


Рис. 2.3. Зависимость содержаний железа и кремнезема в концентрате магнитного обогащения от удельной поверхности по Блейну:  
1 — при измельчении только мелкой фракции; 2 — при измельчении всего концентрата магнитного обогащения

взаимосвязь представлена графически на рис. 2.3. С повышением тонины помола (представленной здесь в виде удельной поверхности концентрата магнитного обогащения после трехкратной очистки) содержание  $\text{SiO}_2$  снижается. Классификация с разделением фракций крупнее и мельче 0,04 мм в цикле измельчения в промышленных условиях может быть обеспечена только в гидроциклоне.

Анализ гранулометрического состава и содержаний железа и кремнезема в различных фракциях четко показали, что фракция  $\leq 0,04$  мм в концентрате магнитного обогащения уже обогащена более чем до 70 % по железу и содержит  $< 2,5$  %  $\text{SiO}_2$ , тогда как при обработке в циклоне еще некоторые количества грубых сростков с меньшим содержанием магнитного компонента поступают в верхний перелив из циклона и попадают в магнитных сепараторах в концентрат, что снижает эффективность обогащения.

Исследования по дальнейшему снижению содержания  $\text{SiO}_2$  в загружаемых окатышах поэтому должны быть направлены на то, чтобы вскрыть (измельчить) эти грубые сростки настолько, чтобы и их можно было разделять магнитным способом или же удалить их из магнитного концентрата. Кроме того, как третий вариант имелась еще и возможность путем тонкого рассева удалять эти комплексные сростки (остаток на сите) из магнитного концентрата до его доизмельчения. После этого подвергают доизмельчению и последующей трехступенчатой магнитной очистке только фракцию, прошедшую через сито (провал), содержащую более благоприятные сростки (обычно с более крупными частицами магнетита).

В опытах по дальнейшему измельчению и магнитной сепарации исходили из концентрата черновой магнитной сепарации, который поэтапно измельчали до содержания  $\sim 90$  % фракции  $\leq 0,025$  мм. Результаты

одного из опытов без обесшламливания приведены ниже (концентрат содержал 2,14 %  $\text{SiO}_2$  и имел удельную поверхность по Блейну  $3785 \text{ см}^2/\text{г}$ ):

	Доля по массе, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат . . . . .	69,3	70,27	89,1
Хвосты I + II + III . . . . .	30,7	19,32	10,9
Вся загрузка . . . . .	100,0	54,63	100,0

Концентрат со средним содержанием железа 69,88 % имел следующее его распределение по фракциям:

Фракция, мм . . . . .	$> 0,063$	0,063—0,04	0,04—0,025	$< 0,025$
Доля по массе, % . . . . .	3,4	1,5	8,2	86,9
Содержание Fe, % . . . . .	68,11	66,41	70,42	69,96

Кремнезем концентрата в этом опыте удалось снизить до  $\sim 2$  %. Таким образом, кривая зависимости содержаний железа и кремнезема от удельной поверхности (рис. 2.3) является прямым продолжением полученной ранее, и предельное значение 2,5 %  $\text{SiO}_2$  достигается примерно при удельной поверхности не более  $2800 \text{ см}^2/\text{г}$ .

Опыты с обесшламливанием дали следующие результаты:

	Доля по массе, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат . . . . .	59,6	70,90	80,7
Шлам . . . . .	30,7	21,98	12,9
Хвосты I + II + III . . . . .	9,7	34,74	6,4
Вся загрузка . . . . .	100,0	52,37	100,0

Распределение железа по фракциям концентрата со средним его содержанием 70,98 % приведено ниже:

Фракция, мм . . . . .	$> 0,063$	0,063—0,040	0,040—0,025	$< 0,025$
Доля по массе, % . . . . .	1,0	2,2	10,2	86,6
Содержание Fe, % . . . . .	67,95	67,95	70,11	69,96

Трехступенчатая магнитная сепарация с трехступенчатым обесшламливанием после измельчения магнитного концентрата предварительного обогащения до содержания  $\sim 90$  % фракции  $\leq 0,25$  мм сказалась положительно на содержании кремнезема (оно снизилось с 2,14 до 1,44 %), но по выходу годного его влияние было неблагоприятным. Однако решающее значение для оценки имело то, что удельная поверхность возросла до  $3600\text{--}3800 \text{ см}^2/\text{г}$ .

При такой тонкозернистости материала его обезвоживание в вакуум-фильтрах уже невозможно. Влажность отфильтрованного материала ни в одном случае не была  $< 16$  %, что не допускает окомкования без промежуточной сушки.

При исследованиях сепарации грубых сростков вначале провели классификацию концентрата, полученного в четвертом опыте на опытной установке, в гидроциклоне. Эти испытания имели целью разделить концентрат магнитного обогащения на две фракции: суперконцентрат с низким содержанием кремнезема для прямого восстановления и обыч-

ный концентрат с более высоким содержанием кремнезема, из которого можно получать окатыши для доменной плавки.

Результаты испытаний показали, что при выходе слива гидроциклона ~ 68 % достигается снижение содержания  $\text{SiO}_2$  с ~ 3 только до 2,7 %.

Поэтому такой способ классификации в циклоне приходится отклонить как неприемлемый. Дальнейшие исследования были посвящены микрорассеву. Согласно исследованиям на другом минеральном сырье, при микрорассеве можно обеспечить разделение на фракции крупнее и мельче 0,04 мм. Это означает, что если удастся полностью отделить фракцию > 0,04 мм, то содержание  $\text{SiO}_2$  в концентрате существенно снизится.

На наклонном прямом грохоте с шириной щелей 0,1 мм, который через определенные промежутки времени (через каждые 5 мин) кратковременно (в течение 5 с) встряхивали для очистки щелей, провели несколько опытов с различным наклоном и различным количеством загружаемого материала. При этом концентрат магнитного обогащения подводили в суспензии, содержащей ~ 50 % твердого вещества. Наклон сита варьировали в пределах от 66 до 75°, а производительность — от 2 до 8 т/ч. Оба фактора при их изменении в вышеназванных пределах оказали лишь слабое влияние на результаты классификации.

Результаты показали, что достигается обогащение до ~ 69,7 % Fe при остаточном содержании 3 %  $\text{SiO}_2$ . Такое сравнительно высокое содержание кремнезема в основном обусловливается слишком большой долей фракции > 0,04 мм в подрешетном продукте (~ 4 %).

Ввиду неудовлетворительных результатов классификации на сите с шириной щелей 0,1 мм было решено провести дальнейшие исследования на ситах с еще более узкими щелями. На том же грохоте провели испытания с установкой сита, имевшего ширину щелей 0,06 мм, причем на разделение загружали концентрат магнитного обогащения, содержащий ~ 68 % Fe и 5 %  $\text{SiO}_2$ .

Несмотря на меньший наклон сита и сниженную производительность, результаты классификации с применением щелей шириной 0,06 мм не улучшились. Ввиду малого живого (открытого) сечения сита с такими узкими щелями доля подрешетного продукта (10—17 % загруженного количества) была незначительной. Хотя на таком сите и удалось получить желательное содержание кремнезема порядка 2,25 % в конечном концентрате, достигаемое распределение по количеству между подрешетным и надрешетным продуктами, низкие производительности и большое число необходимых ступеней рассева делают применение микросит с шириной щели 0,06 мм нецелесообразным.

Тонкие фракции черного концентрата магнитного обогащения содержат лишь небольшие количества комплексных сростков, вскрывать которые нужно при очень тонком измельчении. Поэтому раздельное магнитное обогащение этой части первого концентрата магнитного обогащения представляется перспективным для получения суперконцентрата. Такой путь был проверен в ряде опытов.

Рассев на фракции крупнее и мельче 0,10 мм проводили в промыш-

ленных масштабах на том же микрогрохоте с шириной щелей сита 0,17 мм. Чтобы получить наибольшую возможную долю подрешетного продукта, выполнили двухступенчатый рассев. Достигнутое при таком рассеве разделение черного концентрата магнитного обогащения на грубые комплексные сростки и тонкие более благоприятные сростки, а также на тонкий свободный магнетит характеризовалось тем, что подрешетный продукт обеих ступеней содержал уже ~ 59,85 % Fe, тогда как надрешетный продукт — только 49 % Fe.

Дальнейшая переработка подрешеточного продукта заключалась в доизмельчении до содержания 70 % фракции ≤ 0,025 мм и трехступенчатой магнитной очистке без предварительного обесшламливания. Опыт дал следующие результаты:

Содержание Fe, % . . . . .	69,55
Содержание $\text{SiO}_2$ , % . . . . .	2,97
Удельная поверхность суперконцентрата по Блейну, $\text{см}^2/\text{г}$ . . . . .	2440
Сквозное извлечение железа из исходной руды, % . . . . .	61,9

Таким образом, в этом опыте ~ 80 % (по массе) подрешетного продукта удалось переработать на суперконцентрат, содержащий 69,55 % Fe и 2,97 %  $\text{SiO}_2$ .

Хвосты магнитной сепарации содержат в общей сложности 16,0 % Fe. По отношению ко всему количеству поступившей исходной руды выход суперконцентрата для прямого восстановления теперь составил 28 % (по массе).

В опыте, выполнявшемся параллельно с вышеописанным, в котором перед магнитной сепарацией дополнительно выполняли трехкратное обесшламливание, было обеспечено значительно более высокое обогащение суперконцентрата — до 70,21 % Fe и 2,34 %  $\text{SiO}_2$  при еще приемлемой удельной поверхности 2045  $\text{см}^2/\text{г}$ .

При микрорассеве на ситах с шириной щелей 0,17 мм ввиду неизбежного попадания некоторого количества крупных сростков в подрешетный продукт (их доля составляет ~ 5 % подрешетного продукта) дальнейшая переработка нарушается. Поэтому дополнительно провели еще серию опытов по рассеву концентрата магнитного обогащения на микросите с шириной щелей 0,1 мм.

При этом наряду с заметным снижением доли крупной фракции (> 0,1 мм) в подрешетном продукте каждой ступени (ввиду меньшей ширины щелей) уменьшилась производительность и особенно сократилась количественная доля подрешетного продукта на каждой ступени рассева. Поэтому для достижения сопоставимого количественного соотношения между подрешетным и надрешетным продуктами требовалось иметь по крайней мере еще одну ступень рассева в дополнение к числу ступеней, необходимых при ширине щели 0,17 мм.

Снижение доли крупной фракции (> 0,1 мм) в подрешетном продукте до ~ 1,5 % положительно сказалось на последующих этапах измельчения и магнитной сепарации; в итоге без обесшламливания и при том же количественном выходе годного и той же удельной поверх-

ности ( $\sim 2400 \text{ см}^2/\text{г}$ ) удалось получить суперконцентрат, содержащий 70 % Fe и 2,6 %  $\text{SiO}_2$ .

При предварительном обесшламливании степень обогащения, бесспорно, была бы еще более высокой.

Сопоставление всех результатов опытов по микрорассеву показывает, что разделение черногового концентрата магнитного обогащения на более крупную (грубую) фракцию с неблагоприятными сродками и на более тонкую фракцию с благоприятными сродками и последующая переработка тонкой фракции позволяют получить наиболее богатые концентраты, содержащие  $\sim 70$  % Fe и 2,5 %  $\text{SiO}_2$  при удельной поверхности  $\sim 2000 \text{ см}^2/\text{г}$ .

#### 2.4. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ КОНЦЕНТРАТА С НИЗКИМ СОДЕРЖАНИЕМ КРЕМНЕЗЕМА

В 1975 г. с целью испытания технологической цепи процессов ОЗМК: окомкования, металлизации и плавки стали на обогатительной фабрике ЛГОКа была произведена промышленная партия концентрата (60 тыс. т), содержащего кремнезема в среднем 3,27 %.

Концентрат был получен на технологических секциях 1–4 по разработанной институтом "Механобрчермет" технологии магнитного обогащения: три стадии бесшарового измельчения и пять стадий магнитной сепарации (рис. 2.4). Для получения концентрата с содержанием кремнезема  $< 3,6$  % подавали исходную руду, содержащую 57,7 % легкообогащаемых магнетитовых и гематито-магнетитовых кварцитов против 50,0 % в руде, применяемой для получения рядового концентрата. Результаты испытаний приведены ниже:

Концентрат	Рядовой	Опытный
Переработано руды, тыс. т	1174,2	151,5
Получено концентрата, тыс. т	464,3	50,9
Содержание железа в концентрате, %	68,08	69,7
Выход концентрата, %	36,9	33,6
Извлечение железа в концентрат, %	75,96	69,0
Производительность секции по руде, т/ч	226,3	185,6
Содержание фракции $< 0,044 \text{ мм}$ , %	88–90	96
Удельная поверхность (ПСХ-4), $\text{см}^2/\text{г}$	1400	1700
Влажность концентрата, %	9,8	9,3
Вакуум на фильтрах, кПа	60	74
Содержание кремнезема, %	4,0	3,27

Таким образом, получение концентрата с содержанием кремнезема 3,27 % обеспечили за счет снижения производительности оборудования, а меньшая влажность была достигнута благодаря работе дополнительных вакуумных насосов и снижению удельной производительности фильтров с 0,4 до  $0,35 \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ .

Следующим этапом исследований была проверка в промышленных условиях технологии получения концентрата с содержанием кремнезема  $< 3$  %, которую провели на обогатительной фабрике Лебединского ГОКа в 1977 г. в несколько этапов. В основу положен магнитный

способ дообогащения рядового концентрата с предварительным доизмельчением его в шаровой мельнице. Схема доводки включала две стадии магнитной сепарации с промежуточной дешламацией.

Доизмельчение рядового концентрата провели по схемам:

- с предварительной классификацией питания мельницы и контрольной классификацией продукта измельчения в гидроциклонах;
- с уплотнением питания мельницы на магнитных сепараторах и контрольной классификацией измельченного материала;

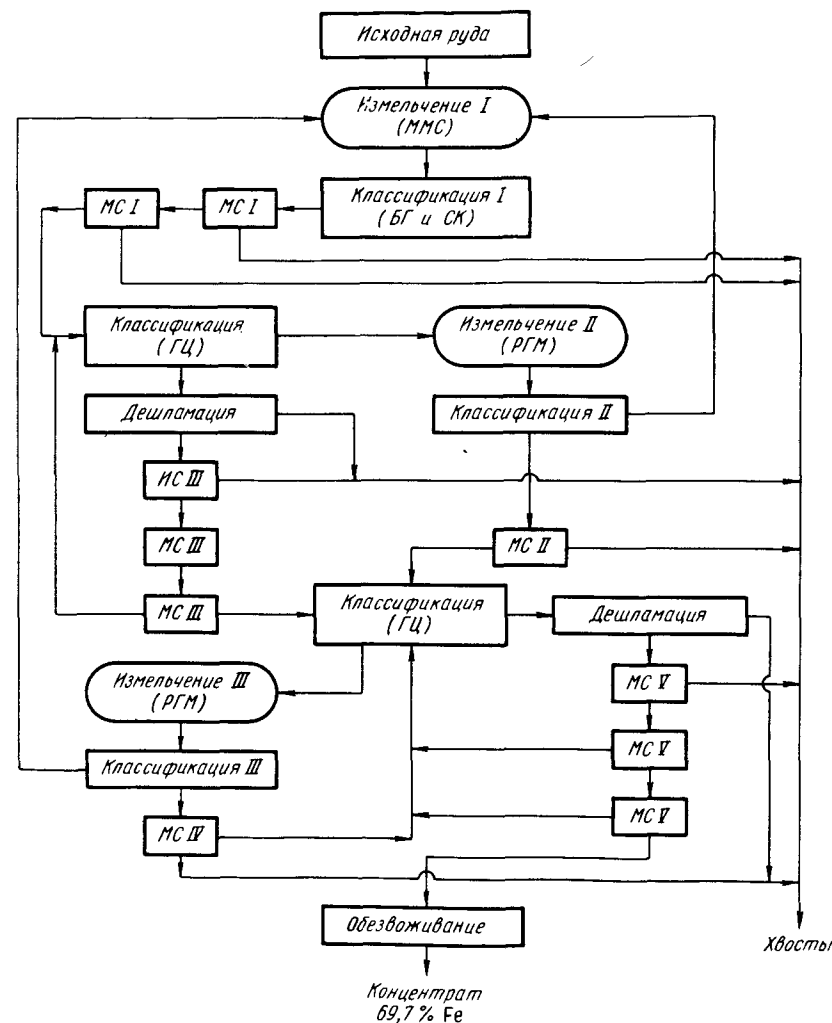


Рис. 2.4. Технологическая схема получения опытной партии концентрата с содержанием 69,7 % Fe:

ММС — мельница мокрого самоизмельчения (остальные обозначения см. рис. 3.1)

Т а б л и ц а 2.1. Показатели обогащения лебединского концентрата по различным схемам

Характеристика схемы		Исходный концентрат				конечный концентрат			
основной цикл	доводочный цикл	Fe, %	фракция < 0,044 мм, %	удельная поверхность, см <sup>2</sup> /г	Fe, %	SiO <sub>2</sub> , %	фракция < 0,044 мм, %	удельная поверхность, см <sup>2</sup> /г	
Две стадии измельчения	С предварительной классификацией	68,1	91,4	—	69,9	3,1	97,0	1750	
		68,3	92,5	—	69,9	2,64	97,7	1970	
		68,3	89,0	1800	70,2	2,58	96,0	2140	
		68,4	90,0	1920	70,3	2,44	97,0	2060	
Три стадии измельчения	Без классификации, циркуляция концентрата 100 %	68,3	89,5	1850	70,0	2,57	94,0	1990	
	С предварительной классификацией	68,9	92,7	—	70,3	2,3	97,0	2050	
	С контрольной классификацией	69,3	92,5	1960	70,6	2,25	97,2	2240	
	Без классификации, циркуляция концентрата 100 %	69,0	90,6	1900	70,1	2,64	92,4	2140	
	Без классификации, циркуляция концентрата 100 %	68,9	91,2	1870	70,2	2,64	95	2180	
	Без классификации и циркуляции концентрата	69,0	93,9	1900	70,3	2,48	97,9	2180	

— без предварительной и контрольной классификации с возвращением части конечного концентрата на доизмельчение через уплотняющие сепараторы.

Испытаны также варианты схем с различной степенью подготовки исходного концентрата в основном цикле с двух- и трехстадийным бесшаровым измельчением при соотношении объемов мельниц по стадиям 1 : 1 и 2 : 1. 1. Результаты испытания приведены в табл. 2.1.

Получение заданного количества конечного концентрата надежно обеспечивали при содержании железа в исходном концентрате  $\geq 68,7$  %, что возможно при трехстадийной схеме измельчения в основном цикле. Однако увеличение стадий измельчения приводит к возрастанию величины удельной поверхности. Самое низкое содержание кремнезема достигнуто по схеме с контрольной классификацией в узле дообогащения — 2,25 % (от 1,5 до 2,56 %). По схеме с предварительной классификацией получен концентрат с содержанием 2,3 % SiO<sub>2</sub> (от 1,9 до 2,6 %), а по схеме без классификации — 2,48 % (от 2,26 до 2,77 %) с несколько меньшей удельной поверхностью.

На основании результатов испытаний была спроектирована фабрика дообогащения концентрата, рассчитанная на переработку труднообогатимой руды и включающая доизмельчение исходного концентрата до 98 % фракции < 0,044 мм в шаровой мельнице с контрольной классификацией в гидроциклонах и две стадии магнитной сепарации с промежуточным обесшламливанием продукта измельчения. С учетом достоинств и недостатков испытанных вариантов технологии предусмотрены возможность оперативного изменения количества стадий измельчения в основном цикле и схемы узла классификации в доводочном цикле в соответствии с изменением состава руды по обогатимости с целью надежного обеспечения требуемого качества концентрата по содержанию кремнезема и удельной поверхности.

## 2.5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ФАБРИКИ ДООБОГАЩЕНИЯ ЛЕБЕДИНСКОГО ГОКа

Принципиальная схема фабрики дообогащения Лебединского ГОКа приведена на рис. 2.5. Концентрат с обогатительной фабрики № 2, содержащий 68,7 % Fe в виде пульпы (содержание твердого 35 %), подают в сгустители фабрики дообогащения. После сгущения до 60 % твердого пульпа поступает в мешалку, где проводится ее усреднение, а затем (перед измельчением) на магнитных сепараторах уплотняют до 70 % твердого. Измельчение осуществляют в шаровой мельнице 45 x 60 и 98 % фракции < 0,044 мм, после чего концентрат обогащают на магнитных сепараторах до содержания железа 68,9 % (содержание железа в хвостах 30 %). Обогащенную пульпу размагничивают, разбавляют водой до 43 % твердого и подают на классификацию в гидроциклоны, где разделяют на два продукта с содержанием железа 68,8 и 69,3 %.

Материал с меньшим количеством железа возвращают в начало процесса (уплотнение, дробление и обогащение). Концентрат с 69,3 % Fe

подают в магнитный дешламатор, откуда более тонкую часть материала, содержащую пустую породу и 35 % Fe, сбрасывают в хвосты, а более крупную (69,8 % Fe) подают на магнитную сепарацию, обеспечивающую получение в концентрате 70 % Fe и  $< 3\% \text{ SiO}_2$ .

В результате дообогащения содержание железа в концентрате возрастает с 68,7 до 70 %, а кремнезема снижается с 4,5 до  $< 3\%$ , при этом теряется с хвостами 1,27 % Fe, пример изменения характеристики концентрата в течение нескольких суток мая 1983 г. приведен на рис. 2.6, из которого видно, что фабрика дообогащения работала нестабильно. Однако эта нестабильность несколько сглаживается перед фильтрацией благодаря усреднению концентрата при ее транспортировке.

Удельная поверхность концентрата удовлетворительно коррелирует

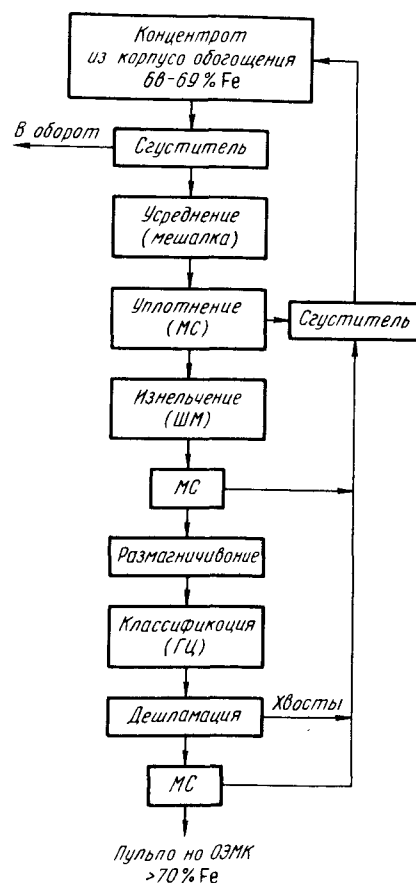


Рис. 2.5. Технологическая схема процесса получения дообогащенного концентрата на Лебединском ГОКе:

ШМ — шаровая мельница (остальные обозначения см. рис. 3.1)

с его другими свойствами и при значении  $\sim 2200 \text{ см}^2/\text{г}$  можно получать концентрат с проектными показателями (рис. 2.7). По мере освоения оборудования и технологии фабрики дообогащения Лебединского ГОКа стабилизировали качество концентрата (рис. 2.8) и к концу 1983 г. достигли устойчивых проектных показателей по количеству и качеству концентрата.

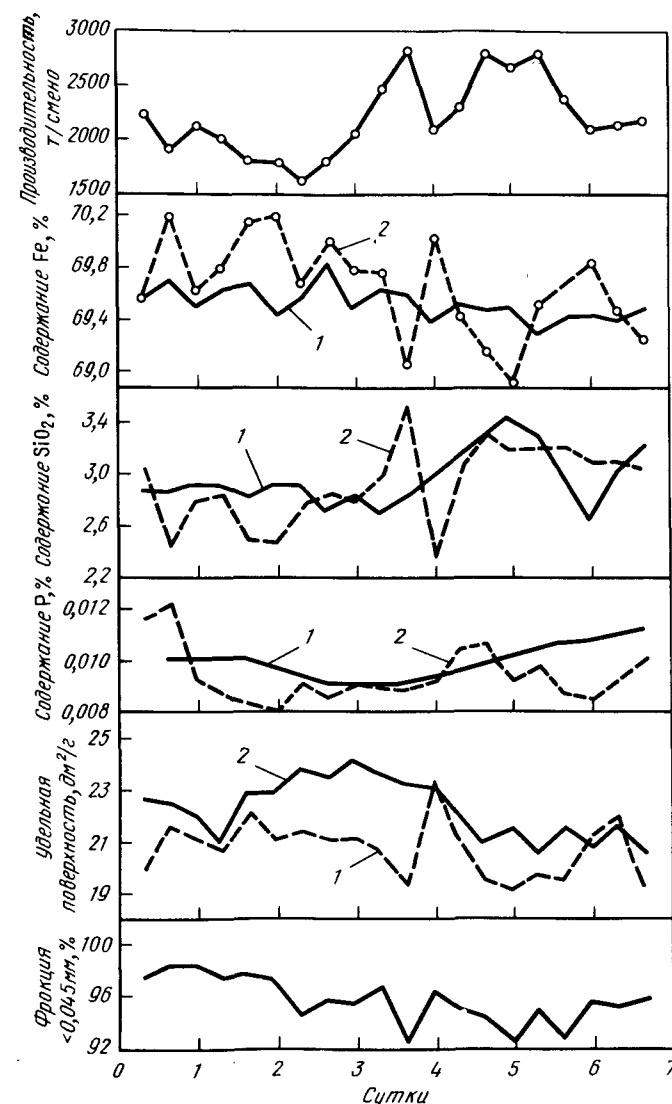


Рис. 2.6. Изменение свойств концентрата: 1 — до фильтрации; 2 — после фильтрации

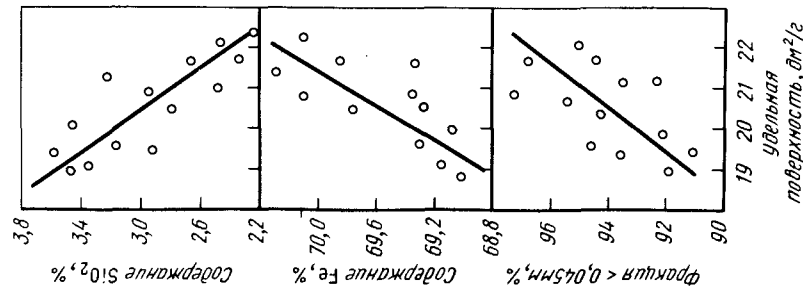


Рис. 2.7. Влияние удельной поверхности концентрата на его свойства

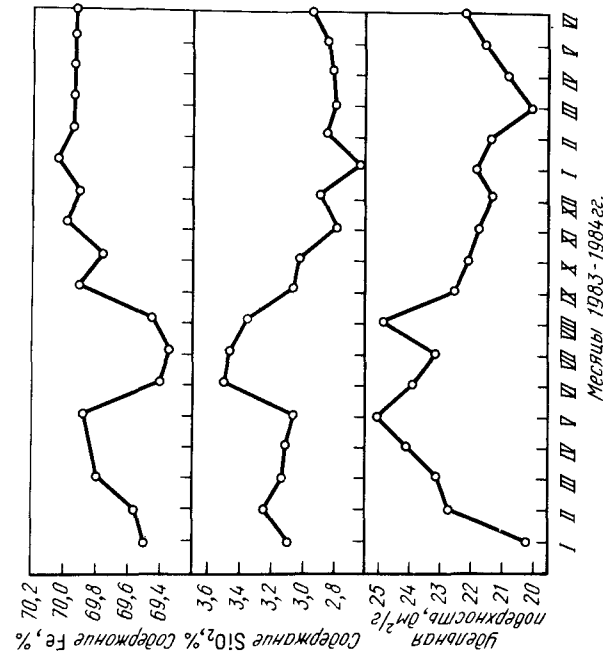


Рис. 2.8. Изменение качества дообогащенного концентрата в процессе освоения технологии

## Глава 3. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ ОКАТЫШЕЙ ИЗ ТОНКОГО БОГАТОГО ЛЕБЕДИНСКОГО КОНЦЕНТРАТА

Гидротранспорт, обезвоживание тонкого концентрата, его окомкование и окислительный обжиг окатышей в недостаточной мере были исследованы до проектирования ОЭМК. Поэтому в ходе выполнения форпроекта комбината в институте "Механобрчермет", на некоторых предприятиях СССР и фирмой "Лурги" (ФРГ) были определены параметры и показатели технологии производства окисленных окатышей с целью определения их основных параметров и показателей.

### 3.1. ГИДРОТРАНСПОРТ

Испытания гидротранспорта твердых веществ (лебединского концентрата) провели в институте Ляйхтвайса в Техническом университете в Брауншвейге на опытной установке, построенной фирмой "Зальцгиттер".

В программе испытаний предусмотрен ряд исследований для определения следующих параметров: критической скорости; коэффициента сопротивления; потери напора; потребляемой мощности; хода повторного пуска при заполненном трубопроводе.

Чтобы оценить влияние диаметра труб на условия транспортировки пульпы (смеси руда — вода), было намечено провести также измерения на трубопроводе увеличенного диаметра. Для этого параллельно существующему трубопроводу с условным диаметром  $D_y = 200$  мм смонтировали второй трубопровод с  $D_y = 300$  мм. По предварительным расчетам, этот больший диаметр был достаточен для транспортировки всего годового количества перерабатываемого концентрата в условиях ОЭМК.

#### 3.1.1. Устройство опытной установки

Опытная установка (рис. 3.1), выполненная в виде оборотного цикла, была смонтирована в зале института Ляйхтвайса. Пульпа поступает из воронкообразного зумпфа центробежного пескового насоса, который подает ее по трубопроводу с  $D_y = 200$  мм длиной  $\sim 270$  м и обратно в тот же зумпф; возврат возможен также и по параллельно расположенному трубопроводу с  $D_y = 300$  мм и длиной 132 м.

Для взмучивания пульпы в момент пуска и для устранения ее возможного осаждения на выходе в нижней части резервуара зумпфа насоса (15) смонтированы гидравлические взмучивающие сопла. Всасывающий трубопровод с условным диаметром 250 мм, выполненный с поворотом на  $90^\circ$ , может быть перекрыт задвижкой (2) от зумпфа насоса. Кроме того, на стороне всасывания имеется возможность подвода свежей воды, во-первых, для разбавления пульпы в зумпфе насоса, а во-вторых, для уменьшения пускового момента пескового насоса.

Рабочий насос — гуммированный песковый насос NPK 200/400 фир-



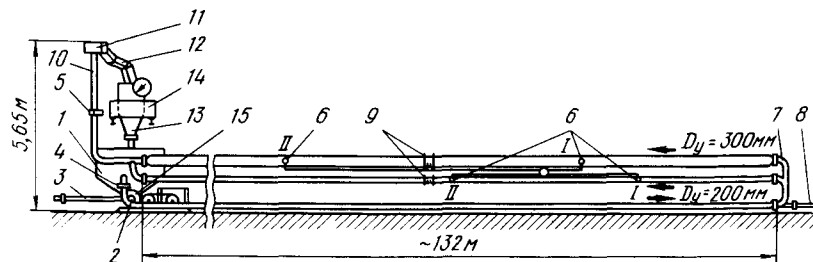


Рис. 3.1. Схема опытной установки гидротранспорта:

1 — песковый насос; 2 — задвижка на стороне всасывания пескового насоса; 3 — подвод свежей воды; 4 — задвижка на входе в трубопровод; 5 — концевая задвижка; 6 — места замера давления, станции I и II; 7 — поворотная петля (калач к оборотной линии); 8 — трубопровод для слива системы гидротранспорта; 9 — смотровые стекла; 10 — стояк; 11 — приемный резервуар; 12 — поворотный желоб; 13 — мерный резервуар; 14 — весовое устройство; 15 — зумпф насоса

мы "Хаберман" (Виттен/Рур) приводится от трехфазного асинхронного двигателя номинальной мощностью 75 кВт, который через клиноременную передачу соединен непосредственно с гидромуфтой (типа Хидропакт PV 105 фирмы "Линде") для регулирования частоты вращения гидродвигателя (типа A2 F 160 U 1 P 6), расположенного за ней.

Вода высокого давления, необходимая для уплотнения транспортирующего насоса и для поддержания зазора, отбирается непосредственно из трубопроводной сети; установленное здесь реле давления отключает насосную установку при прекращении подачи воды.

Транспортный (напорный) трубопровод с  $D_y = 200$  мм имеет диаметр трубы в свету 206 мм, а трубопровод с  $D_y = 300$  мм соответственно 311 мм. Эффективная длина напорного трубопровода может быть увеличена при помощи дроссельной (концевой) задвижки (5) на выходе. Управление расходом пульпы осуществляется регулированием частоты вращения гидромуфты, но для этой цели может быть привлечена и вторая дроссельная задвижка — задвижка на входе (4), поскольку диапазон регулирования гидромуфты при низких скоростях транспортирования недостаточен.

Влияния возможной турбулентности за задвижками на результаты измерения потерь напора не учитываются, так как первое место замера давления (6) в трубопроводе расположено на расстоянии ~160 м за задвижкой на входе. Кроме того, на этом же участке трубопровода имеется петля поворота на  $180^\circ$  (7), которая тоже расположена на безопасном расстоянии ~130 D от первого места замера давления.

Смотровые окна (9), встроенные в оборотные линии, позволяют наблюдать за характером течения смеси и отложениями вдоль трубопровода. Смотровые участки выполнены в виде рамки из стальной трубы с клеенными в нее стеклянными окнами. Соединения между стенкой трубы и стеклянной деталью представляют собой гладкий переход

постоянного диаметра, так что дополнительная турбулизация пренебрежимо мала.

Весь напорный трубопровод собран из 24-м отрезков труб, соединенных между собой на фланцах болтами; отрезки труб в свою очередь сварены из 6-м секций с помощью центрирующего устройства. На измерительном участке длиной 40 м в трубопроводе диаметром 200 мм имеется один фланец, влияние которого на потери напора, однако, пренебрежимо мало (как показала проверка с разбивкой этого участка на два длиной по 20 м).

Конец транспортного участка представляет собой вертикальный стояк (10), который входит в приемный резервуар (11), откуда смесь стекает по поворотному желобу (12). В нормальном положении поворотный желоб замыкает цикл движения транспортируемой смеси; для определения средней скорости потока и концентрации материала в нем желоб можно повернуть при помощи пневмоцилиндра в сторону над мерным резервуаром (13), собирая там транспортируемый материал в течение определенного времени, предварительно заданного при помощи реле.

Мерный резервуар (емкостью ~1,0 м<sup>3</sup>) установлен на механических весах, которые показывают массу поступившей пульпы на циферблате. Из мерного резервуара смесь обратно поступает в оборотный цикл через плоскую задвижку, управляемую пневмоцилиндром. Органы управления пневматическими переключающими устройствами соединены между собой схемой взаимной блокировки, чем предотвращается перегрузка весового устройства.

#### Способы и приборы измерения

Для измерения двухфазных потоков многие стандартные приборы, рассчитанные на измерение потоков чистой жидкости (например, диафрагмы, насадки Вентури и трубки Пито), не могут быть применены вследствие явлений абразивного износа. Индуктивные методы измерения иногда связаны со значительными погрешностями, потому что у различных смесей и разновидностей железных руд имеются существенные различия в магнитных свойствах, что может повлечь значительные отклонения от фактических значений.

В общем случае средняя скорость течения однородного двухфазного потока  $v$  определяется как отношение  $v = Q/F$ , где  $Q$  — расход транспортируемой смеси,  $F$  — площадь поперечного сечения трубы. Расход смеси  $Q$  можно далее разделить на расход твердой фазы (объемный расход твердого вещества  $Q_F$ ) и расход жидкой фазы (объемный расход воды  $Q_W$ ), так что для средней скорости получается выражение

$$v = (Q_F + Q_W)/F.$$

Это значение  $v$  определяется на имеющейся опытной установке при помощи мерного резервуара — наполнением резервуара известного объема через поворотный желоб транспортируемой смесью (с контролем по указателю уровня). По общему объему и продолжительности

наполнения получается средняя скорость течения  $v$ , а путем взвешивания можно определить объемные доли твердого вещества и воды.

Продолжительность наполнения управляется при помощи реле времени через пневматические клапаны и измеряется с помощью фотореле; результат передается в цифровом виде на центральный стенд измерения. Отсчет объема и массы вещества в мерном резервуаре делают только тогда, когда уровень жидкости в нем успокоится.

При помощи описанного мерного резервуара измеряют концентрацию транспортируемого вещества:

$$k_T = Q_F / (Q_F + Q_W),$$

которая при отсутствии отложений в потоке приблизительно равна объемной концентрации  $k$ . По массе содержимого в резервуаре  $m_B$  и по соответствующему объему  $V_B$  можно рассчитать концентрацию транспортируемого вещества по формуле

$$k_T = (m_B - V_B \rho_W) / (\rho_F - \rho_W) V_B.$$

Массу содержимого в мерном резервуаре определяют при помощи механического весового устройства с наибольшей допустимой нагрузкой 2000 кг.

Температуру пульпы в оборотном цикле замеряют погружным термометром. Во время опытной эксплуатации пульпа в оборотном цикле нагревалась с  $\sim 15$  до максимально  $30^\circ\text{C}$  (в зависимости от продолжительности работы).

Напор, создаваемый песковым насосом, измеряли при помощи манометра с пластинчатой пружиной, демпфированной глицерином, установленного на нагнетательном патрубке насоса. Поскольку определение характеристики насоса (расход — напор) не было задачей испытаний, на стороне всасывания не был поставлен прибор для измерения давления, однако это давление можно приближенно оценить по уровню пульпы в зумпфе.

Для поддержания давления воды в зазоре насоса в подводящем трубопроводе было установлено реле давления; расход подаваемой воды можно было определять по водомеру часового типа; для управления этим расходом использовали поворотный вентиль.

При наличии в схеме гидромукты необходимо измерять частоту вращения пескового насоса, чтобы таким путем ориентировочно оценить соответствующий его расход и регулировать скорость течения пульпы при точной настройке. Для этой цели был разработан электронный измеритель, основанный на принципе сопоставления частот, позволяющий определять частоту вращения пескового насоса в каждый данный момент.

Мощность, потребляемую приводным электродвигателем, определяли по амперметру, установленному на главном пульте стенда. При известной производительности насоса в случае необходимости можно определить также и к.п.д. гидромукты и пескового насоса.

Критическая скорость  $v_c$  определяется как средняя скорость тече-

ния, разграничивающая диапазоны режимов работы с отложениями и без отложений твердых частиц. Таким образом, по условиям техники проведения испытаний наличие отложений частиц твердых веществ в нижней части сечения трубопровода означает, что скорость течения ниже критической.

В отличие от транспортировки песка в воде, при которой наблюдались три вида движения — витание, прыгание и скольжение, в случае рудной пульпы (в пределах исследованной крупности частиц и заданном диапазоне разброса их размеров) вплоть до концентраций твердого вещества 20 % (объемн.) отмечалось только движение витания. При этом выпадение твердых частиц из потока транспортируемой смеси в случае падения скорости ниже критической происходит резко (скачкообразно).

Критическую скорость измеряли двумя способами: во-первых, визуальным наблюдением течения в трубопроводе через смотровое стекло и, во-вторых, по внезапному изменению потерь напора — по скачку на кривой записи линейным потенциометром. При повышении концентрации транспортируемого вещества  $> 20\%$  определять критическую скорость было, впрочем, труднее. В этом случае, особенно при транспортировке неразмагниченного магнетита, наблюдались и оба других вида движения — прыгание и скольжение.

Если необходимо исследовать влияние единственного фланцевого соединения на измерительном участке, то два участка длиной по 40 м разбивают на четыре по 20 м каждый. В начале опытов испытания проводили по такой схеме, но впоследствии перешли на схему  $2 \times 40$  м, поскольку влияния фланцевого соединения не было установлено и при такой схеме получались меньшие погрешности измерения.

На стадии наладки для тарировки и проверки функционирования индуктивных месдоз, определявших разность давлений, применяли ртутные манометры, которые можно было всегда подключить и при опытной эксплуатации. Отверстия для замера давления имели диаметр 1 или 2 мм; расположенные за ними "горшки" с фильтрами и петлевые участки для улавливания руды имели целью не допустить зернистый материал в передаточные трубки.

Поскольку места отбора давления располагаются в самых высоких точках измерительных трубопроводов, здесь обеспечивается и выпуск воздуха из всей системы. Петлевые участки для задержки частиц руды и "горшки" с фильтрами могут быть очищены подводом свежей воды. Необходимость схемы уравнивания давления (уравнительного трубопровода) обуславливалась тем, что во время опытной эксплуатации нужно было контролировать дрейф нуля измерительных приборов.

Некоторую контрольную функцию выполняют и оба ртутных манометра, имеющиеся в измерительной системе; с их помощью можно проверить показания индуктивных датчиков давления жидкости (дифференциальных месдоз); кроме того, они используются для тарировки электронной измерительной и передаточной системы в состоянии покоя.

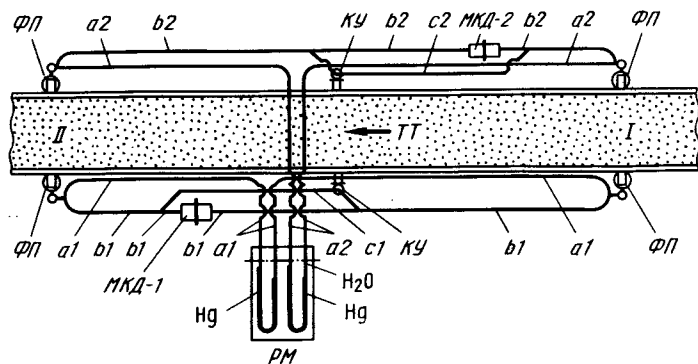


Рис. 3.2. Схема системы измерения дифференциального давления (длина измерительного участка  $L = 40$  м):  
I и II — станции отбора давления; а — измерительный трубопровод к ртутному манометру (РМ); б — измерительные трубопроводы к мессдозам для контроля давления (МКД); с — измерительные трубопроводы для контроля настроек нуля; 1 — измерение давления с левой стороны транспортного трубопровода (ТТ); 2 — измерение давления с правой стороны; ФП — фильтр с промывкой; КУ — кран для уравнивания давления (с1 и с2)

Выходные сигналы дифференциальных мессдоз передаются через предварительный усилитель на записывающий прибор.

Периодические колебания давления в потоке (пульсации), нежелательные для расшифровки результатов измерений, могут быть с любой степенью эффективности устранены при помощи частотного фильтра, включенного между усилителем и самописцем. Фильтр, изготовленный для этой цели собственными силами, не имел демпфирующих свойств, а только отфильтровывал определенные спектры частот. Вышеописанная схема измерения дифференциальных давлений (разностей давлений) представлена на рис. 3.2.

#### Материалы для испытаний

Присланные образцы руды представляли собой магнетитовый железорудный концентрат тонкого помола. Гранулометрический состав различных концентратов, полученный рассевом на ситах, представлен на рис. 3.3. Кривая LU-1 при этом отображает результаты анализа фирмы "Лурги", а кривая O-I — измерения Общества по исследованию обогащения руд в Отсфрезене.

Несмотря на различие в характере кривых, здесь можно исходить из того, что обе пробы были получены после одинаковой операции измельчения и, следовательно, из одного и того же источника. Концентраты LU-1 и O-I для испытаний смешивали. Напротив, кривая гранулометрического состава O-II была получена при другом процессе измельчения; эту руду добавляли для получения более высокой концентрации транспортируемого вещества ( $> 20\%$ ) к рудам LU-1 и O-I.

Во время измерений гидравлических параметров регулярно отби-

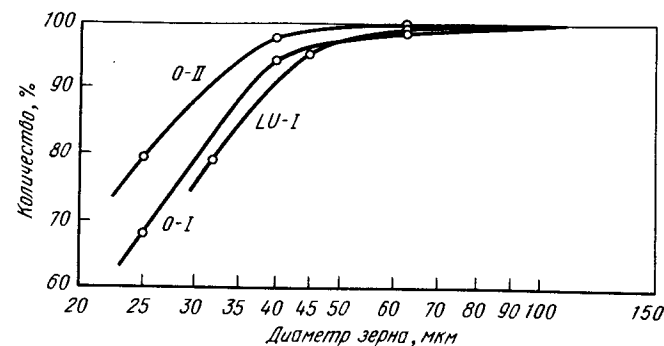


Рис. 3.3. Гранулометрический состав магнетитового концентрата

рали пробы из оборотного цикла для определения гранулометрического состава, чтобы оценить возможные его изменения (измельчение под действием насоса или в результате транспортировки).

Представленный магнетит весьма склонен к слипанию частиц. Причиной этого заключается не только в мелкозернистости материала (большой удельной поверхности), но и особенно в наличии у него магнитных свойств.

#### 3.1.2. Проведение испытаний

Перед пуском всей опытной установки в работу, а также по мере необходимости во время ее работы проводили тарировку и контроль измерительных приборов; в частности, регулярно проверяли продолжительность работы поворотного желоба, показания весов и дифференциальных мессдоз.

Перед началом испытаний заранее включали электронные измерительные приборы, чтобы обеспечить тепловую стабильность нулевой точки. В яркие солнечные дни, кроме того, затемняли помещение, в котором проводились испытания, или же экранировали измерительные приборы. В дополнение к этому все места замера давления проверяли на проходимость; при необходимости места отбора давления и трубки передачи давления, заполненные чистой водой, освобождали от воздуха и прочищали.

Только после этого можно было пустить песковый насос (через гидромуфту). До начала собственно измерений проводили работу оборотного цикла при максимальной скорости транспортировки в течение  $\sim 30$  мин, чтобы устранить возможные отложения твердых частиц и обеспечить стационарный поток твердого вещества. И, наконец, устанавливали электронику на нуль и включали места замера давления.

Работу начинали, как правило, при наивысшей возможной скорости транспортировки. По мере снижения скорости непрерывно выполняли измерения концентрации и для каждой ступени скорости определяли потерю напора. Кроме того, для каждого отдельного измерения

фиксируют в протоколе частоту вращения насоса, время наполнения, температуру пульпы, создаваемый напор и потребляемую мощность.

Когда величины скорости течения приближались к диапазону ожидавшегося критического уровня, частоту вращения насоса уменьшали медленнее, чтобы можно было зарегистрировать наступление критической скорости  $v_c$  с возможно более узким диапазоном разброса.

Трудности в определении критической скорости встречались в случае, если концентрация транспортируемого вещества превышала  $\sim 20\%$  (объемн.). При меньших концентрациях твердое вещество выпадало внезапно (скачкообразно), и такое состояние можно было четко выявить за кратчайшее время; напротив, при концентрациях  $> 20\%$  наблюдались различные промежуточные состояния, например пульсация потока, когда кратковременно образовывались небольшие отложения твердого вещества, но их сразу же уносил поток.

Аналогичным образом при дальнейшем снижении скорости течения отложения вызвали медленную транспортировку осадка по нижней части поперечного сечения (дну) трубы; такое явление при концентрациях  $< 20\%$  никогда не отмечалось. Появление осадка, который, впрочем, еще совершал медленное движение, всегда оценивалось как наступление критической скорости.

Во время одной серии опытов концентрация оставалась постоянной в узких пределах; соответствующая степень однородности пульпы в обратном цикле транспортировки хорошо выявлялась по изменению частоты вращения гидромолоты.

После окончания испытаний для определенной концентрации твердого вещества добавляли предварительно рассчитанное количество концентрата и проводили испытания при следующей более высокой концентрации.

В серии опытов со снижением концентрации в трубопроводе избыточную руду можно было направлять в параллельный трубопровод и при необходимости снова брать ее оттуда; благодаря такому мероприятию можно было экономить время при поочередной работе трубопроводов диаметром 200 и 300 мм. При имевшемся в распоряжении количестве руды (концентрата) можно было получить концентрации транспортируемого вещества в трубопроводах 30 и 19 % соответственно для диаметров 200 и 300 мм.

### 3.1.3. Результаты испытаний

#### Критическая скорость

На рис. 3.4 приведены предельные значения критической скорости  $v_c$  в зависимости от концентрации транспортируемого вещества  $k_T$  и средней скорости течения  $v$ .

Заштрихованные участки характеризуют предельные (граничные) диапазоны, на левом краю которых критическая скорость уже достигнута, а на правом еще не установлена. В самом граничном (заштрихованном) диапазоне при многочисленных измерениях наблюдались оба состояния.

Правый граничный диапазон  $A$  на рис. 3.4 характеризует критические скорости, измеренные с исходным материалом в трубопроводе с  $D_y = 200$  мм. Для достижения объемной концентрации транспортируемого вещества  $\sim 20\%$  дополнительно вводили магнетит, несколько более тонкий по гранулометрическому составу, чем исходный материал

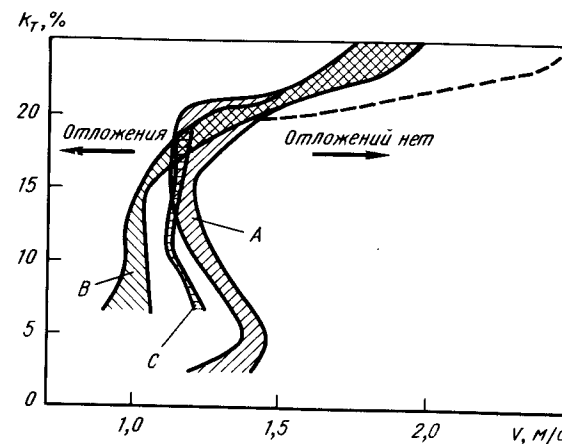


Рис. 3.4. Диапазоны ( $A - C$ ) критических скоростей  $v_c$  для магнетита в зависимости от концентрации транспортируемого вещества  $k_T$  в трубопроводах с диаметром в свету  $D$ , равном 206 ( $A, B$ ) и 311 мм ( $C$ )

(рис. 3.3, кривая  $O-II$ ). При таком гранулометрическом составе транспортируемого вещества его концентрацию повышали далее, а затем снова снижали выгрузкой части руды. Полученные таким образом предельные значения критической скорости для трубопровода с  $D_y = 200$  мм представлены диапазоном  $B$  на рис. 3.4.

Различный уровень полученных критических скоростей может быть объяснен тремя причинами.

— Критическая скорость снизилась до указанных величин в связи с добавлением более тонких зерен.

— Ферромагнитный магнетитовый концентрат во время обогащения подвергался разделению в магнитных сепараторах; магнетизм, возникший в нем в результате этого, вызывает усиленное слипание рудных зерен, что приводит к более высоким значениям критической скорости. В ходе испытаний намагниченный рудный концентрат неоднократно соприкасается со стальными деталями опытного трубопровода, в результате остаточная намагниченность у него снова снимается; склонность к слипанию частиц уменьшается и критическая скорость снижается.

— Совместное действие или взаимное наложение указанных выше факторов приводит к снижению критической скорости.

Как показали анализы гранулометрического состава (проводившиеся также и на других типах руд), при многократном прохождении че-

рез песковый насос и при соприкосновении со стенками трубопровода зерна рудного материала существенно не измельчаются, так что это влияние на снижение критической скорости может быть лишь незначительным.

Средний граничный диапазон  $C$  на рис. 3.4 характеризует результаты измерений в трубопроводе с  $D_y = 300$  мм. По гранулометрическому составу и магнитному состоянию транспортируемый материал сопоставим с тем, для которого были определены значения критического диапазона  $B$ ; отсюда видно, что имеется некоторая зависимость критической скорости от внутреннего диаметра трубопровода. Так, в рассматриваемом случае в трубопроводе диаметром 300 мм критическая скорость получается на  $\sim 10\%$  более высокой, чем в трубопроводе диаметром 200 мм.

Из рис. 3.4 видно также резкое возрастание критической скорости при повышении концентрации транспортируемого вещества ( $> 20\%$ ). Это поведение следует рассматривать как отклонение от свойств ньютоновской жидкости.

Штриховая линия, проведенная в диапазоне концентраций  $> 20\%$  (объемн.), характеризует область, в которой происходят так называемые пульсации, что проявляется в кратковременном отложении небольших количеств твердого вещества в нижней части поперечного сечения трубопровода.

Повышение критической скорости, наблюдавшееся также и при низких концентрациях транспортируемого вещества ( $\sim 5\%$ ), может быть объяснено тем, что поток смеси при этом получается уже неоднородным. Вследствие уменьшения препятствий осаждения, поток в этом случае переходит в неоднородное состояние, из-за чего склонность к расслоению (осаждению твердых частиц) увеличивается.

#### Коэффициент трения в трубе (коэффициент сопротивления)

Безразмерный коэффициент трения в трубе определяет, что потеря напора пропорциональна кинетическому напору при средней скорости течения; коэффициент пропорциональности в таком случае соответствует коэффициенту трения в трубе  $\lambda$ , который может быть рассчитан по результатам измерений согласно формуле

$$\lambda = \frac{\Delta H}{\Delta L} \cdot \frac{2D}{v^2} \cdot \frac{1}{\rho_W [1 + (\rho_F - \rho_W) (1/\rho_W) k_T]}$$

поскольку потеря напора  $\Delta H$  на определенном участке длины  $\Delta L$  при средней скорости течения  $v$  и концентрации транспортируемого вещества  $k_T$  могут быть измерены. Диаметр внутреннего отверстия трубопровода в свету  $D$  известен, плотность концентрата  $\rho_F$  сообщена заказчиком.

На рис. 3.5 представлены результаты опытов по измерению коэффициентов трения в трубах с условным проходом 200 и 300 мм. Одновременно полученная зависимость (рис. 3.5, а) для чистой воды ( $k_T = 0$ ) показывает, что величины коэффициентов трения пульпы и чистой воды близки между собой.

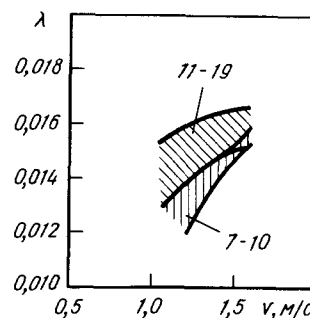
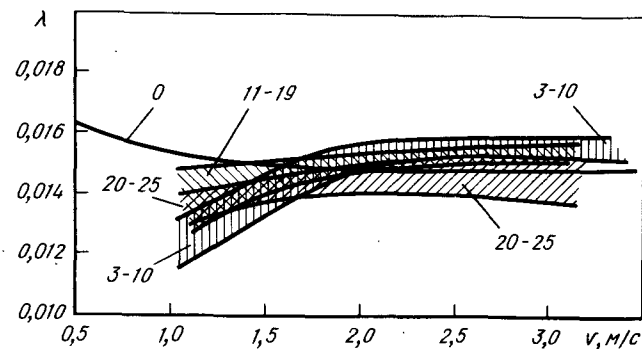


Рис. 3.5. Коэффициент трения в трубопроводе  $\lambda$  в зависимости от скорости течения  $v$  при транспортировании магнетита (усредненные опытные данные) с различными значениями концентрации транспортируемого вещества  $k_T$  (цифры у кривых, %) по трубопроводам с диаметром в свету 206 (а) и 311 мм (б)

Результаты для трубопровода с  $D = 300$  мм по абсолютной величине несколько выше, что можно объяснить менее "гладкой" поверхностью стенки трубопровода, так как этот трубопровод к моменту выполнения измерений был в работе еще очень недолго, и первоначальная шероховатость поверхности в этой трубе еще полностью не сгладилась.

Диапазон скоростей течения, исследованный в трубопроводе с  $D = 300$  мм, сравнительно невелик, так как достижимая средняя скорость транспортирования в трубопроводе такого большого сечения в условиях опытной установки была ограничена; однако для рассматриваемого практического случая такую скорость можно было считать достаточной.

#### Потери напора

Обработка результатов измерения давления (потерь напора) в различных сериях опытов представлена на рис. 3.6. Здесь нанесены потери напора на единицу длины в трубопроводах с условным проходом 200 и 300 мм, получаемые при скоростях пульпы от 1,0 до 1,8 м/с.

Выделены интересные для практической работы значения концентраций смеси руда — вода от 40 до 60 % (по массе) с грациями через каждые 5 %.

Из рис. 3.6 видно, что с увеличением диаметра трубопровода потеря напора уменьшается, тогда как с повышением концентрации транс-

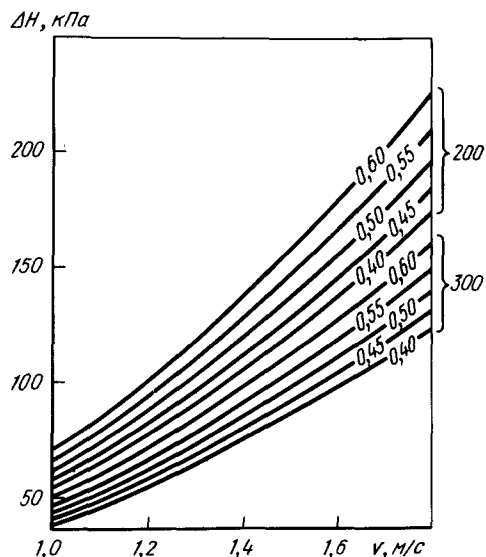


Рис. 3.6. Потери напора  $\Delta H$  при транспортировании твердых веществ по системе гидротранспорта фирмы "Зальцгиттер" (применительно к условиям ОЗМК) с диаметром труб 200 и 300 мм при различных концентрациях твердого в пульпе  $k_T$  [цифры у кривых, % (по массе)]

портируемого твердого вещества  $k_T$  возрастает и потеря напора. С повышением скорости транспортирования потеря напора тоже увеличивается.

#### Расчет полезной мощности гидротранспорта

Полезная мощность  $N_N$  (Вт), необходимая для гидротранспорта руды, может быть рассчитана по формуле

$$N_N = \frac{\rho_W L}{4} \sqrt{\pi Q_F} \left( \frac{\rho_F - \rho_W}{\rho_W} \right) \sqrt{k} + \frac{1}{\sqrt{k}} \lambda v^{2,5},$$

где  $L$  — длина горизонтального трубопровода, м;  $\rho_W$  — плотность воды, кг/м<sup>3</sup>;  $\rho_F$  — плотность твердого транспортируемого вещества, кг/м<sup>3</sup>;  $Q_F$  — объемный расход твердых транспортируемых веществ (без объема пор), м<sup>3</sup>/с;  $v$  — средняя скорость течения, м/с;  $\lambda$  — безразмерный коэффициент трения в трубе;  $k$  — объемная пространственная концентрация (безразмерная).

Если пульпу рассматривать как однородную транспортируемую жидкость, то объемная концентрация  $k = V_F / (V_F + V_W)$  будет равна концентрации транспортируемого вещества  $k_T = Q_F / (Q_F + Q_W) = Q_F / Q$ . Здесь  $V_F$  — объем твердого вещества (без объема пор) в единице объема смеси, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;  $V_W$  — объем воды в единице объема смеси, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;  $Q_W$  — расход транспортирующей воды, м<sup>3</sup>/с;  $Q$  — расход транспортируемых твердых веществ, м<sup>3</sup>/с;  $Q$  — расход смеси в трубопроводе, м<sup>3</sup>/с.

Равенство  $k = k_T$  справедливо до тех пор, пока скорость потока не станет ниже критической.

Диаметр трубопровода в свету входит в формулу для  $N_N$  неявно через соотношение

$$D = 2 \sqrt{Q_F / (\pi k_T v)}.$$

Кроме того, сомножитель в формуле для

$$A = 1/4 (\rho_W L) \sqrt{\pi Q_F}$$

содержит, кроме постоянных ( $\pi$ ), только заданные исходные величины (плотность воды  $\rho_W$ , длину трубопровода  $L$ , требуемый расход твердого вещества  $Q_F$ ), так что его можно рассматривать как неизменный параметр.

Особо важное значение имеет другой сомножитель в той же формуле — функция

$$f(k) = [(\rho_F - \rho_W) / \rho_W] \sqrt{k_T} + 1 / \sqrt{k_T},$$

которая, кроме (заданного) соотношения плотностей, характеризующего подъемную силу, содержит только концентрацию транспортируемого вещества  $k_T$  ( $k = k_T$ ) и имеет минимум при  $k_T = \rho_W / (\rho_F - \rho_W)$ , который одновременно соответствовал бы и оптимуму по потреблению мощности, если бы в формуле для  $N_N$  не имелся еще один сомножитель  $\lambda = \lambda(k_T)$ , обуславливающий смещение этого минимума или оптимума.

Решающее влияние на потребление энергии оказывает скорость течения пульпы, которая входит в выражение для  $N_N$  в виде степенной функции  $f(v) = v^{2,5}$ ; отсюда следует, что для экономичной работы системы гидротранспорта скорость течения следует выбирать возможно меньшей, т.е. лишь немного превышающей критическое значение. Это особенно четко показывает, какое значение должно придаваться точному определению критической скорости.

На рис. 3.7 приведены значения полезной мощности на 1 км горизонтального трубопровода в зависимости от концентрации транспортируемого вещества для двух постоянных расходов твердого вещества (магнетита) в момент проведения испытаний для первой и второй очередей развития: первая очередь — 3,36 млн. т в год, или 424,4 т/ч; вторая очередь — 6,72 млн. т в год, или 848,8 т/ч.

В основу расчетов положены наибольший средний коэффициент трения в трубе  $\lambda = \lambda_{\max} = 0,0167$  (принятый постоянным) и увеличенное в 1,1 раза значение соответствующей критической скорости  $v_c$  (по результатам измерений для трубопровода с  $D_y = 200$  мм), которая, согласно рис. 3.4, зависит от концентрации и еще раз показана на рис. 3.7 внизу.

Приведенные значения критической скорости  $v_c$  для трубопроводов с диаметром до  $D = 311$  мм могут считаться надежными (сплошные кривые на рис. 3.7). Для трубопроводов большего внутреннего диаметра и при меньших концентрациях твердого вещества (штрихо-

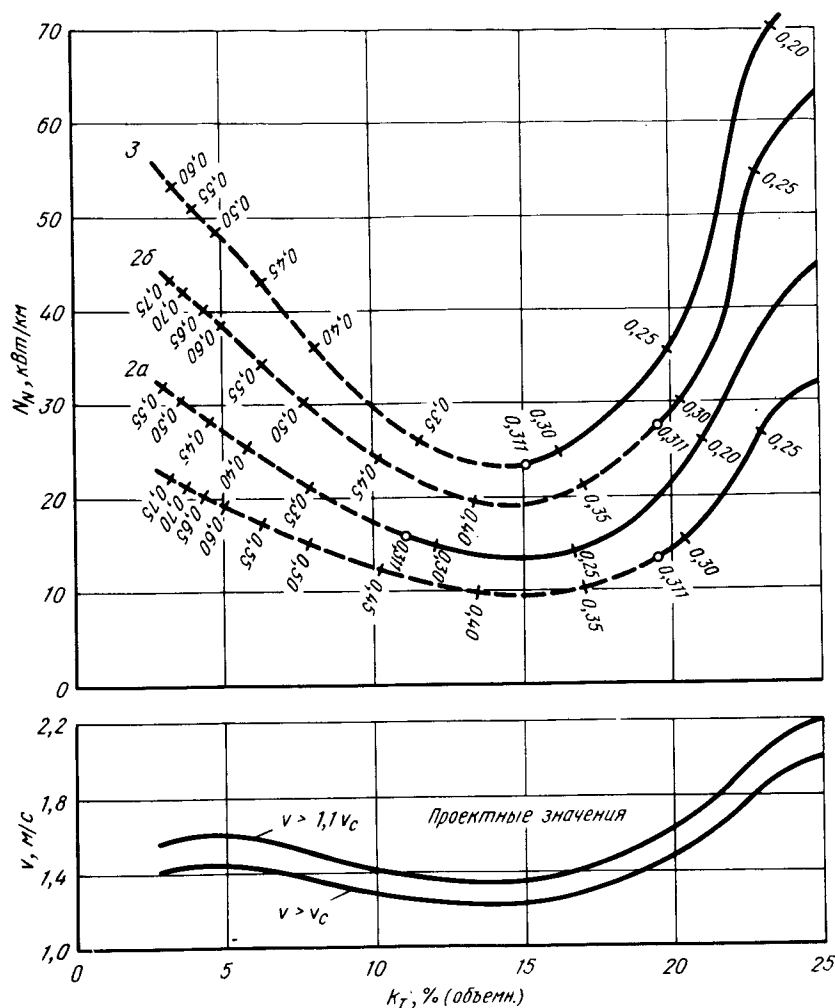


Рис. 3.7. Полезная мощность  $N_N$ , необходимая для транспортировки магнетита (с коэффициентом запаса 1,1 по соответствующей критической скорости  $V_c$ ) в зависимости от концентрации транспортируемого вещества в пульпе  $k_T$  при различных значениях расхода магнетита  $M_F$ , различном числе труб и резном их диаметре в свету  $D$  (цифры у кривых). При испытаниях были проверены значения  $D$ , равные 0,206 и 0,311 м; значение коэффициента трения  $\lambda$  принято максимальным  $\lambda_{\max} = 0,0167$  и постоянным; на нижней части рисунка показаны получающиеся значения критической скорости  $V_c$  (нижняя кривая) и критической скорости с коэффициентом запаса 1,1, принятые в расчете приводимых значений  $N_N$  (верхняя кривая):  
1 — одна труба при расходе  $M_F = 424,4$  т/ч; 2а и 2б — две трубы при  $M_F$  соответственно 424,4 и 848,8 т/ч; 3 — три трубы при  $M_F = 848,8$  т/ч

вые линии) данные о мощности, напротив, не гарантированы, поскольку здесь может ожидать более высокая критическая скорость  $v_c$ . Из рис. 3.7 видно также, что для примера расчета  $M_F = 848,8$  т/ч и  $D = 311$  мм вариант с тремя трубопроводами в энергетическом отношении более выгоден, поскольку при этом можно работать с меньшими концентрациями.

#### Ход повторного пуска системы гидротранспорта при заполненном трубопроводе

Если транспортирование приостановлено на длительное время, то руда, находящаяся в трубопроводе, оседает в нижней части его поперечного сечения. Чтобы затем продолжить транспортирование, нужно смыть осадок твердого вещества и привести его в движение.

Для исследования этого процесса провели пуски при различных исходных состояниях трубопровода и переменных концентрациях твердого вещества; полученные результаты можно обобщить следующим образом.

— Для повторного пуска не требуется существенно большей мощности насоса, чем при обычном процессе транспортирования со скоростью течения, близкой к критической, если скорость транспортирования повышать медленно и непрерывно. Если же нужно устранить осадок в трубопроводе за короткое время, то следует ожидать потребления более высокой мощности.

— Средняя скорость пульпы в трубе, достаточная для промывки, существенно не отличается от соответствующей критической скорости при нормальном транспортировании.

Известно, что при некоторых условиях транспортирования пульпы со сравнительно широким диапазоном гранулометрического состава имеется опасность закупоривания, которое удается устранить лишь с большим трудом. Однако для исследованного концентрата такой опасности нет, потому что благодаря узкому диапазону гранулометрического состава и малому размеру зерен по длине трубопровода всегда устанавливается одинаковое свободное сечение.

Во время опытов в институте Ляйхтвайса даже при высоких концентрациях транспортируемого вещества ни разу не удалось получить условий закупоривания. Хотя исследования проводили с центробежным насосом, дающим сравнительно равномерный расход, опасность закупоривания трубопровода при работе с насосами гидрообъемного типа (поршневыми или мембранно-поршневыми) не должна быть более высокой.

#### Заклучение

Гидравлическое поведение пульпы при транспортировании по трубопроводам оказывает решающее влияние на потребление энергии и параметры системы гидротранспорта.

В проведенном исследовании определили гидравлические парамет-

ры — коэффициент трения в трубопроводе  $\lambda$ , критическую скорость транспортирования (течения)  $v_c$  и потерю напора в трубопроводе  $\Delta H$ .

Измерения проводили в трубопроводах с условным диаметром 200 и 300 мм при концентрациях транспортируемого (твердого) вещества от 0 до 25 % (объемн.). Было показано, что величины коэффициента трения в трубопроводе для рудной пульпы при малых концентрациях твердого и для чистой воды близки между собой, а с повышением концентрации транспортируемого вещества они возрастают.

Критические скорости транспортирования имеют особо низкие значения в диапазоне концентраций 10–19 % (объемн.), однако с повышением концентрации твердого (> 20 %) они резко возрастают.

По гидравлическим параметрам, найденным во время испытаний, рассчитали потребление полезной мощности на 1 км горизонтального трубопровода системы гидротранспорта, но ввиду погрешностей (упрощающих допущений, принятых при расчете) здесь еще потребуются ввести некоторый коэффициент запаса.

Из расчетов потребляемой полезной мощности видно, что применение нескольких расположенных параллельно ниток трубопровода в энергетическом отношении иногда может оказаться более благоприятным.

Еще один важный результат исследований заключается в том, что при медленном повторном пуске остановленного трубопровода системы гидротранспорта не потребуется существенно большей мощности насоса и что опасность закупоривания трубопровода можно считать чрезвычайно малой.

### 3.2. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ КОНЦЕНТРАТА

В проекте производства металлизированных окатышей на ОЭМК предусмотрена поставка необходимого концентрата с обогатительной фабрики Лебединского ГОКа в виде пульпы. Поэтому для получения материала, пригодного для производства окисленных окатышей, в цехе окомкования нужно было предусмотреть операцию обезвоживания. Для получения материала (кека) заданного состава обычно применяют фильтрацию на вакуум-фильтрах.

Для железорудного концентрата, тонина помола которого характеризуется содержанием ~ 95 % фракции < 0,045 мм, имеющего удельную поверхность > 2000 см<sup>2</sup>/г, при объеме производства, намеченном на ОЭМК, в крупнопромышленном масштабе при современном уровне техники может подойти только обезвоживание в вакуумных дисковых фильтрах. Поэтому все опыты, проводившиеся в лабораторных масштабах, были ориентированы на вышеупомянутый процесс.

В научно-исследовательских лабораториях фирмы "Лурги" в нескольких сериях опытов опробовали обезвоживание различных образцов концентрата с Лебединского ГОКа на вакуумном дисковом фильтре. Это было необходимо, во-первых, для изучения процесса фильтрации таких концентратов и получения соответствующих исходных данных для проектирования, а во-вторых, для производства достаточного количества материала для опытов по окомкованию.

Концентраты А — D, применявшиеся в этих опытах, несколько различались по своим свойствам; основные их характеристики были следующими:

	A	B	C	D
Содержание Fe, %	70,2	69,5	69,1	69,8
Fe <sup>2+</sup> , %	20,4	19,5	21,4	21,9
SiO <sub>2</sub> , %	2,3	2,85	2,9	2,5
Доля фракции > 0,032 мм, % (по массе)	8,7	20,8	5,4	8,7
Доля фракции < 0,025 мм, % (по массе)	Не определяли		37,5	77,8
Удельная поверхность (по Фишеру), см <sup>2</sup> /г	2180	1700	2450	2310

Можно видеть, что для получения концентрата, содержащего < 3 % SiO<sub>2</sub>, требуется очень тонкий помол исходной руды, вследствие чего вырабатываемый концентрат имеет высокую удельную поверхность.

В научно-исследовательских лабораториях фирмы "Лурги" имелся дисковый вакуум-фильтр с рабочей площадью поверхности ~ 2 м<sup>2</sup>, наилучшим образом подходящий для полупромышленных опытов. Раздельно управляемые диски фильтра позволяют раздельно подводить вакуум в зону набора и в зону сушки. Паровой колпак, конструкция которого в ходе опытов была оптимизирована, обеспечивает подогрев кека в зоне сушки. Водокольцевой вакуум-насос, предназначенный для создания рабочего вакуума на фильтре, позволяет получать высокое разрежение (до 90 %). При помощи измерительных устройств регистрируется количество воздуха, присосанного через фильтр.

Исследования на вышеописанной аппаратуре позволили получить надежные исходные данные для проектирования промышленной установки.

После первых лабораторных исследований фильтруемости концентрата пробы А провели опыты на дисковом вакуум-фильтре площадью 2 м<sup>2</sup>. Однако несмотря на варьирование наиболее существенных параметров, влияющих на эффективность фильтрации на дисковых фильтрах (плотности пульпы, частоты вращения фильтра), влажность не удалось снизить менее чем до 10,5 % (по массе), при такой влажности окомкование этого материала невозможно. В опытах наблюдалось образование трещин в слое кека, поэтому удавалось получить разрежение только в пределах 75–82 %.

В исследованиях фильтруемости концентрата пробы В с гораздо меньшей удельной поверхностью удалось получить кек с остаточной влажностью в пределах 9,0–9,8 %. И при фильтрации этой пробы тоже пришлось работать с низкой концентрацией твердого вещества в подводящей пульпе [55 % (по массе)], чтобы избежать образования трещин в кеке в зоне сушки. Производительность фильтрации была 600–800 кг/(м<sup>2</sup> · ч); получение сырых окатышей из этой пробы концентрата не представляло никаких трудностей.

Поскольку приходилось ориентироваться на работу установки с концентратами, имеющими удельную поверхность до 2400 см<sup>2</sup>/г, были при-



няты меры по обеспечению достаточного обезвоживания и концентратов с такой характеристикой. Улучшение показателей при современном уровне техники ожидалось при подводе пара в зону сушки дискового фильтра. Лабораторные опыты с подогретой (до температуры 50–70 °С) пульпой показали, что это мероприятие улучшает обезвоживание кека.

Для последующих серий опытов дисковый вакуум-фильтр был оборудован паровым колпаком, истаконной видоизмененной конструкцией продолжили дальнейшие испытания<sup>1</sup>. В качестве теплоносителя использовали перегретый пар под давлением 1,5 МПа и с температурой 130 °С. Перед вводом пульпы в фильтр давление пара снижали. Во время опытов стремились к тому, чтобы кек при его сбрасывании имел температуру 60 °С. Автомат управления был отрегулирован так, что зона набора имела угол 50° и зона сушки — угол 120°. Обе зоны были подключены к одной и той же вакуумной системе независимо одна от другой.

В первой серии опытов применили концентрат пробы С с удельной поверхностью 2450 см<sup>2</sup>/г; имелась партия такого концентрата объемом 15 т.

При большом числе опытов варьировали параметры испытаний: частоту вращения фильтра, содержание твердого в подводимой суспензии (пульпе) и вакуум (разрежение) в зоне набора и в зоне сушки. Оказалось, что для получения остаточной влажности кека 10,0–10,5 % в зоне сушки необходимо иметь разрежение 80–85 %. Оптимальное содержание твердого в подаваемой пульпе составило 55 % (по массе). При этом была достигнута интенсивность фильтрации (в расчете на сухое твердое вещество) 340–450 кг на 1 м<sup>2</sup> площади поверхности фильтра в час.

Следующую серию опытов провели на пробе концентрата D с несколько меньшей удельной поверхностью (2310 см<sup>2</sup>/г). Этот материал соответствовал по своей технической характеристике концентрату, принятому в проекте установки. В опытном устройстве при этом предприняли два существенных изменения: устранили разделение в подводе вакуума между зоной набора и зоной сушки, изменив конструкцию управляющего диска; два вакуумных насоса заменили одним большей производительности.

В итоге благодаря удачному подбору протяженности зоны набора (увеличенной на 10 %) и зону сушки удалось получить слой кека равномерной толщины 4–6 мм, имевший остаточную влажность в 8,8–9,5 %. Интенсивность фильтрации составила 400–460 кг/(м<sup>2</sup> · ч). Количество отсасываемой (при разрежении 88 %) смеси воздуха и пара составило ~165 м<sup>3</sup>/ч при температуре ~35 °С.

Опыты показали, что подогрев кека паром существенно улучшил

обезвоживание, благодаря чему удалось получить первые сырые окатыши удовлетворительного качества. В опытах были определены требуемые величины, по которым можно было определить параметры соответствующих машин для фильтрации, получения вакуума и подвода пара в качестве технологической среды.

### 3.3. ОКОМКОВАНИЕ И ОБЖИГ ОКАТЫШЕЙ

#### 3.3.1. Исследования, проведенные в СССР

Сведения о технологии окомкования богатых (68–71 % Fe) тонких (> 92 % фракции ≤ 0,044 мм) концентратов ограничены и касаются в основном особенностей упрочняющего обжига [68, 69]; поэтому ниже приводятся данные исследований, проведенных в СССР, использованные при разработке проекта цеха окомкования ОЗМК.

Богатые концентраты, полученные в обогащательном цехе завода 'Сибзлектросталь', подвергали окомкованию, сушке и окислительному обжигу на лабораторной, крупнолабораторной и полупромышленной установках. Здесь приведены данные, полученные на полупромышленной установке, схема цепи аппаратов которой представлена в гл. 1 на рис. 1.44, а. Обжиговая машина, отапливаемая мазутом, имеет следующие зоны:

	м <sup>2</sup>	%		м <sup>2</sup>	%
Сушки . . . . .	3,9	25,0	Обжига . . . . .	4,0	25,0
Подогрева I . . . . .	1,5	9,6	Охлаждения . . . . .	3,6	23,1
Подогрева II . . . . .	2,6	16,7	Всего . . . . .	15,6	100,0

Окатыши изготавливали из тонкого (92–98 % фракции ≤ 0,044 мм) лебединского концентрата, содержащего 70 % Fe и 2,6 % SiO<sub>2</sub>. Окомкование такого концентрата возможно без связки при влажности кека 7–9 % и следующих параметрах:

Угол наклона гранулятора, град . . . . .	50–52
Окружная скорость, м/мин . . . . .	50–100
Время окатыwania, мин . . . . .	5–8

Сырые окатыши из богатого концентрата без связки имеют сопротивление раздавливанию, близкое к общепринятым требованиям, однако сопротивление динамическим нагрузкам, моделируемым испытаниями на сбрасывание, ниже требований (рис. 3.8). Транспортировка таких окатышей от гранулятора до обжиговой машины при трех перепадах высотой 0,4 м сопровождалась значительным разрушением гранул — количество просыпи под роликоукладчиком достигло 40 % массы подаваемой на гранулятор шихты.

Для интенсификации процесса окомкования, повышения сопротивления динамическим нагрузкам и прочности в сухом состоянии на большинстве фабрик окомкования к железорудному концентрату добавляют бентонит. В экспериментах в качестве добавок были опробованы известняк, бентонит и сульфитный щелок<sup>1</sup>.

<sup>1</sup> В соответствии с технологией, разработанной институтом "Механообрчермет" (СССР).

<sup>1</sup> Попутный продукт при производстве целлюлозы.

Бентонит снижает содержание железа в окатышах, и это становится тем ощутимее, чем богаче концентрат, поэтому следовало установить

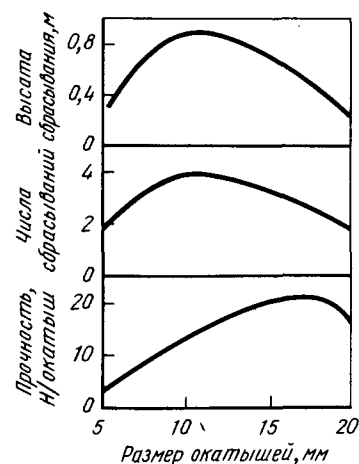


Рис. 3.8. Характеристики сырых окатышей из богатого концентрата

размер минимальной добавки бентонита. Введение 0,5–0,7 % бентонита в шихту из богатых концентратов приводит к увеличению сопротивления раздавливанию и сопротивления динамическим нагрузкам (табл. 3.1) сырых окатышей. Количество разрушившихся окатышей и просыпи под роликоукладчиком уменьшилось при этом до 1–5 %.

При производстве окисленных окатышей образуется некоторое количество возврата, который, как правило, вводится в шихту, идущую на окомкование. Как видно из табл. 3.1, добавка возврата и известняка в концентрат положительно влияет на прочность сырых окатышей.

Скорость процесса сушки окатышей дымовыми газами ограничена их температурным "шоком" (разрушением), зависящим от свойств и крупности окатышей, температуры и скорости газа-теплоносителя (рис. 3.9). Сырые окатыши из лебединского концентрата без добавки не разрушаются при скорости газа-теплоносителя ~ 1 м/с и темпера-

туре 240 °С; введение в шихту возврата и бентонита повышает температуру "шока" до 300 °С.

Параметры процесса обжига окатышей из богатых концентратов исследовали сначала в лабораторных условиях. После проведения серии поисковых опытов по обжигу окатышей из чистого концентрата было установлено, что наибольшее влияние на прочность окатышей и на

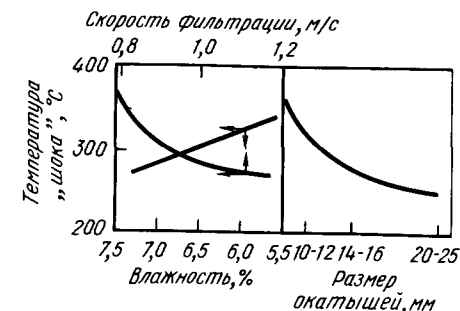


Рис. 3.9. Влияние различных факторов на температуру шока при сушке сырых окатышей

их окисленность оказывает время нахождения окатышей в высокотемпературных зонах. Длительность подогрева в наибольшей степени влияет на окисленность окатышей, а длительность обжига — на их прочность.

Результаты лабораторных опытов были использованы при обжиге окатышей в крупнолабораторной установке с диаметром чаши 400 мм и на полупромышленной обжиговой машине. Режимы и показатели обжига неофлюсованных (А) и офлюсованных 5,5 % известняка (Б) окатышей на полупромышленной машине приведены ниже:

	А	Б
Сушка 10 мин при $t$ , °С	230	240
Подогрев I 5 мин при $t$ , °С	940	880
Подогрев II 7 мин при $t$ , °С	1140	1040
Обжиг 11 мин при $t$ , °С	1310	1290
Свойства:		
сопротивление раздавливанию, Н/окатыш	1530	1690
дробимость (> 5 мм), %	90	87
истирание (< 0,5 мм), %	4,4	5,4

Т а б л и ц а 3.1. Показатели процесса окомкования богатого лебединского концентрата с различными добавками

Состав шихты, %				Удельная нагрузка		Качество сырых окатышей			
концентрат	бентонит	известняк	возврат	содержание фракции ≤ 0,044 мм	рузка на гра-ту, т/ (м² × ч)	влажность, %	сопротивление раздавливанию, Н/окатыш	число сбрасываний	максимальная высота сбрасывания, м
95,0	—	5,0	—	92,0	0,7	7,1	13	5	0,50
94,0	0,5	5,5	—	92,0	1,0	7,3	14	7	0,60
94,4	0,5	5,0	—	97,0	1,2	8,1	23	8	0,82
99,3	0,7	—	—	98,0	1,0	7,7	15	6	0,55
91,8	0,7	—	7,5	95,6	1,0	7,5	15	7	0,65
86,8	0,7	—	12,5	93,5	1,0	7,3	13	6	0,70

После обжига окатыши охлаждали до 600–800 °С воздухом, просыпаяемым через их слой.

Упрочнение окатышей из богатых концентратов за счет шлаковой связки маловероятно из-за высокой температуры размягчения оксидов железа и малого количества пустой породы. Окисление окатышей в процессе подогрева и обжига начинается уже при температуре 300–400 °С (рис. 3.10). При повышении температуры и скорости фильтрации газа-окислителя прочность окатышей увеличивается: в интервале 300–900 °С практически пропорционально повышению температуры, при 1000 °С рост замедляется. Из-за неравномерности прогрева слоя для получения высокой средней прочности окатышей реальная

температура газа-окислителя на полупромышленной обжиговой машине была значительно выше.

При температуре 1000 °С зерна мелкой фракции в окатышах соединяются между собой и с крупными обломками в точках соприкосновения соединительными мостиками (состав окатыша существенно гематитовый, тонкая фракция полностью окислена). С повышением температуры до 1100 °С формируется каркасная структура, а тонкая фракция начинает исчезать за счет укрупнения зерен и соединения их между собой. Прочность окатышей при этом возрастает. При достижении

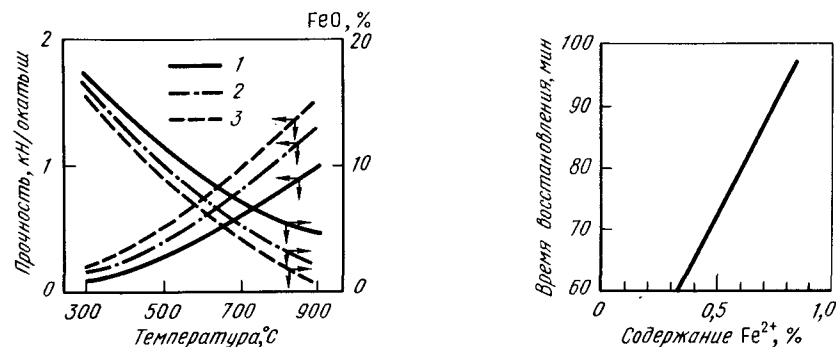


Рис. 3.10. Окисление и упрочнение окатышей в процессе тепловой обработки при изотермической выдержке в течение 5 (1), 15 (2) и 25 мин (3)

Рис. 3.11. Влияние двухвалентного железа в окисленных окатышах на время их восстановления, до 95 %-ной степени

1200 °С каркасная структура переходит в равномернозернистую. Это происходит за счет выравнивания размеров зерен — мелкие зерна укрупняются, а в крупных (в процессе окисления) происходит перекристаллизация: они диспергируют, т.е. из одного зерна магнетита образуется агрегат мелких разноориентированных зерен гематита. При температуре 1300 °С рудная часть становится пластичной, появляется жидкая фаза, о чем свидетельствует отсутствие обломков нерудных минералов и округления краев пор среди рудных выделений. Таким образом, решающее значение в упрочнении окатышей имеют процессы окисления и рекристаллизации.

На кинетику восстановления обожженных окатышей влияет степень их окисления. Влияние двухвалентного железа (Fe<sup>2+</sup>) на скорость восстановления окисленных окатышей показано на рис. 3.11. Видно, что с повышением содержания Fe<sup>2+</sup> с 0,3 до 1 % время восстановления до 95 %-ной степени увеличивается на 60 %.

На рис. 3.12 показано, что с повышением температуры обжига количество Fe<sup>2+</sup> в окатышах увеличивается. Согласно диаграммам плавкости трехвалентное железо при температурах обжига не вступает во

взаимодействие с пустой породой, в то время как двухвалентное образует сравнительно легкоплавкие силикаты и другие соединения, количество которых увеличивается с повышением температуры. Застывший расплав, блокируя зерна гематита, затрудняет доступ к нему восстановительного газа, тем самым замедляет процесс восстановления окатышей.

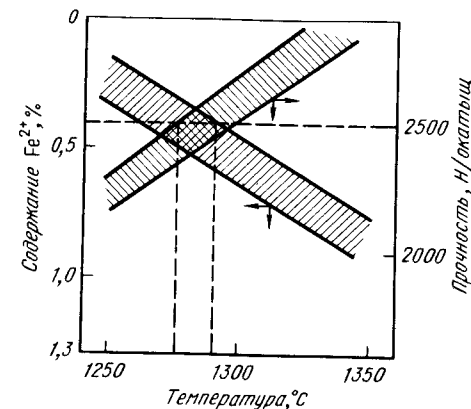


Рис. 3.12. Влияние температуры обжига на свойства окисленных окатышей

Уменьшению содержания Fe<sup>2+</sup> и, следовательно, легкоплавкого расплава способствует глубокое окисление магнетита при нагреве ниже температур шлакообразования (1000–1100 °С). При повышении температуры обжига одновременно с увеличением содержания Fe<sup>2+</sup> и количества расплава возрастает прочность окатышей, которая также является показателем их качества.

Исследования фирмы ЛКАБ (Швеция) показали, что компромиссные показатели восстановимости (содержания Fe<sup>2+</sup>) и прочности шведских окатышей достигаются при температуре обжига 1275–1290 °С. При этом в окатышах содержится ~ 0,4 % Fe<sup>2+</sup>, а их прочность составляет 2500 Н/окатыш (см. рис. 3.12).

Из рис. 3.13 видно, что содержание Fe<sup>2+</sup> резко возрастает с увели-

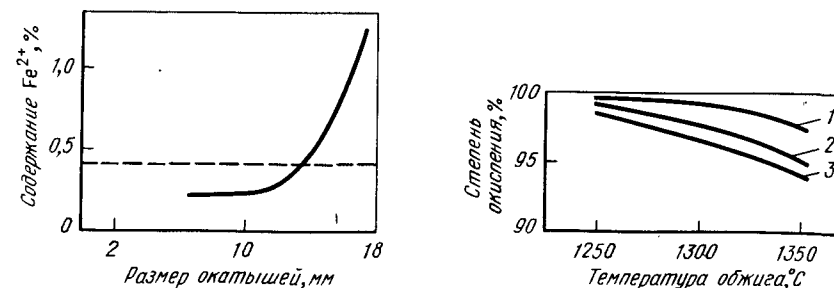


Рис. 3.13. Влияние размера окатышей на содержание двухвалентного железа

Рис. 3.14. Влияние крупности концентрата на степень окисления окатышей

чением размера окатышей  $> 12$  мм. По-видимому, это связано с повышением количества недоокисленного магнетита в центре окатыша.

Некоторое значение для процесса окисления окатышей при обжиге имеет крупность или удельная поверхность зерен концентратов (рис. 3.14). Окатыши из более крупных концентратов окисляются полнее при одной и той же температуре. Объясняется это двумя факторами: большей пористостью и более крупными включениями пустой породы, которая не успевает плавиться и блокировать большие области магнетита.

Таким образом, технология получения окисленных окатышей должна обеспечивать их максимальную окисленность: содержание  $\text{Fe}^{2+}$  должно быть  $< 1\%$ .

### 3.3.2. Исследования, проведенные в ФРГ

Осенью 1974 г. были проведены первые поисковые опыты по окомкованию (фирмой "Лурги"), причем имелись в распоряжении два концентрата с различной тониной помола:

Концентрат . . . . .	1	2
Удельная поверхность, $\text{см}^2/\text{г}$ . . . . .	1700	2180
Содержание фракции $< 0,045$ мм, % . . . . .	95	98

Было показано, что для обоих составов концентрата добавление бентонита и известняка позволяет получить окатыши с хорошими механическими свойствами.

Дальнейшие опыты с более грубым концентратом ( $1700 \text{ см}^2/\text{г}$ ) при добавке бентонита, поступившего из СССР, предназначались для оптимизации схемы обжига и повышения восстановимости окатышей. Одновременно проводили также опыты с добавкой бентонита и известняка или бентонита и доломита с целью оценить влияние этих добавок на механические свойства окатышей и их прочность при восстановлении. Испытания по способу "Мидрекс" показали, что из концентрата, офлюсованного бентонитом и гашеной известью, можно получить требуемую прочность окатышей. Однако повышение степени металлизации не было достигнуто.

Последующую серию опытов провели при различных основностях концентрата (в диапазоне  $0,4\text{--}2,0$  мм по отношению  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ ). При этом окомковывали концентрат с удельной поверхностью  $1615 \text{ см}^2/\text{г}$ , содержащий  $94,4\%$  фракции  $\leq 0,045$  мм. Было найдено, что с увеличением содержания гашеной извести качество сырых окатышей неуклонно повышалось. Кроме того, добавки гашеной извести вплоть до основности  $1,2$  улучшали механические свойства обожженных окатышей. Однако с повышением основности прочность восстановленных окатышей на сжатие уменьшалась и соответственно снижалась их стойкость при восстановлении.

С целью лучшего окисления окатышей при основности  $\sim 0,5$  (такие

окатыши в предыдущих сериях опытов содержали до  $3\%$   $\text{Fe}^{2+}$ ) их выдерживали при температуре  $\sim 1000^\circ\text{C}$  в течение  $6\text{--}7$  мин.

Для проектирования обжиговой машины нужно было дальнейшими опытами уточнить, можно ли обеспечить повышение ее производительности за счет более высокого разрежения. Использованный концентрат имел удельную поверхность  $2500 \text{ см}^2/\text{г}$  и содержал  $99\%$  фракции  $\leq 0,045$  мм. Такое тонкое измельчение требовалось для получения  $< 3\%$   $\text{SiO}_2$ . Влажность кека при этом была в пределах  $10,5\text{--}10,9\%$ .

Разрежение в зоне обжига увеличили по сравнению с прежним опытом на  $50\text{--}100$  мм вод. ст.

Вследствие высокой влажности сырые окатыши были слишком пластичными и насыпной слой окатышей получался более плотным. Это обусловило более низкую воздухопроницаемость, что неблагоприятно сказалось на производительности при обжиге. Применение концентрата с удельной поверхностью  $1615 \text{ см}^2/\text{г}$ , содержавшего  $94,9\%$  фракции  $\leq 0,045$  мм, повысило производительность на  $\sim 10\%$ .

На представительной пробе концентрата более тонкого помола ( $2,9\%$   $\text{SiO}_2$ ) провели повторные испытания. Удельная поверхность концентрата составляла  $2450 \text{ см}^2/\text{г}$  при содержании  $98,8\%$  фракции  $\leq 0,045$  мм. Сырые окатыши были изготовлены с добавкой  $0,7\%$  бентонита и  $1,8\%$  известняка.

Более тонкому помолу соответствовала повышенная влажность кека. Из кека с влажностью до  $10,2\%$  еще можно было получить сырые окатыши удовлетворительного качества.

Из тонкого концентрата также можно изготовить механически прочные окатыши. Однако их прочность на сжатие (раздавливание) была все же меньше, чем у окатышей из более грубого концентрата. В то же время показатели прочности на истирание благодаря большей тонине помола улучшились; так, удалось получить всего  $2\%$  мелочи ( $\leq 0,6$  мм). Испытание по способу фирмы "Мидрекс" давало в общем случае хорошие результаты.

Были проведены также сравнительные испытания концентратов, содержащих  $2,5$  и  $2,9\%$   $\text{SiO}_2$  (см. концентраты *D* и *C* в выводе на с. 129).

При обжиге окатышей поведение их было различным вследствие различий в характеристиках материала. В зависимости от влажности кека, полученной с помощью пара, была достигнута производительность при обжиге  $18\text{--}19 \text{ т}/\text{м}^2$  в сутки. В качестве добавок применяли бентонит и известковую муку. Из такого концентрата можно было изготовить окатыши с очень хорошими механическими свойствами, если они были хорошо окислены. Средний показатель прочности на раздавливание составил  $\sim 4 \text{ Н}/\text{окатыш}$  и прочности на истирание —  $2,5\%$  фракции  $\leq 0,6$  мм.

Хорошие результаты получали и при испытаниях по способу фирмы "Мидрекс"; достигались такие же показатели, как в предыдущей серии опытов, и даже более высокие.

Проведение опытов продолжали, поскольку исследования показали, что показатели прочности на раздавливание, необходимые для проек-

тирования установки, еще не достигнуты, а прочность на истирание, напротив, имела значения, близкие к максимально допустимым для нефлюсованных окатышей. Возникли сомнения, не приведет ли сравнительно высокое содержание мелочи, полученное на нефлюсованных окатышах, к трудностям при их транспортировке и переделе. Как было известно из предыдущих исследований, механическую прочность восстановленных окатышей можно повысить добавкой небольших количеств известняка при окомковании. Этот факт был подтвержден крупнопромышленными испытаниями в Кривом Роге.

Однако, хотя при добавке 1,8 % известняка при крупнопромышленных испытаниях и было достигнуто заметное уменьшение истирания (образования мелочи) при восстановлении, одновременно снизилось и содержание железа в металлизированном продукте. В связи с этим, а также из-за вероятных колебаний химического состава концентрата может быть не достигнуто минимально допустимое содержание железа (90 %) в продукте. Поэтому потребовались испытания, чтобы проверить, нельзя ли при меньших добавках известняка (< 1,8 %) улучшить качество металлизированного продукта, не допуская снижения степени восстановления и содержания железа в губке ниже минимально допустимых значений.

Чтобы получить сравнительные данные о крупнопромышленных испытаниях в Кривом Роге и Гамбурге, сначала провели лабораторные испытания восстановимости проб окисленных окатышей, оставшихся после экспериментов в Кривом Роге. Эти испытания проводили по стандартному способу фирмы "Мидрекс" и недавно предложенному способу "Джумбо-Мидрекс". Затем осуществили опыты по окомкованию при различной основности концентрата и испытали продукты обжига по тем же способам. При дальнейших испытаниях восстановимости необходимо было также определить пригодность этих продуктов к доменной плавке.

Проведенные исследования подтвердили прежние данные о влиянии основности на качество обожженных окатышей и на их стойкость при восстановлении.

Испытание по способу "Джумбо-Мидрекс" дает более воспроизводимые показатели стойкости при восстановлении, чем стандартное испытание по способу фирмы "Мидрекс". Испытание восстановленного продукта в барабане (барабанная проба) к тому же позволяет моделировать поведение окатышей при транспортировке.

При добавке 1 % известняка обычно достигается улучшение качества окатышей при их обжиге и восстановлении. Поэтому согласно результатам опытов следует ожидать, что истирание окисленных окатышей при транспортировке их внутри завода, выход пыли в процессе восстановления в шахтной печи и количество мелочи и пыли при транспортировке до сталеплавильного цеха существенно уменьшатся. При этом на общее содержание железа в восстановленном продукте эта добавка не окажет существенного влияния.

### 3.3.3. Производство опытной партии окисленных окатышей

С целью испытания окатышей в различных процессах металлизации в мае 1975 г. на Северном горно-обогатительном комбинате (СевГОКе) в г. Кривой Рог было получено ~ 26 тыс. т окатышей (в том числе 15 тыс. т нефлюсованных и 11 тыс. т офлюсованных) из лебединского концентрата, содержащего 3,27 % SiO<sub>2</sub>.

Окатыши производили на двух обжиговых машинах площадью 278 м<sup>2</sup> каждая. Отличительной особенностью технологии получения этих окатышей по сравнению с обычной было их более глубокое окисление в зоне подогрева для получения однородной структуры окатышей при высокотемпературном обжиге. Подогрев осуществляли в два периода: интенсивный нагрев со скоростью 300–350 °С/мин до температур, при

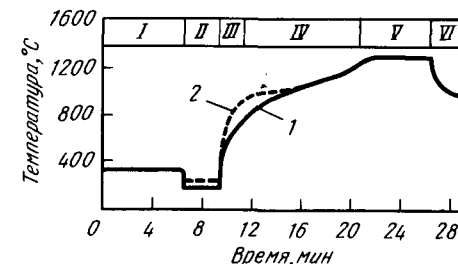


Рис. 3.15. Обычный (1) и опытный (2) режимы обжига окатышей на СевГОКе:  
I — сушка продувом; II — сушка прососом; III — подогрев I; IV — подогрев II; V — обжиг; VI — рекуперация

которых достигается максимальная степень окисления (900–950 °С), и медленный нагрев (20–40 °С/мин) до температуры обжига 1300 °С (рис. 3.15).

Распределение технологических зон в этот период было следующим, %:

Сушка продувом . . . . .	13
Сушка прососом . . . . .	6
Подогрев I . . . . .	6
Подогрев II . . . . .	15
Обжиг . . . . .	12
Рекуперация . . . . .	8
Охлаждение I . . . . .	30
Охлаждение II . . . . .	10

Заданный режим осуществляли изменением скорости движения обжиговых тележек и установлением соответствующих температур в технологических зонах. Показатели работы обжиговых машин при производстве окисленных окатышей приведены ниже:

Окатыши . . . . .	Неофлюсованные	Офлюсованные
Продолжительность испытаний, ч . . . . .	30	30
Характеристика сырых окатышей:		
влажность, % . . . . .	8,8	8,9
прочность на раздвливание, Н/окатыш . . . . .	10	11
гранулометрический состав, %:		
> 16 мм . . . . .	5,2	5,5

5—16 мм. ....	91,7	93,6
< 5 мм. ....	3,1	0,9
Производительность, т/(м <sup>2</sup> · ч) ....	0,75	0,75
Скорость тележек, м/мин. ....	1,8	1,8
Высота слоя постели, мм. ....	70	70
Расход природного газа, м <sup>3</sup> /т. ....	20	21
Характеристика обожженных окатышей:		
химический состав, %:		
Fe <sub>общ</sub> .....	66,7	66,1
Fe <sup>2+</sup> .....	0,3	0,3
CaO .....	0,45	0,98
SiO <sub>2</sub> .....	4,19	4,22
основность (CaO/SiO <sub>2</sub> ) .....	0,1	0,29
прочность на раздавливание, Н/окатыш .....	3000	3300
гранулометрический состав, %:		
8—16 мм. ....	91,0	92,0
< 5 мм. ....	0,6	0,6
дробимость (> 5 мм) .....	95,0	96,0
истираемость (< 0,5 мм) .....	2,7	2,6

Характерной особенностью обожженных окатышей является их очень плотная однородная структура по всему сечению при пористости 20—22 %. Таким образом, в результате исследований были определены основные параметры технологии получения окисленных окатышей из богатого лебединского концентрата.

#### Глава 4. ПРОЕКТ ЦЕХА ОКОМКОВАНИЯ ОЭМК (ОТДЕЛЕНИЯ ГИДРОТРАНСПОРТА, ФИЛЬТРАЦИИ, ОКОМКОВАНИЯ И ОБЖИГА)

##### 4.1. СОПОСТАВЛЕНИЕ ОБЖИГОВЫХ УСТАНОВОК ФИРМ "ЗАЛЬЦГИТТЕР", "ЛУРГИ" (ФРГ), "АЛЛИС-ЧАЛМЕР" (США) И ПО "УРАЛМАШ" (СССР)

Мировое производство железорудных окатышей к началу 1983 г. на 80 окомковательных фабриках достигло ~ 300 млн. т в шахтных печах, на конвейерных машинах и установках решетка — вращающаяся печь, причем ~ 90 % окатышей производится на конвейерных машинах и установках решетка — трубчатая печь.

Конвейерные машины с площадью нагрева 520 м<sup>2</sup> (поставщик ПО "Уралмаш"), 480 м<sup>2</sup> (фирмы "Зальцгиттер", "Лурги") и установка решетка 177,6 м<sup>2</sup>, трубчатая печь 45,7 × 6,25 м и кольцевой охладитель 196,5 м<sup>2</sup> (фирма "Аллис-Чалмерс") работают в СССР на Михайловском горно-обогатительном, Оскольском электрометаллургическом и Днепропетровском горно-обогатительном комбинатах. Техничко-экономические показатели этих установок приведены ниже:

	ПО "Уралмаш"	"Лурги"	"Аллис-Чалмерс"
Площадь зоны, м <sup>2</sup> :			
сушки .....	104	72	99,9
подогрева .....	32	108	77,7
обжига .....	144	96	45,7 × 6,25
рекуперации .....	32	36	—
охлаждения .....	208	168	196,5
Общая масса машины, т .....	3500	2814	2548
Масса обжиговой тележки, т .....	10,3	8,035	—
Мощность электродвигателей привода ленты и вращающейся пачи, кВт. ....	32	30	30 + 370 + 2 × 15
Производительность, т/(м <sup>2</sup> · ч) ..	0,8	0,7	—
Расход электроэнергии, кВт · ч. . .	41,7	40,4	39,5
Расход тепла, МДж/т .....	762	708	976

Из этих данных следует, что при примерно одинаковом расходе тепла и электроэнергии более тяжелое оборудование поставляет ПО "Уралмаш". Этот кажущийся недостаток при эксплуатации является преимуществом, так как оборудование обжиговых машин имеет высокую стойкость. За суммарное время эксплуатации (13 лет) двух машин Михайловского ГОКа заменены лишь три обжиговые тележки (паллеты). Это лучший показатель среди подобных машин.

Установка решетка — вращающаяся печь в условиях Днепропетровского ГОКа имеет хорошие показатели, однако потребовались значительные затраты для достижения ее устойчивой работы в связи с разрушением оборудования оборотного водоснабжения из-за накопления в воде соединений серы, поступающих из обжигаемых окатышей через газоочистку. Технологический процесс окомкования и обжига на установке решетка — вращающаяся печь требует тонкого регулирования с целью уменьшения риска образования во вращающейся печи трудноудаляемых настывлей.

Качество окатышей на всех трех фабриках находится на сопоставимом уровне, несмотря на то что окатыши ОЭМК производят из наиболее богатого концентрата с минимальной шлаковой связкой.

##### 4.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА И ОБОРУДОВАНИЕ

###### 4.2.1. Установка приготовления пульпы и пульпопровод (рис. 4.1)

Первая очередь цеха окомкования (рис. 4.2) имеет расчетную мощность ~ 2,4 млн. т окисленных окатышей в год, что соответствует ~ 7400 т в сутки. Чтобы обеспечить такой объем производства, нужно ежедневно поставлять ~ 6900 т сухого железорудного концентрата.

Высококачественный концентрат, содержащий ~ 69 % Fe и < 3 % SiO<sub>2</sub>, получают из лебединской руды после ее тонкого измельчения и магнитной сепарации в несколько стадий.

Крупность получаемого концентрата характеризуется содержанием 87,4 % фракции < 0,04 мм (рис. 4.3). Это соответствует идеальному гранулометрическому составу частиц для гидротранспорта, так что для руды не требуется дополнительных стадий обработки.

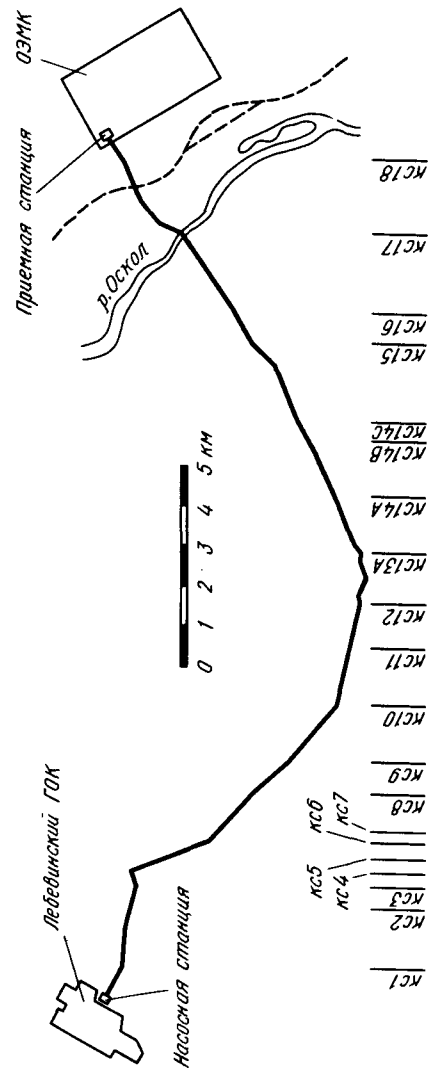


Рис. 4.1. Трасса пульпопровода с Лебединского ГОКа на ОЗМК:  
КС1 — КС18 — контрольные станции

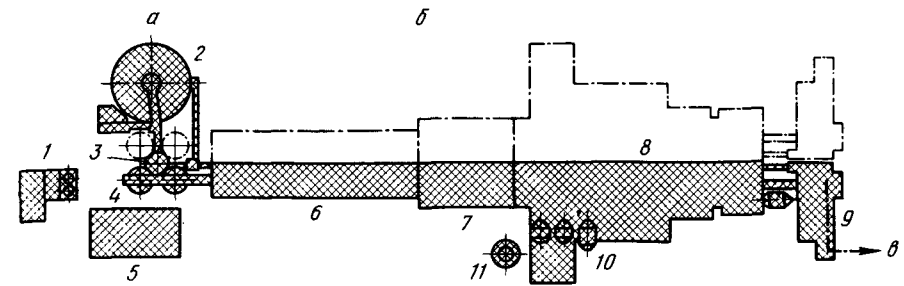


Рис. 4.2. Цех окомкования ОЗМК:

а — приемная станция пульпопровода; б — отделение окомкования; в — на склад окисленных окатышей; 1 — установка приготовления бентонита; 2 — сгуститель диаметром 55 м; 3 — распределительная башня; 4 — резервуары пульпы; 5 — аварийный бассейн; 6 — установка фильтрации (пульпы); 7 — установка окомкования; 8 — обжигочная машина; 9 — станция грохочения окатышей; 10 — установка очистки отходящих газов; 11 — дымовая труба высотой 240 м

На рис. 4.4 приведена критическая скорость пульпы в зависимости от содержания в ней твердого вещества. Штриховкой показан диапазон скоростей, на левой границе которого твердые частицы остаются осажденными (неподвижными), тогда как у правой границы наблюдаются и осаждение, и течение.

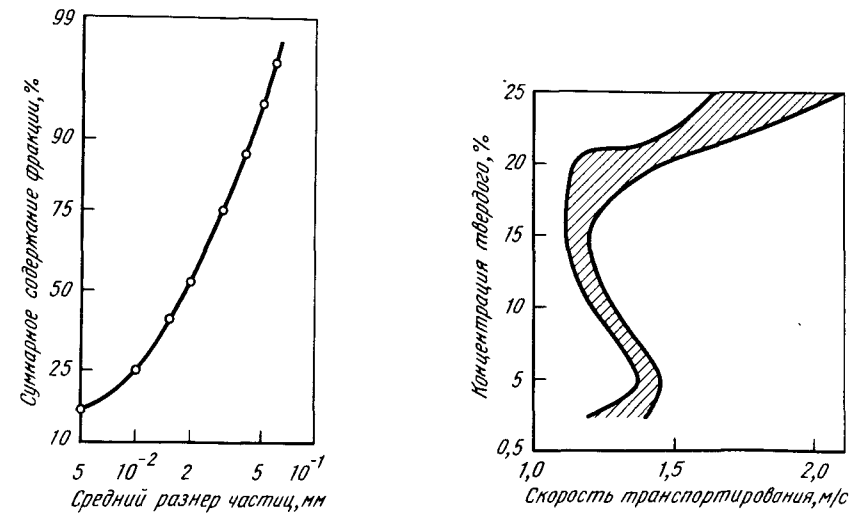


Рис. 4.3. Гранулометрический состав магнетитового концентрата ОЗМК

Рис. 4.4. Зависимость критической скорости (заштрихованный диапазон) при гидротранспорте магнетитового концентрата ОЗМК от концентрации твердого в пульпе (внутренний диаметр трубопровода 295,5 мм)

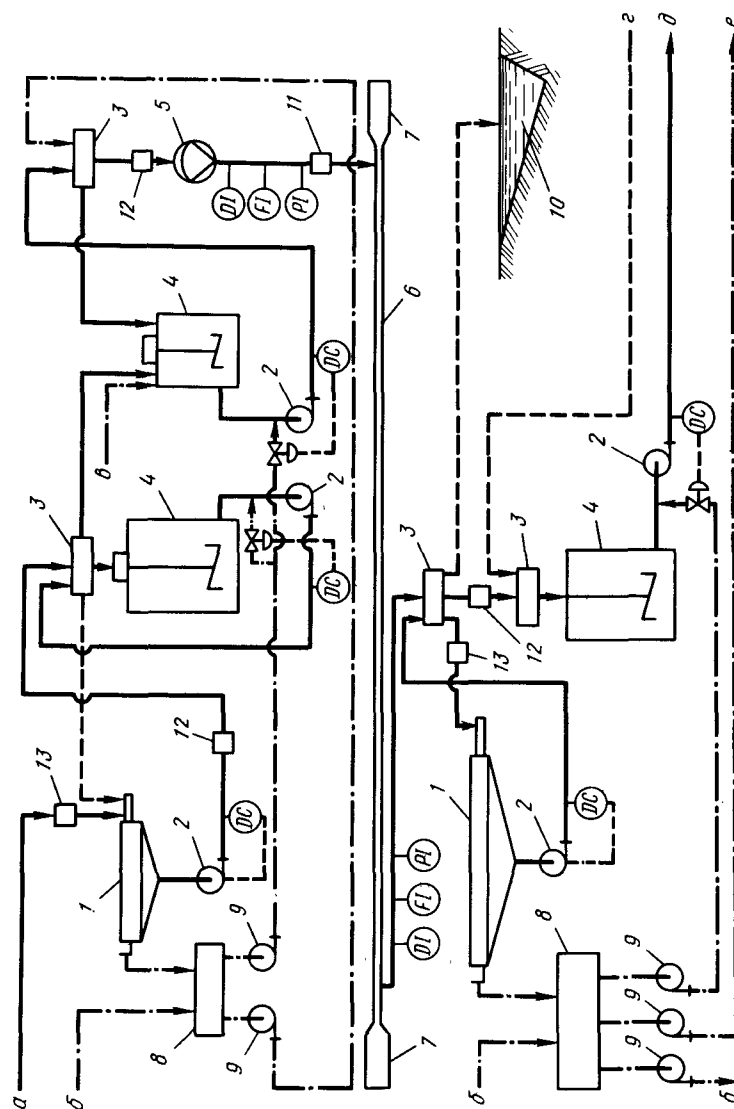


Рис. 4.5. Технологическая схема системы пульпопровода ОЗМК: а — пульпа из установки получения концентрата на ГОКе; б — вода; в — ингибитор коррозии; г — пульпа; д — пульпа на обезвоживание; е — технологическая вода; 1 — сгуститель; 2 — насос пульпы; 3 — распределитель; 4 — резервуар с мешалкой; 5 — главный насос пульпопровода; 6 — пульпопровод; 7 — станция прочистки трубопровода "ершом"; 8 — резервуар с водой; 9 — водяной насос; 10 — аварийный насос; 11 — точка контроля коррозии; 12 — устройство для размагничивания; 13 — устройство для намагничивания

При содержании в пульпе 13–17 % (объемн.) концентрата гидротранспорт осуществляется при скоростях 1,3–1,4 м/с.

Система гидротранспорта состоит из трех основных компонентов: насосной станции, пульпопровода и приемной станции (рис. 4.5).

Пульпа железорудного концентрата с Лебединского горно-обогатительного комбината подается с содержанием твердого 40–45 % (по массе) в сгуститель диаметром 30 м. Вместимость сгустителя была принята с таким расчетом, чтобы компенсировать колебания и кратковременные перерывы в подаче концентрата.

Поток из нижней части сгустителя отводится центробежными насосами регулируемой производительности для поддержания постоянной плотности пульпы  $\sim 1,83 \text{ т/м}^3$  и доставляется к двум большим резервуарам с мешалками диаметром  $\sim 18,3$  и высотой  $\sim 13,7$  м. Эти два резервуара оборудованы мешалками с шестью лопастями, диаметр которых составляет  $\sim 4,5$  м. Размер резервуаров выбран с учетом необходимости обеспечения непрерывной работы пульпопровода. Резервуары наполняются и освобождаются поочередно, при этом контролируется плотность пульпы, которая должна поддерживаться на уровне  $\sim 1,75 \text{ т/м}^3$  путем добавки воды.

Железорудная пульпа с помощью центробежных насосов поступает в резервуар высотой 7,3 и диаметром 9,15 м, мешалка в котором имеет диаметр 1,22 м. Уровень пульпы в этом резервуаре поддерживается постоянным при помощи контроля на входе с целью иметь возможность перекрыть простои, связанные с неполадками оборудования выше и ниже по ходу потока.

Из резервуара пульпа транспортируется центробежными насосами в загрузочный резервуар перед насосами, обслуживающими пульпопровод. Здесь снова контролируют плотность пульпы, добавляя воду с таким расчетом, чтобы содержание твердого было 50–51 % (по массе), или  $\sim 17$  % (объемн.), что необходимо для гидротранспорта.

Подготовленная железорудная пульпа подается к трубопроводным насосам под определенным давлением всасывания, причем твердые частицы подвергаются размагничиванию в специальных устройствах, чтобы противодействовать тенденции усиленного их осаждения в насосах для перекачки пульпы и в самом пульпопроводе. Для обслуживания пульпопровода установлено два насоса; один из них является резервным.

Главные насосы для обслуживания пульпопровода представляют собой сдвоенные тихоходные диафрагмовые агрегаты двойного действия со сдвоенными поршнями. Каждый из них имеет по восемь всасывающих и нагнетательных клапанов и совершает при нормальных условиях 36 ходов в минуту.

Насосный агрегат приводится от электродвигателя напряжением 10 кВ с максимальной расчетной мощностью 1600 кВт, частоту вращения которого можно регулировать в диапазоне 100–70 % номинала почти без потерь благодаря каскадному преобразователю тока. Предусмотрена управляющая муфта для более плавного пуска трубопроводных насосов. При наибольшем числе ходов 44 в минуту насос может пере-



качивать  $\sim 430 \text{ м}^3$  пульпы или  $500 \text{ м}^3/\text{ч}$  воды, развивая максимальное избыточное давление 7,5 МПа.

Оба главных насоса могут быть подключены по выбору либо к работающему пульпопроводу, либо к резервному. На выходе из насосов регистрируют расход, плотность и давление пульпы.

От главных насосов железорудная пульпа направляется через станции для прочистки "ершом" в пульпопроводы длиной  $\sim 26,5 \text{ км}$ .

Пульпопроводы были проложены с максимальным уклоном 10 % на упругом основании по всей длине глубже линии промерзания. Высота пульпопровода над уровнем моря в районе нагнетательной станции составляет 212 м, а в районе приемной станции 144 м; таким образом, общий перепад высот равен 60 м.

Оба транспортных трубопровода проложены в общей траншее и выполнены из бесшовных труб из стали X-60 с полиэтиленовым покрытием; внутренний диаметр труб составляет 295,5 мм, толщина стенки 14,2 мм, полиэтиленовое покрытие 5 мм.

Для защиты труб от наружной коррозии предусмотрена катодная защита. Вдоль всей трассы трубопровода имеются дренажные и вентиляционные устройства и устройства, показывающие давление.

На приемном и конечном концах трубопроводов предусмотрены станции для прочистки "ершом". Перемещение и прием "ершей" осуществляются автоматически, за исключением операций его загрузки на одном и извлечения на другом концах трубопровода.

На приемной станции регистрируются расход, плотность, давление и значение рН. Эти данные и другая информация передаются на насосную станцию с помощью системы дистанционного управления.

На рис. 4.6 показан профиль трубопроводов ОЭМК с изменениями давления пульпы при нормальных условиях работы.

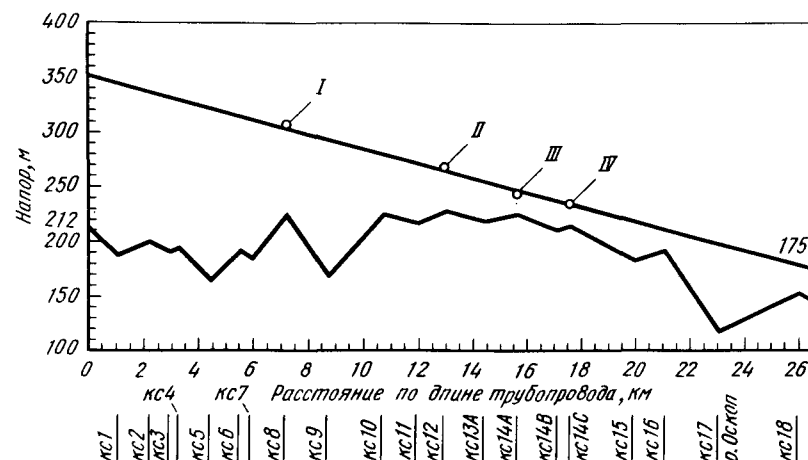


Рис. 4.6. Профиль пульпопровода ОЭМК с указанием градиента давления пульпы при нормальных условиях работы (I — IV — станции измерения)

Железорудная пульпа, доставленная на ОЭМК, направляется в сгуститель диаметром 55 мм. Чтобы улучшить эффективность осаждения, твердые частицы железной руды перед входом в сгуститель намагничиваются.

Пропускная способность сгустителя достаточна и для второй очереди завода, т.е. для работы двух установок обезвоживания пульпы и двух установок окомкования. Сгуститель используется также для сбора и сгущения различных циркулирующих материалов (возвратных потоков) из установки обезвоживания, цеха окомкования и установок прямого восстановления (цеха металлзации).

В период сдачи-приемки в эксплуатацию было отмечено следующее.

Вначале пульпопровод мог работать только с отдельными партиями (порциями) руды, поскольку установку окомкования, расположенную после него по ходу потока, нужно было пустить в эксплуатацию без помех. Однако промывка трубопровода после перекачивания пульпы и повторный его пуск были хорошей тренировкой для обслуживающего персонала.

Было установлено, что все существенные параметры, полученные при работе опытных установок и заложенные в основу проекта системы гидротранспорта, оказались совершенно правильными.

На рис. 4.6 был показан перепад давления пульпы при нормальных условиях работы по расчетным данным. Там же приведены результаты измерений давления вдоль трассы трубопровода. Во время измерений подтверждались следующие нормальные условия работы: расход  $335 \text{ м}^3/\text{ч}$ , скорость транспортирования 1,36 м/с, плотность пульпы  $1,68 \text{ т/м}^3$ , давление со стороны загрузки 2,4 МПа. Можно видеть, что расхождение с результатами расчета весьма незначительны.

Фактическая потеря напора при вышеупомянутых условиях работы получилась равной 0,115 МПа/км. В проекте был принят показатель 0,112 МПа/км, основанный на результатах прежних опытных измерений.

По мере увеличения объема производства в цехе окомкования работа пульпопровода с небольшими партиями стала невозможной. Однако производительность цеха окомкования была еще недостаточной для обеспечения нормальной работы трубопровода. Поэтому приходилось останавливать систему трубопровода на короткое время без промывки труб. Таким образом, допускалось осаждение железорудного концентрата, иногда даже более чем на 24 ч.

Испытания показали, что уже через  $\sim 40$  мин подавляющее большинство твердых частиц осаждалось, и плотность в зоне осаждения — нижней части сечения трубопровода — возрастала до  $\sim 2,4 \text{ т/м}^3$ . Следовательно, при более продолжительных простоях эта плотность уже не могла существенно увеличиться сверх этого уровня. Однако по топографическим условиям (из-за профиля местности) частицы осаждали по длине трубопровода неравномерно.

На рис. 4.7 показан участок диаграммы записи плотности пульпы. Систему трубопровода пришлось остановить всего на 20 мин. Однако за такое короткое время простоя частицы концентрата осели, и пос-

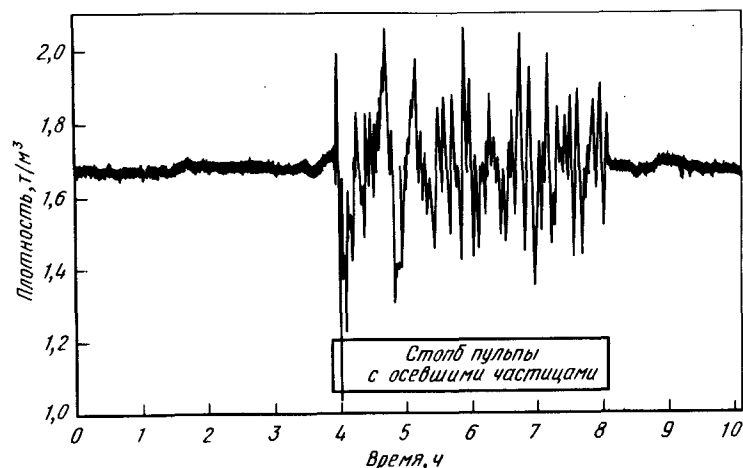


Рис. 4.7. Изменение плотности пульпы от времени в процессе повторного пуска пульпопровода с осевшими частицами пульпы

ле пуска получилась пульпа с резко изменяющейся плотностью; так продолжалось до тех пор, пока весь столб жидкости в пульпопроводе не был заменен новой однородной пульпой. Причина такого явления может быть объяснена следующим образом.

Поскольку после отключения пульпопровода столб жидкости не останавливается полностью сразу же, формируется неодинаковая плотность пульпы во впадинах и пиках (в низинах и на холмах). То же самое получается и во время пуска — до тех пор, пока скорость остается ниже критической или не сравнивается с ней.

Повторный пуск системы трубопровода должен осуществляться очень плавно, так чтобы давление нагнетания было минимально возможным. Для пульпопровода ОЭМК рекомендовалось не превышать избыточное давление 4,5 МПа. Это означает, что число ходов главных насосов

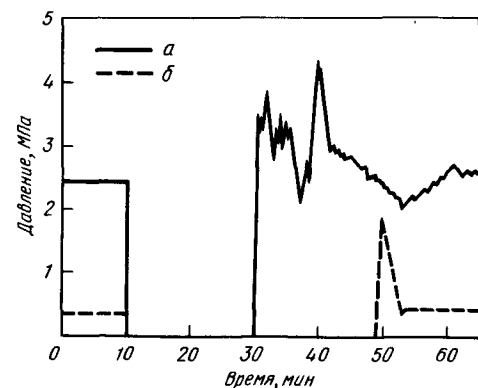


Рис. 4.8. Изменение давления на насосной станции (а) и в точке контроля кс14с (б) после повторного пуска трубопровода с осевшими частицами пульпы

в минуту должно контролироваться в соответствии с допустимым давлением.

На рис. 4.8 показано изменение давления на насосной станции и по трассе пульпопровода в точке с координатой 17,6 км (контрольная точка кс 14 С) после повторного пуска пульпопровода с осевшими твердыми частицами пульпы. Максимальное давление на насосной станции достигло 4,2 МПа, а нормальный характер давления установился через 30 мин. Спустя 18 мин после пуска снова было проверено давление в контрольной точке кс 14 С. Наблюдался кратковременный пик давления, достигавший всего 1,8 МПа, а еще через 4 мин давление упало до нормального уровня.

Различие во времени наступления пиков давления на насосной станции и в контрольной точке кс 14 С объясняется следующим:

— сначала нужно восполнить объем, уменьшившийся во время простоя трубопровода;

— зона на границе между пульпой, уже снова перешедшей во взвешенное состояние и еще осажженной, действует как отверстие (измерительная диафрагма), которое перемещается со скоростью, гораздо большей, чем скорость транспортирования, но предотвращает немедленное повышение давления в точке контроля.

Пики давления, записанные при рассмотренной процедуре пуска, были еще в пределах допустимых. Более низкие пики давления можно было получить при более медленном повышении числа ходов главных насосов.

При нормальных условиях работы пульпопровода ОЭМК режима медленного волочения осевшего слоя частиц по расчету не должно было быть; фактически этого и не наблюдалось. Такой режим ожидался

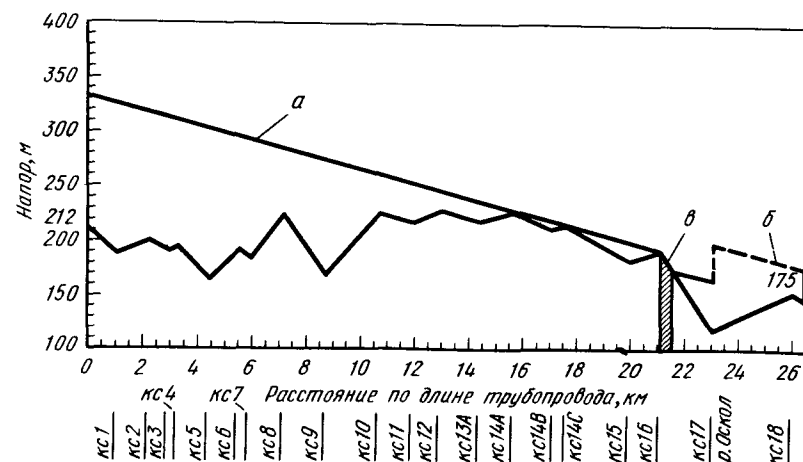


Рис. 4.9. Профиль пульпопровода ОЭМК с указанием градиентов давления пульпы (а) и чистой воды (б) в условиях медленного волочения частиц, осевших на дно (в — область медленного волочения)

только в период пуска при работе партиями, что подтвердилось на практике.

На рис. 4.9 показан профиль пульпопровода ОЗМК с градиентами давления пульпы и воды в режиме медленного волочения осевшего слоя. Такое явление могло наблюдаться, когда партия пульпы проталкивала через трубопровод столб (чистой) воды. Когда фронт (передняя граница) партии (порции) пульпы достигал долины реки Оскол, расположенной в точках с координатами по длине трубопровода примерно 22 и 25 км, режим медленного волочения наблюдался между точками с координатами 21,1 и 21,6 км в течение  $\sim 35$  мин. Поэтому, чтобы избежать такого режима при работе партиями, предусмотрели клапаны контроля давления и установили их на приемной станции.

Главные трубопроводные насосы являются диафрагменными насосами GЕНО модели ZPM 1800; они получены от одного из нидерландских субпоставщиков. В момент подготовки настоящей книги каждый из этих насосов отработал  $\sim 3000$  ч. Насосные агрегаты работали без каких-либо существенных неполадок. Срок службы быстроизнашиваемых деталей оказался больше предполагавшегося.

К быстроизнашиваемым деталям относятся, в частности, клапаны и диафрагмы. Пришлось заменить только три диафрагмы из 16, но и то не обязательно вследствие износа. Причинами неисправности были неполадки в системе контроля (управления насосами) работы диафрагм и попадание металлических деталей в пульпу.

По поводу насосных клапанов следует отметить, что после  $\sim 800$  ч работы на первом насосе пришлось заменить шесть клапанов из 16. На втором насосе после 1400 ч работы потребовалось заменить всего три клапана, а после 2000 ч — еще два клапана. Эту замену пришлось выполнить по соображениям контроля; сами же клапаны имели лишь небольшой износ и их можно было легко поставить в работу снова позднее. Таким образом, после более чем 2500 ч работы клапаны обоих насосов могли оставаться незамененными.

Были применены мешалки фирмы "Денвер" модели HRB-30 с приводом от электродвигателя мощностью 165 кВт. Лопасти и вал мешалок имели полиуретановое покрытие. Мешалки вращались с частотой  $17 \text{ мин}^{-1}$ .

Резервуары с мешалками на приемной станции заполнялись пульпой, содержащей 65 % (по массе) железорудного концентрата; плотность такой пульпы составляла  $\sim 2 \text{ т/м}^3$ . Ток, потребляемый электродвигателем, достигал при полной загрузке резервуара пульпой  $\sim 220 \text{ А}$ .

Для осмотра редукторов требовалось останавливать привод мешалки, в том числе и при работе с полной нагрузкой. Плотность пульпы на уровне лопастей в периоды прекращения перемешивания увеличивается, однако не превышает  $2,4 \text{ т/м}^3$ , так что повторный пуск привода не представляет никаких трудностей. Это было доказано тем фактом, что потребляемый ток возрос всего до 240 А (допускаемый максимум составляет 315 А) и появление турбулизации пульпы на поверхности жидкости в резервуаре можно было наблюдать уже через 4 мин

после повторного пуска. Таким образом, различие в плотностях пульпы по высоте резервуара можно было устранить уже через короткое время.

При фундаментальных исследованиях был проведен всесторонний обзор имевшихся методов измерения расхода, которые могли оказаться пригодными в данном конкретном случае. Единственным экономически приемлемым способом непрерывного измерения расхода магнитной пульпы как весьма "трудного" материала оказался индукционный способ (магнитоэлектрический).

Можно было разработать сравнительно простую методику корректировки довольно большой погрешности отсчета, обусловленной магнитными свойствами магнетита. Это, однако, вынуждало учесть различные значения концентрации магнитных твердых частиц и их доли во всем транспортируемом твердом материале.

При использовании измерительных приборов, работающих независимо от концентрации материала (т.е. без ее учета), погрешность отсчета может достигать максимально 48 %, так что для каких-либо практических целей применение таких приборов исключается.

При вводе корректировочной функции погрешность отсчета может быть существенно снижена, так что девиация (разброс) в практических условиях составляет всего  $\sim 4$  % фактического расхода. Для обеспечения соответствующей корректировки расходомеров в генератор функционального сигнала была введена корректировочная функция.

Прочее оборудование, уже описывавшееся при рассмотрении технологической схемы процесса, было выбрано из обычной производственной программы тех субпоставщиков, которые могли представить отчетные данные о работе подобного оборудования на аналогичных заводах и имели многолетний опыт в области обогащения железных руд.

Сгустители на насосной и приемной станциях были поставлены фирмой "Денвер". Насосы для внутренней транспортировки тоже были получены от фирмы "Денвер"; модели  $10 \times 8$  и  $8 \times 6$  предназначались для тяжелых и особо тяжелых условий работы; рабочие колеса и корпус насосов имели резиновую футеровку (были подвергнуты гуммированию для защиты от износа). Гуммирование было предусмотрено также для клапанов низкого давления фирмы "Кистоун". Шариковые клапаны высокого давления были поставлены фирмой "Борзиг".

#### 4.2.2. Установка фильтрации и дозирования бантонита

Пульпа, поступающая из сгустителя или в обход сгустителя, вначале собирается в двух резервуарах-хранилищах, где при помощи мешалок поддерживается во взвешенном состоянии. Оба резервуара-хранилища соединены между собой трубопроводами, так что их емкость может быть использована совместно.

На каждом резервуаре-хранилище (танке) для пульпы установлен насос с регулируемой частотой вращения. Каждый из этих насосов в состоянии перекачивать необходимое количество пульпы к ее распределителю и вакуумным дисковым фильтром.

Необходимость регулирования частоты вращения насосов, подающих пульпу на фильтры, обуславливается тем, что уровень жидкости в резервуарах-хранилищах меняется, и тем, что установка не всегда работает с постоянной производительностью.

Для поддержания оптимальной плотности пульпы, подаваемой на фильтрацию, в напорных трубопроводах к распределителю пульпы установлены радиометрические плотномеры, которые, находясь в контуре регулирования, с помощью задвижек подают необходимое количество воды из трубопровода разбавляющей воды во всасывающий патрубок того насоса, который в данный момент подает пульпу на фильтры.

Из упомянутого распределителя пульпа самотеком поступает к каждому из дисковых вакуум-фильтров, общее число которых 18.

Дисковые вакуум-фильтры предназначаются для обезвоживания пульпы и получения фильтрационного кека, остаточная влажность которого ( $\sim 9,5\%$ ) позволяла бы получать сырые окатыши требуемого качества. В связи с высокой удельной поверхностью обезвоживаемого железорудного концентрата ( $\sim 2200 \text{ см}^2/\text{г}$ ) для повышения эффективности процесса фильтрации в промежутки между дисками вводится пар. Обеспечиваемое этим повышение температуры влажного кека снижает поверхностное натяжение воды, благодаря чему процесс обезвоживания облегчается.

Чтобы избежать больших потерь пара, вращающиеся диски вакуум-фильтра частично закрыты кожухом. Пар, который тем не менее выходит наружу, улавливается отдельной системой отсоса. У каждого дискового вакуум-фильтра имеется свой водокольцевой насос, создающий  $\sim 90\%$  разрежения.

Сбрасывание фильтрационного кека с дисков фильтра, разделенных на отдельные секторы, обеспечивается сжатым воздухом с давлением  $\sim 0,4 \text{ МПа}$ . Более высокое давление заводской пневмосети снижается в редукторах.

Кек, сброшенный с фильтров, после добавления бентонита доставляется системой конвейеров сначала в проходные смесители, а оттуда в бункеры перед окомкователями.

Если кек, полученный в установке фильтрации пульпы, по каким-либо причинам нельзя подать для производства сырых окатышей, то его можно отправить по предусмотренному для этой цели ленточному конвейеру на склад хранения. Возвращение с этого склада обеспечивается транспортной системой через промежуточные бункера и дозаторы в окомкователь для получения сырых окатышей или в сгуститель. С помощью роликовых конвейерных весов, установленных на двух сборных конвейерах, определяют общее количество кека.

Бентонит, который производят из комовой глины на специальной фабрике, подают пневмотранспортом в бункер отделения окомкования, откуда отбирают заданное его количество при помощи ленточного весового дозатора и подают на сборный конвейер.

Кек и бентонит интенсивно и равномерно перемешивают в непрерыв-

но работающем проходном смесителе. В другом проходном смесителе измельчают крупную фракцию сырых окатышей, получившуюся при окомковании, и мелкую фракцию (провал), отсеянную на роликовом грохоте. Этот материал добавляют в смесь кека с бентонитом.

#### 4.2.3. Установка окомкования

Полученная шихта распределяется плужным сбрасывателем и головной станцией последнего ленточного транспортера в пять бункеров перед барабанными окомкователями. Сырые окатыши готовят в пяти идентичных циклах окомкования, работа которых далее описывается на примере одного цикла.

Ленточный весовой дозатор отбирает из бункера постоянное количество шихты, которую подают ленточным конвейером в барабанный окомкователь, и там формируют с добавкой воды окатыши различного размера. Грохот, установленный за барабаном, разделяет выгружаемые из него окатыши на три фракции, мм:  $< 8$ ;  $25-8$ ;  $> 25$ . Фракцию  $25-8 \text{ мм}$ , как годный продукт, передают реверсивным ленточным конвейером на сборный конвейер. Мелкая фракция ( $< 8 \text{ мм}$ ) возвращается другим конвейером обратно на конвейер подачи материала в барабан. Конвейерные весы показывают количество материала (свежей шихты вместе с мелкой фракцией), загружаемого в окомкователь, за вычетом из которого показания задаваемого ленточного дозатора шихты, получают количество возврата, которое характеризует эффективность работы гранулятора. Крупную фракцию (надрешетный продукт  $> 25 \text{ мм}$ ) доставляют ленточными транспортерами в проходной смеситель для измельчения.

Если сырые окатыши фракции  $25-8 \text{ мм}$  не соответствуют требованиям к качеству, то их тоже можно возвратить реверсивным конвейером в проходной смеситель.

#### 4.2.4. Установка упрочняющего обжига окатышей

Сырые окатыши сборным конвейером подают на челночный конвейер, который движется поперек потока окатышей и поэтому равномерно загружает их на широкий ( $4 \text{ м}$ ) конвейер, на котором установлены весы для регистрации общего количества сырых окатышей.

Через расположенный далее роликовый грохот сырые окатыши загружают на обжиговые тележки.

Упрочнение окатышей проводят на обжиговой машине фирмы "Лурги", имеющей ширину  $4$  и длину  $120 \text{ м}$ . В точке загрузки на колосники обжиговых тележек подают по течке из бункера донную постель.

Между сырыми окатышами и боковыми стенками обжиговых тележек засыпается боковая постель, которая тоже доставляется по течкам из вышеупомянутого бункера. Донная и боковая постели представляют собой отсеянную из готового продукта фракцию  $25-10 \text{ мм}$ , предназначенную для защиты обжиговых тележек от перегрева.

Вышеупомянутый бункер имеет, кроме того, еще одну течку, через

которую в случае необходимости может быть подана аварийная обжиговая постель.

Сырые окатыши проходят на обжиговых тележках под различными зонтами, перекрывающими всю длину обжиговой машины; при этом в них протекают технологические этапы сушки нагнетанием, сушки просасыванием, нагрева, собственно обжига, дообжига, первого и второго этапов охлаждения.

После прохождения последнего технологического этапа тележки опрокидываются на натяжной станции обжиговой машины, и содержащее тележек выгружается в бункер под оборотной станцией. Этот бункер имеет два выпускных отверстия с виброзадвижками, через которые охлажденные окатыши могут поступать с помощью двух виброжелобов на ленточные конвейеры и далее на два виброгрохота, которые выделяют мелкую фракцию ( $< 5$  мм) и обжиговую постель (25–10 мм).

Материал для донной и боковой постели от виброгрохота подается конвейером в бункер для постели, а отсеянная мелочь — в установку для измельчения возврата.

Мелочь, выделяющаяся на участке обжиговой машины и особенно в газовоздушных камерах, собирается в бункерах просыпи и доставляется сборным конвейером через течку и конвейер продукции к двум виброгрохотам.

Выгрузка просыпи из газовоздушных камер осуществляется через двойные конусные затворы.

Газ и технологический воздух поступают в различные зоны обжиговой машины в заданных количествах в следующем порядке:

Вентилятор охлаждающего воздуха всасывает свежий воздух через шумоглушитель и нагнетает его под давлением  $\sim 4,5$  кПа через соответствующий трубопровод и газовоздушные камеры зоны охлаждения и слой окатышей на обжиговых тележках. В результате окатыши охлаждаются, а свежий воздух нагревается и поступает в горн первой и второй зон охлаждения. Поскольку разъемы между горном и проходящими под ним обжигowymi тележками уплотнены, вентилятор охлаждающего воздуха может создать избыточное давление в горне в пределах 0,05–0,2 кПа. Под таким избыточным давлением часть горячего воздуха, поступившего в горн первой зоны охлаждения, передается в зону дообжига. Преобладающая часть горячего воздуха подводится в зоны нагрева и обжига через прямой рекуперативный трубопровод. Там воздух нагревается до заданной температуры  $\sim 1300$  °С факелом горелок, работающих на природном газе. Образующиеся при этом дымовые газы используются для нагрева и обжига окатышей. Горячий воздух, поступающий в горн второй зоны охлаждения, отсасывается вентилятором для сушки нагнетанием. Патрубок подсоса холодного воздуха позволяет подмешивать к потоку такое количество холодного воздуха, чтобы максимальная температура не превышала  $\sim 320$  °С.

Вентилятор для сушки нагнетанием подает горячий воздух под давлением  $\sim 4$  кПа через газовоздушные камеры зоны сушки в слой ока-

тышей, расположенный на обжиговых тележках. При этом сырые окатыши частично подсушиваются. Отходящий воздух улавливается зонтом, расположенным над обжигowymi тележками, и отсасывается эксгаустером через два электрофилтра.

Пыль, уловленная в электрофилтрах, выгружается при помощи двойных конусных затворов и лотковым цепным транспортером подается в резервуар с мешалкой, где превращается в шлам и возвращается насосом обратно в сгуститель.

Эксгаустер выбрасывает очищенный воздух через шумоглушитель и дымовую трубу в атмосферу.

Отходящие газы первой и второй зон обжига отсасываются рекуперативным вентилятором через газовоздушные камеры.

Патрубок подсоса холодного воздуха, подсоединенный к трубопроводу перед рекуперативным вентилятором, предназначен для непрерывного автоматического поддержания температуры отсасываемых газов на заданном уровне  $\sim 320$  °С.

Рекуперативный вентилятор подает эти газы под зонт второй зоны сушки, где они используются для подсушки окатышей просасыванием.

Дроссельная заслонка в трубопроводе упомянутого зонта используется для регулирования расхода газа.

Избыточный газ поступает к вентилятору сбросного воздуха.

Газы, отходящие из зоны сушки просасыванием и из первой части зоны нагрева, отсасываются вентилятором сбросного воздуха через установленный электрофильтр, очищающий отходящие газы от пыли.

Пыль, уловленная в электрофилтре, выгружается из него при помощи двойных конусных затворов и лотковым цепным транспортером подается в резервуар с мешалкой. Здесь пыль превращается в шлам и возвращается насосом обратно в сгуститель.

Очищенные отходящие газы (с остаточной запыленностью  $\leq 80$  мг/м<sup>3</sup>) выбрасываются эксгаустером через шумоглушитель и дымовую трубу в атмосферу.

Все точки передачи сыпучих материалов цеха окомкования в пределах обжиговой машины и станции грохочения, где во время работы установки возможны выбросы пыли, подсоединены через систему трубопроводов к электрофильтру аспирационной газоочистки.

Уловленная пыль поступает через двойной конусный затвор и лотковый цепной транспортер в резервуар с мешалкой, где пыль превращается в шлам и откуда перекачивается насосом обратно в сгуститель.

Аспирационный вентилятор, отсасывающий запыленный воздух от всех точек аспирации, сбрасывает очищенный воздух через шумоглушитель в дымовую трубу.

#### 4.2.5. Установка грохочения окисленных окатышей

Обожженные окатыши разделяются двумя виброгрохотами на три фракции: мелочь, донная и боковая постель и готовый продукт. Мелочь (фракция  $< 5$  мм) отсеивается и удаляется при помощи первого виброгрохота.

Второй виброгрохот предназначен для отсева донной и боковой постели фракции 25–10 мм, которая подается системой конвейеров в бункер постели.

Остальные окатыши фракции 25–5 мм (т.е. готовая продукция) поступают через перегрузочную течку на конвейер готовой продукции и далее через конвейерные весы на склад.

На участке станции грохочения окатышей предусмотрено устройство позиции отбора и автоматической разделки проб готовой продукции.

#### 4.3. УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ

##### 4.3.1. Получение пульпы

Приборы, необходимые для управления приводами — управляющие пускатели, реле времени и т.д. — расположены в шкафах отдельно от силовой части.

Все приводы включаются только от местного управления. В помещении пульта управления на мнемосхеме видно, работают ли приводы или они неисправны. Регулирование частоты вращения приводов может осуществляться либо на месте, либо из помещения пульта оборудования. После регулировки на мнемосхеме видна новая частота вращения.

В соответствии с технологической схемой приводы заблокированы с относящимися к ним заслонками и задвижками.

В контуры измерения и регулирования установки приготовления пульпы входят приборы измерения, регулирования расхода давления и разности давлений, уровня и степени заполнения резервуаров, плотности и массового расхода твердого вещества, а также приборы различных специальных измерений. При этом используют:

- электрические регуляторы поддержания фиксированного значения пропорционально-интегрального типа (ПИ);

- регулирующие клапаны и задвижки, которые приводятся от сервоприводов, имеющих соответствующие мощности, быстроту и пределы действия, задаваемые для каждого регулятора вручную, которыми можно управлять из помещения пульта управления и пускать в работу отдельные контуры регулирования независимо от других.

В дополнение к регулированию в помещении пульта управления видны показания соответствующих приборов (большинство значений регистрируется на самописцах); в некоторых случаях появляется сигнал.

##### 4.3.2. Окомкование

###### *Центральный пульт управления*

В помещении центрального пульта управления расположены все приборы измерений и регулирования, необходимые для централизованного управления цехом окомкования и наблюдения за его работой. В частности, сюда относятся: собственно пульт, настенное табло, шкафы силового питания, шкафы управления и система связи между агрегатами и управляющими устройствами.

Установленные приборы регистрируют следующие параметры: расход твердого вещества, т/ч; расход воды или пульпы, м<sup>3</sup>/ч; расход газа, м<sup>3</sup>/ч; температуру, °С; давление, МПа; частоту вращения, мин<sup>-1</sup>; скорость, м/с; уровень заполнения бункеров, %; положение регулирующих клапанов и задвижек, % открытия; потребляемый ток, А; электрическую мощность, кВт.

###### *Пульт и настенное табло*

Кроме пульта и настенного табло, в помещении центрального пульта управления расположена и подстанция централизованной системы противопожарной защиты.

На пульте наклонного типа представлена технологическая мнемосхема всей установки со светящимися условными обозначениями (символами) приводов и точек измерения по месту их расположения в установке.

Символы приводов светят непрерывно, когда данный привод работает, и гаснут, когда он отключен. О неполадке в приводе сообщает мигающий сигнал. Символы приводов и точек измерения технологической мнемосхемы имеются также на соответствующих регулирующих и регистрирующих приборах на пульте или на настенном табло. На приставке к пульту имеется также указатель наиболее важных параметров процесса и символов оборудования.

Другие показывающие и самопишущие приборы, а также прочие табло с изображением сигналов тревоги размещены на настенном табло (щите), который расположен за пультом.

На панели пульта расположены регуляторы и выключатели схем управления приводами.

Все показывающие и регулирующие приборы, табло сигналов тревоги и выключатели расположены на пульте управления и на настенном табло подобно размещению соответствующих приводов и точек измерения на действующей технологической схеме, что позволяет легко находить их.

###### *Система свободно программируемого управления*

Управление цехом обеспечивается свободно программируемым блоком управления (PLC), при помощи которого все условия блокировки выполняются по программам, хранимым в памяти ЭВМ. Входные и выходные сигналы индицируются контрольными светоизлучающими диодами (LED).

Система свободно программируемого управления PLC работает на двух автономных уровнях, которые взаимно блокированы между собой. Ее программируют при помощи переносных приборов, причем программы записывают на кассеты.

Каждый регулятор имеет по крайней мере следующие функциональные узлы:

- центральный регулятор включает в себя модуль запоминания программы, модуль процесса и модуль проверки функционирования;
- блок силового питания;
- подсоединительные блоки, включающие в себя модули входа и вы-

хода, чтобы можно было приспособить входы и выходы к решению конкретной задачи регулирования. Система шин передает данные между центральными функциональными блоками и периферийными модулями (входами и выходами).

При автоматическом режиме цех управляется из помещения центрального пульта. Программируемый блок управления выполняет функции автоматического управления на общецеховом уровне, например пуск и остановку групп электродвигателей по команде персонала центрального пульта управления, индикацию работы групп электродвигателей.

Режим с местным управлением используется при пуске в эксплуатацию или во время ремонтов. Работа какого-либо конкретного привода начинается по команде ответственного оператора с местного пульта управления, расположенного поблизости от соответствующего привода. Программируемый блок управления выполняет функции на местном уровне, например пуск и выключение соответствующих электрических потребителей.

Предохранительные блокировки типа защиты от тепловой перегрузки, слежения за напряжением в цепях управления, переключателя режимов работы и аварийного выключателя выполнены по принципу реле и непосредственно соединены с пускателем электродвигателя. Все другие блокировки соединены со свободно программируемым блоком управления PLC и исполняются им.

Блок управления PLC в случае неполадки, исполняя условия блокировки, посылает следующие сигналы в помещение центрального пульта управления: звуковой сигнал тревоги; мигающий сигнал индикации работы соответствующего привода; тип неисправности.

#### *Важные контуры регулирования*

Из помещения центрального пульта управления регулируются уровни наполнения многочисленных бункеров, скорости машин, давления и температуры.

Далее описываются некоторые типичные контуры регулирования.

##### **1. Загрузка пяти бункеров шихты для пяти линий окомкования**

При помощи управляющего переключателя в помещении контрольного пульта могут быть выбраны три режима загрузки бункеров: автоматический режим; ручное управление из помещения центрального пульта; ручное управление на месте.

Загрузка бункеров при работе в автоматическом режиме осуществляется в заданном цикле, причем один бункер выполняется за другим.

Всегда наполняется только один бункер до достижения максимального уровня, после чего делается переключение на следующий бункер. Если в одном или нескольких бункерах в процессе расходования достигнут предварительно заданный минимальный уровень наполнения, то цикл наполнения прерывается и делается переключение на ближайший из бункеров, в котором достигнут минимальный уровень. Если во всех бункерах будет достигнут максимальный уровень наполнения, то весь участок подвода продукции отключается.

Любой бункер может быть исключен из цикла наполнения соответствующим управляющим переключателем.

Для работы с ручным управлением из помещения пульта соответствующий управляющий переключатель на пульте управления должен быть поставлен в положение "ручной режим". Переключателем предварительно выбора может быть включен в работу любой отдельный бункер. Однако в этом случае не происходит переключения на бункер с минимальным уровнем или на другой бункер, когда в предыдущем будет достигнут максимальный уровень. Система слежения за уровнем в бункерах выключается из работы.

Для загрузки бункеров с поста местного управления вручную соответствующий управляющий переключатель на местном посту управления должен быть переключен на режим ручного управления на месте. Теперь оператор сможет управлять наполнением бункера, находясь около него.

##### **2. Регулирование скорости работы обжиговой машины**

Скорость обжиговой машины (движения тележек) может управляться из помещения центрального пульта либо вручную, либо в автоматическом режиме.

###### **2а. Из помещения центрального пульта**

На центральном пульте управления имеется клавиша включения и выключения и регулятор для ручного и автоматического управления. В положении "автоматика" скорость движения тележек управляется в зависимости от суммарного количества сырых окатышей, за вычетом мелочи, отсеянной на роликовой решетке, а также высоты слоя постели.

2б. С поста управления поблизости от места загрузки сырых окатышей на обжиговую машину

Этот способ управления может быть использован только в том случае, если переключатель на центральном пульте управления поставлен на ручной режим и сделано переключение на ручное управление на месте.

После того как загрузка сырых окатышей будет настроена с местного поста управления и стабилизирована, в центральном пульте управления можно сделать переключение на автоматический режим.

##### **3. Регулирование температуры рекуперативной воздуходувки**

Положение заслонок этой воздуходувки регулируется автоматически в соответствии с уставкой температуры воздушной смеси из дутьевых корбоек. Повышение этой температуры вызывает частичное закрытие заслонок, т.е. количество горячего воздуха, отсасываемого из зоны обжига, уменьшается, и наоборот.

Температура после воздуходувки должна поддерживаться на постоянном заданном уровне ( $\sim 320^{\circ}\text{C}$ ). Поэтому в соответствии с упомянутым заданным значением регулируется заслонка в трубопроводе подсоса свежего воздуха.

##### **4. Регулирование давления в горне зоны обжига**

Давление в горне зоны обжига (заданное значение которого составляет 0,02–0,03 кПа) регулируется путем автоматического поворота лопаток



вентилятора подачи охлаждающего воздуха. Повышение давления в горне зоны обжига вызывает прикрытие лопаток вентилятора и наоборот.

#### 5. Регулирование температуры в горне зоны обжига

Горн подогрева и обжига оборудован газовыми горелками, которые подразделены на семь зон регулирования (I—VII). В каждой из этих зон при помощи регулятора поддерживается заданное значение температуры (500—1300°C). При изменении температуры в горне изменяется положение регулирующего вентиля, определяющего давление в импульсном (управляющем) воздухопроводе. Давление в импульсном трубопроводе к вентилу регулирования расхода газа при этом тоже изменяется, в соответствии с чем к горелкам подается большее или меньшее количество газа.

#### 6. Регулирование уровня в бункерах обожженных окатышей

Уровень наполнения бункеров, в которые сбрасываются окатыши после обжиговых тележек, должен поддерживаться по возможности постоянным. Этот уровень изменяется по мере повышения или снижения скорости движения тележек. Чтобы компенсировать эти колебания, выгрузка материала осуществляется через виброжелоб с регулированием частоты вращения привода дисбалансного груза. Эта частота вращения регулируется по сигналам от системы поддержания уровня в бункере, передаваемым на привод виброжелоба (привод постоянного тока). При повышении частоты вращения количество отбираемого материала увеличивается, а при ее снижении уменьшается.

#### 7. Сообщения о неполадках и индикация

Если какой-либо привод, входящий в систему блокировки, во время работы по какой-либо причине выйдет из строя (остановится, хотя с центрального пульта управления его не отключали), то об этом отключении посылается звуковой сигнал тревоги на центральный пульт управления. Сигнальная лампа того привода, в котором произошла неполадка, горевшая ранее постоянно, теперь начинает быстро мигать. Обслуживающий персонал центрального пульта должен принять сообщение о неполадке к сведению, нажав на кнопку квитирования ("сигнал принят").

При нажатии на кнопку квитирования звуковой сигнал тревоги отключается, а быстро мигающий сигнал превращается в медленно мигающий. После устранения неисправности медленно мигающий сигнал гаснет, и привод или же вся линия могут быть запущены снова подачей пускового напряжения (после пускового предупреждения).

Многочисленные условия, выполнение которых необходимо для работы установки, показаны на сигнальном табло тревоги.

Сигналы тревоги разделены на две группы, причем каждая группа подключена к своему табло.

К первой группе относятся сигналы о невыполнении какого-либо условия работы, например условия, необходимого для включения привода. Невыполнение этого условия индицируется подачей звукового сигнала тревоги и индикацией неполадки на сигнальном табло. Ко второй группе относятся случаи, когда параметры процесса и работы оборудо-

вания находятся за пределами заданного допуска. В этом случае отклонение индицируется подачей звукового сигнала тревоги и индикацией неполадки на сигнальном табло.

#### 4.3.3. Технологическое оборудование цеха

После того как в нескольких сериях опытов было определено и регламентировано качество окисленных окатышей, необходимых для установок прямого восстановления, было спроектировано соответствующее технологическое оборудование для фильтрации пульпы, окомкования, обжига окатышей и их рассева.

Применяемое сырье, качество получаемых продуктов, поток материалов и тепловой баланс описаны в разд. 4.5.

При выборе всего оборудования особое внимание было обращено на высокий коэффициент использования календарного времени и на удобство обслуживания. Была также составлена обширная документация, чтобы облегчить эксплуатацию агрегатов и работу по обслуживанию.

На первой очереди были сооружены мощности по производству окисленных окатышей пока только для четырех установок металлизации (модулей прямого восстановления), т.е. 2,44 млн. т в год.

В соответствии с месторасположением агрегатов нужно было учесть климатические условия — жаркое лето и продолжительную холодную зиму. Температуры могли достигать летом +41°C, а зимой —37°C.

С учетом большой продолжительности холодного времени года нужно было предусмотреть здание, в котором располагались бы отделения фильтрации и окомкования, обжиговая машина и станция грохочения. Это здание должно было к тому же иметь систему вентиляции и отопления, чтобы защитить в зимнее время от замерзания систему трубопроводов для пульпы и воды.

#### Схема и план размещения оборудования

Цех окомкования площадью 450X50 м расположен к западу от цеха металлизации и ориентирован по направлению на запад — восток. Для расширения цеха предусмотрено место непосредственно рядом с существующими агрегатами. При проектировании учитывали, что нужно обеспечить возможно более короткие транспортные пути до цеха металлизации с его промежуточным складом окисленных окатышей. Были предусмотрены также возможности прямой отгрузки окисленных окатышей по железной дороге другим потребителям. На западе к цеху окомкования примыкает здание, в котором размещается оборудование для подготовки бентонита, используемого при производстве сырых окатышей. Связующее доставляется пневмотранспортом в расходные бункера цеха окомкования, в котором имеются следующие основные отделения: конечная станция пульпопровода и емкости пульпы; фильтры пульпы; паропровод для фильтрации; приготовление и подача бентонита; окомкователь; обжиговая машина; станция грохочения.



Пульпа, поступающая по пульпопроводу, хранится в двух резервуарах, оборудованных мешалками, которые поддерживают твердое вещество во взвешенном состоянии (в суспензии). Каждый резервуар имеет вместимость  $\sim 3600 \text{ м}^3$ ; они используются как буфер между поставщиком концентрата и отделением фильтрации. Пульпа из резервуаров подается насосами с регулируемой частотой вращения, так что ее расход к дисковым фильтрам может быть настроен в соответствии с потребностью. Путем добавки разбавляющей воды плотность пульпы перед дисковыми фильтрами устанавливается на уровне  $\sim 55 \%$  (по массе) содержания твердого.

#### Отделение фильтрации

Влажность кека перед окомкованием должна быть  $\leq 9,5 \%$ , что не просто получить при довольно высокой удельной поверхности ( $\sim 2200 \text{ см}^2/\text{г}$ ) концентрата, являющейся следствием глубокого обогащения руды. Поставленная цель достигается при использовании дисковых фильтров с паровым подогревом, которым повышают температуру фильтрационного кека, снижают поверхностное натяжение воды и интенсифицируют процесс обезвоживания.

Пульпа поступает через распределитель самотеком к каждому из 18 дисковых вакуум-фильтров. Конструкция распределителя позволяет возвращать в сгуститель избыточное количество пульпы. Пар под избыточным давлением  $\sim 80 \text{ кПа}$  с температурой  $100\text{--}120^\circ\text{C}$  подается между отдельными дисками фильтра по перфорированным трубам. Чтобы избежать больших потерь пара, область выхода фильтрующих дисков из пульпы до сброса с них кека укрыта кожухом из специальной стали. Просачивающийся из-под кожуха пар отсасывается системой аспирации.

Дисковые фильтры имеют площадь всасывания по  $\sim 57 \text{ м}^2$ . В каждом фильтре имеется 10 дисков диаметром  $\sim 2 \text{ м}$ . Частоту вращения фильтрующих дисков можно изменять непрерывно в пределах от 0,5 до  $1,5 \text{ мин}^{-1}$ , регулируя таким образом толщину слоя, остаточную влажность и количество получаемого кека.

В корыте каждого фильтра имеются мешалки, исключающие расслоение пульпы перед фильтрацией. Фильтрующий вакуум ( $\sim 90 \%$ ) создают 1В водокольцевых насосов суммарной производительностью  $\sim 20 \text{ тыс. м}^3/\text{ч}$  при относительной влажности  $100 \%$ , температуре  $40^\circ\text{C}$  и расходе уплотнительной воды  $\sim 45 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

Каждый дисковый вакуум-фильтр вместе с относящимся к нему вакуумным насосом и тремя отделителями фильтра образует один фильтрационный блок.

Сжатый воздух для сбрасывания фильтрационного кека поступает из заводской сети при давлении  $0,7 + 0,05 \text{ МПа}$ .

Для производства сырых окатышей выбраны барабаны-окомкователи, поскольку для цеха металлургии нужны обожженные окатыши с узким гранулометрическим составом.

Окомкование выполняется в пяти одинаковых окомкователях, каждый из которых имеет бункер для смеси. За каждым барабаном-окомкователем расположен вибрационный грохот для разделения получаемых окатышей на крупную фракцию (надрешетный продукт), мелкую фракцию (подрешетный продукт) и годные сырые окатыши. Ниже приведены параметры барабана-окомкователя:

Производительность, т/ч	92,8
Диаметр барабана, м	3,6
Длина барабана, м	10
Угол наклона барабана, град	6—10

Вибрационные грохоты имеют номинальную производительность 293 и максимальную 371 т/ч. Это количество распределяется между тремя фракциями окатышей следующим образом, т/ч: 195,4 — мелкие ( $< 8 \text{ мм}$ ); 4,9 — крупные ( $> 25 \text{ мм}$ ); 92,8 — годные ( $25\text{--}8 \text{ мм}$ ).

Параметры грохота следующие:

Длина сита, м	5,3
Ширина сита, м	2,45
Площадь грохочения, $\text{м}^2$	12,9
Угол наклона, град	17

В барабане-окомкователе в результате его вращения при подводе воды в шихту получают сырые окатыши. Частота вращения барабана ниже критической, т.е. материал, поднятый из нижней части барабана, может скатываться вниз по его стенке.

Слипание увлажненной шихты и ее окатывание сопровождаются образованием зародышей окатышей. При повторных подъемах, скатывания зародыши растут и, перемещаясь в сторону наклона барабана, окатыши попадают на грохот, где сортируются по крупности. Мелкие окатыши возвращаются в барабан-окомкователь, в зависимости от их количества автоматически регулируют количество добавляемой воды.

На формирование сырых окатышей в барабане влияют следующие технологические факторы: физические и химические свойства железорудного концентрата; физические и химические свойства материала добавок; количество добавок; влажность исходной смеси; наклон барабана; частота вращения барабана; настройка фрезы; неровности внутренней поверхности барабана (гарнисажа); положение места подвода воды по длине барабана; количество подводимой воды; количество исходной шихты.

Сырые окатыши фракции 25—В мм, являясь целевым продуктом, поступают на сборный конвейер, взвешиваются конвейерными весами и далее поступают на обжиговые тележки через челночный и широкий конвейеры и роликовый грохот-укладчик.

Число ходов челночного конвейера можно непрерывно изменять в пределах от 0 до 12 в минуту.

Скорость движения широкого (4 м) конвейера можно изменять в соот-

ветствии со скоростью движения обжиговых тележек. Роликовый грохот-укладчик выполняет в основном три функции: улучшает качество поверхности сырых окатышей; выравнивает поток окатышей; удаляет мелочь (< 6 мм).

Мелочь из-под роликового грохота возвращается обратно в цикл окомкования.

Роликовый грохот-укладчик имеет следующие параметры:

Производительность, т./ч	371,3
Длина, м	4,3
Ширина, м	4
Число роликов	29
Диаметр роликов, мм	150
Угол наклона, град	23

Величина зазора между роликами в начале грохота 6 мм, в конце 2 мм и может быть по желанию изменена. Каждый ролик имеет индивидуальный привод; смазка всех подшипников выполняется централизованно. Материал роликов исключает образование наростов.

#### Установка обжига окатышей

Упрочнение сырых окатышей обеспечивается на обжиговой машине фирмы "Лурги", которая состоит из 184 обжиговых тележек шириной по 4 м, суммарная реакционная площадь (площадь обжига) которых составляет 480 м<sup>2</sup>.

Обжиговая машина имеет по длине следующие технологические зоны, м:

Сушка нагнетанием	12
Сушка просасыванием	6
Зона нагрева	27
Зона обжига	24
Зона дообжига	9
Зоны охлаждения I и II	22

Между отдельными зонами внутри колпаков располагаются разделительные огнеупорные стенки. Чтобы ограничить до минимума подсосы воздуха из атмосферы цеха между колпаками и движущимися обжигowymi тележками, с обеих сторон колосниковой движущейся решетки предусмотрены продольные уплотнения.

Окатыши обжигают при температуре ~ 1300°C. Для обеспечения заданного температурного режима в зонах нагрева и обжига расположены в общей сложности 32 газовые горелки низкого давления (по 16 с каждой стороны). Эти зоны в свою очередь разделены на семь контрольных зон с целью точной настройки заданного температурного режима нагрева и обжига, что особенно важно для зоны нагрева, где происходит окисление магнетита в гематит. Расход технологического газа в отдельных зонах обеспечен следующими газодувками (вентиляторами): вентилятор отсоса воздуха из колпаков, эксгаустер отходящих газов, вентилятор рекуперации тепла в дутьевых камерах, вентилятор сушки нагнетанием, вентилятор охлаждающего воздуха.

Наиболее высоким температурным нагрузкам подвергаются вентилятор зоны рекуперации и вентилятор сушки нагнетанием. Оба они в нормальном режиме работают при температуре 320°C. Чтобы защитить их от перегрева, во всасывающем канале установлены заслонки для подсоса атмосферного воздуха, которые при превышении заданного значения температуры (320°C) автоматически открываются и тем самым предотвращают перегрев вентилятора.

В газоздушных камерах, через которые подводятся или отводятся технологические газы, при номинальной производительности устанавливаются примерно следующие значения давления, кПа:

Зона:	
сушки нагнетанием	+ 4,0
сушки просасыванием	- 2,0
нагрева	- 3,0
обжига и дообжига	-(4,0÷4,5)
охлаждения	+ 4,5

Однако эти давления или разрежения в газоздушных камерах могут изменяться в зависимости от газопроницаемости слоя окатышей и постели на колосниковых решетках. Размеры технологических вентиляторов при проектировании были выбраны с учетом этих рабочих состояний.

Поскольку в технологических газах неизбежно наличие некоторого количества пыли, в свою очередь сильно зависящего от качества сырых окатышей и режима ведения процесса в зонах сушки нагнетанием, сушки просасыванием и нагрева, нельзя избежать и известного износа рабочих колес технологических вентиляторов. Особенно это относится к вентиляторам для отсоса отходящих газов (эксгаустеру), рекуперации тепла и сушки нагнетанием. Лопатки рабочих колес этих вентиляторов поэтому оборудованы сменными высокоизносостойкими защитными листами, которые при достижении некоторой минимальной толщины заменяют.

К уже упоминавшимся 32 горелкам низкого давления подводят природный газ со следующими параметрами:

Расход при нормальных условиях, м <sup>3</sup> /ч	12000
Расход при фактических параметрах, м <sup>3</sup> /ч	927—1000
Температура, °C	От -20 до 0
Давление (абсолютное), МПа	1,2
Низшая теплота сгорания, МДж/м <sup>3</sup> (ккал/м <sup>3</sup> )	36,6 (8,74)

Содержание серы в природном газе (меркаптановой серы) может достигать до 120—150 мг/м<sup>3</sup>, но неблагоприятного влияния на качество обожженных окатышей это не оказывает. Температура отходящих газов превышает 160°C, т.е. не бывает ниже точки росы, и неблагоприятных воздействий на тракт отходящих газов тоже не наблюдается.

Для контроля за состоянием системы природного газа и температурным режимом установлены предохранительные клапаны, которые срабатывают при превышении или недостижении некоторых заранее заданных значений и выключают из работы весь газовый тракт или его часть.

### Очистка технологических газов от пыли

С учетом официальных требований по ограничению выбросов в атмосферу на всех отходящих газовых потоках установлены соответствующие системы газоочистки. Далее описываются некоторые из этих систем.

#### а. Очистка отходящих газов

Отходящие технологические газы из газовоздушных камер № 3—5 очищаются в электрофилтре, который установлен перед вентилятором для отсоса отходящих газов (экспаустером).

Этот вентилятор рассчитан на следующие параметры: расход воздуха  $174 \text{ м}^3/\text{с}$ , температура  $165^\circ\text{C}$ , разрежение  $4,5 \text{ кПа}$ .

Пыль, уловленная в электрофилтре, доставляется по цепному лотковому транспортеру и через двойные маятниковые заслонки в резервуар с мешалкой и оттуда в виде пульпы перекачивается насосами в сгуститель.

#### б. Очистка отходящего воздуха

Отходящий воздух из зонта (колпака) участка сушки нагнетанием очищается от пыли в двух параллельно включенных электрофилтрах, которые установлены перед вентилятором для отсоса воздуха из колпаков.

Эти электрофилтры рассчитаны на следующие параметры: суммарный расход воздуха  $410 \text{ м}^3/\text{ч}$ , температура  $179^\circ\text{C}$ , разрежение  $2 \text{ кПа}$ .

Пыль, уловленная в электрофилтрах, доставляется по цепному лотковому транспортеру и через двойные маятниковые заслонки в резервуар с мешалкой и оттуда в виде пульпы перекачивается в сгуститель.

#### в. Улавливание пыли в помещении цеха (неорганизованные выбросы)

Для различных мест перегрузки в районе бункера для сбрасывания окатышей из обжиговой машины и на станции грохочения предусмотрена система очистки неорганизованных выбросов (из помещения). Точки перегрузки (с конвейера на конвейер и т.п.) подключены к вентилятору, который отсасывает запыленный воздух из помещения в этом месте. Перед вентилятором установлен электрофилтр, в котором осаждаются частицы пыли.

Электрофилтр рассчитан на следующие параметры: расход воздуха  $63 \text{ м}^3/\text{с}$ , температура  $40^\circ\text{C}$ , разрежение  $2 \text{ кПа}$ .

Уловленная пыль поступает по лотковому транспортеру через двойные маятниковые заслонки в резервуар с мешалкой, в котором при добавлении технологической воды получают пульпу, пригодную для перекачивания. Из этого резервуара пульпа транспортируется в вертикальный резервуар.

#### Станция грохочения окатышей

Обоженные окатыши разделяются тремя виброжелобами на три фракции: подрешетный продукт (мелкую фракцию), постель для обжиговой машины и готовые окатыши.

Для выделения обожженной мелкой фракции ( $< 5 \text{ мм}$ ) используется первый вибрационный желоб, рассчитанный на следующие параметры:

Производительность номинальная, т/ч	438,6
Производительность максимальная, т/ч	546
Длина, м	6,5
Ширина, м	2,2
Площадь грохота, $\text{м}^2$	10,56
Угол наклона, град	3
Потребляемая мощность, кВт	30

Отсеянная мелочь транспортируется на установку для измельчения заврата, измельчается там и доставляется в сгуститель в виде пульпы.

Материал для нижней и боковой постели машины для обжига окатышей из всего обожженного продукта обеспечивается на втором виброжелобе, который имеет следующую характеристику:

Производительность номинальная, т/ч	425,4
Производительность максимальная, т/ч	530
Длина, м	6,5
Ширина, м	2,2
Площадь грохота, $\text{м}^2$	10,56
Угол наклона, град	3
Потребляемая мощность, кВт	30

В первой части этого виброжелоба выделяется фракция  $10\text{--}5 \text{ мм}$ , которая сразу же возвращается в производственный процесс. Во второй части отсеивается фракция  $25\text{--}10 \text{ мм}$ . Эта фракция уходит в надрешетную течку, откуда отбирают требуемое количество постели. Те окатыши, которые не нужны как постель, передаются прямо на транспортерную ленту готового продукта (фракция  $> 25 \text{ мм}$ ).

Фракция  $> 25 \text{ мм}$  поступает сразу на транспортерную ленту готового продукта.

#### 4.4. ОТДЕЛЕНИЕ ПРИГОТОВЛЕНИЯ БЕНТОНитОВОГО ПОРОШКА

Проект отделения приготовления бентонитового порошка из комовой бентонитовой глины выполнен институтом "Механобрчермет", а технологическая схема приема привозного бентонитового порошка — фирмой "Зальцгиттер" (ФРГ).

В качестве шихтовых материалов для приготовления бентонитового порошка используют комовые глины сорта А и Б Даш-Салахлинского рудоуправления Азербайджанского ГОКа. Они должны соответствовать требованиям ТУ 14-9-198 — 80; величина набухания  $8\text{--}12$ , содержание влаги  $\leq 25 \%$  (принимаются по сертификатам). Ниже приведен химический состав бентонитовых глин, %:

$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{Na}_2\text{O}$	$\text{K}_2\text{O}$	$\text{MgO}$
57—63	13,0—16,5	5,0—5,7	1,6—4,8	1,7—3,3	0,3—1,7	1,7—3,6

Бентонит крупностью до  $500 \text{ мм}$  поступает в железнодорожных вагонах в корпус приема и разгружается на эстакаде в траншеи-закрома вместимостью  $5700 \text{ м}^3$  (рис. 4.10). 8 технологическую схему ее переработки входят: приемный бункер дробления; молотковая дробилка; склад дробле-

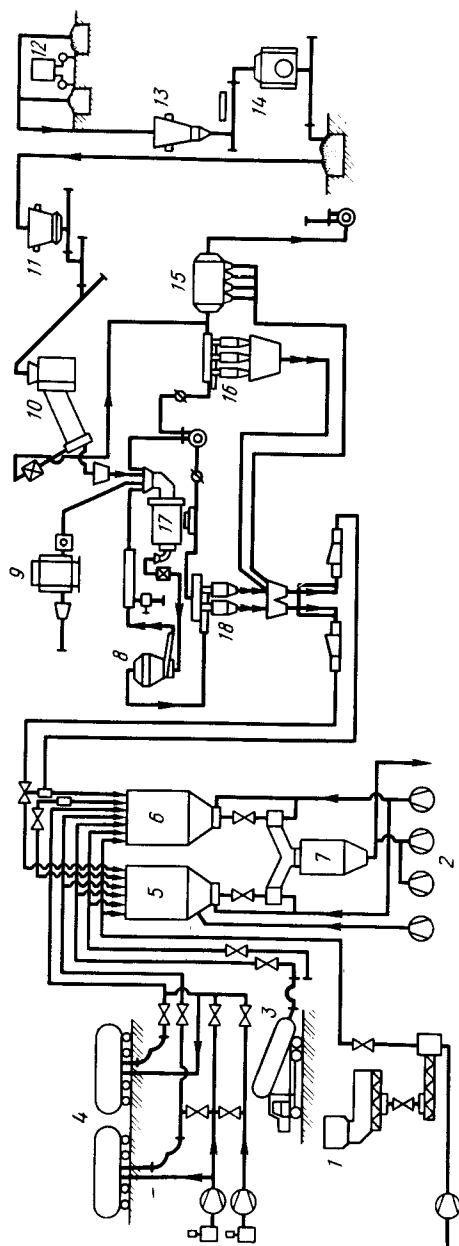


Рис. 4. 10. Схема цепи аппаратов отделения приема и подготовки бентонита:

1 — мешкоразрывающая машина; 2 — компрессоры и насосы; 3 — автоцистерна; 4 — железнодорожная цистерна; 5 — трубчатые стрелки; 6 — бункер запаса; 7 — напорный резервуар; 8 — пылевой сепаратор; 9 — топка; 10 — барабанная сушилка; 11, 13 — бункера; 12 — вагон; 14 — молотковая дробилка; 15 — электрофильтр; 16, 18 — циклоны; 17 — шаровая мельница

ного бентонита; система конвейеров; барабанная сушилка с топкой; вентилируемая шаровая мельница в топкой; пылевой сепаратор (воздушно-проходной); пылевые циклоны и электрофильтры; система пневмотранспорта с насосами; два силоса запаса вместимостью по 600 м<sup>3</sup>; напорный резервуар; расходный бункер.

Бентонит из траншеи-закрома грейферным краном загружают в приемный бункер, откуда ленточным конвейером подают на дробление в молотковую дробилку. Дробленый до фракции  $\leq 80$  мм бентонит из молотковой дробилки конвейером транспортируют на склад вместимостью 400 м<sup>3</sup>.

Со склада дробленый бентонит через приемный бункер, оборудованный вибратором, и систему конвейеров дозируют в сушильный барабан производительностью до 15 т в сутки, где его подсушивают до влажности 8–10 %. Основные параметры режима сушки следующие:

Температура теплоносителя, °C	650–800
Температура отходящих газов, °C	90–120
Расход природного газа, м <sup>3</sup> /ч	200–300
Разрежение в топке, кПа	0,4–0,8

Из сушильного барабана бентонит поступает в шаровую мельницу, где одновременно производится его измельчение и сушка до остаточного содержания влаги в порошке 2–3 %. Основные проектные параметры режима измельчения и дополнительной сушки следующие:

Температура, °C:	
в топке	300–600
перед мельницей	200–250
после мельницы	65–75
Расход природного газа, м <sup>3</sup> /ч	30–60
Разрежение в топке, кПа	0,4–0,8
Разрежение перед мельницей, кПа	4,0–8,0

Измельчение бентонита проводят в замкнутом цикле мельницы и системы газовой сепарации с помощью пылевого сепаратора, где происходит его разделение на фракции  $> 0,05$  и  $< 0,05$  мм. Фракция  $> 0,05$  мм оседает на дно сепаратора и возвращается на доизмельчение в мельницу.

Бентонит фракции  $< 0,05$  мм из сепаратора поступает в циклоны и далее в сборный бункер. Наиболее мелкие частицы осаждают в системе из шести батарейных циклонов со сборником. Пылегазовый поток, пройдя сепаратор, поступает в мельничный вентилятор, после которого его разделяют на два потока: до 70 % на циркуляцию в контур мельница — сепаратор — циклоны, остальные 30 % после очистки в батарейных циклонах и электрофильтре сбрасывают в дымовую трубу.

Из батарейных циклонов и электрофильтра уловленную пыль транспортируют в бункер готового продукта, из которого пневмотранспортом под давлением от 2,50 до 3,0 кПа — в два силоса вместимостью по 600 м<sup>3</sup> каждый. Содержание фракции  $< 0,07$  мм в кондиционном бентонитовом порошке должно составлять  $\geq 80$  %.

Из силоса через напорный резервуар (5 м<sup>3</sup>) бентопорошок под давлением 300 кПа транспортируют в расходный бункер вместимостью 170 т, расположенный в отделении фильтрации. Воздух пневмотранспорта из рас-

ходного бункера после очистки в рукавном фильтре сбрасывают в атмосферу.

Бентонитовый порошок, расфасованный в бумажные мешки по 50 кг или загруженный в автомобильные или железнодорожные цистерны, может быть принят в специальном отделении (проект фирмы "Зальциттер"). Мешки с бентонитовым порошком подают на мешкоразрывающую установку производительностью 400 мешков/ч (20 т/ч), предназначенную для вскрытия мешков, разгрузки бентонита из мешков, прессования остатков мешков в кипы и очистки запыленного воздуха. Подачу порошка из мешкоразрывающей установки осуществляют пневмонасосом производительностью 20 т/ч через шлюзовый затвор в два силоса вместимостью 600 м<sup>3</sup> каждый.

Из автомобильных и железнодорожных цистерн бентонитовый порошок перекачивают в силосы по двум ниткам сжатым воздухом.

Для разрыхления порошка в силосах и разгрузочном устройстве подают воздух при давлении 60 кПа.

Обеспыливание воздуха, вытесняемого бентонитом из силосов, осуществляют рукавными фильтрами.

Управление процессами сушки и измельчения бентонита осуществляют из диспетчерского пункта отделения приема и приготовления бентонитового порошка. Система автоматического контроля и сигнализации включает:

- контроль наличия бентонита на конвейере подачи в сушильный барабан;
- регулирование процесса сушки бентонита в барабане (температура, разрежение);
- регулирование процесса измельчения бентонита в шаровой мельнице (температура);
- контроль наличия пламени в топках барабана и мельницы;
- отсечку газа на топку по ряду технологических параметров;
- контроль забивки течек перегрузочных конвейеров и уровня материала в бункерах.

При этом регулируют следующие параметры:

- температуру в топке сушильного барабана перед и после мельницы;
- расход природного газа на топку барабана и мельницы;
- разрежение в топках барабана и мельницы и перед мельницей.

#### 4.5. МАТЕРИАЛЬНЫЙ И ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС

По проекту ОЭМК на окончательной стадии развития будет вырабатывать 7,3 млн. т окисленных окатышей в год. Первый этап первой очереди развития составляет только треть этой мощности. В соответствии с этим построена одна окомковательная установка с годовой производительностью 2,44 млн. т окисленных окатышей со всем необходимым дополнительным оборудованием.

Система пульпопровода спроектирована с расчетом на транспортирование соответствующего количества концентрата с Лебединского горно-обогатительного комбината на ОЭМК.

В расчете принято 330 рабочих дней в году. Отсюда получается средняя часовая производительность 307 т.

По результатам предварительных исследований и опытных работ в основу проектирования были заложены следующие параметры основных шихтовых материалов (магнетитового концентрата и бентонита) и готового продукта (окисленных окатышей).

Магнетитовый концентрат доставляется в виде пульпы с содержанием твердого 55 % и имеет следующие основные показатели химического состава (при удельной поверхности  $\leq 2200 \text{ см}^2/\text{г}$ ), %:

Fe <sub>общ</sub>	Fe <sup>2+</sup>	SiO <sub>2</sub>
69,5—70	21,5—22,5	$\leq 3$

Гранулометрический состав концентрата принят следующим:

Фракции, мм . . . .	> 0,15	0,15—0,09	0,09—0,045	0,045—0,032	< 0,032
Содержание, % . . .	0,2	0,8	5,0	16,0	78,0

Приняли следующий химический состав бентонита, %:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O + Na <sub>2</sub> O
57—63	13—16,5	1,6—4,8	1,7—3,6	0,3—1,9	1,3—3,3	2,5—5,0

Гранулометрический состав бентонита характеризуется следующими данными: содержание фракции > 0,009 мм — не более 10 %, фракции < 0,045 мм — не менее 50 %.

Параметры окисленных окатышей были приняты следующими:

Содержание, %:	
Fe <sub>общ</sub> . . . . .	~67
SiO <sub>2</sub> . . . . .	~3,5
Степень металлизации*, % . . . . .	≥ 90
Содержание фракции, %:	
9—5 мм . . . . .	≥ 85
5 мм . . . . .	≤ 3
Прочность на раздвливание**, Н/окатыш . . . . .	2450
Температура после выгрузки, °C . . . . .	130

\* При испытании по способу "Мидрекс — Линдер" (средние значения по трем испытаниям).

\*\* Диаметр окатышей 12±1 мм.

#### Схема материальных потоков в цехе окомкования

Бентонит 2,3 т/ч	Кек с фильтра 341,5 т/ч	~2,7 млн. т в год
	Шихта (концентрат) 343,8 т/ч	Шихта (возврат) 47,1 т/ч
Подрешетный продукт 781,6 т/ч	Сырые окатыши в барабанном окомкователе	Надрешетный продукт 19,6 т/ч
	Грохочение сырых окатышей	
	Роликовый грохот	
	Сырые окатыши 343,8 т/ч	

Наладка оборудования, настройка и освоение технологического процесса от пульпонасосной станции на Лебединском ГОКе и до выдачи готовых окатышей в вагоны заняли относительно небольшое время:

10—14 ноября 1982 г. — горячее опробование;

14 ноября 1982 г. — 15 января 1983 г. — устранение выявленных недостатков оборудования, схем управления;

15 января 1983 г. — начало постоянной работы;

Май 1983 г. — достижение всех проектных показателей.

#### 5.1. ГИДРОТРАНСПОРТ КОНЦЕНТРАТА

Приготовление пульпы для ее транспортирования по трубам начинают на фабрике дообогащения Лебединского ГОКа, освоение которой совпало с освоением гидротранспорта и всего остального оборудования цеха окомкования ОЭМК. Нестабильная работа фабрики дообогащения в первые месяцы создавала определенные трудности в работе ОЭМК, в частности, гидротранспорта.

Плотность пульпы (по мере освоения технологии обогащения, наладки приборов измерения и регулирования), поступающей в сгуститель начальной станции гидротранспорта, постепенно стабилизировали и достигли среднемесячной величины 1,53 т/м<sup>3</sup> при колебаниях частных значений 1,41—1,6 т/м<sup>3</sup>. Количество твердого продукта в пульпе, поступающей в сгуститель диаметром 30 мм, в отдельные смены достигало 500 т/ч и больше вместо проектной величины 300 т/ч, в связи с чем удельные суточные нагрузки на сгуститель колебались от 13,7 до 17,1 т/м<sup>2</sup>. После модернизации приемного устройства были устранены неприятные последствия от переливов, если даже объем пульпы кратковременно возрастал до 1100 м<sup>3</sup>/ч (в 2,2 раза выше проектного). Оборудование сгустителя и всей насосной станции в этих экстремальных условиях работало удовлетворительно и плотность пульпы, подаваемой на гидротранспорт, была в пределах 1,68—1,72 т/м<sup>3</sup>.

Трехстадийная система регулирования плотности пульпы позволила сравнительно быстро достичь оптимальных результатов при неравномерном по плотности и объему питании. Режим сгущения на начальной и конечной станциях приведен ниже:

	Количество твердого в:		
	питании	%	продукте
	т/ч	%	%
Начальная станция (30 м)	290—320	36,5—43,5	56,5—59,0
Конечная станция, включая возврат, (55 м)	300—325	30—45	63,5—66,5

После стабилизации работы фабрики дообогащения на насосную станцию поступает в среднем за месяц 322 т/ч концентрата и 511 м<sup>3</sup>/ч воды, из которой 316 м<sup>3</sup>/ч поступает на конечную станцию, а оставшая вода с начальной станции возвращается Лебединскому ГОКу.

Упрочняющий обжиг окатышей:

—32,4 % влаги

+7,7 % кислорода

—0,2 % концентрата

Пыль

2,5 т/ч

Донная и боковая  
постель  
122,1 т/ч

Окатыши на грохоте  
438,5 т/ч

Возврат (мелочь)

9,2 т/ч

Окисленные окатыши  
307,2 т/ч

~2,433 млн. т в год

#### Энергетический баланс процесса обжига окатышей

По результатам лабораторных исследований обжига окатышей, проведенных фирмой "Лурги", были рассчитаны количества тепла, требуемые для промышленного процесса обжига окатышей. Далее приводится баланс этих количеств тепла, кДж/кг (ккал/кг):

##### Расход тепла

Теплосодержание слоя окатышей и обжиговой тележки на выгрузке из обжиговой машины	227,1 (54,2)
Испарение механически связанной воды	247,2 (59,0)
Испарение гидратной (кристаллизационной) воды	0,84 (0,2)
Потери при прокаливании бентонита	0,84 (0,2)
Тепло отходящих газов	269,8 (64,4)
Тепло воздуха, отсасываемого через колпак	673,7 (160,8)
Тепло, уносимое с охлаждающей водой	55,3 (13,2)
Потери на теплоизлучение	24,3 (5,8)
<b>Всего</b>	<b>1499,1 (357,8)</b>

##### Приход тепла

Теплосодержание слоя окатышей и обжиговых тележек на входе в обжиговую машину	96,4 (23,0)
Теплосодержание охлаждающего воздуха	108,5 (25,9)
Теплосодержание воздуха, подводимого к горелкам	3,8 (0,9)
Теплосодержание воздуха, вдуваемого через патрубки и для создания затвора в отсасывающем колпаке	9,2 (2,2)
Приход тепла от окисления	396,4 (94,6)
<b>Всего</b>	<b>614,3 (145,6)</b>

##### Удельные затраты тепла

Расход тепла	1499,1 (357,8)
Приход тепла	614,3 (145,6)
<b>Всего</b>	<b>884,8 (212,2)</b>

Давление пульпы по длине трассы  $\sim 26,5$  км снижается от 300 кПа на начальной станции до 20 кПа на конечной.

Более высокое давление пульпы, как и ерш для очистки трубопровода, пока не использовали, так как при остановках более чем на 24 ч трубопровод промывают водой, а кратковременные остановки не приводят к слеживанию концентрата.

Для транспортировки концентрата использовали воду с pH 7 (в первое время не добавляли гашеную известь для подщелачивания воды). Затем величину pH подняли до 8–9. Основность воды по длине трассы не изменяется.

Катодная защита имеет стабильные электрические характеристики, показывающие, что изоляция трубопровода находится в удовлетворительном состоянии. Гранулометрический состав концентрата всегда был удовлетворительным с точки зрения его абразивности: содержание фракции  $> 0,044$  мм не превышало 8 %.

Измерения толщины стенок трубопровода показали, что через два года эксплуатации не обнаружен их износ. На внутренней поверхности труб первой половине трассы ( $\sim 12$  км) образовался прочный осадочный слой (до 0,6 мм), что является результатом поддержания достаточно высокой pH пульпы подачей известкового молока. На второй половине трассы ( $\sim 14$  км) внутренняя поверхность труб покрыта тонкой пленкой черного цвета.

Приведенный выше режим эксплуатации гидротранспорта концентрата на ОЭМК, очевидно, является приемлемым и позволит сохранить его в работоспособном состоянии многие годы.

Конечная станция и в пусковой период, и позже работает стабильно, показатели плотности и объема пульпы поддерживаются в узких пределах. Сгуститель диаметром 55 м выдает пульпу плотностью  $2,0\text{--}2,2$  т/м<sup>3</sup> (проектная величина  $2,08$  т/м<sup>3</sup>). Потеря железа со сливом незначительны. Так, в 1 л осветленной воды, поступающей на водоподготовку ОЭМК, содержится  $0,173\text{--}0,252$  г твердого вещества, из которых 26 % составляет железо.

Возврат в сгуститель переливов, фильтрата и конденсата из фильтрационного отделения, мелочи и аспирационной пыли от оборудования цехов окомкования и металлизации не отразился на стабильности работы сгустителя. Поэтому из резервуаров, где происходит окончательное регулирование плотности пульпы, на фильтры она поступает с постоянной проектной плотностью  $1,79$  т/м<sup>3</sup>.

Таким образом, гидротранспорт концентрата работает надежно и экономично при любых погодных и различных производственных условиях.

## 5.2. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ КОНЦЕНТРАТА

Существуют две схемы фильтровального отделения: коллективная и блочная. Коллективная схема имеет единый для всех фильтров вакуумный коллектор, к которому подключены мощные вакуум-насосы. Блочная схема, примененная на ОЭМК, обеспечивает каждый фильтр отдельным вакуум-насосом. Вторая схема дороже первой по капиталовложению

и по эксплуатационным затратам, у нее выше и удельная мощность:  $6,96$  кВт на  $1$  м<sup>2</sup> фильтрующей поверхности вместо  $3\text{--}4$  кВт при коллективной схеме. Однако блочная система обеспечивает более устойчивый глубокий ( $8,5\text{--}9,0$  кПа) вакуум, что в сочетании с использованием перегретого пара повышает эффект фильтрации тонкого концентрата с удельной поверхностью (по Фишеру)  $\sim 2300$  см<sup>2</sup>/г.

Способ использования перегретого пара для фильтрации тонкого концентрата, разработанный институтом "Механобрчермет", предусматривает оснащение каждого фильтра специальным капотом, направляющим пар на поверхность фильтруемого кека. Нагрев просасываемого воздуха и кека за счет тепла конденсирующегося пара (повышая растворимость влаги в воздухе, снижая вязкость воды и гидрофильность поверхности концентрата) сопровождается уменьшением влажности готового кека до  $8\text{--}9,5$  %. Расход пара при этом составляет  $80\text{--}100$  кг/т готовых окатышей.

Глубокий вакуум и использование пара, как уже было сказано, обеспечивают получение кека с заданной влажностью из пульпы тонкоизмельченного концентрата с удельной поверхностью  $\sim 2300$  см<sup>2</sup>/г и более. Пар подается в междисковые пространства в количестве до  $1,2$  т/ч, причем сектор сушики увеличен на  $30^\circ$ , так как использование массивных прижимных пластин (бигелей) для крепления секторов позволило поднять температуру пульпы на  $5\text{--}7^\circ\text{C}$  и увеличить скорость набора осадка благодаря снижению вязкости воды на  $10\text{--}15$  %, что соответствует снижению содержания влаги в кеке на  $1,2\text{--}0,9$  %. Нагрев кека способствует и улучшению его съема при отдувке. В итоге производительность фильтра при незасоренной ткани возрастает на  $10\text{--}18$  т/ч.

Увеличение расхода пара свыше  $1,2$  т/ч малоэффективно (рис. 5.1), так как возрастают его потери с прососом, чему способствует и повышен-

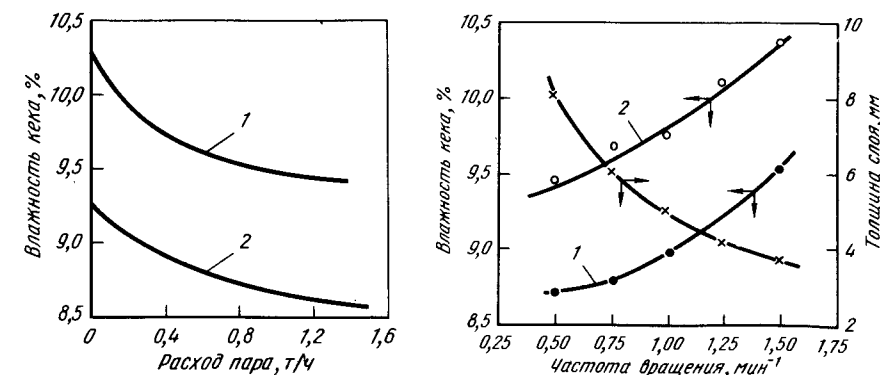


Рис. 5.1. Зависимость влажности кека из концентрата с удельной поверхностью  $2300$  (1) и  $2000$  см<sup>2</sup>/г (2) от расхода пара

Рис. 5.2. Влияние частоты вращения дисков на влажность и толщину слоя кека: 1 — с использованием пара; 2 — без пара

ная (до 55°C) температура поверхности кека (снижается скорость конденсации и, следовательно, степень использования энтальпии пара для обезвоживания кека).

Увеличение частоты вращения дисков (рис. 5.2) от 0,5 до 1,5 мин<sup>-1</sup> сопровождается уменьшением толщины кека с 8 до 4 мм. При этом, с одной стороны, производительность увеличивается на 0,7–1,0 т/м<sup>2</sup>, а с другой — влажность кека возрастает на 0,8–1,0 %. При влажности кека > 9,7 % его сьем с ткани при отдувке ухудшается, а при 10,5 % прекращается полностью.

В качестве фильтровальных чехлов (мешков) использованы ткани пяти типов: два из монокитов ("Аймко" — США и "Филтис" — Франция), два из филаментных крученых нитей ("Тамперен" — Финляндия и "Филтис" — Франция) и одна ткань комбинированного плетения из моноволокон по утку и филаментных нитей по основе — ЗБФ (ФРГ). Всего было поставлено 20 тыс. чехлов.

Все перечисленные ткани обеспечили производительность каждого вакуум-фильтра 40–45 т/ч, однако они имеют невысокую прочность.

Первоначально, до устранения недостатка в конструкции уплотнения парового капота, наиболее часто рвались фильтры из монокитов "Филтис" и "Аймко" — их заменяли через каждые 6 ч. Ткань из филаментных крученых нитей и ткань комбинированного плетения в этих условиях повреждались в 2–2,5 раза реже.

Частичное устранение дефекта уплотнения парового капота и шлифовка металлических поверхностей позволили уменьшить количество порывов фильтротканей. Лучшие технологические показатели достигнуты на фильтрах из тканей "Тамперен" и "Аймко" при работе с паром и без него. Фильтры из ткани ЗБФ имели высокую начальную проницаемость, сопровождавшуюся снижением вакуума, поэтому в течение первых трех-четырех смен кек содержал повышенную (12 % и выше) влажность. После достижения устойчивой работы отделения фильтрации стойкость фильтров из всех тканей поднялась с 180–200 до 500–550 ч при проектной стойкости 600 ч. Лучшие результаты достигнуты на фильтрах из тканей "Тамперен", но и на них не достигнута проектная стойкость. Хорошую (выше проектной) стойкость показала фильтроткань Кемеровской (СССР) шелковой фабрики, которая уже прошла промышленные испытания и заменила импортные изделия.

В настоящее время используется следующий режим работы фильтровального отделения:

Частота вращения дисков*, мин <sup>-1</sup> . . . . .	0,6–0,9
Разряжение на головках, кПа . . . . .	≥ 8,5
Длительность импульса отдувки, с . . . . .	1,0–1,2
Давление воздуха отдувки, кПа . . . . .	30
Давление пара перед форсунками, кПа . . . . .	1,5–2,0
Влажность кека, % . . . . .	≤ 9,5
Производительность фильтра**, т/ч . . . . .	25–50

\* В зависимости от состояния фильтроткани, плотности пульпы, удельной поверхности концентрата.

\*\* В зависимости от состояния ткани.

В связи с улучшением работы фабрики дообогачения число проб с удельной поверхностью концентрата < 2300 см<sup>2</sup>/г за смену возросло до 92–100 %, поэтому производительность фильтров в среднем приближается к 50 т/ч, а количество их в работе снизилось с 15 до 7–10.

### 5.3. ПОДГОТОВКА БЕНТОНИТОВОГО ПОРОШКА

Готовый продукт содержит 95–97 % фракции < 0,074 мм при насыпной массе ~0,8 г/см<sup>3</sup> и имеет набухаемость 8–12, что позволяет использовать его для окомкования концентрата. В ходе наладки оборудования столкнулись с некоторыми проблемами.

В связи с неудовлетворительной работой магнитного сепаратора (при размере исходных кусков глины до 1 м он не обеспечивал удаление железных предметов) увеличили зазор между валками и ротором дробилки, поэтому дробленый продукт имеет повышенную крупность < 150 мм (вместо < 40 по проекту). Это обстоятельство обусловило сравнительно низкую (10–13 т/ч) производительность мельницы.

Для нормальной работы электрофильтра в зимнее время в связи с прерывным графиком работы установки выявилась необходимость предварительного прогрева газового тракта и отопления подбункерного помещения.

Ниже приведены оптимальные параметры работы сушильного барабана и мельницы:

#### Сушильный барабан

Разряжение в топке, кПа . . . . .	0,7–0,8
Температура в разгрузочной камере, °C . . . . .	100–130
Температура в топке, °C . . . . .	600–750
Расход газа, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	240–300

#### Мельница

Разряжение в топке, кПа . . . . .	0,7–0,9
Разряжение перед мельницей, кПа . . . . .	5,0–6,0
Температура на выходе топки, °C . . . . .	240–280
Температура на выходе мельницы, °C . . . . .	100–120
Перепад давления, кПа:	
сепаратор . . . . .	0,7–0,9
циклон (ступень I) . . . . .	0,8–0,9
циклон (ступень II) . . . . .	1,0–1,4
мельница . . . . .	2,8–3,2
Расход газа, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	60–80

Эти параметры позволяют получать бентонитовый порошок оптимальной влажности (3–4 %), при которой наблюдается его максимальная набухаемость.

### 5.4. ДОЗИРОВАНИЕ И СМЕШЕНИЕ КОМПОНЕНТОВ ШИХТЫ

Система дозирования бентонита обеспечивала расход от 1,13 до 3 т/ч соответственно при средней и максимальной производительности, причем разность между фактической и заданной производительностью составляла 0,01–0,05 т/ч, или 3 %. Однако добавка бентонита в шихту не-



велика (0,7–1,0 %) и погрешность во взвешивании бентонита не оказывала неблагоприятного влияния на процесс окомкования.

Вихревые смесители "Лёдиге" даже при влажности концентрата ниже проектной (8,5–8,9 %) и расходе бентонита 0,7–1 % обеспечивают коэффициент однородности на уровне 70 % (табл. 5.1) против показателя смешения 95 %, достигнутого на других фабриках (например, Михайловского ГОКа).

Таблица 5.1. Изменение однородности шихты по тракту

Место отбора проб	Нагрузка, т/ч	Среднее содержание бентонита, %	Среднее квадратичное отклонение, %	Коэффициент вариации, %	Коэффициент однородности, %
После смесителя № 1 (шихта) . . . . .	210	0,70	0,15	21,30	70,5
После смесителя № 2 (шихта) . . . . .	160	0,78	0,18	22,5	70,2
После смесителя № 3 (отсев грохотов и роликоукладчика) . . . . .	40	0,82	0,11	12,9	79,7
Питание окомкователя . . . . .	95	0,79	0,09	11,0	78,2
Сырые окатыши после грохочения . . . . .	92	0,90	0,10	10,7	85,2

Рыхление крупного отсева виброгрохотов и мелкого из-под роликоукладчика в смесителе № 3 неэффективно — фракция > 3 мм составляет более 28 % (табл. 5.2), что, очевидно, является результатом низкой нагрузки (40–45 т/ч) на этот смеситель.

Возможно, некоторое улучшение работы смесителей и уменьшение высоких энергозатрат на смешивание шихты (3 кВт·ч/т) будут достигнуты

Таблица 5.2. Изменение гранулометрического состава шихты по тракту, %

Место отбора	Содержание фракции, мм				
	> 8	8–5	5–3	3–1	< 1
Возврат в смеситель № 3 . . . . .	15,1	19,7	27,5	28,1	9,6
Возврат после смесителя № 3 . . . . .	4,3	12,8	11,6	34,2	37,1
Свежая шихта после смесителей . . . . .	0,8	8,6	9,8	22,6	58,2
Сборная шихта после смешивания . . . . .	1,1	11,2	10,4	27,7	49,6
Питание окомкователя . . . . .	1,3	17,8	13,8	23,7	43,4

после совмещения смешивания шихты и рыхления возврата в двух смесителях и вывода, таким образом, в резерв третьего. В качестве более кардинального мероприятия на ОЗМК изучают вопрос о том, нельзя ли заменить смесители Лёдиге, потребляющие много энергии и трудоемкие в обслуживании, другим типом смесителя, подходящим для той же цели.

К недостаткам проектной схемы следует отнести слеживание шихты в бункерах и отсутствие ее рыхления перед окомкованием, а также сложность поддержания гарнисажа в окомкователях, связанного с повышением содержания бентонита в шихте до 5 %, что невозможно сделать без прекращения производства окатышей.

## 5.5. ОКОМКОВАНИЕ КОНЦЕНТРАТА

Промышленные испытания технологии окомкования практически подтвердили оптимальную величину влажности шихты перед окомкованием 9,5 % (табл. 5.3) при содержании бентонита 0,7 % и нагрузке на гранулятор по шихте 95–100 т/ч, однако до уменьшения угла наклона грануляторов ниже предельно допустимого по проекту выход целевой фракции был невысок.

Недостаточная статическая прочность (11,5–12,5 Н/окатыш) соответствует повышенной пористости окатышей (32,7–33,5 %) при влажности шихты 8,3–8,5 % (степень заполнения пор водой 0,83–0,9) и сопровождается относительно большой усадкой при их обжиге (8 %). Оптимальная статическая прочность (15,5–17,5 Н/окатыш) соответствует меньшей пористости окатышей (31,7–32,2 %) при влажности шихты 9,3–9,4 % (степень заполнения пор ~ 100 %) и сопровождается меньшей (5 %) усадкой при их обжиге. Циркуляционная нагрузка при оптимальной влажности шихты находится на приемлемом (200 %) уровне.

Расход бентонита при набухаемости ~ 12 составляет 0,6–0,7 % от шихты, при снижении набухаемости до 8–9 его расход возрастает до 1 %.

Угол наклона грануляторов является важнейшим параметром процесса окомкования. После уменьшения его до 5°С при вышеуказанных значениях влажности шихты и добавки бентонита получены хорошие результаты по гранулометрическому составу готовых окатышей (> 90 % фракции 9–15 мм).

## 5.6. ГРОХОЧЕНИЕ СЫРЫХ ОКАТЫШЕЙ

При работе виброгрохотов зазор между изогнутыми в первые же дни работы прутками изменяется с 8 мм по проекту до 0–20 мм. При этом они забиваются разрушенными, деформированными и слипшимися от вибрации окатышами, что требует ежедневной многократной их чистки. Даже при нагрузке на грохот 300–320 т/ч (проектная 371 т/ч) содержание мелочи (< 5 мм) в отсеянных окатышах составляет 2,7–4,7 %.

Роликовый грохот-укладчик перед обжиговой машиной частично компенсирует этот недостаток, возвращая мелочь в рыхлитель. Однако неэффективная работа вибрационного грохота приводит к некоторой перегрузке роликового питателя, что сопровождается просыпанием мелочи на слой постели.

Таблица 5.3. Зависимость качества сырых окатышей от влажности шихты

Влаж- ность, %	Циркуля- ционная нагруз- ка, %	Прочность окатышей	Содержание окатышей, %, фракций, мм							
			статиче- ская, Н/окатыш	динамиче- ская, ед.	20	20-16	16-12	12-10	10-8	8-5
8,3	290	12,1	3,9	—	—	2,4	3,9	10,0	64,7	15,2
8,6	255	13,0	5,9	—	—	2,6	4,1	20,4	59,8	9,4
9,0	235	15,0	6,2	0,3	0,3	2,8	4,1	27,1	52,2	10,4
9,4	200	15,5	6,5	0,9	0,9	3,8	8,5	30,1	45,6	8,4
9,8	160	16,0	7,6	1,2	1,2	11,6	26,4	26,7	20,1	10,7
10,4	120	15,0	8,4	4,2	4,2	5,0	18,0	24,0	30,6	12,0
										3,8
										3,7
										3,1
										2,7
										3,3
										6,2

Исключение отрицательной динамической нагрузки на сырые окатыши при их грохочении, полное отсеивание мелочи, увеличение ресурса работы грохотов возможно при замене виброгрохотов роликовыми грохотами.

### 5.7. ОБЖИГ ОКАТЫШЕЙ

Укладка окатышей по площади обжиговой машины вначале была неровномерной. Перепады высот слоя сырых окатышей по ширине машины (между серединой и стыками с бортовой постелью) составляет 80–100 мм, а по длине машины достигали 50 мм.

По мере улучшения гранулометрического состава окатышей, регулирования их потока на сборный конвейер и с челночного питателя на широкий конвейер перепады по ширине машины уменьшились и теперь они практически незаметны.

Перепады по длине машины, вызванные самопроизвольным изменением скорости движения широкого конвейера и непостоянством объемной массы окатышей неустойчивого гранулометрического состава, исчезли после изменения электрической схемы включения двигателей широкого конвейера и стабилизации гранулометрического состава окатышей.

Обжиг окатышей в начале освоения оборудования и технологии вели по возможности близко к проектным параметрам. Тем временем параметры газового потока были скорректированы и оптимизированы с целью обеспечить лучшее качество готового продукта. Установка была спроектирована с расчетом на такую гибкость, чтобы можно было приспособиться к различным параметрам процесса. Другие же параметры,

являющиеся производными от газодинамических характеристик слоя окатышей и машины в целом (рис. 5.3), отличались от проектных.

При соблюдении проектного температурного режима в зонах сушки и обжига не хватало тепла при низком (40–70 %) использовании мощности вентиляторов. Это обусловлено контролем температурного режима, поэтому нужно было увеличить число термодар и изменить их местоположение. Кроме того, во вторую зону охлаждения подсасывалось слишком

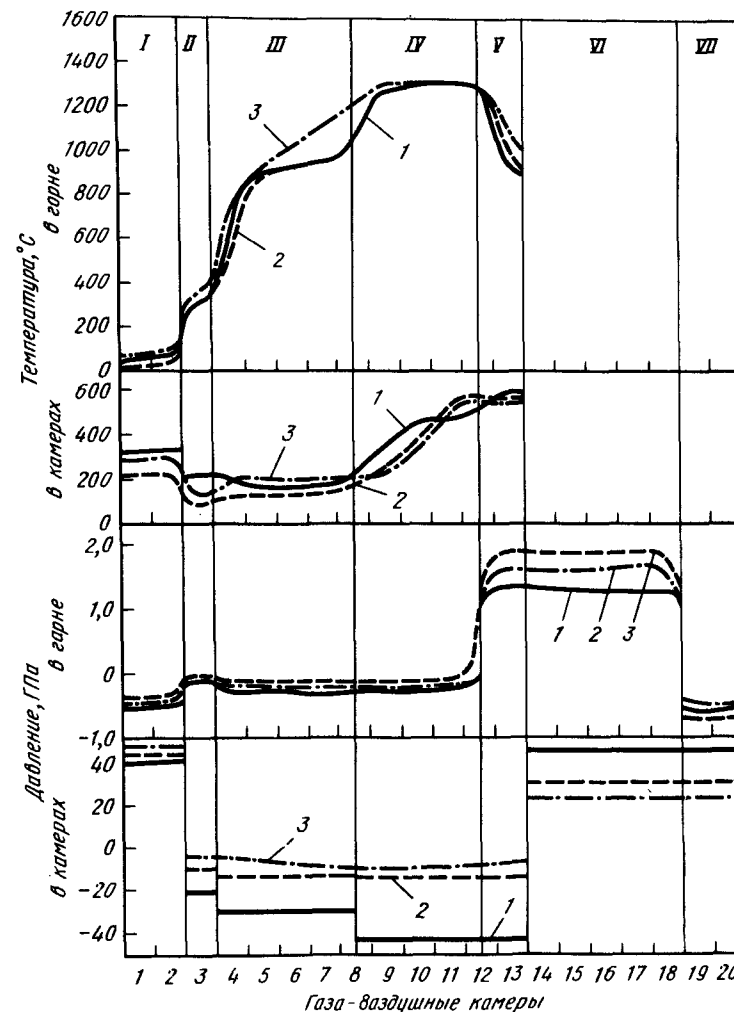


Рис. 5.3. Распределение температур и давлений по зонам обжиговой машины: 1 — сушка продувом; 2 — сушка прососом; 3 — подогрев; 4 — обжиг; 5 — рекуперация; 6 — охлаждение I; 7 — охлаждение II; 8 — установленный режим; 9 — наладочный; 10 — проектный

много холодного воздуха, а условия потока в зоне сушки не были оптимальными.

Вышеупомянутые причины обусловили высокое содержание остаточной влажности (до 5 %) в начале зоны предварительного подогрева, в результате чего окатыши получались недообожженными и имели слишком низкую прочность.

После улучшения гранулометрического состава окатышей, устранения неравномерности их укладки на обжиговые тележки, улучшения температурного контроля (приблизена к слою термopара в первой зоне сушки, установлены три, вместо одной, термopары в зоне обжига), устранения подсоса во второй зоне охлаждения и оптимизации газодинамического режима в зоне сушки были достигнуты хорошие результаты обжига.

Улучшение гранулометрического состава окатышей, увеличения доли целевой (9–15 мм) фракции сопровождалось уменьшением перепада давления в слое и соответственно уменьшением открытия направляющих аппаратов.

Хорошее уплотнение обжиговой машины и электрофильтров обеспечивает сравнительно небольшие, неорганизованные и регулируемые подсосы воздуха: 3 м<sup>3</sup>/с на электрофильтрах (35 м<sup>3</sup>/с по проекту) и 13,4 м<sup>3</sup>/с через уплотнения обжиговой машины и клапаны подсоса холодного воздуха. В связи с изложенным, вентиляторы имеют хороший запас мощности.

#### 5.8. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ И УТОЧНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ

Приемник-делитель пульпы на начальной пульпонасосной станции эпизодически переполнялся из-за несоответствия производительности насосов Лебединского ГОКа (до 1100 м<sup>3</sup>/ч) и его пропускной способности (700 м<sup>3</sup>/ч). Переполнение приемника приводило не только к потере концентрата, но и к порче оборудования, находившегося под приемником. Этот недостаток устранен увеличением объема камеры приемника-делителя и установкой желоба, по которому избыток пульпы поступает непосредственно в сгуститель.

Обратные клапаны и седла привода делителя пульпы имели низкую стойкость (750 ч). В результате применения эффективного метода восстановления их ресурс увеличился до 3000 ч.

Гидропривод сгустителя диаметром 55 м на конечной пульпонасосной станции имеет запаздывание в действии толкателей, в результате чего возникает динамическая нагрузка на гребковую раму и ее неравномерное движение; возможно, что это является и причиной износа контактных частей толкателей. Удовлетворительное решение этой проблемы пока не найдено.

Амортизаторы рамы сгустителя заменены более надежными, благодаря чему срок их службы увеличен с 10 сут до 8 мес.

Окна барабанных грануляторов имели размеры, несоответствующие расположению грохотов, поэтому окатыши разгружались не соосно гро-

хотам и часть их ссыпалась. Изменение размеров окон позволило устранить этот недостаток.

Для достижения заданного гранулометрического состава окатышей минимальный угол наклона окомкователей был завышен. Оптимальные результаты были достигнуты после реконструкции устройства регулирования угла наклона грануляторов.

Широкий конвейер (4,6 м) перед роликовым грохотом-укладчиком имел под нагрузкой самопроизвольный ход, поэтому скорость его движения не регулировалась. Проблема была решена после изменения электрической схемы включения привода конвейера.

Схема транспортировки пульпы от смесителей под электрофильтрами в сгуститель и сами насосы были выполнены не совсем удачно: при остановке насосов обратный ход пульпы с высоты 30 м раскручивал роторы насосов в обратную сторону, что приводило к разрушению их корпусов. Установка обратных клапанов после насосов устранила этот дефект схемы. Замена этих насосов, предназначенных для пульпы с плотностью 1,03 г/см<sup>3</sup>, более износостойкими песковыми, способными перекачивать пульпу с плотностью, изменяющейся в широких пределах, позволила окончательно и надежно решить эту проблему.

Двигатели тяго-дутьевых машин имели значительные колебания тока обмотки возбуждения. Дооборудование двигателей дополнительным коммутирующим устройством позволило устранить этот дефект, и в течение двух лет эксплуатации двигателей не обнаружено отрицательных последствий этой реконструкции.

В пакет программного обеспечения системы управления "Симатик" был внесен ряд изменений, что существенно улучшило управление процессом.

В системе управления приводами постоянного тока пришлось предпринять некоторые существенные изменения. Это обеспечило их бесперебойную работу.

#### 5.9. ДОСТИГНУТЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОИЗВОДСТВА ОКИСЛЕННЫХ ОКАТЫШЕЙ

На пятом месяце освоения оборудования и технологии достигнута производительность 307,25 т/ч, или 0,64 т/м<sup>2</sup>; спустя год удельная производительность составила 0,7 т/м<sup>2</sup>. Возможна и более высокая производительность, но с целью обеспечения высоких показателей прочности и окисленности окатышей она поддерживается на уровне 0,7–0,75 т/м<sup>2</sup>. Средняя прочность окатышей >2500 и обычно находится на уровне 2800 Н/окатыш и выше. Содержание FeO не превышает 0,6 %. Крупная фракция после испытания в барабане составляет более 97 %, мелкая – менее 1,5 %. В готовой продукции целевая фракция (9–15 мм) превышает 90 %. Содержание серы в окисленных окатышах не превышает 0,002 % и обычно составляет 0,001 % при содержании ее в исходном концентрате 0,02–0,04 %. Количество фосфора стабильно и находится в пределах 0,005–0,012 % (как в исходной руде).

Расход бентонита равен 0,7–0,8 %. В ходе освоения расход электроэнергии и природного газа снизили<sup>1</sup> до 41 кВт·ч/т и 21 м<sup>3</sup>/т соответственно. Основные технико-экономические показатели работы цеха окомкования за 1983 г. и 6 мес. 1984 г. приведены ниже:

Проект	1983 г.	1984 г.
Производство окисленных окатышей, тыс. т	2430	2202
Часовая производительность, т/ч	307,25	296
Удельная производительность, т/(м <sup>2</sup> ·ч)	0,64	0,617
Коэффициент использования оборудования	0,904	0,883
Расход на 1 т окатышей:		
концентрата (сухая масса), кг	982,8	1015
бентонита (сухая масса), кг	7,1	10,3
пара, кг	100	93,4
электроэнергии, кВт·ч	81,8	54,3
природного газа, м <sup>3</sup>	29,7	31,2
Обоженные окатыши:		
содержание железа, %	67±1,0	67,16
содержание кремнезема, %	3,5	3,57
прочность на сжатие, Н/окатыш	2500	2720
истираемость (< 0,5 мм), %	5,0	1,62
дробимость (> 5 мм), %	95	97,58
Содержание окатышей, %; фракции, мм:		
15–9	85	72
< 5	3	1,3

Таким образом, к пуску первой установки металлизации было освоено производство окисленных окатышей, предназначенных для восстановления в шахтных печах.

## Глава 6. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ МЕТАЛЛИЗАЦИИ ОКАТЫШЕЙ ИЗ БОГАТОГО ЛЕБЕДИНСКОГО КОНЦЕНТРАТА

Окисленные окатыши, полученные на обжиговых машинах СевГОКа, металлизированы на ряде установок: в г. Запорожье на установке комбината "Запорожсталь", в г. Белоречье на установке Белоречского металлургического комбината и в г. Гамбурге (ФРГ) на установке завода "Гамбургерштаальверке". Кроме того, окатыши Лебединского ГОКа более пяти лет используются в установке прямого восстановления вращающаяся печь — электропечь в г. Красноярске на заводе "Сибэлектросталь".

<sup>1</sup> За 1986 г. — ниже 17 м<sup>3</sup>/т.

## 6.1. ИССЛЕДОВАНИЯ, ПРОВЕДЕННЫЕ В СССР

### 6.1.1. Установка комбината "Запорожсталь"

На шахтной печи комбината "Запорожсталь" (см. рис. 1.31 и 1.32) переработали ~4000 т окатышей из лебединского концентрата. Температуру вдуваемого в печь газа изменяли в пределах 1050–1250°C, поддерживая температуру в печи на уровне 800–900°C. Конвертированный газ содержал, %:

CH <sub>4</sub>	H <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	Сажа, г/м <sup>3</sup>
0,2–1,0	60–64	28–33	3,0–4,5	5–40

Металлизированные окатыши охлаждали с помощью природного газа, расход которого достигал 500 м<sup>3</sup>/т, при этом степень разложения метана составляла 30–35 %. Охлаждающий газ затем поступал в зону восстановления. Рециркуляция очищенного колошникового газа позволила сократить общий расход природного газа приблизительно вдвое.

В фурменный газ подавали также небольшое количество (до 30 м<sup>3</sup>/т) природного газа для регулирования температуры в печи и содержания углерода в губке. Степень приближения газовой фазы к равновесию с воститом была близка к 0,8.

Анализ изменения состава газа и температуры на разных горизонтах свидетельствует о наличии в печи значительных температурных и концентрационных градиентов (рис. 6.1). Колошниковый газ содержал: 1–6 % CH<sub>4</sub>; 50–55 % H<sub>2</sub>; 15–20 % CO. Температура газа в направлении от фурм к колошнику понижалась с 900–1000°C до 400–450°C и была приблизительно одинаковой на всех горизонтах. Высокий уровень температур в печи без спекообразования можно поддерживать благодаря наличию в

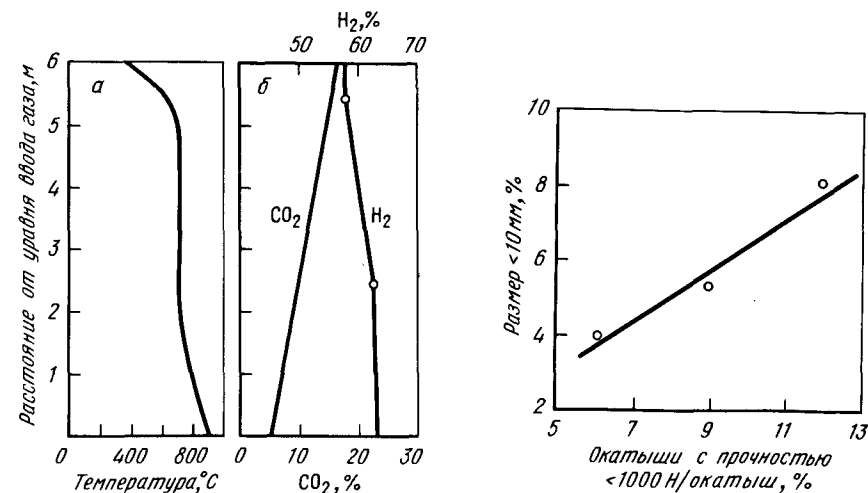


Рис. 6.1. Изменение температуры (а) и состава (б) газа по высоте шахтной печи

Рис. 6.2. Зависимость содержания мелочи в губчатом железе от прочности исходных окатышей

конвертированном газе большого количества сажи, которая сплошным слоем покрывала поверхность окатышей.

Большое значение для восстановимости окисленных окатышей имеет содержание в них двухвалентного железа ( $\text{Fe}^{2+}$ ). Проведенные ДонНИИ-черметом испытания восстановимости окатышей различной окисленности позволили установить определенную закономерность:

Содержание $\text{Fe}^{2+}$ , %	< 1,0	2,0–2,8	3,7–7,0
Степень металлизации, %	97,7–99,4	97,1–97,3	91,2–92,2

В результате исследований достигнуты следующие технико-экономические показатели:

Производительность по металлизированным окатышам, т/сут	50–100
Расход природного газа на конверсию, $\text{м}^3/\text{т}$	400–500
Расход кислорода, $\text{м}^3/\text{т}$	300–400
Степень металлизации, %	90–98
Содержание углерода, %	1,2–2,4
Насыпная масса металлизированных окатышей, $\text{т}/\text{м}^3$	1,92
Плотность, $\text{г}/\text{см}^3$	3,0

Измерения прочности окатышей по высоте печи (в холодном состоянии) показали<sup>1</sup>, что разрушаются в основном окатыши с малой прочностью (рис. 6.2) и только в верхней зоне печи при восстановлении высших оксидов до вюстита (температура  $< 600^\circ\text{C}$ ). В дальнейшем окатыши практически не разрушаются, очевидно, благодаря повышению пластических свойств фазовых составляющих (вюстита и железа) при более высокой температуре, отсутствию внутренних напряжений при дальнейшем восстановлении оксида железа и образованию металлического каркаса в окатыше.

На рис. 6.3 показано изменение прочности и степени металлизации окатышей по высоте шахтной печи. На верхних горизонтах прочность окатышей составляет 110–130 Н/окатыш, на расстоянии 2,5 м над уровнем ввода горячего газа при температуре  $680\text{--}780^\circ\text{C}$  вюстит продолжает оставаться основной фазой окатышей, их прочность над фурмами и в центральной зоне возрастает до 200–300 и на выгрузке до 600–1500 Н/окатыш.

Прочность извлеченных из печи окатышей в холодном состоянии наблюдали в зависимости от их исходной прочности и размера. Кроме того, определили степень конечного их разупрочнения (отношение прочности на раздавливание металлизированных и исходных окатышей) и отношение долей окатышей данного размера в пробах металлизированных и исходных окатышей. Полученные результаты приведены на рис. 6.4, из которого следует адекватность изменений прочности исходных и металлизированных окатышей и степени конечного разупрочнения от их размера. Иными словами, наблюдается прямая зависимость прочности окатышей при восста-

новлении от их исходной прочности (при отсутствии других различий между исходными окатышами).

В пробах металлизированных окатышей, отобранных из печи, отношение доли данного размера к его доле в окисленных окатышах перед загрузкой в печь (рис. 6.5) для окатышей крупнее 13 мм уменьшается, а для окатышей мельче 13 мм увеличивается. Это подтверждено результатами исследований на различных типах окатышей. Полученные данные показывают, что окатыши размером меньше критического не разрушались или разрушались в очень малой степени даже при сравнительно низкой ( $< 1000$  Н/окатыш) исходной прочности.

Исследование содержания газа в губчатом железе, полученном на установке комбината "Запорожсталь" и охлажденном природным газом от 900 до  $50^\circ\text{C}$ , показало, что содержание водорода в нем достигает значений, превышающих в сотни раз содержание его в стали. Поглощение водорода происходит в результате реакции распада метана природного газа на поверхности губки. Опыты по дегазации больших насыпных масс губчатого железа, выгружаемого из шахтной печи в герметичные конвейеры, показали, что из 1 т губки при снижении ее температуры от 350 до  $50^\circ\text{C}$  выделяется до  $6 \text{ м}^3$  водорода. При полном охлаждении губки в печи и

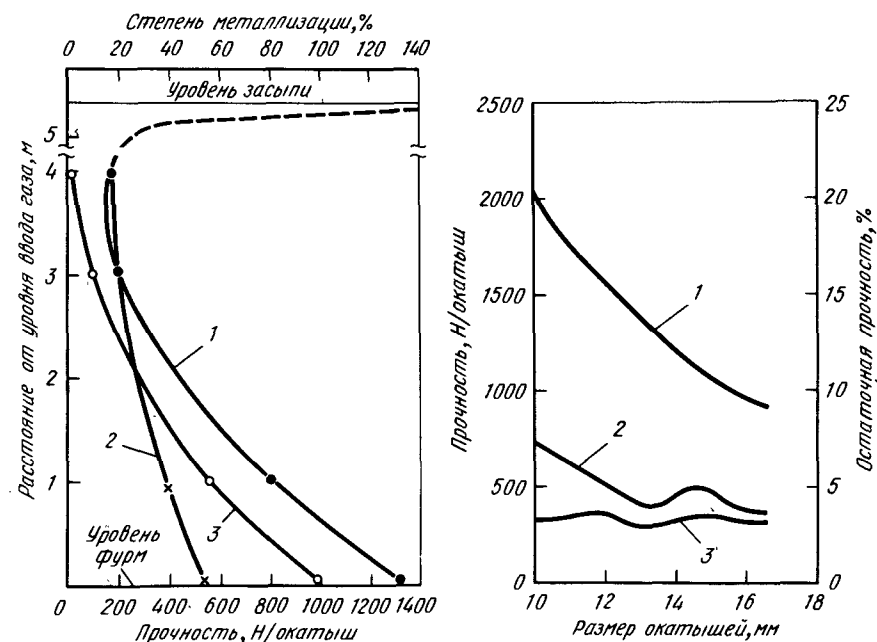


Рис. 6.3. Изменение прочности (1 и 2) и степени металлизации (3) окатышей по высоте шахтной печи:

1 — фурменная зона; 2 — центральная зона

Рис. 6.4. Зависимость прочности окисленных (1) и металлизированных (2) окатышей и доли остаточной прочности (3) от их размера

<sup>1</sup> Пробы материала от шахтной печи отбирали шнековым пробоотборником с электрическим приводом через трубы, входившие в печь через отверстия в кожухе (футеровка) печи.

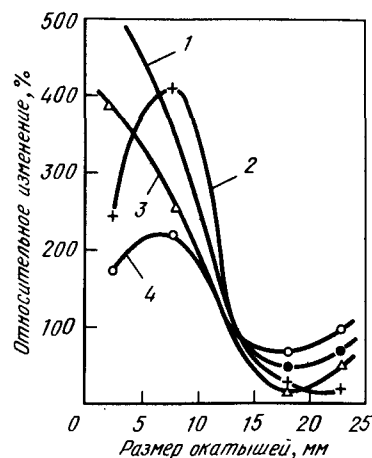


Рис. 6.5. Зависимость отношения содержания данной фракции в пробе металлизированных окатышей из лебединского концентрата к ее содержанию в исходной пробе от размера окатышей: офлюсованные (1) и неофлюсованные (2) окатыши, изготовленные на СевГОКе; офлюсованные (3) и неофлюсованные (4) окатыши завода "Сибэлектросталь"

выгрузке ее при 50°C выделения водорода в атмосферу не происходит, однако при повторном нагреве охлажденных окатышей водород выделялся достаточно интенсивно, остаточное содержание его после пятидневного хранения на воздухе составляет 3–5 м<sup>3</sup>/т.

### 6.1.2. Установка Белорецкого металлургического комбината (БМК)

В начальный период работы установки БМК (см. рис. 1.33 и 1.34), подавая восстановительный газ с температурой > 1000°C, наблюдали образование непрочных спеков из мелкого металлизированного продукта на наружных стенках газового коллектора в районе входа газа в зону восстановления. Образование спеков прекращалось при температуре газа < 1000°C даже при наличии значительного количества мелочи.

Неровный сход содержащих двухвалентное железо окатышей при пуске технологического процесса наблюдали в случае их первого разогрева окислительным газом, так как это приводило к разбуханию окатышей (объем увеличивался на 10–15 %). Замена окислительного газа восстановительным исключила это разбухание и вызванный им неровный сход материала.

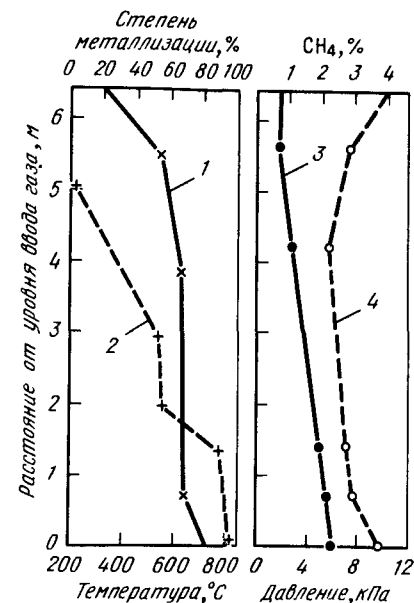
Тепловой режим работы шахтной печи связан с распределением температур в зонах нагрева и восстановления окисленных окатышей или руды и охлаждения восстановленного продукта. На рис. 6.6 представлены кривые распределения температур и давлений по высоте печи, из которых видно, что на большей части высоты печи наблюдаются относительно низкие температуры (650–750°C).

Такой неблагоприятный, для восстановительного процесса характер распределения температур по высоте печи объясняется не только недостаточным подводом физического тепла с газом из-за малой мощности конверсионной установки, но и распределением восстановительной функции между водородом и оксидом углерода и поведением метана. В ниж-

них горизонтах печи идет реакция разложения метана, а в верхних в результате совместного действия свежевосстановленного железа — катализатора и благоприятных температур происходит его образование. Поэтому содержание метана в газе повышается и в некоторых случаях может превосходить его количество, введенное в печь.

Экспериментальные данные свидетельствуют, что большая часть оксидов железа восстанавливается в верхней половине шахты при температуре < 750°C и лишь небольшое количество кислорода (~ 6 %) отбирается от оксидов железа в ее нижней половине.

Рис. 6.6. Распределение по высоте печи температуры (1), степени металлизации (2), давления (3) и содержания метана в газе (4)



Водород реагирует главным образом в верхней части шахты и участвует лишь в восстановлении высших оксидов железа. В нижней части шахты действует преимущественно СО и, несмотря на то, что в исходном газе его в три с лишним раза меньше, чем водорода, он отбирает от оксидов железа примерно столько же кислорода. Иными словами, степень использования СО при любом способе подвода газа — центральном (через коллектор) или фурменном, значительно выше, чем водорода (табл. 6.1). Из таблицы следует, что фурменный подвод по сравнению с центральным обеспечивает лучшее использование восстановительного потенциала газа и достижение высокой степени металлизации окатышей при более низких температурах.

При подводе газа через коллектор, который занимал 14 % поперечного сечения шахты, были худшие показатели равномерности обработки окатышей, так как время их пребывания в печи из-за канальности хода было неодинаковым и различалось примерно в два раза (18 и 34 ч). Окатыши, прошедшие печь с опережением, имели степень металлизации 40–50 %, а с отставанием > 95 %.

Подвод восстановительного газа через наклонные фурмы с различным высовом обеспечивает более равномерное распределение газового потока по сечению шахты и, что наиболее важно, более ровный сход материалов. Время опережения в сходе окатышей уменьшилось до 5–6 ч, т.е. в 2–3 ра-

Таблица 6.1. Изменение состава газа, степени металлизации и температуры по высоте печи при центральном (числитель) и фурменном (знаменатель) подводе газа

Горизонт	Содержание, %				Степень металлизации, %	Температура, °C
	H <sub>2</sub>	CO	CO <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>		
Колошник	69,2	16,0	10,0	3,4	—	440
	66,3	17,0	10,0	6,4	—	420
От колошника:						
1 м	69,7	18,5	8,5	2,4	50,1	710
	66,3	18,8	7,7	6,3	62,3	657
3 м	72,1	19,9	5,3	1,4	70,4	720
	69,0	19,9	2,5	7,6	77,1	672
3,8 м	72,9	22,8	2,4	1,2	74,3	780
	70,0	20,5	2,4	6,5	89,0	667
4,7 м	72,5	23,6	2,2	0,9	95,0	860
	70,0	21,3	2,2	5,7	96,1	708
Восстановительный газ	73,2	23,7	1,0	1,5	—	970
	71,5	21,1	1,0	6,2	—	920

за, что обеспечило выпуск продукции с более равномерной степенью металлизации. Кроме того, как видно из табл. 6.1, благоприятно изменились состав газа, распределение температуры и степень металлизации по высоте печи.

Исследования влияния содержания FeO в исходных окатышах на степень их металлизации с помощью проб, загружаемых в печь вместе с шихтой в корзинках из нержавеющей стали, проведенные в условиях БМК, показали, что с повышением содержания FeO степень металлизации окатышей снижается (рис. 6.7). Следовательно, для получения высокометаллизованного продукта необходимы глубоко окисленные окатыши.

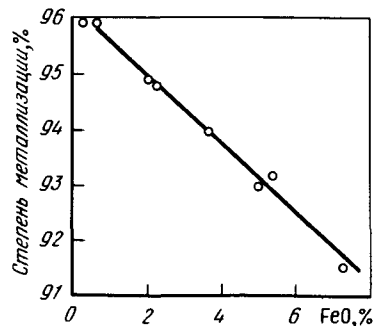


Рис. 6.7. Зависимость степени металлизации окатышей от содержания в них FeO

Таблица 6.2. Материальный баланс шахтной печи (числитель — производительность 22,3 т/сут; знаменатель — 40 т/сут металлизированных окатышей)

Приход		Расход	
Общий баланс, кг/ч			
Окатыши	1246/2170	Губчатое железо	930/1610
Конвертированный газ	1075/1313	Колошниковый газ	1406/1870
Всего	2321/3483	Всего	2336/3480
Баланс по кислороду, кг/ч			
Оксиды железа	346/614	Оксиды железа	В/32
Конвертированный газ	544/665	Колошниковый газ	892/1214
Всего	890/1279	Всего	900/1246
Баланс по компонентам газа, м <sup>3</sup> /ч			
H <sub>2</sub>	1664/1965	H <sub>2</sub>	1400/1504
CO	527/615	CO	213/312
CO <sub>2</sub>	32/48	CO <sub>2</sub>	248/348
CH <sub>4</sub>	57/71	CH <sub>4</sub>	55/75
H <sub>2</sub> O	174/221	H <sub>2</sub> O	440/685
Всего	2454/2920	Всего	2356/2924

Таблица 6.3. Общий тепловой баланс шахтной печи (числитель — производительность 22,3 т/сут; знаменатель — 40 т/сут)

Приход	МДж/т	%	Расход	МДж/т	%
Окисление CO до CO <sub>2</sub>	2,90/2,38	31/29	Диссоциация оксидов железа	6,32/6,20	67/76
Окисление H <sub>2</sub> до H <sub>2</sub> O	3,05/3,08	32/38	Теплосодержание колошниково-го газа	1,81/0,71	19/9
Физическое тепло конвертированного газа	3,43/2,63	37/33	Теплосодержание губчатого железа	0,17/0,17	2/2
Всего	9,38/8,09	100	Внешние потери тепла	1,08/1,00	12/13
			Всего	9,38/8,09	100

При работе печи на лебединских окатышах для двух уровней производительности по губчатому железу составлены материальный и тепловой балансы (табл. 6.2 и 6.3).

Определенные по балансу показатели восстановительной работы CO и водорода составили:

Производительность, т/сут	22,3	40,0
Доля кислорода оксидов железа, отобранного CO, %	43,6	43,2

То же, водородом, %	56,4	56,8
Степень использования CO, %	40,6	49,3
Степень использования H <sub>2</sub> , %	15,9	23,5
Отношение степеней использования CO и H <sub>2</sub>	2,56	2,10
Общая степень использования, %	21,8	28,6

Общая степень использования восстановительного потенциала газа в первом периоде (производительность 22,3 т/сут) была ниже, чем во втором (40 т/сут). Это можно объяснить большими удельными тепловыми потерями и соответственно большим удельным расходом газа в первом периоде (1,84 м<sup>3</sup>/кг окатышей) и более высокой степенью металлизации (98,0 %) в сравнении со вторым периодом (1,26 м<sup>3</sup>/кг и 94 %).

Тепловой коэффициент полезного действия шахтной печи в первом и втором периодах соответственно составил 67 и 76 %.

В результате освоения и проведенных исследований процесса достигнуты следующие технико-экономические показатели:

Производительность, т/сут	25–40
Расход природного газа на конверсию, м <sup>3</sup> /т	500–600
Расход пара, м <sup>3</sup> /т	500–600
Степень металлизации, %	94–98
Содержание углерода, %	1,0–2,5

### 6.1.3. Установка завода "Сибэлектросталь"

Начиная с 1967 г. на заводе "Сибэлектросталь" в полупромышленной вращающейся печи производят металлизированные окатыши из различных железорудных материалов, в том числе из нефлюсованных лебединских окатышей, с помощью твердых восстановителей.

В качестве восстановителей использовали канско-ачинский бурый уголь Ирша-Бородинского и Назаровского разрезов (Восточная Сибирь), александровский бурый уголь (Украина), черногорский каменный уголь (Хакасия) и донецкий антрацит.

Замена одних железорудных материалов другими (из перечисленных) на показатели металлизации влияет незначительно. Металлизация офлюсованных соколовско-сарбайских окатышей, склонных к разрушению, сопровождается повышенным настылеобразованием.

Вид применяемого восстановителя заметнее влияет на показатели металлизации: с увеличением его реакционной способности растет производительность вращающейся печи. Наиболее перспективным восстановителем является канско-ачинский бурый уголь, поэтому в исследованиях и при постоянном производстве металлизированных окатышей используют этот восстановитель.

Проверили влияние на эффективность процесса металлизации при данном восстановителе различных факторов: способа отопления вращающейся печи, скорости газа, частоты вращения печи, высоты порога.

Существенное влияние на показатели металлизации имеет способ отопления печи. Первоначально весь бурый уголь подавали вместе с окатышами в разгрузочную головку вращающейся печи. В разгрузочную головку и через три фурмы, расположенные по длине печи, вдували воздух для сжигания части угля и реакционных газов с целью поддержания заданной тем-

пературы процесса. В этот период при степени металлизации 75–90 % и производительности 62 т/сут восстановленного железа был достигнут расход тепла 33–38 ГДж/т. Для улучшения использования летучих компонентов были испытаны различные способы подачи бурого угля по длине печи. Забрасывание угля воздухом через разгрузочную головку и его подача по винтовым течкам в три точки по длине печи не привело к уменьшению расхода тепла по сравнению с контрольным периодом.

Забрасывание в печь сжатым воздухом вместо сравнительно крупного бурого угля мелкодисперсного буроугольного полукокса сопровождалось положительным эффектом: расход тепла снизился до 28 ГДж/т восстановленного железа, процесс металлизации стал более устойчивым. Затем была опробована технология, по которой отопление осуществляли горелкой, установленной в разгрузочной головке вращающейся печи. В качестве топлива использовали буроугольный полукокс, сухую буроугольную пыль и мазут. Расход тепла снизился до 24,7 ГДж/т при отоплении печи полукоксом, до 20 ГДж/т – мазутом и до 19,5 ГДж/т – сухой угольной пылью. Степень металлизации стабилизировалась и поднялась до 90–95 %. Количество сухой буроугольной пыли можно регулировать в оптимальных пределах и она почти вся сжигалась в факеле торцевой

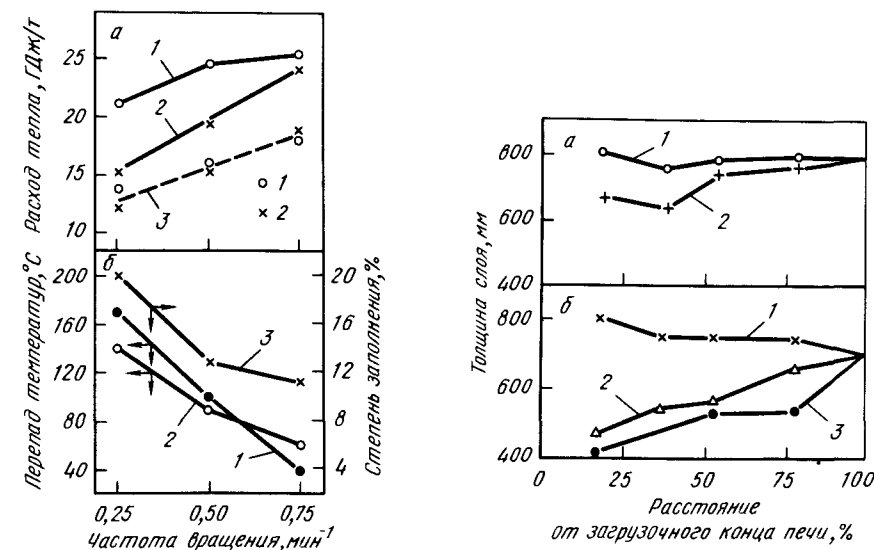


Рис. 6.8. Влияние скорости вращения трубчатой печи на некоторые технологические характеристики процесса металлизации железорудных окатышей:

а – общий расход тепла при отоплении печи полукоксом (1), сухой буроугольной пылью (2), в том числе от угля, поданного с окатышами (3); б – перепад температур в слое шихты на расстоянии 0,78 длины печи от загрузочного конца (1), средний по всей длине (2) при степени заполнения печи шихтой (3)

Рис. 6.9. Изменение толщины слоя по длине печи при высоте порога 800 (а) и 680 мм (б) и частоте вращения печи 0,25 (1), 0,5 (2) и 0,76 мин<sup>-1</sup> (3)



горелки без перегрева газа и шихты, поэтому расход тепла в этом случае был меньшим; расход буроугольного полукокса не регулировался.

Скорость газа во вращающейся печи, а вместе с ней и вынос пыли при всех остальных постоянных условиях определяются разрежением в загрузочной головке печи. Минимальный расход тепла 14,6 ГДж/т восстановленного железа получен при минимальном разрежении в загрузочной головке 50–80 Па, при котором не наблюдается выбивание дымовых газов в атмосферу цеха. При уменьшении разрежения до 200–300 Па расход тепла вырастает на 20–30 %.

Описанные выше опыты проводили при постоянной частоте вращения печи, равной 0,5 мин<sup>-1</sup>. В дальнейших исследованиях установлено влияние частоты вращения и высоты разгрузочного порога на некоторые показатели процесса металлизации окатышей во вращающейся печи. С увеличением частоты вращения печи возрастал удельный расход тепла (рис. 6.8, а), в основном за счет повышения расхода угля, подаваемого в печь с окатышами (кривая 3). Это, по-видимому, можно объяснить выбрасыванием в надслоевое пространство и выносом с дымовыми газами мелких частиц угля, что зависит от характера пересыпания поверхностного слоя шихты. При частоте вращения 0,25 мин<sup>-1</sup> сползание поверхностного слоя шихты по углу естественного откоса прерывисто: неподвижное состояние шихты (5 с), чередуется с движением материалов (3 с) вниз по откосу.

Во время движения поверхностного слоя наблюдали интенсивное возгорание мелких частиц над слоем. При увеличении частоты вращения печи интервалы спокойного состояния шихты сокращались и при 0,75 мин<sup>-1</sup> шихта двигалась непрерывно. При этом мелкие частицы угля постоянно выбрасывались в надслоевое пространство и уносились дымовыми газами.

Частота вращения печи влияет также на время пребывания окатышей в ней (степень заполнения), распределение шихтовых материалов и перепад температур в слое шихты<sup>1</sup>. С повышением частоты вращения печи уменьшился перепад температур в слое шихты (рис. 6.8, б, кривые 1 и 2), средняя температура по сечению слоя при этом не изменилась.

Степень заполнения, а следовательно, и время пребывания окатышей во вращающейся печи зависит как от частоты вращения, так и, в определенных условиях, от высоты порога печи (рис. 6.8, б, кривая 3 и рис. 6.9). Увеличение порога печи с 680 до 800 мм при 0,25 мин<sup>-1</sup> практически не отражается на толщине слоя по длине печи (рис. 6.9, кривые 1). С увеличением частоты вращения толщина слоя шихты уменьшается (кривые 2).

<sup>1</sup> Замер осуществляли при кратковременных (8–10 мин) остановках через специальные отверстия в четырех точках по длине печи; толщину слоя шихты определяли по резкому изменению температуры при выходе малоинерционной термопары из слоя в надслоевое пространство. Для отбора проб шихты сконструирован специальный пробоотборник, позволяющий вырезать столб шихты без искажения картины распределения материалов в слое. Остальные параметры измеряли согласно общепринятым методикам.

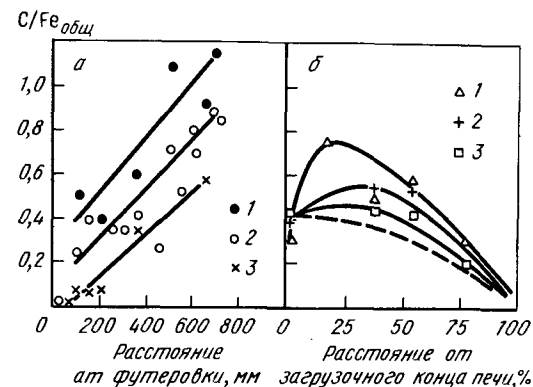


Рис. 6.10. Распределение шихтовых материалов:

а — по высоте слоя на относительном расстоянии от загрузочного конца 0,18 (1), 0,37 (2) и 0,78 (3) при частоте вращения 0,25 мин<sup>-1</sup>; б — по длине печи при частоте вращения 0,25 (1), 0,5 (2) и 0,75 мин<sup>-1</sup> (3); штриховая линия — расчетное распределение шихты

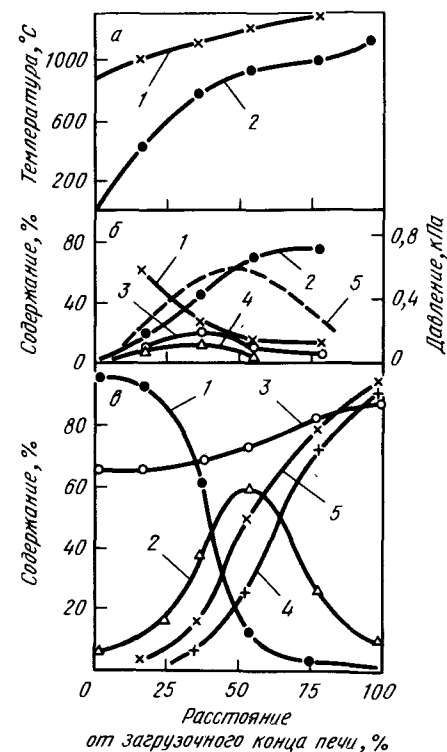


Рис. 6.11. Технологические характеристики процесса восстановления железорудных окатышей бурым углем по длине печи: а — изменение температуры надслоевого пространства печи (1) и слоя шихты (2); б — изменение состава газа: CO<sub>2</sub> (1); CO (2); H<sub>2</sub> (3); CH<sub>4</sub> (4) и его давления (5); в — изменение состава окатышей: Fe<sup>3+</sup>/Fe<sub>общ</sub> (1); Fe<sup>2+</sup>/Fe<sub>общ</sub> (2); Fe<sub>общ</sub> (3); Fe<sub>мет</sub>/Fe<sub>общ</sub> (4); O<sub>2</sub>удел/O<sub>2</sub>исх (5)

Частота вращения печи влияет на распределение шихтовых материалов по толщине слоя и по длине печи. Из рис. 6.10 видно, что относительное содержание углерода ( $C/Fe_{\text{общ}}$ ) внизу слоя значительно меньше, чем у поверхности: окатыши как бы тонут в угле. Отношение  $C/Fe_{\text{общ}}$  по длине печи при всех исследованных частотах вращения было выше, чем заданное и рассчитанное из условия прямого восстановления. Накопление углерода в печи возрастает с уменьшением частоты вращения. По-видимому, это связано со снижением скорости его перемещения вдоль печи по сравнению со скоростью перемещения окатышей и уменьшением выноса в атмосферу.

Характерное распределение температур слоя шихты и надслоевого пространства, давления и состава газов в слое, изменение состава окатышей по длине печи показано на рис. 6.11. Максимальное выделение летучих бурого угля в печи происходит в интервале 700–750°C. Отношения  $GO/CO_2$  и  $H_2/H_2O$  при этом достигают 3, т.е. эти отношения выше равновесных для реакций (в указанном интервале температур):  $FeO + CO = Fe + CO_2$ ;  $FeO + H_2 = Fe + H_2O$ .

Следовательно, за счет летучих в этих условиях может идти восстановление высших оксидов не только до низших, но и до металлического железа. Из рис. 6.11 видно, что восстановление (по удаленному кислороду) на ~15 % осуществляется за счет летучих бурого угля. В процессе восстановления в слое шихты по всей длине печи развивается значительное давление газа (рис. 6.11, б, кривая 5), максимальное при наибольшей скорости восстановления, которое препятствует проникновению окислительных газов из надслоевого пространства в шихту. Состав отходящего из печи газа обычно находится в следующих пределах, %:

$CO_2$	$CO$	$H_2$	$CH_4$	$O_2$
20–26	0,5–3	0,4–2	0–2	0–1,3

Изучение влияния перечисленных факторов на показатели металлизации позволили форсировать процесс и довести производительность печи при работе на холодных окатышах и канско-ачинском угле до 92 т/сут металлического железа при степени металлизации > 90 %.

На полупромышленной установке испытаны три варианта подачи горячих металлизованных окатышей из вращающейся печи в электропечь (10 т; 5 МВ·А): 1) непосредственно в две попеременно работающие электропечи; 2) через футерованные переносные контейнеры в одну электропечь; 3) через стационарный футерованный бункер в одну электропечь.

При работе по первому варианту охлаждение и окисление металлизованных окатышей при передаче их из вращающейся печи в электропечь практически отсутствуют. К недостаткам данного варианта следует отнести "жесткую" связь между работой вращающейся печи и электропечами.

По второму варианту "жесткая" связь между вращающейся печью и электропечью отсутствует, в этом случае цех по производству окатышей может быть расположен на значительном удалении от электросталеплавильного цеха. Контейнер для перевозки окатышей вместимостью 5 м<sup>3</sup> футерован шамотным кирпичом. Наполненный контейнер транспортиру-

ют на площадку над электропечью и ставят в гнездо лоткового питателя (рис. 6.12), через который окатыши с заданной скоростью подают в электропечь. Недостатком этого варианта является некоторое охлаждение и вторичное окисление металлизованных окатышей в процессе загрузки и разгрузки контейнеров.

В табл. 6.4 показано изменение температуры шихты на участке от вращающейся печи до загрузки ее в электропечь. Видно, что охлаждение окатышей происходит в основном при выгрузке их из печи в контейнер. В опытах с другими материалами (титаноугольные окатыши и марганцевая руда) было установлено, что с увеличением скорости подачи шихты в два раза охлаждение ее на этом тракте уменьшается наполовину. При хранении и транспортировке в футерованном закрытом контейнере металлизованные окатыши в дальнейшем охлаждаются со скоростью ~70°C/сут.

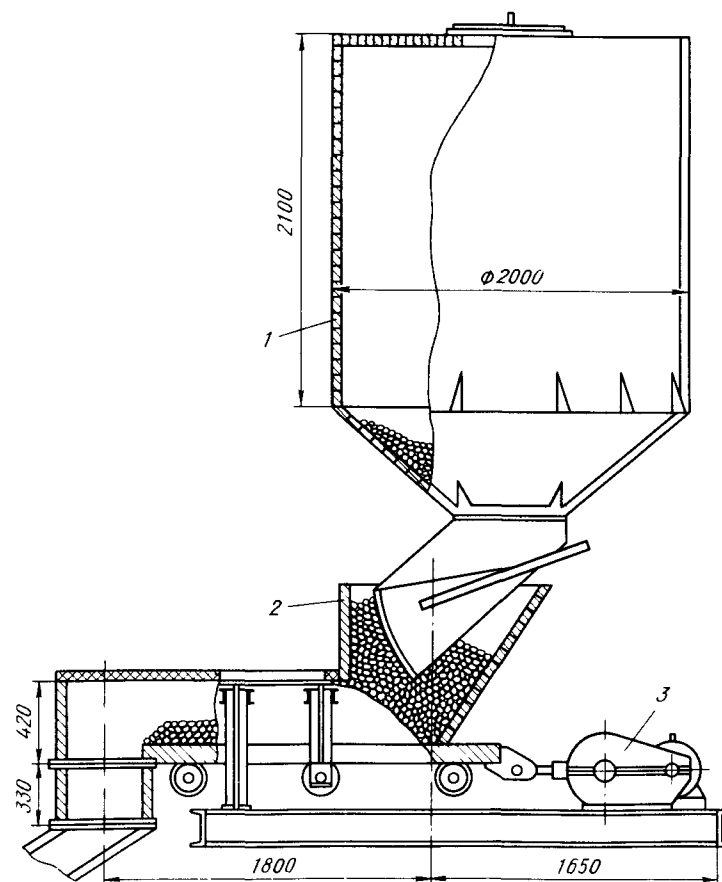


Рис. 6.12. Узел загрузки горячих металлизованных окатышей в электропечь: 1 — лотковый питатель; 2 — футерованный контейнер; 3 — привод

Таблица 6.4. Охлаждение металлизированных окатышей при их контейнерной подаче в электропечь

Время замера, ч-мин	Температура, °С		
	на пороге печи	в контейнере	после питателя
11-30	1130	860	—
11-45	1120	880	—
12-00	1130	900	—
12-10	—	—	690
12-20	—	—	820
12-30	—	—	780

Таблица 6.5. Изменение степени металлизации окатышей при их транспортировке, %

Размер, мм	Место отбора пробы		
	из печи	из контейнера	после питателя
> 7	95,0	93,5	92,5
5-7	93,5	92,0	91,0
3-5	94,0	93,0	87,0
1-3	93,5	89,8	74,5
0-1	92,5	87,2	52,5

Исследования окисления окатышей в процессе их передачи в электропечь (табл. 6.5) в контейнере и после питателя из точки, идущей в электропечь, показали, что мелочь, особенно < 5 мм, окисляется в значительно большей степени. При улучшении газоплотности системы и увеличении потока шихты окисление окатышей можно значительно уменьшить.

Применение футерованных контейнеров позволяет организовать производство металлизированных окатышей не обязательно вблизи места их потребления. Для цеха производительностью 1 млн. т стали в год со 100-т печами при доле окатышей в шихте 60 % для перевозки требуется около 10 контейнеров, которые обеспечат 8-ч запас окатышей. При дальней транспортировке количество контейнеров должно быть соответственно увеличено. Время пребывания окатышей в контейнере определяется лишь экономическими показателями, т.е. стоимостью контейнеров (которая ниже стоимости чугуновозов и миксеров) и электроэнергии, расходуемой для компенсации потерянного тепла. Это время, по-видимому, может измеряться сутками, так как скорость охлаждения окатышей в крупных контейнерах будет весьма низкой и вряд ли превысит 30°С/сут.

Применение стационарного футерованного промежуточного бункера (третий вариант) позволило уменьшить охлаждение (на 100-150°С) и предотвратить окисление горячих металлизированных окатышей при разгрузке из вращающейся печи и загрузке в электропечь.

В мелких классах магнитной и немагнитной фракций шихты сосредоточено значительное количество серы, угля и его золы. Удаление этих компонентов шихты позволило бы получать при расплавлении металл с более низким содержанием серы и затрачивать меньшее количество тепла в связи с уменьшением количества шлака.

Была предпринята попытка рассева горячей шихты на водоохлаждаемом грохоте с зазором между колосниками 3 мм. Однако малая эффективность отсева (~ 50 %) и сложность обслуживания оборудования не позволили работать длительное время.

Лабораторными опытами установлена возможность удаления струей воздуха мелких фракций шихты при незначительном (~ 1 %) окислении и охлаждении (20-50°С) окатышей. На основании этих опытов сконструировали и изготовили устройство для отделения золы и мелких фракций угля от горячей металлизированной шихты (рис. 6.13), которое теперь находится в постоянной эксплуатации. Горячую металлизированную шихту из вращающейся печи 1 непрерывно подают в бункер 2 и из него лотковым питателем 3 по течке 4 в электропечь. Струей воздуха, выходящего из щелевого сопла 5, установленного под питателем, мелкие фракции отделяются от окатышей и попадают в пылевую камеру 6, а из нее по течке 7 — в сборный короб. Самые мелкие частицы по газоходу 8 поступают в газоочистку. В зависимости от количества подаваемого воздуха из горячей металлизированной шихты можно удалить частицы размером до 5 мм. Испытания устройства показали, что этот способ позволяет удалить из шихты до 60 % серы топлива и почти всю золу практически без окисления окатышей (степень металлизации без отдува 94,7 %, с отдувом 93,4 %).

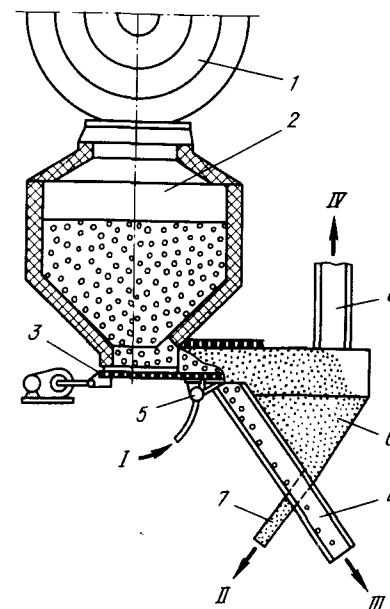


Рис. 6.13. Устройство для отделения золы от горячих металлизированных окатышей:

I — сжатый воздух; II — золыстая часть шихты (в сборный короб); III — горячие металлизированные окатыши (в электропечь); IV — на газоочистку; 1 — 8 — см. текст

С целью извлечения железа и отсева исследовали его обогатимость мокрой магнитной сепарацией на сепараторе с напряжением магнитного поля 80 кА/м; получен железорудный концентрат с содержанием ~81 % Fe, 0,30 % С и немагнитная фракция с 6,3 % Fe и 27 % С. При сухой магнитной сепарации получен концентрат с содержанием 79,6 % Fe, 0,75 % С и немагнитная фракция с 6,9 % Fe и 24 % С.

Грохочением или гравитационным методом отделить уголь от извести и золы невозможно. Концентрат угля приемлемого качества можно получить только флотационным методом.

Таким образом, испытания поведения окисленных окатышей лебединского концентрата при их восстановлении конвертированным газом и углем разного состава в различных печах не только позволили оценить их качество и сформулировать главные требования к содержанию двухвалентного железа, гранулометрическому составу, прочности, но и определить параметры различных восстановительных процессов, проверить условия хранения и транспортирования горячих металлизованных окатышей для будущих разработок.

## 6.2. ИССЛЕДОВАНИЯ, ПРОВЕДЕННЫЕ В ФРГ

### 6.2.1. Введение

На Оскольском электрометаллургическом комбинате (ОЭМК) предполагалось производить металлизованные окатыши на установках прямого восстановления "Мидрекс" из окисленных окатышей, получаемых из лебединского железорудного концентрата.

Чтобы можно было получать окатыши оптимального качества, в лаборатории фирмы "Лурги хеми-унд хюттентехник" (Франкфурт-на-Майне) подвергли обжигу окатыши различных типов, полученные на различной связке. Затем исследовали физические и металлургические свойства этих окатышей в опытах по восстановлению в корзинках на установке "Мидрекс" фирмы "Гамбургер штальверке" (Гамбург). При этом оказалось, что окатыши, пригодные для прямого восстановления, могут быть изготовлены со связкой либо в виде бентонита, либо бентонита и известняка.

В связи с этим обстоятельством вместо 15 тыс. т окисленных окатышей одного сорта, как это предполагалось по контракту, согласно желанию заказчика изготовили две партии окатышей по 7500 т, причем в одну партию вводили добавку бентонита (0,7 %), а в другую наряду с 0,7 % бентонита также и 1,8 % известняка ( $\text{CaCO}_3$ ).

Окатыши были изготовлены на СевГОКе на установках окомкования А и Б. С целью достижения хорошей восстановимости схему обжига приняли такой, чтобы в окатышах получалось очень низкое содержание двухвалентного железа ( $\text{Fe}^{2+}$ ).

На этих двух партиях по 7500 т окатышей на установке "Мидрекс" фирмы "Гамбургер штальверке" провели промышленные испытания с целью получения сравнительных данных и характеристик для цеха прямого восстановления и сталеплавильных цехов металлургического комбината, возможно более близкие к практическим.

### 6.2.2. Исследование окисленных окатышей двух типов

Окисленные окатыши были доставлены из СССР на трех судах — "Ковда", "Восход" и "Ока" в период с 5 по 18 июня 1975 г. В соответствии с договоренностью разгрузка судов должна была начаться только после того, как будут получены положительные результаты испытания восстановления окатышей в корзинах. Для этой цели заблаговременно авиапочтой на завод фирмы "Гамбургер штальверке" отправили две пробы окатышей по 30 кг.

Во время разгрузки судов "Восход" и "Ока" пыль была настолько сильной, что окатыши на судах пришлось орошать водой, чего прежде при выгрузке других партий окатышей не требовалось. Как впоследствии показали анализы гранулометрического состава, эти явления не могли быть объяснены повышенной долей мелочи. Весьма вероятно, что окатыши из лебединского концентрата были чрезмерно сухими.

Теплоход "Ковда" привез ~5000 т неофлюсованных окатышей, "Восход" имел в своих трюмах офлюсованные и неофлюсованные, а "Ока" — только офлюсованные окатыши. На территории завода фирмы "Гамбургер штальверке" окатыши обоих сортов были уложены для хранения раздельно. Всего поступило 7425 т неофлюсованных (НФ) и 7537 т офлюсованных (ОФ) окатышей.

#### Лабораторные испытания

Из полученных окатышей были отобраны пробы для анализа их химического состава. Ниже приведены результаты анализа:

Партия Окатыши	30-кг проба*			"Восход"	"Ока"
	НФ	ОФ	НФ	ОФ	ОФ
Содержание, %:					
Fe <sub>общ</sub>	66,85	66,36	66,90	66,80	66,49
FeO	0,52	0,25	0,17	0,35	0,31
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	95,02	94,62	95,47	95,10	94,70
SiO <sub>2</sub>	3,80	3,95	3,90	3,90	3,90
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,35	0,34	0,20	0,20	0,20
CaO	0,20	0,60	0,40	0,90	1,10
MgO	0,20	0,34	0,20	0,20	0,20
Mn	0,02	0,08	0,07	0,07	0,07
P	0,010	0,006	0,009	0,008	0,010
S	0,002	0,001	0,002	0,004	0,005

\*Пробы были отобраны во время изготовления окатышей в СССР

Результаты этих анализов хорошо согласовывались со сведениями, представленными изготовителем окатышей, %:

	Fe <sub>общ</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	CaO
Окатыши НФ	66,8	0,30	4,13	0,33
Окатыши ОФ	66,15	0,30	4,06	1,01

Неофлюсованные окатыши подвергли еще одному дополнительному анализу, чтобы получить представление о содержании микропримесей ряда элементов. Определение проводили на адсорбционном спектрометре фирмы "Бекман" (тип 1248) и только оксид мышьяка (III) определяли колориметрическим способом. При этом были получены следующие значения, % (по массе):

CuO	Mn <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	PbO	NiO	CoO	SnO <sub>2</sub>	ZnO	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
0,009	0,029	0,037	0,023	0,025	0,158	0,044	0,006	0,002	0,006	0,007

Гранулометрический состав окатышей характеризовался следующим содержанием фракций, %:

Партия	"Восход"		"Ока"
Окатыши	НФ	ОФ	ОФ
Фракция, мм:			
> 20	0,31	0,58	0,09
20-16	2,47	3,44	2,00
16-10	87,44	80,84	84,73
10-5	8,91	13,87	12,41
< 5	0,87	1,27	0,77

Эти результаты в основном согласуются с данными изготовителя окатышей: неофлюсованные окатыши содержат 86,5 % фракции 15-9 мм и 2,3 % фракции < 5 мм, а офлюсованные — соответственно 86,4 и 2,93 %.

Для окатышей обоих сортов определяли по два значения истинной и кажущейся плотности по японскому стандарту JIS M8716 (1968 г.) и по их значениям рассчитывали пористость:

Окатыши	Неофлюсованные	Офлюсованные
Истинная плотность, г/см <sup>3</sup>	5,10; 5,09	5,06; 5,05
Кажущаяся плотность, г/см <sup>3</sup>	3,77; 3,80	3,66; 3,71
Пористость, %	26,1; 25,3	27,7; 26,5

Высокая пористость благоприятствует восстановимости, однако различие в величине пористости между неофлюсованными и офлюсованными окатышами слишком мало, так что это влияние может быть перекрыто влиянием других факторов.

Для определения насыпной плотности окатышей обоих сортов провели по пять измерений, получив следующие средние значения: 2,28 и 2,08 т/м<sup>3</sup> соответственно для неофлюсованных и офлюсованных окатышей.

Угол естественного откоса определяли до начала промышленных испытаний в штабелях, вмещающих 7500 т окатышей. Оба измерения дали величину 20°.

Прочность на раздавливание определяли на 60 окатышах из 30-кг пробы и на 100 окатышах из партии массой 7500 т. Средние значения по 60 и 100 измерениям получились следующими, Н/окатыш:

Окатыши	Неофлюсованные	Офлюсованные
60 измерений	2747	2649
100 измерений	2580	2933

Таким образом, во всех четырех случаях заданное значение 2453 Н/окатыш было значительно превышено.

Показатели барабанной пробы, проводившейся по стандарту ИСО, оказались почти одинаковыми, % (по массе):

Окатыши	Неофлюсованные	Офлюсованные
Фракция > 6,3 мм	94,5	94,3
Фракция < 0,5 мм	3,8	3,7

Для своевременного выявления возможности спекания определили точки размягчения. Температуры начала  $T_H$  и конца  $T_K$  размягчения имели следующие значения:

Окатыши	Неофлюсованные	Офлюсованные
$T_H$ , °C	1015	1030
$T_K$ , °C	1500	1450

Показатели склонности к растрескиванию (определенные как обычно для доменных окатышей) для обоих сортов окатышей оказались равными нулю.

#### Испытания восстановления в корзинках

При испытаниях восстановления в корзинках различают две методики — с проведением опыта в жестких и мягких металлических корзинках. Корзинки обоих типов изготавливаются из жаропрочной стали. Жесткие корзинки имеют форму куба с длиной кромки 5 см. В куб по диагонали вложена разделительная стенка, так что в каждом кубе образуются две полости. В одну полость загружают исследуемый оксидный материал, а в другую — оксидный материал с известным поведением (сравнительный).

Напротив, мягкие корзинки содержат только испытываемый материал. Корзинки имеют в диаметре 100 мм и изготовлены в виде гибкой решетки с размером ячеек 3,15 мм. Используя корзинки, можно дать оценку не только металлургического поведения, но и физических свойств испытываемого материала, поскольку на него передается давление столба шихты.

Корзинки обоих описанных типов загружали почти одновременно в установку "Мидрекс" фирмы "Гамбургер штаальверке" через систему загрузки в шахту установки.

На станции рассева металлизированного продукта корзинки отделяли от надрешетного продукта. В качестве сравнительного материала применили шведские окатыши МПР (окатыши "Мальмергет" для прямого восстановления).

В опытах с мягкими корзинками учитывали отклонение в расчетном содержании мелочи < 3,15 мм после восстановления, поскольку эта фракция могла высыпаться через ячейки сетки. Показатели гранулометрического состава до и после восстановления наносили на график в двойных логарифмических координатах.

Как уже указывалось, для испытаний восстановления в корзинках во время изготовления двух партий по 7500 т окисленных окатышей от каждой отобрали представительные пробы массой по 30 кг, которые были от-

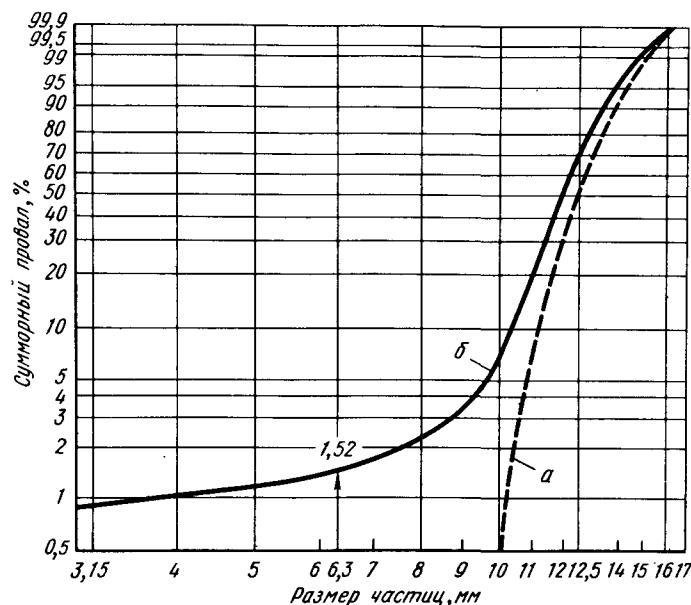


Рис. 6.14. Кривые гранулометрического состава окисленных (а) и металлизированных (б) окатышей на связке только из бентонита; ОЗМК, 2 июня 1975 г.:

а — химический состав руды: 66,85 %  $Fe_{общ}$ , 95,02 %  $Fe_2O_3$ , 0,52 %  $FeO$ ; б — химический состав губчатого железа: 91,65 %  $Fe_{общ}$ , 88,01 %  $Fe_{мет}$ , 1,24 %  $C$ ; степень металлизации 96,03 %

правлены авиапочтой в Гамбург. На окатышах обоих сортов провели испытания восстановления в мягких и жестких корзинках.

Испытания восстановления неофлюсованных окатышей дали следующие результаты (в скобках — данные для сравнительных окатышей МПР):

Корзинка	Жесткая	Мягкая
Температура восстановления, °C	805	—
Степень металлизации, %	95,32 (94,75)	96,03
Содержание углерода, %	0,99 (0,91)	1,24
Содержание фракции < 6,3 мм, %	—	1,52
Число испытывавшихся корзиночек	14	10

В мягких корзинках имелись некоторые слабо спекшиеся куски, которые, однако, не повлияли на кривую гранулометрического состава (рис. 6.14). Столь незначительное изменение кривой гранулометрического состава в результате восстановления является редким даже для окатышей.

Для офлюсованных окатышей были получены следующие результаты испытаний восстановления (в скобках — данные для сравнительных окатышей МПР):

Корзинка	Жесткая	Мягкая
Температура восстановления, °C	770	—
Степень металлизации, %	93,32 (93,58)	95,58

Содержание углерода, %	2,27 (1,84)	2,04
Содержание фракции < 6,3 мм, %	—	0,28
Число испытывавшихся корзиночек	12	10

На рис. 6.15 сопоставлены кривые гранулометрического состава металлизированных (М) и окисленных (ОК) окатышей. По этим данным сделан вывод, что окатыши хорошо ведут себя в восстановительной шахте.

Результаты испытаний на прочность окатышей крупнопромышленной

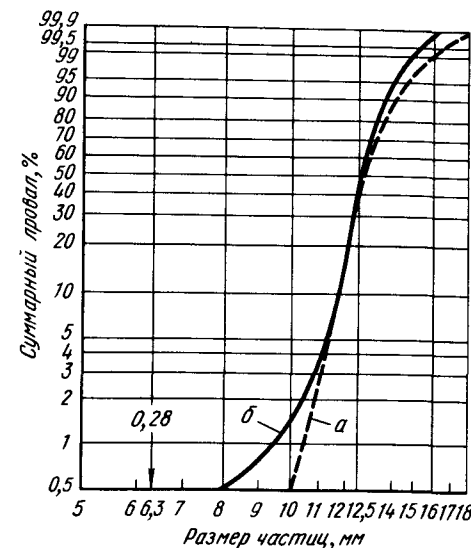


Рис. 6.16. Кривые гранулометрического состава окисленных (а) и металлизированных (б) окатышей на связке из бентонита и известняка; ОЗМК, 10 июня 1976 г.:

а — химический состав руды: 66,35 %  $Fe_{общ}$ , 94,62 %  $Fe_2O_3$ , 0,25 %  $FeO$ ; б — химический состав губчатого железа: 89,32 %  $Fe_{общ}$ , 85,36 %  $Fe_{мет}$ , 2,04 %  $C$ ; степень металлизации 95,58 %

партии (офлюсованных — ОФ) до и после испытаний в корзинках сопоставили с показателями лабораторных окатышей (А — изготовленных в лаборатории фирмы "Лурги" во Франкфурте-на-Майне; наряду с бентонитом эти окатыши содержали в качестве связки также 2,6 %  $CaCO_3$ ):

Окатыши	А	ОФ
Прочность на раздавливание окисленных окатышей, Н/Окатыш	3924	2933
Барабанная проба, %	96,8 (ASTM)	94,3 (ИСО)
Истирание при испытаниях восстановления в корзинках, %	0,92	0,28
Степень металлизации, %	93,8	93,3—95,6
Прочность на раздавливание металлизированных окатышей, Н/окатыш	1226	1069

Физические свойства окатышей, изготовленных в лабораторных условиях, до их восстановления были лучше свойств окатышей промышленной партии. После восстановления различие между теми и другими окатышами невелико; показатели истираемости даже, наоборот, более благоприятны у окатышей промышленной партии. В металлургическом отношении никакого различия между окатышами обоих сортов не выявлено.

Хорошее совпадение характеристик было выявлено и для окатышей, полученных в той же лаборатории на связке только из бентонита (Б) и промышленных нефлюсованных окатышей (НФ):

Окатыши	Б	НФ
Прочность на раздавливание окисленных окатышей, Н/окатыш	3600	2747
Барабанная проба, %	94,8 (ASTM)	94,5 (ИСО)
Истирание при испытаниях восстановления в корзинах, %	1,3	1,52
Степень металлизации, %	96,17	95,32—96,03
Прочность на раздавливание металлизированных окатышей, Н/окатыш	876	971

Только при использовании окатышей с низкими содержаниями  $Fe^{2+}$  удалось получить приводимые здесь металлургические и физические показатели. Типы связок при этом варьировали от одного бентонита (0,7 %) до бентонита (в том же количестве) с добавкой 2 % гашеной извести или 2,6 % известняка.

Судя по этому сопоставлению, окатыши крупнопромышленной партии имеют лучшие физические свойства после восстановления, чем окатыши лабораторного изготовления.

Изготовление окатышей в лаборатории и испытание их восстановления в корзинах открыли путь к крупнопромышленному производству окисленных окатышей.

### 6.2.3. Программа промышленных испытаний

Многолетняя практика показала, что при испытаниях руд оптимальную температуру восстановления лучше всего выявлять в опытах с постепенным ее повышением. Поскольку при использовании окатышей с добавками извести следовало ожидать более высокой температуры восстановления, испытания нефлюсованных окатышей начали с более низкой температуры восстановительного газа.

#### Испытания нефлюсованных окисленных окатышей

##### а. Состояние процесса к началу испытания и переход на нефлюсованные окатыши

Ввиду небольшого количества имевшихся нефлюсованных окатышей (~7500 т) необходимо было следить за тем, чтобы в расходных бункерах не произошло их смешивания с другими материалами. Это было обеспечено переходом к подаче нефлюсованных окатышей только после того, как расходный бункер был полностью разгружен.

Загрузку нефлюсованных окатышей в восстановительную шахту начали 20 сентября 1975 г. в 12 ч. 45 мин. Температуру восстановительного газа и производительность в это время снизили до 750°C и 37 т/ч соответственно.

#### б. Показатели процесса до начала загрузки нефлюсованных окатышей в восстановительную печь

Окисленные окатыши, поступающие со склада, перед доставкой в расходный бункер подвергают грохочению, удаляя фракцию < 5 мм, чтобы обеспечить равномерную газопроницаемость в восстановительной шахте.

Во время промышленных испытаний нефлюсованных окатышей общий выход мелочи составил 198,1 т, что соответствует 2,7 % всего поступившего количества. Эти отклонения от доли мелочи, полученной при выгрузке из судов, по-видимому, объясняются тем, что с постели склада был захвачен имевшийся там мелкий материал.

Ежедневно отбирали пробы окисленных окатышей после грохота (а) и после расходного бункера (б) для определения гранулометрического состава, который в опытах 21—24 сентября был следующим, %:

Фракция, мм:	24/IX		22/IX		23/IX		24/IX	
	а	б	а	б	а	б	а	б
< 5	—	2,05	—	0,09	—	0,70	0,02	0,17
8—5	0,58	5,34	—	0,38	0,58	0,30	0,15	1,69
10—8	12,86	20,16	—	3,76	1,76	1,52	0,81	3,38
12,5—10	82,45	71,60	—	68,54	37,54	53,86	43,21	44,84
16—12,5	—	0,82	—	27,23	59,41	43,69	53,64	49,22
18—16	2,33	0	—	0	0,58	0,50	1,99	1,69
20—18	0	0	—	0	0	0	0	0
25—20	1,75	0	—	0	0	0	0	0

Во время прохождения через расходный бункер при сильно колеблющемся гранулометрическом составе может произойти сегрегация, что повлечет за собой изменение в насыпной плотности и тем самым непосредственно скажется на условиях газопроницаемости и на качестве продукта. Чтобы учесть это влияние, ежедневно каждую смену определяли насыпную плотность на одной пробе окатышей, отбиравшейся на выгрузке из расходного бункера. Измерения дали следующие результаты, т/м<sup>3</sup>:

	Смена 1	Смена 2	Смена 3	Среднее
21/IX	2,28	2,30	2,30	2,29
22/IX	2,26	2,24	2,25	2,25
23/IX	2,23	2,24	2,23	2,23
24/IX	2,22	2,26	2,30	2,26

По этим данным можно заключить, что изменение насыпной плотности окисленных окатышей при узком диапазоне колебания их гранулометрического состава получаются незначительными.

#### в. Производственные показатели

После нескольких часов подачи нефлюсованных окатышей в восстановительную печь температуру восстановительного газа по соображениям безопасности снизили с 750°C в два этапа до 730°C. При производительности 37 т/ч время прохождения окатышей через шахтную печь составляло ~14 ч, так что появления первых металлизированных окатышей из лебедин-

ского концентрата на выгрузке из печи следовало ожидать 21 сентября около 2 ч 00 мин. Резкий скачок в содержании углерода в пробе, отобранной в 2 ч 00 мин (примерно с 1,5 почти до 3 %), свидетельствовал о правильности этого предсказания. Вследствие снижения насыпной плотности (по сравнению с ее уровнем у материала, перерабатывавшегося прежде) производительность по выгрузке при постоянной скорости маятникового питателя снизилась с 37 до 35 т/ч.

Образование спеков при использованных параметрах процесса не наблюдалось. На этом основании температуру восстановительного газа в В ч 00 мин повысили до 735°C, в 12 ч 00 мин до 740°C и в 16 ч 00 мин до 745°C. Очень высокая степень металлизации позволила также постепенно повысить производительность. Отдельные изменения параметров по ходу испытания представлены в табл. 6.6.

Т а б л и ц а 6.6. Производственные показатели при загрузке неофлюсованных окисленных окатышей

Дата	Время суток	Производительность по выгрузке, т/ч	Температура восстановительного газа, °C	Качество готового продукта		
				время суток	степень металлизации, %	содержание углерода, %
20.9.75	14.00	37	742	20.00	93,5	1,41
	16.00	37	730	22.00	93,5	1,47
	18.00	37	730	24.00	95,5	0,89
	20.00	37	730	02.00	94,7	1,27
	22.00	37	730	04.00	94,5	1,50
	24.00	37	730	06.00	95,0	1,53
21.9.75	02.00	35	730	08.00	94,5	2,92
	04.00	35	730	10.00	93,7	2,82
	06.00	35	730	12.00	95,1	1,87
	08.00	35	735	14.00	96,2	2,55
	10.00	35	735	16.00	95,5	2,05
	12.00	35	740	18.00	97,0	1,95
21.9.75	14.00	35	740	20.00	97,2	1,66
	16.00	35	745	22.00	94,4	1,63
	18.00	36	745	24.00	93,5	2,33
	20.00	36	750	02.00	94,6	2,54
	22.00	36	750	04.00	95,8	2,60
	24.00	36	740	06.00	93,9	1,93
22.9.75	02.00	37	740	08.00	95,4	1,96
	04.00	37	740	10.00	92,8	2,20
	08.00	37	740	12.00	96,2	1,86
	08.00	37	740	14.00	94,3	1,83
	10.00	37	740	16.00	95,7	1,84
	12.00	Стадия пуска		18.00	97,0	1,93
	14.00	38	735	20.00	96,9	2,53
	16.00	38	735	22.00	96,8	2,13
	18.00	39	735	24.00	95,6	2,83
	20.00	39	735	02.00	96,8	1,80
	22.00	39	735	04.00	96,7	2,40
	24.00	39	735	06.00	96,1	2,50

Продолжение табл. 6.6

Дата	Время суток	Производительность по выгрузке, т/ч	Температура восстановительного газа, °C	Качество готового продукта		
				время суток	степень металлизации, %	содержание углерода, %
23.9.75	02.00	39	735	08.00	96,7	2,22
	04.00	39	735	10.00	95,2	2,75
	06.00	39	735	12.00	94,8	2,32
	08.00	39	735	14.00	96,3	2,21
	10.00	40	740	16.00	97,5	2,41
	12.00	40	740	18.00	97,4	2,44
	14.00	40	740	20.00	95,0	2,01
	16.00	41	740	22.00	96,7	2,23
	18.00	41	740	24.00	94,2	1,75
	20.00	41	740	02.00	95,0	2,23
	22.00	41	740	04.00	94,6	2,19
	24.00	41	740	06.00	93,8	1,71
24.9.75	02.00	42	740	08.00	Анализа не было	
	04.00	42	740	10.00	97,4	1,75
	06.00	41	740	12.00	95,2	2,85
	08.00	Простой	740	14.00	97,1	3,50
	10.00		740	16.00	94,0	2,08
	12.00		740	18.00	96,8	1,80
	14.00		740	20.00	94,8	1,73
	16.00	44	745	22.00	95,0	1,77
	18.00	44	745	24.00	94,9	1,59
	20.00	45	745	02.00	95,8	1,60
	22.00	45	745	04.00	95,6	1,69
	24.00	45	745	06.00	96,3	1,98
25.9.75	02.00	45	745	08.00	96,0	2,57
	04.00	46	745	10.00	96,1	2,73
	06.00	46	745	12.00	93,3	2,36
	08.00	46	745	14.00	95,9	2,15
	10.00	47	745	16.00	96,6	1,42
	12.00	47	745	18.00	96,3	2,11
	14.00	47	745	20.00	95,9	1,97
	16.00	47	745	22.00	97,4	1,58
	18.00	47	745	24.00	94,0	1,26
	20.00	47	745	02.00	94,3	1,81
	22.00	47	745	04.00	95,4	1,67
	24.00	47	745	06.00	94,0	1,36
26.9.75	02.00	47	745	08.00	96,5	1,87
	04.00	47	745	10.00	95,2	1,59

После дальнейшего повышения температуры восстановительного газа в 20 ч 00 мин до 750°C около полуночи уже появились первые признаки спекания. Поскольку это явление наблюдалось уже 4 ч спустя после последнего повышения температуры газа, с учетом содержимого зоны охлаждения даже и температуру 745°C следовало признать слишком высо-



кой. Температуру восстановительного газа установили на уровне 740°C и еще через 12 ч снизили до 735°C.

При постоянном повышении расхода восстанавливаемых окатышей позднее было достигнуто более интенсивное движение внутри шахты, так что впоследствии температуру восстановительного газа снова повысили до 740°C, а 24 сентября в 16 ч 00 мин даже до 745°C. Интенсификация движения окатышей в восстановительной шахте снижает склонность к спеканию.

В первые дни содержание углерода в пробах, отбиравшихся каждые 2 ч, колебалось в пределах 1,8–2,8 %. Только к концу испытаний при стабильной производительности 47 т/ч установилось среднее содержание углерода ~1,7 %.

Суммарный объем производства металлizedанного продукта из неофлюсованных окатышей составил 5170,2 т. Металлизированные окатыши разделяли на станции рассева на три потока. Основной поток крупностью 50–4 мм направлялся непосредственно в сталеплавильный цех или в бункер для готового продукта. Фракция > 50 мм (крупный продукт) поступала в специальный короб, расположенный сразу же за грохотом. Металлизированная мелочь фракции < 4 мм вместе с металлizedанной пылью, отсасываемой на маятниковом питателе и на станции грохочения, поступала в резервуар вместимостью ~400 т.

Количества трех перечисленных фракций во время испытания на неофлюсованных окатышах распределились следующим образом: 5077,1 т (98,2 %) — металлizedанные окатыши; 72,9 т (1,4 %) — мелочь; 20,2 т (0,4 %) — крупный продукт.

Во время этой опытной кампании в сгустителе образовалось 113,6 т шлама. Доля металлizedанной мелочи и количество шлама могут считаться незначительными по сравнению с количествами мелочи и шлама, образующимися при переработке других рудных материалов.

#### г. Параметры процесса во время испытаний

Переход на неофлюсованные окатыши был замечен не только по изменению насыпной плотности, но и по меньшей потере напора в столбе шихтовых материалов, что сопровождалось увеличением расхода восстановительного газа. Этот показатель (потери напора), который при практически постоянном расходе газа определяется в основном порозностью слоя, колебался в пределах 33,3–36,6 кПа (250–275 мм рт. ст.).

Равномерная газопроницаемость была видна и по температурам в зоне восстановления, измеренным при помощи вертикальных зондов. Был отмечен лишь незначительный температурный перепад от периферии шахты к осевой зоне.

Низкая потеря давления слабо сказывается на скорости течения (т.е. на времени пребывания) газа в шахте и тем самым — на степени его использования. Состав всех газов, вводимых в процесс или образующихся в процессе, по данным за 24 сентября, был следующим, % (объемн.):

Газ*	А	Б	В	Г	Д	Е	Ж	З
CO <sub>2</sub>	1,10	13,00	12,80	2,80	2,70	15,60	3,20	14,10

O <sub>2</sub>	—	—	—	—	—	—	—	1,90
H <sub>2</sub>	—	38,61	37,65	54,94	53,40	46,03	23,44	—
N <sub>2</sub>	11,91	9,99	9,80	7,30	7,38	9,80	24,97	85,12
CO	—	19,98	19,02	32,31	31,12	23,47	10,60	—
CH <sub>4</sub>	83,95	18,67	19,98	3,07	4,99	6,15	37,65	—
Сумма	96,96	100,25	99,25	100,42	95,59	101,05	99,86	101,12

\*А — природный; Б — топливный; В — смешанный в реформер; Г — конвертированный из реформера; Д — восстановительный; Е — колошниковый; Ж — охлаждающий; З — инертный для уплотнения шлюзов и т.п.

Эти результаты анализа относятся к сухим газам.

Для оценки экономичности процесса особо важное значение имеет степень использования колошникового газа. Этот показатель обычно определяется как отношение

$$\eta = \frac{(CO_2 + H_2O)}{(CO_2 + H_2O + CO + H_2)}$$

Поскольку анализатор определяет только состав сухих газов, судить о степени использования газа приходилось по содержанию CO<sub>2</sub> в колошниковом газе (Е — из верхней части шахты). Этот показатель неуклонно возрастал по мере повышения производительности печи:

	21/IX	22/IX	23/IX	24/IX	25/IX	25/IX
Время отбора пробы, ч-мин	7–15	9–20	9–10	12–00	9–20	20–30
CO <sub>2</sub> в колошниковом газе, %	13,10	13,90	15,00	16,50	16,7	17,6

Высокое содержание метана в охлаждающем газе (Ж) обуславливается подачей первоначально 500, а позднее 750 м<sup>3</sup> природного газа в час со стороны всасывания вентилятора охлаждающего газа. Такое мероприятие обеспечивает равномерное охлаждение окатышей; температуры выгрузки по всем трем течкам получаются одинаковыми.

#### д. Расходные показатели

Окатыши новой марки по соображениям безопасности вначале перерабатывали с подачей увеличенного удельного количества восстановительного газа. Если при этом дополнительно снижается и насыпная плотность восстановленных (металлизированных) окатышей, то удельное количество восстановительных газов еще более увеличивается. Такое состояние называют "передувом" шахты. Оно характеризуется высоким удельным расходом энергии.

Сильный "передув" восстановительной шахты в начале периода промышленных испытаний четко проявился в высоких удельных показателях расхода газа и электроэнергии. Расход природного газа в начале периода испытаний на 1 т металлizedанного продукта был почти 14,7 ГДж (по низшей теплоте сгорания), а к 25 сентября этот показатель снизился до 13,15 ГДж.

Расход электроэнергии снизился примерно со 155 до 125 кВт·ч/т металлizedанного продукта. В среднем за весь период промышленных испыта-

ний и за последние полные рабочие сутки (25 сентября) были получены следующие расходные показатели:

	Весь период	25/IX
Удельный расход газа, ГДж/т	14,03	13,15
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	141,69	123,4
Производительность, т/ч	39,7	46
То же, т/сут	942,9	1104

#### е. Испытания восстановления в корзинках во время кампании работы на офлюсованных окатышах

Ранее все испытания восстановления в корзинках проводили при условиях, установившихся для других окисленных окатышей или смесей из окатышей и кусковой руды. Поэтому нужно было еще раз повторять испытания в корзинках с неофлюсованными окатышами, когда восстановительная печь работала на таких окатышах.

Применяли только мягкие корзинки. Загрузка в приемные воронки была выполнена 23 сентября в 17 ч. Все корзинки были выгружены между 6 ч 20 мин и 8 ч. 30 мин утра 24 сентября. При этом были получены средние значения степени металлизации 96,1 % и содержания углерода 2,83 %.

Производственные показатели в это время были несколько ниже: степень металлизации 94–95 %, содержание углерода в металлизированных окатышах ~2 %. Это различие могло быть обусловлено несколько более продолжительным пребыванием корзинок в восстановительной зоне, что сильнее сказывается на содержании углерода, чем на степени металлизации.

#### Испытания офлюсованных окисленных окатышей

##### а. Условия процесса в начале испытания и переход на офлюсованные окатыши

Программой испытаний было предусмотрено, что работа на офлюсованных окатышах должна начаться сразу же после испытания неофлюсованных окатышей. Последние неофлюсованные окатыши вышли из расходного бункера 25 сентября около 2 ч. Одновременно начали подачу офлюсованных окатышей. Поскольку при лабораторных испытаниях и при испытаниях восстановления в корзинках эти окатыши проявили меньшую склонность к спеканию, чем неофлюсованные, в этом случае по соображениям безопасности температуру восстановления приняли равной 740°C, тогда как на неофлюсованных окатышах она была 730°C. Производительность снизили до 45 т/ч.

Однако проверка производительности маятникового питателя, проведенная в 16 ч 00 мин, показала, что в связи с меньшей насыпной плотностью кажущаяся производительность 45 т/ч соответствовала фактически 42 т/ч.

#### б. Показатели процесса до начала загрузки офлюсованных окатышей в восстановительную печь

Офлюсованные окатыши до их загрузки в расходный бункер также подвергали грохочению на сите с размером ячейки 5 мм. Отсеянное количество мелочи составило 235,5 т, что соответствует 3,1 % всего объема поступивших окатышей.

Поскольку при работе на неофлюсованных окатышах изменение гранулометрического состава непосредственно за грохотом и за расходным бункером было незначительным, при работе на офлюсованных окатышах гранулометрический состав определяли только по одной пробе непосредственно за станцией грохочения. Содержание фракций в среднем за отдельные сутки опытного периода получилось следующим, %

	26/IX	27/IX	28/IX
Фракции, мм:			
< 5	1,8	3,6	1,5
8–5	5,3	8,2	3,0
10–8	55,6	52,8	44,2
12,5–10	34,3	29,1	45,3
16–12,5	3,0	4,5	4,0
18–16	0	1,8	2,0
> 18	0	0	0

Однородность гранулометрического состава офлюсованных окатышей была еще выше, чем у неофлюсованных. Доля окатышей размером 12,5–8 мм составляла 80–90 %.

Насыпную плотность определяли тоже на ежесменных пробах окатышей, отобранных за расходным бункером, т/м<sup>3</sup>:

	Смена 1	Смена 2	Смена 3	Среднее
26/IX	2,10	1,98	1,99	2,02
27/IX	2,05	2,10	1,98	2,04
28/IX	2,00	1,98	1,96	1,98
30/IX	2,18	2,16	2,09	2,14

Вызывают удивление высокие значения насыпной плотности за 30 сентября, однако это не сказалось на работе восстановительной шахты.

#### в. Производственные показатели

В 21 ч 00 мин первого дня испытаний офлюсованных окатышей установка кратковременно была остановлена. Причиной неполадки был пик давления, который при большом объеме расхода газа привел к выдвиганию водяного затвора скруббера колошникового газа. После простоя установка снова была запущена с производительностью 37 т/ч. В течение 4 ч производительность вновь подняли до 43 т/ч и поддерживали постоянной в течение многих часов (табл. 6.7). Температуру восстановительного газа к этому моменту повысили двумя ступенями до 750°C. Поскольку никакого спекания не происходило, температуру непрерывно повышали в определенном ритме в течение ~10 ч. В последние 24 ч испытания была даже достигнута температура 800°C. Более высокая допустимая темпе-

Т а б л и ц а 6.7. Производственные показатели при загрузке  
офлюсованных окисленных окатышей

Дата	Время су- ток	Производитель- ность по вы- грузке, т/ч	Температура восстанови- тельного га- за, °С	Качество готового продукта		
				время суток	степень металлиза- ции, %	содержа- ние угле- рода, %
27.9.75	02.00	42	745	08.00	92,1	1,81
	04.00	43	750	10.00	93,4	1,57
	06.00	43	750	12.00	95,8	1,56
	08.00	43	750	14.00	95,7	1,52
	10.00	43	755	16.00	94,5	1,90
	12.00	43	755	18.00	96,9	1,90
	14.00	43	755	20.00	95,8	2,25
	16.00	43	755	22.00	95,3	2,04
	18.00	43	760	24.00	95,1	1,43
	20.00	43	760	02.00	94,5	1,30
	22.00	43	760	04.00	95,2	1,24
	24.00	43	760	06.00	95,4	1,63
28.9.75	02.00	43	760	08.00	Нет анализа	
	04.00	43	765	10.00	95,4	1,98
	06.00	43	765	12.00	96,0	1,61
	08.00	43	765	14.00	95,8	1,77
	10.00	43	765	16.00	94,6	1,88
	12.00	44	770	18.00	94,4	1,64
	14.00	44	770	20.00	94,7	1,47
	16.00	44	770	22.00	95,3	2,04
	18.00	44	770	24.00	95,1	1,45
	20.00	44	770	02.00	95,4	1,30
	22.00	45	770	04.00	95,2	1,24
	24.00	45	770	06.00	94,4	1,48
29.9.75	02.00	45	770	08.00	93,1	1,48
	04.00	45	770	10.00	94,0	1,72
	06.00	45	770	12.00	93,6	1,76
	08.00	46	770	14.00	96,6	1,54
	10.00	46	770	16.00	94,5	1,81
	12.00	47	777	18.00	94,7	1,81
	14.00	46	785	20.00	95,1	1,68
	16.00	46	785	22.00	95,4	1,27
	18.00	46	785	24.00	39,2	1,43
	20.00	47	792	02.00	92,6	1,22
	22.00	47	792	04.00	92,5	1,40
	24.00	47	792	06.00	93,5	1,28
30.9.75	02.00	47	792	08.00	94,9	1,34
	04.00	47	792	10.00	91,4	1,44
	06.00	47	792	12.00	90,6	1,28
	08.00	47	792	14.00	90,8	1,27
	10.00	47	800	16.00	94,1	0,89
	12.00	47	800	18.00	93,9	1,07
	14.00	47	800	20.00	95,6	1,33
	16.00	47	800	22.00	90,9	1,31
	18.00	47	800	24.00	95,5	1,31
	20.00	47	800	02.00	95,0	1,44
	22.00	47	800	04.00	95,7	1,36
	24.00	47	800	06.00	95,7	1,37

Продолжение табл. 6.7

Дата	Время су- ток	Производитель- ность по вы- грузке, т/ч	Температура восстанови- тельного га- за, °С	Качество готового продукта		
				время суток	степень металлиза- ции, %	содержа- ние угле- рода, %
1.10.75	02.00	47	800	08.00	96,3	1,18
	04.00	47	800	10.00	92,3	1,58
	06.00	47	800	12.00	92,3	1,92

ратура восстановления, весьма вероятно, является следствием присутствия большего количества извести в перерабатываемых окатышах.

С повышением температуры восстановления возрастала степень использования газа, благодаря чему удалось повысить производительность до 47 т/ч. Это значение поддерживали постоянным с 29 сентября (19 ч 00 мин) до конца испытаний 1 октября (6 ч 00 мин). Последние офлюсованные окатыши были загружены в восстановительную печь 1 октября в 2 ч 45 мин.

Прежний опыт показывает, что офлюсованные окатыши всегда склонны к повышенному науглероживанию. Однако в данном случае повышенная температура восстановления, по-видимому, несколько подавляет науглероживание. При высокой производительности была достигнута степень металлизации 92–96 %, причем содержание углерода составило 1,3–1,4 %.

Общее количество металлизированного продукта составило 5272,5 т; по фракциям он распределился следующим образом: 5216,8 т (99,0 %) — металлизированные окатыши; 48,4 т (0,9 %) — мелочь; 7,3 т (0,1 %) — крупный продукт.

Во время промышленных испытаний на офлюсованных окатышах в сгустителе образовалось 112 т шлама. Доля мелочи при восстановлении этих окатышей была гораздо меньшей, чем при работе на неофлюсованных окатышах.

#### г. Параметры процесса во время испытаний

Потеря напора в зоне восстановления при работе на офлюсованных окатышах была в среднем 38,0 кПа. Несколько более высокий показатель (чем при работе на неофлюсованных окатышах), вероятно, был обеспечен более высокой температурой восстановления и меньшими размерами окатышей, что обуславливает меньшую порозность слоя.

Распределение температуры в зоне восстановления было таким же благоприятным, как и при работе на неофлюсованных окатышах. Однако с повышением температуры восстановления разность температур от периферии к осевой зоне несколько увеличивается. Содержание CO<sub>2</sub> в колошниковом газе почти не изменялось и во время испытаний было постоянно в пределах 16,2–16,5 %. Состав всех газов, вводимых в процесс и обра-

зующихся в нем, по данным за 30 сентября 1975 г., был следующим, % (объемн.):

Газ*	А	Б	В	Г	Д	Е	Ж	З
CO <sub>2</sub>	0,4	14,1	13,6	2,5	2,4	16,2	2,8	14,4
O <sub>2</sub>	—	—	—	—	—	—	—	1,5
H <sub>2</sub>	—	34,84	36,69	53,49	52,29	44,26	22,86	—
N <sub>2</sub>	12,29	9,22	9,61	6,12	4,30	9,22	23,44	84,1
CO	—	20,75	19,98	33,89	32,58	22,48	9,41	—
CH <sub>4</sub>	84,14	17,67	19,21	2,69	4,99	5,46	41,11	—
Сумма:	96,83	99,58	99,09	99,79	99,56	100,22	99,12	100,0

\*А — природный; Б — топливный; В — смешанный в реформер; Г — конвертированный из реформера; Д — восстановительный; Е — колошниковый; Ж — охлаждающий; З — инертный.

Эти данные химического состава относятся к сухим газам.

Постоянное содержание CO<sub>2</sub> в колошниковом газе (Е) не означает, что с повышением производительности использование газа (CO) повышается. При работе на этих окатышах производительность повышалась параллельно повышению температуры восстановительного газа. Известно, что с повышением температуры восстановление водородом идет более эффективно.

#### д. Показатели процесса

Имея опыт работы с неофлюсованными окатышами, испытания по восстановлению офлюсованных окатышей можно было сразу же начать с более высокой производительности. Поэтому в среднем за весь период испытаний получились более благоприятные расходные показатели, чем при работе с неофлюсованными окатышами; ниже они сопоставлены с показателями за последние рабочие сутки:

	Весь период	30 /IX
Удельный расход газа, ГДж/т	12,98	12,64
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	125,8	122,0
Производительность, т/ч	43,6	46,2
То же, т/сут	1059,44	1108

#### е. Испытания восстановления в корзинках во время работы на офлюсованных окатышах

Испытания восстановления офлюсованных окатышей в корзинках проводили в то время, когда и восстановительная шихта работала на таких же окатышах.

Корзинки загрузили в приемную воронку 28 сентября в 18 ч 00 мин. При обработке результатов испытаний в корзинках получили степень металлизации 94,3 %, содержание углерода 1,58 %. Эти показатели очень близки к производственным того же периода: степень металлизации 94,0 %, содержание углерода в металлизированных окатышах 1,5 %.

При этом испытании восстановления в корзинках соответствие резуль-

татов получилось даже лучшим, чем при испытании неофлюсованных окатышей. Степень металлизации и содержание углерода в производственных пробах и в корзинках оказались практически одинаковыми.

#### 6.2.4. Измерение выбросов пыли на установке металлизации

Чтобы получить представление об ожидаемой запыленности при работе установки металлизации, на подобных окатышах 26 сентября 1975 г. в период с 13 ч 30 мин до 21 ч 00 мин провели измерения содержания пыли в различных местах установки.

Измерения проводили: после выгрузки из печи в трубопроводе сбора пыли (точка измерений № 1); после станции грохочения в трубопроводе сбора пыли (№ 2).

Поскольку в тот же день в 1 ч 50 мин было начато испытание офлюсованных окатышей, можно было считать, что во время измерений запыленности из печи выгружали почти исключительно офлюсованные окатыши.

#### Методика измерений

Для измерений расхода газа использовали напорную трубку Прандтля в сочетании с U-образным манометром. Точки измерений располагались в центрах тяжести площади сечения трубопровода. По найденному динамическому напору рассчитывали скорость газа, м/с:

$$w = h_d \cdot g / \gamma,$$

где  $h_d$  — динамический напор, Н/м<sup>2</sup>;  $g$  — ускорение свободного падения (9,81 м/с<sup>2</sup>);  $\gamma$  — плотность газа, кг/м<sup>3</sup>. При этом учитывали барометрическое давление и статическое разрежение в точке измерений, Н/м<sup>3</sup>:

$$\gamma = 1,293 \frac{B + h_s}{10333} \frac{273}{t},$$

где  $B$  — барометрическое давление, Н/м<sup>2</sup>;  $h_s$  — статическое давление в точке измерений, Н/м<sup>2</sup>;  $t$  — температура в точке измерений, К.

Измерения запыленности проводили малым пылеизмерительным прибором фирмы "Штрёляйн". Часть газового потока отводили со скоростью, увеличенной в 1,2 раза, через предварительно взвешенную фильтрующую бумагу и регистрировали количество газа при помощи сильфонного газового счетчика. С учетом соотношений давления и температуры газа в газовом счетчике и в точке измерений рассчитывали пылесодержание грязного газа. Для замеров пыли, статического давления и температуры использовали фильтрующие бумажные гильзы, U-образный водяной манометр и ртутный термометр.

#### Результаты измерений

##### Расход газа:

	№ 1	№ 2
Точка измерений		
Барометрическое давление, Н/м <sup>2</sup>	99571	99571
Диаметр трубы, м	0,375	0,650
Площадь сечения, м <sup>2</sup>	0,108	0,326

Температура газа, °C	19	19
Статическое давление в точке измерений, Н/м²	667	588
Динамическое давление в точке измерений, Н/м²	161,9	172,6
Плотность газа, Н/м³	11,57	11,57
Скорость газа, м/с	16,6	17,1
Расход газа, м³/ч	6460	20040
То же, при нормальных условиях, м³/ч	5890	18200

Запыленность газа (в скобках — пересчет на нормальные условия):

Точка измерений № 1 (выгрузка из печи)

Опыт	Объем, м³	Масса, г	Плотность, г/м³
1	0,110 (0,100)	1,582	14,4 (15,82)
2	0,130 (0,118)	2,435	18,7 (20,62)
3	0,110 (0,100)	1,727	15,7 (17,27)
4	0,110 (0,100)	0,773	16,1 (17,73)
5	0,135 (0,123)	3,247	24,0 (26,42)
6	2,530 (2,310)	33,560	13,3 (14,50)
Сумма:	3,120 (2,851)	44,325	Среднее: 14,2 (15,50)

Точка измерений № 2 (станция грохочения)

Опыт	Объем, м³	Масса, г	Плотность, г/м³
1	0,205 (0,185)	1,306	6,4 (7,05)
2	0,170 (0,154)	0,970	5,7 (6,30)
3	0,215 (0,195)	1,697	7,9 (8,70)
4	0,310 (0,281)	0,921	6,3 (6,85)
5	0,430 (0,389)	1,852	4,3 (4,75)
6	3,480 (3,154)	21,200	6,1 (6,75)
Сумма:	4,810 (4,358)	28,946	Среднее: 6,0 (6,65)

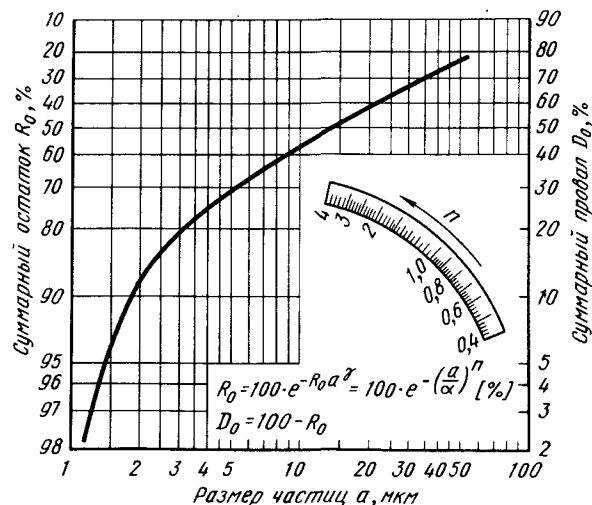


Рис. 6.16. Кривая гранулометрического состава железосодержащей пыли из оксидных окатышей; точка измерений № 1 (на выгрузке из печи); в формуле для расчета остатка на сите  $R_0$  показатель степени  $n$  определяется по номограмме, показатель  $\gamma = 5,08$ ; характеристика гранулометрического состава:

Диаметр, мкм	1,33	2,44	4,23	7,11	13,78	18,62	25,3	27,68
Остаток $R_0$ , %	95,5	84,1	75,6	64,6	54,1	43,2	38,0	35,2

Пылесодержание контролировали в двух упомянутых точках измерений в различных местах поперечного сечения трубопровода. Этим и объясняется колебание результатов измерений. Некоторое влияние на результаты оказала и неодинаковая производительность печи.

По измеренным расходам газа  $V$  и значениям запыленности  $g$  на выгрузке из печи ( $V = 6460 \text{ м}^3/\text{ч}$ ,  $g = 14,2 \text{ г/м}^3$ ) и на станции грохочения ( $V = 20040 \text{ м}^3/\text{ч}$ ,  $g = 6,0 \text{ г/м}^3$ ) получаются следующие значения выброса пыли, кг/ч: на выгрузке из печи — 92, на станции грохочения — 120.

Уловленную пыль исследовали в лаборатории фирмы "Бет" (Любек); полученные кривые гранулометрического состава и показатели свойств представлены на рис. 6.16.

Измеренные количества пыли были несколько меньшими, чем полученные ранее с применением тех же измерительных устройств на заводе фирмы "Гамбургер штальверке" при работе на шихте из 100 % сравнительных окатышей.

## 6.2.5. Лабораторные испытания полученных металлизированных окатышей

### Химический состав

Кроме обычных производственных проб от обоих сортов металлизированных окатышей, изготовленных из неофлюсованных (НФ) и офлюсованных (ОФ) окатышей, отобрали также пробы для полного химического анализа, который дал следующие результаты, %:

	C	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
Неофлюсованные	1,96	90,39	88,20	2,59	0,25	5,12
Офлюсованные	1,57	88,30	82,50	6,00	1,62	5,03
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	Mn	
Неофлюсованные	0,29	0,29	0,28	0,12	0,03	
Офлюсованные	0,32	1,75	0,31	0,06	0,05	

### Гранулометрический состав

Раз в сутки определяли гранулометрический состав металлизированных окатышей. Содержание различных фракций в неофлюсованных и офлюсованных окатышах следующее, %:

	21/IX	22/IX	23/IX	24/IX	26/IX	27/IX	28/IX	30/IX
Окатыши	Неофлюсованные				Офлюсованные			
Фракция, мм:								
< 5	5,40	7,46	1,93	3,10	0,96	2,86	4,6	3,5
8-5	6,30	7,46	2,15	3,63	1,92	2,86	5,4	5,5
10-8	27,47	12,13	3,77	6,22	1,92	30,0	35,4	45,5
12,5-10	59,9	51,31	58,31	51,81	41,35	50,0	49,2	43,7
16-12,5	0,9	21,46	33,47	34,20	51,92	14,28	5,4	1,8
> 16	0	0,19	0,33	1,04	1,92	0	0	0

Сопоставление гранулометрического состава окатышей обоих сортов до и после восстановления показывает, что в последнем случае окатыши почти не разрушаются.

Отсеянную металлизированную мелочь тоже подвергли грохочению для определения гранулометрического состава.

При работе на нефлюсованных (24 сентября) и на офлюсованных окатышах (30 сентября) металл化的 мелочь характеризовалась следующим содержанием фракций, %:

	24/IX	30/IX		24/IX	30/IX
Фракция, мм:			Фракция, мм:		
> 5,00	—	4,35*	0,50—0,40	3,31	1,55
5,00—4,00	—	26,00*	0,40—0,25	7,62	2,40
4,00—3,15	1,31	14,70	0,25—0,125	6,23	1,50
3,15—2,00	27,6В	18,00	0,125—0,100	0,85	0,30
2,00—1,60	12,23	9,40	0,100—0,080	1,31	0,40
1,60—1,25	6,62	3,35	< 0,080	В,3В	4,40
1,25—0,50	24,46	13,65			

\* Поскольку из губчатого железа отсеивали фракцию < 4 мм, здесь либо имеется ошибка информации, либо грохот был неисправным.

#### Истинная и кажущаяся плотность и пористость

Истинную и кажущуюся плотность и пористость определяли для нефлюсованных и офлюсованных металл化的 окатышей по два раза:

Окатыши	Неофлюсованные	Офлюсованные
Истинная плотность, г/см <sup>3</sup>	6,94 6,83	6,87 6,7В
Кажущаяся плотность, г/см <sup>3</sup>	3,21 3,23	2,92 2,94
Пористость, % (объемн.)	53,В 52,7	57,5 56,6

Офлюсованные окатыши, несмотря на более высокую температуру восстановления, имели повышенную пористость.

#### Насыпная плотность, угол естественного откоса

При определении угла естественного откоса для обоих металл化的 продуктов было получено одинаковое значение, как и до восстановления: 27°.

Насыпную плотность определяли раз в смену, т/м<sup>3</sup>:

	Смена 1	Смена 2	Смена 3	Среднее
Неофлюсованные				
21/IX	1,ВВ	1,В9	1,В0	1,В9
22/IX	1,ВВ	1,В3	1,В3	1,В3
23/IX	1,В0	1,В4	1,В3	1,В2
24/IX	1,В2	1,79	1,В5	1,В2
Офлюсованные				
26/IX	1,67	1,63	1,70	1,67
27/IX	1,66	1,63	1,69	1,66
28/IX	1,60	1,59	1,63	1,61
30/IX	1,62	1,60	1,61	1,61

Насыпная плотность металл化的 окатышей лишь немного отличается от рассчитанной теоретически для восстановления оксидов, если считать, что на 1 кг оксида железа нужно удалить ~270 г кислорода и что гранулометрический состав во время восстановления не изменяется.

#### Прочность на раздавливание

Прочность на раздавливание определяли на 100 окатышах, восстановленных при промышленных испытаниях. Полученные средние значения для окатышей обоих сортов оказались одинаковыми: 873 Н/окатыш.

#### Барабанная проба

Малые количества мелочи и шлама, полученные при промышленных испытаниях, позволяли ожидать, что окатыши должны иметь хорошие прочностные свойства по барабанной пробе. Для окатышей каждого сорта эти показатели определяли дважды, % (по массе):

Окатыши	Неофлюсованные	Офлюсованные
Выход фракции > 6,3 мм (прочность)	В5,1 В4,9	95,3 95,В
То же, < 0,5 мм (истираемость)	5,0 5,0	2,1 2,0

При промышленных испытаниях металл化的 офлюсованные окатыши тоже показали лучшие свойства по прочности и истираемости, однако различия с неофлюсованными металл化的 окатышами по этим показателям были не такими существенными, как при лабораторных испытаниях.

#### Температура размягчения

Определение температуры размягчения имеет важное значение для оценки максимально допустимой температуры восстановления. Температуры начала  $T_H$  и конца  $T_K$  размягчения для обоих сортов металл化的 окатышей получались следующими:

Окатыши	Неофлюсованные	Офлюсованные
$T_H, ^\circ\text{C}$	740	7В0
$T_K, ^\circ\text{C}$	1320	1300

Найденная в лабораторных испытаниях температура начала размягчения очень хорошо согласуется с допустимой температурой восстановления, которая составила соответственно 745 и 800°С. Таким образом, при лабораторных исследованиях удалось очень точно определить не только интервал температур размягчения, но и их абсолютные значения.

#### 6.2.6. Оценка результатов испытаний

Для промышленных испытаний на заводе фирмы "Гамбургер Штайверке" первоначально предполагалось применить 15 тыс. т окисленных окатышей одного сорта из лебединского железорудного концентрата.

По согласованию со специалистами заказчика, присутствовавшими при изготовлении окатышей, для испытаний было приготовлено две партии окатышей различного состава (по 7500 т каждая).

В окатыши первой партии в качестве связки добавляли 0,7 % бентонита, а в окатыши второй партии 0,7 % бентонита и 1,8 % известняка. Окатыши обоих сортов были изготовлены в СССР в промышленных

условиях на установке окомкования Северного горно-обогатительного комбината, после того как окатыши аналогичного состава были подвергнуты в ФРГ обжигу в лабораторных условиях и при испытаниях восстановления в корзинках показали хорошие свойства.

В связи с разбивкой всего количества окисленных окатышей на две партии, первоначально намеченную программу испытаний в некоторых пунктах пришлось изменить, поскольку при переработке двух партий окисленных окатышей по 7500 т, что соответствует продолжительности испытаний 2X5 дней, стабильные условия процесса производства могут быть достигнуты только в последние дни переработки каждой партии. По этой причине не удалось также получить и однозначных, и достаточно надежных результатов по возможному управлению содержанием углерода в окатышах.

Окатыши, доставленные из СССР в Гамбург тремя партиями на трех судах, до начала промышленных испытаний были подвергнуты детальным лабораторным исследованиям и испытаниям восстановления в корзинках (загружаемых в промышленную шахтную печь) с целью проверки их пригодности для загрузки в установки прямого восстановления "Мидрекс".

Результаты промышленных испытаний показали, что окатыши обоих исследованных сортов по своим физическим свойствам и по своему поведению перед восстановлением, во время восстановления и после него при названных условиях восстановления могут быть признаны пригодными к переработке в установках прямого восстановления "Мидрекс".

Уже при лабораторных испытаниях и испытаниях на восстановление в корзинках было установлено, что неофлюсованные окисленные окатыши склонны к спеканию при более низких температурах восстановления, чем офлюсованные. С учетом этого факта 20 сентября 1975 г. начали промышленные испытания при работе на неофлюсованных окисленных окатышах. Температура восстановления, составляющая при работе на сравнительных окатышах 760°C, с переходом на неофлюсованные окатыши СевГОКа была снижена до 745°C. Однако восстановимость окатышей оказалась хорошей, так что была достигнута стабильная производительность 47 т/ч. Содержание углерода в металлизированных окатышах установилось на уровне 1,7 %.

Благоприятные физические свойства неофлюсованных окатышей выразилось в их малой склонности к разрушению до, во время и после восстановления. Благодаря хорошей прочности на истирание доля мелочи в металлизированном продукте получилась незначительной.

Расход энергии при восстановлении таких окатышей после достижения стабильных условий производства и процесса составил 13,15 ГДж/т; таким образом, он лишь незначительно отличался от показателя при работе на сравнительных окатышах.

При переработке офлюсованных окатышей, как и ожидалось, температуру восстановления можно было повысить и она достигла 800°C. Более высокая температура восстановления при прочих равных условиях процесса сопровождалась понижением содержания углерода (~ 1,3 %). Рас-

ход энергии при работе на офлюсованных окатышах получился несколько ниже (12,74 ГДж/т), поскольку эти окатыши имели меньшую степень металлизации и содержание углерода. По физическим свойствам офлюсованные окатыши были несколько лучше неофлюсованных.

Все же следует отметить, что количество окисленных окатышей, предоставленных для проведения промышленных испытаний, было недостаточным для технологической оптимизации процесса восстановления. Поэтому полученные результаты не могут служить основанием для производственно-экономической оптимизации процесса.

## Глава 7. ПРОЕКТ ЦЕХА МЕТАЛЛИЗАЦИИ

### 7.1. СОПОСТАВЛЕНИЕ СПОСОБА "МИДРЕКС" С ДРУГИМИ СПОСОБАМИ ПРЯМОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ

#### 7.1.1. Введение

Существенной предпосылкой проектирования нового металлургического комбината, работающего по схеме бескоксовой металлургии, было требование использовать, с одной стороны, самую прогрессивную технологию, соответствующую мировым стандартам, и, с другой — уже прошедшую промышленное опробование. При всем стремлении к прогрессу не допускалось использование головных (демонстрационных) образцов. Кроме того, было задано, что в качестве восстановителя должен быть применен природный газ, а расход сырых материалов и энергоносителей должен быть как можно ниже. Все это ограничивало возможности выбора процессов для цеха прямого восстановления. В то время, когда принималось окончательное решение о строительстве завода и отдельных технологических переделов, установки прямого восстановления газом достаточно большой мощности, работавшие в промышленных условиях, имелись только для процессов "Армко", "Хил-1", "Пурофер" и "Мидрекс".

Впрочем, по процессу "Армко", кроме демонстрационной установки в Хьюстоне (США), никаких установок промышленного назначения не было. По процессу "Пурофер" строилась одна установка в Бразилии и одна в Иране, но надежных производственных показателей по ним еще тоже не было.

По способу, "Хил-1" работало несколько установок в Мексике и Венесуэле, строились или уже были на стадии пробной эксплуатации и другие установки в Индонезии, Венесуэле и в Ираке. Существенным признаком этой технологии был, однако, на 30–50 % более высокий расход природного газа, чем у других трех конкурирующих процессов.

По способу "Мидрекс" в то время работали в промышленных масштабах установки в Джорджтауне (штат Южная Каролина, США), в Контркёр (Квебек, Канада), в Гамбурге (ФРГ), в Матансасе (Венесуэла); строились

или уже были на стадии пробной эксплуатации установки в Шотландии, Нигерии, Тринидаде, Катаре, Иране. Общее количество уже полученного железа прямого восстановления составляло около 20 млн. т — примерно столько же, сколько и по способу "Хил-1", хотя производство по способу "Мидрекс" началось на много лет позже, чем по способу Хил-1"

Технологическое оборудование для процесса "Мидрекс" по сравнению с оборудованием для трех других конкурирующих процессов отличается простотой и высокой надежностью. Хотя работа ведется лишь с очень небольшим избыточным давлением в технологических циклах циркулирующего газа, удельная производительность в восстановительном реакторе, т.е. в шахтной печи, получается такой же или даже более высокой, чем при конкурирующих способах (рис. 7.1). Кроме того, производственные

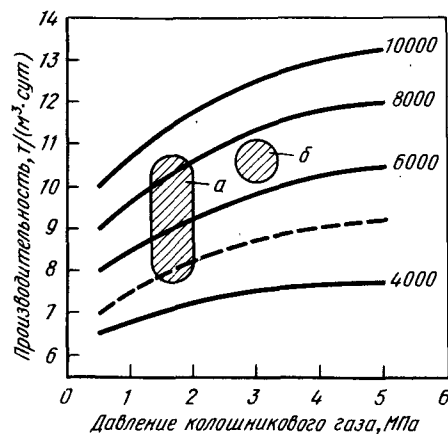


Рис. 7.1. Изменение производительности шахтных печей металлизации в зависимости от давления колошниковых газов:  
а — данные для процесса "Мидрекс", полученные на различных агрегатах;  
б — данные для процесса НСК (Мори, Оцуки и Кэнгаку); цифры у кривых — удельный расход газа,  $\text{м}^3 / (\text{м}^2 \cdot \text{ч})$

показатели первой более крупной установки, которая начала работать на заводе в Контркёр, свидетельствовали о том, что возможности дальнейшего усовершенствования и повышения производительности процесса "Мидрекс" еще не исчерпаны.

Выбор процесса "Мидрекс" явился логическим следствием этих сообщений, а также следствием того, что капиталовложения в установки прямого восстановления как этого, так и конкурирующих процессов были близки по величине.

### 7.1.2. Характеристики установок и показатели их работы

В табл. 7.1. представлены основные показатели конкурирующих процессов прямого восстановления по данным об их развитии на 1977 г.

На установках в городах Джорджтауне, Контркёр и Гамбурге к 1977 г. уже было получено достаточно данных, подтверждающих достоверность показателей и надежность процесса "Мидрекс". За прошедшее с тех пор время накоплен опыт многолетней эксплуатации не только на упомянутых установках, но и в Венесуэле.

Таблица 7.1. Сопоставление показателей процессов прямого восстановления газом

Показатель	"Армко"	"Хил-1"	"Пуруфер"	"Мидрекс"
Производительность одного агрегата (модуля), тыс. т в год	400	400—500	400	400—650
Сырье, содержащее оксиды железа	Окисленные окатыши	Окисленные окатыши и кусковая руда	Окисленные окатыши и кусковая руда	Окисленные окатыши и кусковая руда
Избыточное давление в реакторе на выходе газа, кПа	50	100	100	30
Производство восстановительного газа	Паровая конверсия в многотрубчатом риформере	Крекинг $\text{CH}_4$ в горизонтальных печах на твердых катализаторах	Конверсия при помощи $\text{CO}_2$ в многотрубчатом риформере	Конверсия при помощи $\text{CO}_2$ в многотрубчатом риформере
Расход природного газа на 1 т губчатого железа со степенью металлизации 92 %, ГДж	13,0	18,8	11,7	11,3
Расход электроэнергии на 1 т губчатого железа *, кВт·ч	120—150	60—90	100—150	100—120
Вид готового продукта	Металлизированные окатыши или куски	Брикетированные окатыши или куски	Брикетированные окатыши или куски	Металлизированные окатыши или куски
Удельная производительность восстановительного реактора, т/сут на 1 м³ объема	До 6	6	До 6	18
Срок службы одного агрегата (модуля) без остановок на ремонты, мес	Нет данных о многолетней работе	Более 5	Нет данных о многолетней работе	8
Срок службы труб риформера и катализатора, годы	Нет данных о многолетней работе	Более 5	Нет данных о многолетней работе	8

\* Этот показатель зависит от количества и мощности приводов для водяных насосов и транспортных установок.

\*\* По процессу "Пуруфер" грубый риформер не применяется, поэтому здесь невозможно сопоставление.



За прошедшее время на всех установках процесса "Мидрекс" были внедрены усовершенствования, имевшие целью:

- целенаправленное воздействие на качество продукции (содержание углерода в металлизированных окатышах, их склонность к вторичному окислению);

- применение других видов железорудного сырья (увеличение доли кусковой руды, отчасти работа только на кусковой руде);

- повышение производительности;

- увеличение продолжительности непрерывной работы;

- снижение расхода газа;

- использование мелочи и пыли оксидного и губчатого железа (например, в виде брикетов, повторно загружаемых в восстановительную печь);

- подготовка губчатого железа к хранению и к транспортировке.

Хорошо организованный обмен опытом между заводами прямого восстановления, продавцом лицензии (фирмой "Мидрекс") и изготовителями оборудования способствует реализации усовершенствований.

### 7.1.3. Возможности дальнейшего совершенствования процесса "Мидрекс"

Помимо сравнительно мелких, внедрены или внедряются несколько коренных усовершенствований процесса.

1. *Работа на кусковой руде.* Как правило, кусковая руда с высоким содержанием железа при подходящей крупности (25–6 мм) является более дешевым сырьем для установок прямого восстановления, чем окисленные окатыши с таким же содержанием железа. Это справедливо даже и в такие периоды, когда на мировом рынке имеется избыточное предложение рудного сырья. Однако применение кусковой руды связано и с некоторыми недостатками. Во-первых, разрушение кусковой руды при восстановлении проявляется в общем гораздо сильнее, чем у окисленных окатышей; лишь немногие сорта кусковой руды имеют такую же благоприятную, малую склонность к разрушению, как средние сорта окатышей (например, руды "Мутука" из Бразилии и "Сижен" из ЮАР). Мелочь, образующаяся при восстановлении, неблагоприятно сказывается на газопроницаемости столба шихты в печи, вследствие чего может получиться периферийный или канальный ход печи. Во-вторых, часть всегда содержащейся (в руде) серы при восстановлении переходит в циркулирующий восстановительный газ, что может существенно снизить производительность процесса конверсии, если (как в процессе "Мидрекс") колошниковый газ в соответствии с энергетическим балансом используют для реакции конверсии. Удаление соединений серы из колошникового газа известными способами было неэкономичным.

Выгодным, однако, оказалось добавление части оксида железа в виде кусковой руды, потому что при добавке 10–30 % кусковой руды склонность шихтовых материалов к спеканию уменьшается. Это позволяет применить более высокие температуры восстановления, что дает известные преимущества:

- более высокую степень использования газа;

- более высокую производительность;

- более точное управление содержанием углерода в готовом продукте;

- меньшую склонность готового металлизированного продукта к вторичному окислению.

Решить проблему удалось благодаря наличию средства газообразных соединений серы к охлаждаемому губчатому железу. В соответствии с этим колошниковый газ после охлаждения и промывки компримируют и затем вводят как охладитель непосредственно в зону охлаждения восстановительной печи. После достаточно полной десульфурации в зоне охлаждения этот газ вновь охлаждают, промывают, компримируют и возвращают в процесс риформинга.

Многие установки прямого восстановления "Мидрекс" тем временем начали успешно работать по такой схеме, поскольку наличие серы в губчатом железе при последующей плавке в электропечах не создает трудностей даже и при производстве качественных сталей: при соответствующем шлаковом режиме серу в электропечи можно удалить.

Этот режим работы — по так называемой альтернативной технологической схеме (AFS) — в случае широкого гранулометрического состава руд (например, руды "Хамерсли", Западная Австралия) сложнее, потому что более сильное разрушение таких руд быстрее создает проблемы с газопроницаемостью столба шихты, а получаемое губчатое железо проявляет повышенную склонность к пылению.

На заводах, имеющих собственное производство окисленных окатышей, систематически ведется разработка таких сортов окатышей, которые допускали бы более высокие температуры восстановления. Поставщики окисленных окатышей, работающие на мировом рынке, в последнее время тоже предложили сорта окатышей, особенно подходящие для газового восстановления. Так, на шихте из 100 % окисленных окатышей теперь достижима температура восстановления 850°C. Подходящим мероприятием является повышение основности до 0,5–1,0. Особенно высокие температуры восстановления могут быть применены при работе на доломитсодержащих окатышах.

2. *Лучшее использование физического тепла отходящих газов из риформера.* В середине 70-х годов удельный расход тепла в процессе "Мидрекс" составлял ~12,5 ГДж/т губчатого железа. Благодаря последовательному усовершенствованию рекуператоров был осуществлен предварительный подогрев воздуха для сжигания природного и смешанного газов, а в последнее время также и топливного газа. Температура отходящих дымовых газов вначале составляла ~650°C, а теперь она снизилась до 250°C.

В результате удельный расход тепла за длительный период эксплуатации в настоящее время снижен до ~10,5 ГДж/т. На отдельных установках уже достигнут показатель 9,85 ГДж/т губчатого железа. Рациональное ограничение использования тепла достигается там, где для обогрева риформера применяется только часть колошникового газа и для этого не нужно затрачивать дополнительно природный газ, а из установки не нужно выводить избыточного топлива (например, путем сжигания на свече).

На металлургическом заводе с полным циклом такое избыточное топливо (вторичные энергоресурсы) может быть использовано рационально, однако это связано с издержками, которые должны быть достаточно точно рассчитаны заранее, чтобы можно было получить экономию.

3. *Горячее брикетирование губчатого железа.* Известно, что транспортировка губчатого железа на сравнительно большие расстояния связана с трудностями, поскольку ввиду склонности к вторичному окислению возможно даже самовозгорание этого продукта. Если при перегрузке или транспортировке часть губчатого железа увлажнится, то начнется вторичное окисление, которое, как известно, является экзотермическим процессом. В неблагоприятном случае это может привести к пожару при хранении или транспортировке губчатого железа. Вторичное окисление идет особенно интенсивно при увлажнении морской водой.

Разработаны способы пассивации губчатого железа, т.е. резкого снижения его склонности к вторичному окислению. Поэтому пассивированное губчатое железо более благоприятно по своим транспортным свойствам. Особенно эффективен способ "Хемэйр", по которому жидкое стекло, которое и обеспечивает эффект пассивации, одновременно уменьшает склонность к пылеобразованию при перегрузках. Однако при перевозке морским транспортом и такой способ не дает надежной 100 %-ной защиты.

Дальнейшее совершенствование способа возможно в различных направлениях.

4. *Применение иных восстановителей.* Природный газ все в большей мере становится особо ценным энергоносителем, применение которого в ряде стран оправдывается только в процессах, создающих более значительную стоимость, чем в черной металлургии. В отдельных случаях имеются в распоряжении другие газы, которые тоже могут быть использованы как восстановительные.

Проводятся детальные исследования по применению коксового газа, которые свидетельствуют о том, что это возможно без особых проблем и при сравнительно небольших капиталовложениях (если сравнивать с установками, работающими на природном газе). Аналогичный вывод сделан и по использованию газа из установок газификации угля. Был проведен ряд исследовательских работ по определению исходных технико-экономических данных для проектирования таких комбинированных установок газификации угля и прямого восстановления. В технологическом отношении процесс в таких установках может считаться освоенным, однако при этом все же приходится вступать в совершенно новую область, потому что по соображениям экономного расходования энергии и сокращения капиталовложений до минимума оба процесса должны быть очень тесно увязаны между собой. К сожалению, пока все проработки в этом вопросе потерпели неудачу из-за низкой экономичности.

Суммарный расход энергии на 1 т губчатого железа в таких комбинированных установках пока все еще остается гораздо более высоким, чем в установках прямого восстановления газом (и даже в установках прямого восстановления твердым топливом). Кроме того, и капиталовложения

в расчете на единицу губчатого железа получаются намного более высокими, чем при сооружении установок прямого восстановления газом или твердым топливом. Экономически приемлемые исходные показатели достигаются по расчету в отдельных случаях только при годовом объеме производства более 1 млн. т. Поскольку успех таких проектов ставится под сомнение риском и в производственной сфере, и на рынке, пока ни один заказчик еще не решился соорудить подобные установки. Между тем за прошедшее время эти комбинированные способы потеряли свою привлекательность, поскольку разрабатываются способы получения жидкого чугуна из руды с применением угля самых разнообразных марок, а кое-где уже эксплуатируются и опытные образцы.

5. *Повышение производительности существующих установок.* На всех установках, находящихся в эксплуатации, реализуются различные предложения по повышению их производительности. При этом, как правило, размеры восстановительной печи и габариты риформера не изменяются, чем ограничиваются возможности повышения производительности. Чтобы максимально расширить эти пределы, на печах проводят следующие мероприятия:

- повышают избыточное рабочее давление на колошнике до 50 кПа;
- повышают температуру восстановительного газа, доводя ее почти до 900°C (например, добавляя к окисленным окатышам некоторое количество кусковой руды или применяя окатыши на доломитовой связке);
- используют управляемый поток восстановительного газа через столбшихтовых материалов в печи (эта система, разработанная фирмой "Гамбургер штайверке", получила название пульсирующего вдвухвания — "Флип флоп", способ перекидки клапанов).

Для повышения производительности риформера применяют:

- более высокую температуру предварительного подогрева природного и смешанного газов;
- более активные катализаторы.

В дополнение к этому часть реакции конверсии переносят в восстановительную печь, добавляя природный газ к охлаждающему (конверсия "на месте"), который затем при переходе из зоны охлаждения в восстановительную зону подвергается конверсии на горячем губчатом железе, превращаясь в  $\text{CO} + \text{H}_2$ . Путем тонкого дозирования природного газа в зону охлаждения можно к тому же повлиять на содержание углерода в готовом продукте.

6. *Повышение производительности новых проектируемых установок.* В установках прямого восстановления "Мидрекс", построенных ранее, наибольший диаметр шахтной печи составлял 5,5 м. Достижимая при этом наибольшая производительность равна ~2500 т в сутки, что соответствует ~800 тыс. т в год. При достижении такой максимальной производительности использованы не все мероприятия по ее повышению, упоминавшиеся выше.

Бесспорно, что в печи диаметром 6 м можно получить годовую производительность 1 млн. т (рис. 7.2). При дальнейшем увеличении диаметра неизвестно, будет ли сохранена равномерная газопроницаемость столба

шихты. Расчеты и испытания на модели не дают полной уверенности в том, что газовые потоки будут такими же благоприятными, как в шахтной печи диаметром 5,5 м.

Чтобы тем не менее добиться более высокой производительности, естественно опробовать повышение рабочего давления. Однако это связано с некоторыми недостатками.

С повышением давления осуществить принцип динамического газового затвора для уплотнения печи на загрузке руды и на выгрузке губчатого

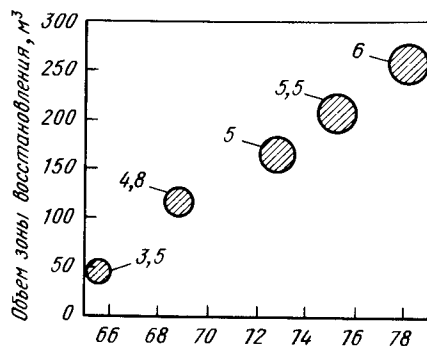


Рис. 7.2. Увеличение объема шахтных восстановительных печей по мере развития процесса "Мидрекс" (цифры у условных обозначений — внутренний диаметр шахты, м)

железа становится все труднее. Теоретически вплоть до избыточного давления 80 кПа (0,8 ат) этот принцип все еще может быть применен. Между тем целесообразно не отказываться от этого принципа, потому что его простота обеспечивает важные преимущества перед любой другой системой уплотнения в отношении эксплуатационной надежности, минимальных расходов на обслуживание и минимальных капиталовложений.

Более высокое давление неблагоприятно сказывается на процессе риформинга. Расчеты показывают, что при избыточном давлении > 30 кПа риформинг будет идти неэффективно.

Следовательно, динамические газовые затворы ограничивают повышение рабочего давления. Если применить предельно возможное избыточное давление (80 кПа) и провести все другие описанные мероприятия по оптимизации процесса, то, вероятно, удастся создать модуль (агрегат прямого восстановления) с годовой производительностью ~ 1,2 млн. т губчатого железа (что соответствует ~ 155 т/ч).

Целесообразность строительства заводов с такими установками определяется потребностью в металле и топливными ресурсами той или иной страны.

## 7.2. СХЕМА ПРОЦЕССА МЕТАЛЛИЗАЦИИ

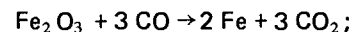
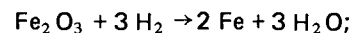
### 7.2.1. Краткое описание процесса "Мидрекс"

При восстановительном процессе "Мидрекс" оксид железа в форме окатышей или кусковой руды превращается в высокометаллизированный продукт, пригодный для производства электростали, например в дуговой печи. Восстановительный процесс проводится в шахтной печи, в ко-

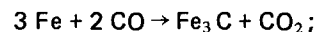
торой горячий восстановительный газ реагирует в противотоке с рудой, опускающейся под действием силы тяжести. Процесс протекает при температуре ниже точки размягчения шихтовых материалов. В качестве восстановительного газа используются водород и монооксид углерода (CO), которые образуются из природного газа в газовом конвертере (риформере).

Здесь развиваются в основном следующие химические реакции:

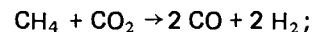
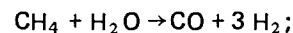
1) восстановление



2) образование карбида железа



3) конверсия



Горячий колошниковый газ, выходящий из верхней части шахты восстановительной печи, охлаждается и очищается в соответствующем скруббере и разделяется на два потока: технологический газ и топливный газ.

Технологический газ сжимается в компрессорах, смешивается с природным газом, очищенным от серы, подогревается в рекуператорах и конвертируется в риформере в присутствии никелевого катализатора, превращаясь в конвертированный газ. Конверсия представляет собой в основном расщепление природного газа при воздействии кислородсодержащих газов  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$  на продукты распада  $\text{H}_2$  и  $\text{CO}$ . При этом объем газа увеличивается на ~ 30 %. Избыточный газ, образовавшийся в результате увеличения объема — топливный колошниковый газ — смешивается с природным газом и сжигается в главных горелках риформера. Тепло от сжигания топливного газа покрывает значительную часть теплотребования риформера; недостающую часть тепла получают от сжигания некоторого количества природного газа.

Горячий металлизированный продукт, опускающийся из зоны восстановления, охлаждается в нижерасположенной зоне охлаждающим газом. Нагревшийся охлаждающий газ затем охлаждается и очищается в скруббере, сжимается в соответствующем компрессоре и снова подается в зону охлаждения. Металлизированный продукт выгружается при помощи маятникового питателя.

При альтернативном режиме работы (AFS) колошниковый газ после скруббера и последующего компримирования подается в зону охлаждения, где он охлаждает горячее губчатое железо. При прохождении через насыпной слой газ отдает содержащиеся в нем соединения серы охлажденному губчатому железу.

Все этапы описываемого процесса проходят под небольшим избыточным давлением. Сырье поступает в восстановительную печь через шлюз с динамическим газовым затвором, а готовый продукт выгружается из

печи через другой аналогичный шлюз. Проникновение воздуха предотвращается тем, что в шлюзы с газовым затвором вдувается инертный газ под давлением, несколько превышающим давление в точках соединения шлюзов с печью, при этом не применяют никаких движущихся деталей.

### 7.2.2. Технологическая схема

#### *Транспортировка и хранение окисленных окатышей*

Схема потоков материалов в цехе металлизации ОЭМК представлена на рис. 7.3.

Одной из существенных предпосылок для бесперебойного протекания технологического процесса в цехе металлизации является непрерывное снабжение восстановительных печей окисленными окатышами. Для надежного снабжения в проекте цеха предусмотрено исполнение конвейерных галерей в основном двумя транспортерами.

Окисленные окатыши подаются из цеха окомкования конвейерами в закрытый расходный склад вместимостью ~1900 т.

Отсюда окисленные окатыши подаются в заданном количестве вибропитателями и конвейерами в промежуточные бункера восстановительных печей.

На пути от расходного склада до восстановительных печей окатыши подвергаются грохочению с выделением фракций  $< 5$  и  $> 50$  мм. Крупный продукт измельчается и возвращается в основной поток материалов. Средняя фракция 50–5 мм доставляется в восстановительные печи, мелочь ( $< 5$  мм) возвращается обратно на установку окомкования.

Наполнение промежуточных бункеров поддерживается в среднем по времени постоянным, для чего масса материала во всех бункерах, находящихся в работе, непрерывно регистрируется и благодаря регулируемой подаче окатышей с расходного склада приводится в соответствие с расходом из промежуточных бункеров.

Часть потока выпускаемых окисленных окатышей может быть уложена на реклаймером (комбинированным штабелирующим и отгружающим устройством) на большой открытый резервный склад (160 тыс. т). С этого склада окисленные окатыши могут снова доставляться либо на закрытый расходный склад, либо по соответствующим ленточным конвейерам на станцию погрузки железнодорожных вагонов.

#### *Очистка природного газа от серы*

Схема установки десульфурации показана на рис. 7.4.

Природный газ, поступающий на ОЭМК, может содержать до  $155 \text{ мг/м}^3$  соединений серы в виде сероводорода, серооксиуглерода (COS) и меркаптанов. Поскольку конверсия газа проводится на никелевых катализаторах, серосодержащие компоненты в газе вызывают помехи — они могут отравить катализатор. Поэтому необходимо удалить упомянутые соединения серы из природного газа до содержаний, обусловленных особенностями процесса "Мидрекс". С этой целью предусмотрена двухступенчатая

очистка: первая ступень — очистка фильтрацией через молекулярные сита; вторая ступень — тонкая очистка оксидом цинка.

Соединения серы выводятся из процесса в виде возвратного газа (высокосернистого газа) и сульфида цинка, образовавшегося в результате реакции оксида цинка с серой.

Возвратный газ, содержащий в среднем 0,0535 % (объемн.) серы, а при пиковой нагрузке — до 0,4 %, благодаря своей высокой теплоте сгорания (примерно такой же, как у природного газа) может быть использован как горючий газ для целей отопления.

Исходный "грязный" газ сначала поступает в отделитель, где задерживаются унесенные им частицы жидкости — метанол, конденсированная влага и высшие углеводороды. Выделенная жидкость накапливается в сборном резервуаре.

Затем газ поступает в установку с молекулярными ситами, в которой из трех имеющихся адсорберов всегда работают параллельно два, а третий находится на регенерации. После 8 ч адсорбции проводится в течение 4 ч регенерация. Переключение с режима адсорбции на регенерацию и обратно выполняется периодически с помощью автоматической системы управления.

Для регенерации молекулярных сит часть потока газа, предварительно очищенного на молекулярных ситах, подогревают до  $\sim 300^\circ\text{C}$  и пропускают через слой адсорбента снизу вверх. В результате этого слой прогревается, адсорбированные вещества выделяются и уходят с потоком газа. Управление нагревом и охлаждением выполняют с помощью автоматической системы управления периодами по 2+2 ч; эта же система обеспечивает и все прочие переключения в установке с молекулярными ситами.

Регенерирующий газ охлаждается в воздушном теплообменнике и до выхода из установки проходит через каплеотделитель для улавливания конденсата, который может в нем образоваться. Выделившаяся жидкость накапливается в дополнительном резервуаре.

Газ, выходящий из молекулярных адсорберов и имеющий остаточное содержание серы  $\sim 0,0011$  %, окончательно очищается от серы оксидом цинка до остаточного содержания серы  $\sim 10^{-4}$  %, что достигается в слое, нагретом до  $350\text{--}400^\circ\text{C}$ .

Нагрев газа выполняется двухступенчато: вначале горячим чистым газом, выходящим из ZnO-реакторов, в соответствующих теплообменниках, а затем в газовом подогревателе.

Часть потока газа, нагретого в этом подогревателе, периодически отбирается для регенерации молекулярных адсорберов. Основной поток предварительно очищенного газа направляется сверху вниз через последовательно соединенные реакторы-десульфураторы, заполненные оксидом цинка.

Здесь остатки соединений серы адсорбируются оксидом цинка и сера связывается в сульфид цинка.

Горячий очищенный природный газ, выходящий из реакторов-десульфураторов, охлаждается в теплообменниках холодным предварительно

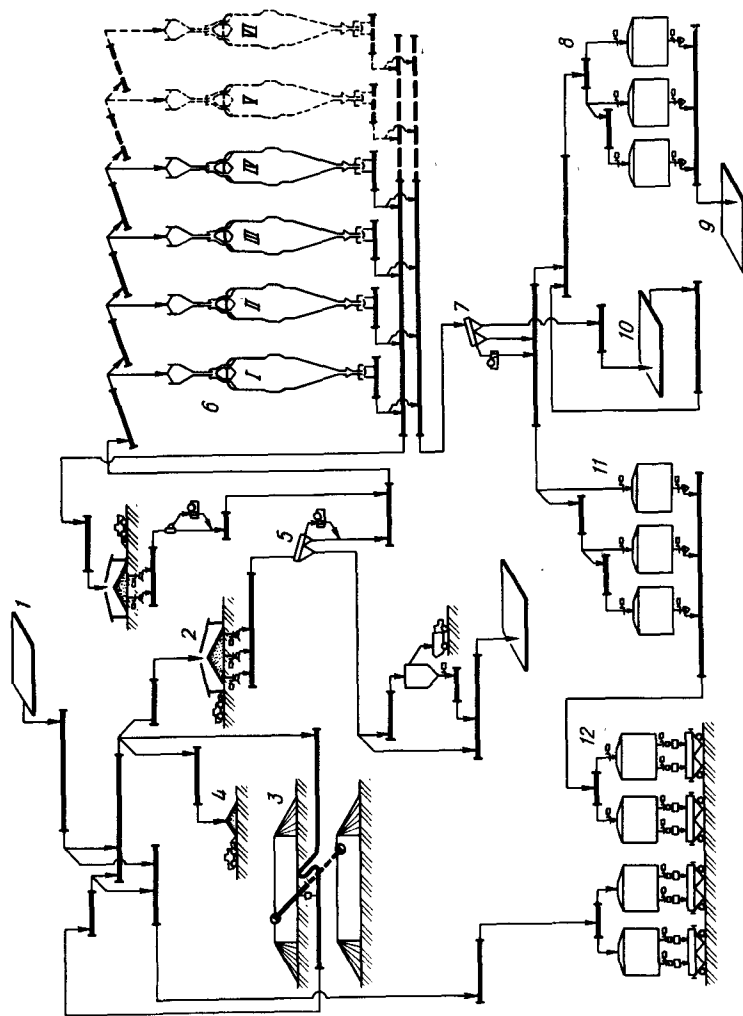


Рис. 7.3. Схема потоков материалов в цехе металлизации ОЗМК: 1 — цех окомкования; 2 — закрытый расходный склад окисленных окатышей; 3 — открытый склад окисленных окатышей; 4 — аварийный склад окисленных окатышей; 5 — грохочение окисленных окатышей и измельчение надрушечного продукта; 6 — шахтные печи (печи металлизации I — VI); 7 — установка грохочения металлизированных окатышей; 8 — бункер металлизированных окатышей; 9 — установка грохочения металлизированных окатышей; 10 — установка грохочения металлизированных окатышей; 11 — установка грохочения металлизированных окатышей; 12 — установка грохочения металлизированных окатышей.

очищенным газом и направляется далее в установку прямого восстановления.

Срок службы оксида цинка, загруженного в реактор, зависит от концентрации серосодержащих компонентов в очищаемом природном газе и от их вида. По расчетному химическому составу поступающего природного газа срок службы должен составить примерно 1 год.

При углекислотной конверсии природного газа в процессе "Мидрекс" желательное некоторое остаточное содержание серы в чистом газе, для чего можно использовать поток газа (или часть его) без десульфурации оксидом цинка.

#### Системы газа и воды для модулей прямого восстановления

На первом этапе первой очереди развития ОЗМК предусмотрены четыре так называемых модуля (рис. 7.5, 7.6) — имеются в виду самостоятельно работающие производственные агрегаты для металлизации железорудных окатышей. Каждый два из них имеют общую систему снабжения водой для охлаждения и очистки различных потоков газа и охлаждения машин. Эти два модуля управляются совместно из помещения общего пульта; каждый модуль здесь имеет свой собственный центральный пульт управления, а общий пульт предусмотрен для "общего оборудования", т.е. для водного хозяйства.

Чтобы описать функционирование цеха, целесообразно расчленить его энергоснабжение на пять оборотных циклов и систем. Имеются в виду следующие циклы и системы:

а. Цикл восстановительного газа: печь металлизации, скруббер колошникового газа, компрессоры и холодильник технологического газа, риформер, рекуператор и холодильник конвертированного газа после риформера.

б. Цикл охлаждающего газа: нижняя часть печи металлизации (зона охлаждения), скруббер и компрессор охлаждающего газа и каплеотделитель.

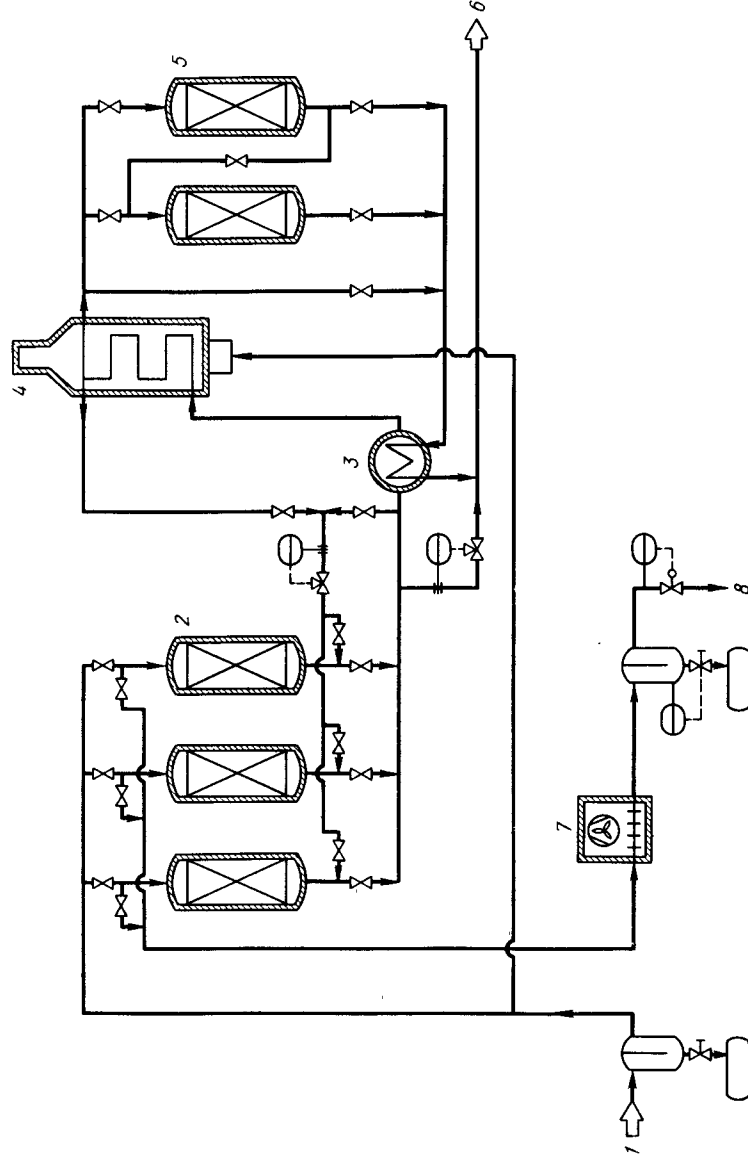


Рис. 7.4. Схема установки для очистки природного газа от серы:

1 — неоочищенный природный газ; 2 — адсорберы с молекулярными ситами; 3 — теплообменник газ — газ; 4 — теплообменник газ — газ; 5 — газоподогреватель; 6 — реакторы с оксидом цинка для тонкой очистки природного газа от серы; 7 — очищенный природный газ; 8 — охлаждающий газ с воздушным обдувом; 9 — сбрасываемый газ

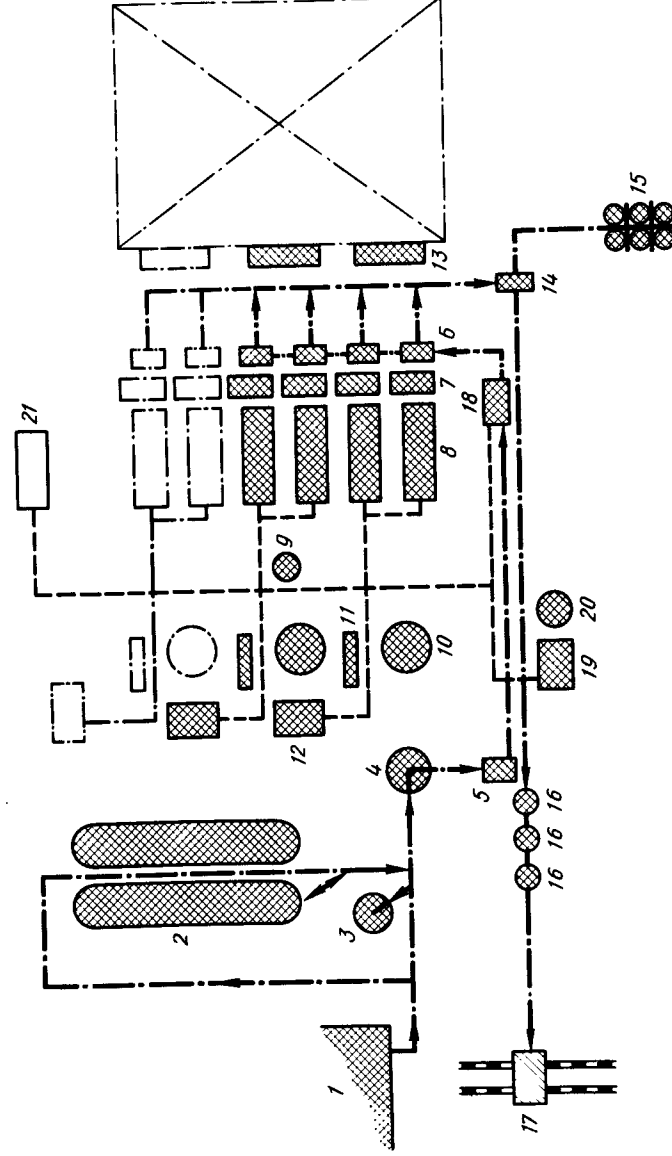


Рис. 7.5. Схема расположения оборудования на ОЗМК:

1 — цех окомкования; 2 — склад окисленных окатышей; 3 — аварийный склад окисленных окатышей; 4 — крытый резервуар; 5 — станция грохочения окатышей; 6 — печи металлургического (шахтные печи) и скрубберы; 7 — компрессоры; 8 — риформеры и рекуператоры; 9 — дымовая труба высотой 250 м для шести модулей; 10 — осветлитель для двух модулей; 11 — насосы технологической и охлаждающей воды; 12 — градирни; 13 — центральный пульт управления и подстанции; 14 — грохочение металлургических окатышей; 15 — бункера металлургических окатышей перед сталеплавильным цехом; 16 — бункера металлургических окатышей перед железнодорожными станцией отгрузки; 17 — система погрузки окисленных и металлургических окатышей в железнодорожные вагоны; 18 — вспомогательное оборудование и насосная станция; 19 — осветлитель системы газоочистки; 20 — осветлитель системы газоочистки; 21 — система очистки природного газа от серы

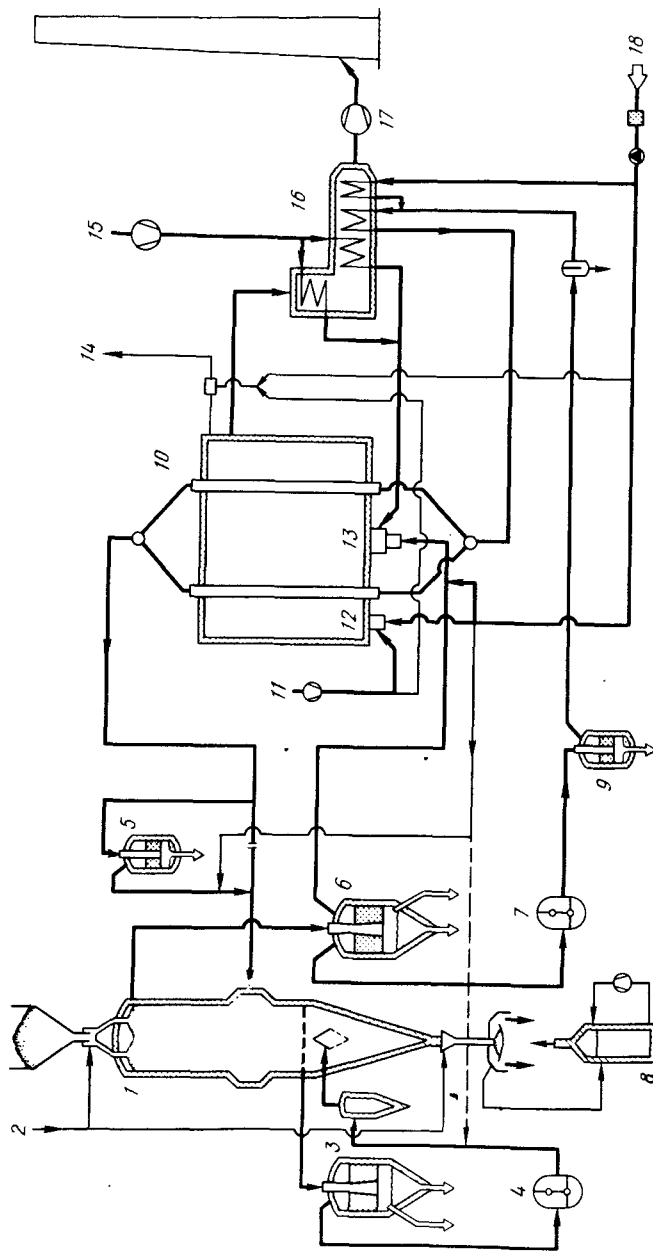


Рис. 7.6. Принципиальная схема модуля прямого восстановления "Мирдекс":

1 — шахтная печь металлзации; 2 — инертный затворный газ; 3 — скруббер охлаждающего газа; 4 — компрессор охлаждающего газа; 5 — охладитель конвертированного газа; 6 — скруббер колошникового газа; 7 — каплеуловитель; 8 — скруббер для улавливания пыли на выгрузке из шахтной печи; 9 — концевой холодильник технологического газа; 10 — риформер; 11 — вентилятор подачи вспомогательного воздуха; 12 — вспомогательные горелки риформера; 13 — главные горелки риформера; 14 — инертный газ на осушку; 15 — вентилятор подачи основного потока воздуха; 16 — рекуператор; 17 — эксгаузер для подачи отходящих газов в дымовую трубу; 18 — природный газ, очищенный от соединений серы

в. Система инертного газа: подача инертного газа в уплотнения при нормальной работе, подача продувочного газа и аварийная система подачи инертного газа.

г. Система водоснабжения: сгуститель, градирни, насосы и прочие вспомогательные устройства.

д. Система аспирации: отсасывающие зонты, трубопроводы запыленного воздуха и радиальный скруббер (промыватель).

Разумеется, во всех системах имеются трубопроводы, измерительные устройства и регуляторы, многочисленная арматура и вспомогательные устройства.

#### Цикл восстановительного газа

В печи металлзации протекают собственно процессы восстановления. Твердые материалы поступают сверху в реактор, работающий под давлением, и покидают его снизу, выходя из пространства с избыточным давлением в окружающую среду. Твердые материалы (окисленные окатыши) опускаются в печи под действием силы тяжести по мере того, как на нижнем конце печи они выгружаются (уже в виде металлизированного продукта) в заданном режиме при помощи специального устройства для выгрузки — так называемого маятникового питателя. Одновременно горячий восстановительный газ, вдуваемый через сопла примерно на середине высоты шахтной печи при температуре  $\sim 760^{\circ}\text{C}$  и абсолютном давлении  $\sim 0,2$  МПа, движется навстречу потоку окатышей вверх, где и выходит из печи уже как колошниковый газ при температуре  $\sim 400^{\circ}\text{C}$  и абсолютном давлении  $\sim 0,13$  МПа. Для предотвращения выхода из печи горючих газов, находящихся под избыточным давлением, устройства для загрузки окисленных окатышей и выгрузки металлизированного продукта уплотнены при помощи так называемых газовых динамических затворов. В эти затворы вдувается инертный (затворный) газ под таким давлением, которое обеспечивает движение этого газа в трубчатках загрузки и выгрузки только внутри печи, т.е. только вниз — на колошнике, где загружаются окисленные окатыши, и только вверх — на разгрузке, где выгружаются металлизированные окатыши. Затворный газ представляет собой отходящие из риформера обезвоженные продукты сгорания, содержание кислорода в которых поддерживается на уровне 0,5–1 %.

Время пребывания окатышей в зоне восстановления при проектной производительности модуля устанавливается таким, чтобы достигалась средняя степень металлзации в пределах 90–94 %.

Развитие различных реакций процесса металлзации — восстановления гематита до магнетита и далее до вюстита железа, и образования карбида железа — в принципе зависит от температуры восстановительного газа, его химического состава и времени пребывания газа и твердых материалов в восстановительной печи. Химический состав окисленных окатышей существенно влияет на кинетику восстановительных процессов.

Для управления восстановительным процессом используются в основном следующие взаимозависимости:

1. Повышение содержания  $\text{CO}_2$  в восстановительном газе снижает его восстановительную способность.

шей сера, содержащаяся в руде, становится безвредной, что соответствует условиям на ОЭМК. Для очистки природного газа от серы предусмотрена описанная выше установка десульфурации.

Процесс конверсии протекает в вертикальных реакционных трубах риформера, заполненных катализатором, газ через которые течет снизу вверх. Трубы расположены в футерованном газоплотном стальном корпусе. Система подовых горелок, расположенных между трубами риформера, обеспечивает теплом эндотермический процесс. В главных горелках сжигается часть потока колошникового газа, к которому добавляется небольшое количество свежего природного газа.

В дополнение к описанной выше главной системе горелок отопления риформера имеется независимая вспомогательная система работающих на природном газе горелок, расположенных тоже между рядами труб в днище риформера. Вспомогательная система горелок рассчитана, так, чтобы риформер (газовый конвертер) можно было нагреть без нагрузки до заданной рабочей температуры и поддерживать во время перебоев в работе на этом уровне.

Поскольку в дымовом газе риформера при его нормальной работе содержание кислорода получается низким, он может быть использован для получения инертного газа.

Горячий конвертированный газ, выходящий из 288 труб риформера при температуре  $\sim 900^{\circ}\text{C}$ , поступает в два газосборных футерованных коллектора.

В холодильнике конвертированного газа и непосредственно за ним температура и состав газа корректируются с таким расчетом, чтобы были точно выдержаны конкретные параметры процесса восстановления.

Из трубопровода конвертированного газа ответвляется часть потока и охлаждается в противоточном оросительном охладителе (при этом содержание воды в упомянутом газе снижается). Температура основного потока регулируется количеством охлажденного конвертированного газа, вводимым в основной поток. Кроме того, можно повысить содержание метана в конвертированном газе, добавляя природный газ в его холодную часть. В трубопроводе восстановительного газа установлены датчики температуры и содержания метана.

В рекуператоре охлаждается дымовой газ риформера, нагревая воздух, подводимый к главным горелкам, смешанный и природный газ. Дымовой газ последовательно проходит через радиационную и конвективную зоны воздухоподогревателя, затем через конвективный подогреватель смешанного газа и, наконец, через конвективный подогреватель природного газа и при этом охлаждается.

Холодный воздух разделяется для его подогрева между радиационной и конвективной зонами воздухоподогревателя. В радиационной зоне дымовые газы и воздух движутся в прямотоке, а все конвективные зоны в рекуператоре работают по перекрестно-противоточному принципу.

Утилизация тепла дымового газа позволяет снизить общий расход тепла на процесс и увеличить производительность риформера, так как благодаря предварительному подогреву смешанного газа в рекуператоре уча-

сток нагрева в трубах риформера до начала конверсии получается более коротким.

Применена система с двумя параллельными рекуператорами, из которых дымовые газы отсасываются двухпоточным эксгаустером и сбрасывается в дымоход дымовой трубы.

Даже когда главные горелки риформера не работают, в воздухоподогреватель можно подавать воздух, благодаря чему предотвращается перегрев рекуператоров и эксгаустера. Нагретый воздух сбрасывается в дымовую трубу.

#### *Цикл охлаждающего газа*

В зоне охлаждения печи металлзации горячий металлзованный продукт (имеющий температуру  $\sim 760^{\circ}\text{C}$ ) отдает физическое тепло охлаждающему газу, который входит в эту зону с температурой  $\sim 40^{\circ}\text{C}$ . Здесь теплопередача тоже идет в противотоке, так как охлаждающий газ движется сверху вниз из распределителя в отводящие каналы, расположенные поперек шахты навстречу движущимся сверху вниз окатышам. Для обеспечения равномерного хода печи предусмотрено разрыхление материалов в печи на трех уровнях зубьями питателя, постоянно движущегося взад и вперед. Три верхних постоянно действующих питателя выполнены водоохлаждаемыми, а два средних и нижний работают без охлаждения.

Охлажденный металлзованный продукт выходит из печи металлзации через нижний динамический затвор и далее через маятниковый питатель. Как и на участке загрузки шихтовых материалов в печь металлзации, к нижнему динамическому затвору постоянно подводится инертный газ.

При помощи маятникового питателя можно управлять производительностью печи металлзации.

Горячий запыленный охлаждающий газ с температурой  $400\text{--}450^{\circ}\text{C}$  поступает через отводящие каналы в скруббер, который по конструкции в принципе аналогичен скрубберу колошникового газа, но не имеет разделения на два газовых потока. Чистый газ (имеющий остаточную запыленность не более чем  $\sim 10\text{ мг/м}^3$ ) поступает в компрессор охлаждающего газа (такого же винтового типа, как компрессор технологического газа), который компенсирует потерю напора в цикле охлаждающего газа, составляющую  $\sim 40\text{ кПа}$ . Перед входом в печь металлзации охлаждающий газ в циклонном каплеотделителе освобождается от капель воды и далее через соответствующий распределитель подводится в зону охлаждения.

Между зонами восстановления и охлаждения всегда происходит неизбежный небольшой газообмен. Условия этого газообмена определяются расходом затворного газа, постоянно подводимого через динамический затвор, и устанавливающимся соотношением давлений в циклах технологического и охлаждающего газов.

В заключение целесообразно отметить, что переход углерода в металлзованный продукт зависит от температуры охлаждающего газа. По мере снижения этой температуры содержание углерода в металлзованных окатышах повышается.



2. Повышение содержания  $\text{CH}_4$  в восстановительном газе охлаждает слой окатышей и повышает восстановительную способность газа при достаточно высокой температуре.

3. Увеличение отношения  $\text{H}_2/\text{CO}$  в восстановительном газе охлаждает слой окатышей.

Внизу зоны восстановления наряду с восстановлением происходит и углероживание металлизированного продукта, в котором углерод появляется преимущественно в форме карбида железа. На содержание углерода можно повлиять следующими практическими мероприятиями:

- изменением содержания метана в восстановительном газе путем добавки природного газа к охлажденной части конвертированного газа;

- увеличением содержания метана в охлаждающем газе, с тем чтобы заданное количество  $\text{CH}_4$  поступало в переходную зону и из нее — в зону восстановления.

В нижней части печи металлизации (ниже переходной зоны и вплоть до нижнего динамического затвора) происходит охлаждение металлизированного продукта.

Горячий запыленный колошниковый газ входит в скруббер сверху через трубу Вентури, где при подаче большого количества воды происходит резкое охлаждение газа и одновременно смачивание частиц пыли. Над поверхностью промывочной воды конусной части скруббера газ совершает поворот на  $180^\circ$ , вследствие чего смоченные частицы пыли вместе с большей частью капелек охлаждающей воды отбрасываются силой инерции в воду. При дальнейшем движении газа вверх через насадку скруббера он охлаждается почти до температуры охлаждающей воды. Доля газа, необходимая для риформинга (технологический газ), выходит из скруббера насыщенной водяными парами при температуре  $\sim 55^\circ\text{C}$ . Избыточный газ (топливный газ) должен быть возможно более полно обезвожен, поэтому он орошается в насадке скруббера промывочной водой, имеющей возможно более низкую температуру. При длительной непрерывной работе температура топливного газа может достичь  $30^\circ\text{C}$ . Чтобы можно было получить различные температуры газа, промывочная насадка скруббера разделена промежуточной перегородкой на зону технологического газа и зону топливного газа.

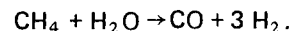
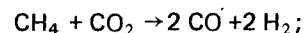
Нагретая и загрязненная пылью вода из труб Вентури и с насадки скруббера поступает в конус скруббера и оттуда передается далее в систему грязной воды. Содержание пыли в чистом газе при нормальной чистой насадке скруббера составляет в среднем  $\sim 5 \text{ мг/м}^3$ . Потеря напора в скруббере для промывки колошникового газа равна  $\sim 10 \text{ кПа}$ .

Компрессоры технологического газа обеспечивают циркуляцию технологического газа, причем суммарная потеря напора в этом цикле при полной нагрузке и равномерном ходе печи составляет  $12\text{--}14 \text{ кПа}$  и для поддержания заданного избыточного давления давление на стороне всасывания компрессоров обычно составляет  $12 \text{ кПа}$ . Для процесса "Мидрекс" хорошо зарекомендовали себя выносимые и почти не нуждающиеся в обслуживании винтовые (двухроторные) компрессоры. Это обусловлено в первую очередь их характеристикой (такие компрессо-

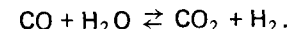
ры относятся к гидрообъемному типу, т.е. нагнетаемый объем почти не зависит от колебаний давления), а также их нечувствительностью к высокому и меняющемуся содержанию свободной воды во всасываемом газе и хлопьям пыли, которые иногда захватываются газом. Компрессоры работают со впрыском воды, которая поглощает тепло, образующееся при сжатии, и предотвращает образование настывов на роторе. Они снабжены электроприводами с постоянной частотой вращения, поэтому для регулирования расхода газа предусмотрена байпасная линия, через которую избыточное количество газа возвращается из цикла технологического газа обратно в скруббер колошникового газа.

В концевом холодильнике технологический газ с заданной точностью насыщается водяными парами благодаря орошению насадки, через которую газ проходит снизу вверх. Температура воды устанавливается в соответствии с температурой газа, измеренной после холодильника.

Для процесса "Мидрекс" характерно получение восстановительного газа в риформере. Термокаталитическая конверсия протекает по реакциям



При этом на катализаторе устанавливается равновесие реакции водяного газа



Для процесса "Мидрекс" типично, что в качестве кислородоносителя для конверсии, кроме (сравнительно небольших количеств) водяного пара, используется в первую очередь диоксид углерода — составная часть колошникового газа. Смешанный газ (природный + технологический) перед процессом конверсии подогревается (в рекуператоре) до температуры  $\sim 400^\circ\text{C}$  и затем конвертируется на никелевом катализаторе с одновременным нагревом до  $\sim 900^\circ\text{C}$ . При этом происходит увеличение объема. В скруббере колошникового газа избыточный газ выделяется из цикла технологического газа и используется как топливный. Теплота его сгорания используется для покрытия потребности в тепле эндотермических реакций конверсии.

При паровой конверсии обычные катализаторы реакции расщепления природного газа отличаются высокой чувствительностью к сере, в то время как при процессе "Мидрекс" допустимы и более высокие содержания серы в смешанном газе. Если заданное предельное содержание серы (например,  $\sim 0,0014 \%$  в природном газе) превышает лишь эпизодически и незначительно, то временное отравление катализатора (проявляющееся в снижении производительности) является обратимым и устранится самопроизвольно, если содержание серы в циркулирующем газе спустя короткое время вновь снизится до нормального уровня.

Обычными источниками поступления серы являются железная руда и природный газ. При использовании обожженных окисленных окаты-

шей сера, содержащаяся в руде, становится безвредной, что соответствует условиям на ОЭМК. Для очистки природного газа от серы предусмотрена описанная выше установка десульфурации.

Процесс конверсии протекает в вертикальных реакционных трубах риформера, заполненных катализатором, газ через которые течет снизу вверх. Трубы расположены в футерованном газоплотном стальном корпусе. Система подовых горелок, расположенных между трубами риформера, обеспечивает теплом эндотермический процесс. В главных горелках сжигается часть потока колошникового газа, к которому добавляется небольшое количество свежего природного газа.

В дополнение к описанной выше главной системе горелок отопления риформера имеется независимая вспомогательная система работающих на природном газе горелок, расположенных тоже между рядами труб в днище риформера. Вспомогательная система горелок рассчитана, так, чтобы риформер (газовый конвертер) можно было нагреть без нагрузки до заданной рабочей температуры и поддерживать во время перебоев в работе на этом уровне.

Поскольку в дымовом газе риформера при его нормальной работе содержание кислорода получается низким, он может быть использован для получения инертного газа.

Горячий конвертированный газ, выходящий из 288 труб риформера при температуре  $\sim 900^{\circ}\text{C}$ , поступает в два газосборных футерованных коллектора.

В холодильнике конвертированного газа и непосредственно за ним температура и состав газа корректируются с таким расчетом, чтобы были точно выдержаны конкретные параметры процесса восстановления.

Из трубопровода конвертированного газа ответвляется часть потока и охлаждается в противоточном оросительном охладителе (при этом содержание воды в упомянутом газе снижается). Температура основного потока регулируется количеством охлажденного конвертированного газа, вводимым в основной поток. Кроме того, можно повысить содержание метана в конвертированном газе, добавляя природный газ в его холодную часть. В трубопроводе восстановительного газа установлены датчики температуры и содержания метана.

В рекуператоре охлаждается дымовой газ риформера, нагревая воздух, подводимый к главным горелкам, смешанный и природный газ. Дымовой газ последовательно проходит через радиационную и конвективную зоны воздухоподогревателя, затем через конвективный подогреватель смешанного газа и, наконец, через конвективный подогреватель природного газа и при этом охлаждается.

Холодный воздух разделяется для его подогрева между радиационной и конвективной зонами воздухоподогревателя. В радиационной зоне дымовые газы и воздух движутся в протокте, а все конвективные зоны в рекуператоре работают по перекрестно-противоточному принципу.

Утилизация тепла дымового газа позволяет снизить общий расход тепла на процесс и увеличить производительность риформера, так как благодаря предварительному подогреву смешанного газа в рекуператоре уча-

ток нагрева в трубах риформера до начала конверсии получается более коротким.

Применена система с двумя параллельными рекуператорами, из которых дымовые газы отсасываются двухпоточным эксгаустером и сбрасывается в дымоход дымовой трубы.

Даже когда главные горелки риформера не работают, в воздухоподогреватель можно подавать воздух, благодаря чему предотвращается перегрев рекуператоров и эксгаустера. Нагретый воздух сбрасывается в дымовую трубу.

#### *Цикл охлаждающего газа*

В зоне охлаждения печи металлзации горячий металлзованный продукт (имеющий температуру  $\sim 760^{\circ}\text{C}$ ) отдает физическое тепло охлаждающему газу, который входит в эту зону с температурой  $\sim 40^{\circ}\text{C}$ . Здесь теплопередача тоже идет в противотоке, так как охлаждающий газ движется сверху вниз из распределителя в отводящие каналы, расположенные поперек шахты навстречу движущимся сверху вниз окатышам. Для обеспечения равномерного хода печи предусмотрено разрыхление материалов в печи на трех уровнях зубьями питателя, постоянно движущегося взад и вперед. Три верхних постоянно действующих питателя выполнены водоохлаждаемыми, а два средних и нижний работают без охлаждения.

Охлажденный металлзованный продукт выходит из печи металлзации через нижний динамический затвор и далее через маятниковый питатель. Как и на участке загрузки шихтовых материалов в печь металлзации, к нижнему динамическому затвору постоянно подводится инертный газ.

При помощи маятникового питателя можно управлять производительностью печи металлзации.

Горячий запыленный охлаждающий газ с температурой  $400\text{--}450^{\circ}\text{C}$  поступает через отводящие каналы в скруббер, который по конструкции в принципе аналогичен скрубберу колошникового газа, но не имеет разделения на два газовых потока. Чистый газ (имеющий остаточную запыленность не более чем  $\sim 10\text{ мг/м}^3$ ) поступает в компрессор охлаждающего газа (такого же винтового типа, как компрессор технологического газа), который компенсирует потерю напора в цикле охлаждающего газа, составляющую  $\sim 40\text{ кПа}$ . Перед входом в печь металлзации охлаждающий газ в циклонном каплеотделителе освобождается от капель воды и далее через соответствующий распределитель подводится в зону охлаждения.

Между зонами восстановления и охлаждения всегда происходит неизбежный небольшой газообмен. Условия этого газообмена определяются расходом затворного газа, постоянно подводимого через динамический затвор, и устанавливающимся соотношением давлений в циклах технологического и охлаждающего газов.

В заключение целесообразно отметить, что переход углерода в металлзованный продукт зависит от температуры охлаждающего газа. По мере снижения этой температуры содержание углерода в металлзованных окатышах повышается.

Для динамических затворов печи металлизации и для других потребителей постоянно необходим инертный газ. Для этого в цехе металлизации предусмотрена одна установка инертного газа для двух модулей. Каждая установка имеет следующие три системы: подачи инертного газа для нормальной работы; подачи продувочного газа; аварийной подачи инертного газа.

Часть потока дымового газа из риформера используется в качестве инертного газа. Этот газ не содержит никаких горючих компонентов. Содержание кислорода устанавливается на уровне  $\sim 1\%$  путем настройки отношения газ — воздух на горелках риформера. На случай, если содержание кислорода превышает  $3\%$ , предусмотрено устройство, в котором природный газ сжигается в режиме недожиг; таким образом расходуется избыток кислорода.

Дымовой газ далее проходит через скруббер, где он охлаждается, обезвоживается и очищается от пыли, а затем сжимается компрессором инертного газа.

Потоки очищенных газов двух модулей объединяются и подвергаются сушке охлаждением до точки росы около  $+5^{\circ}\text{C}$ . В теплообменнике, который встроен в аппарат для сушки охлаждением, газ снова подогревается примерно до  $26^{\circ}\text{C}$  и в качестве так называемого влажного инертного газа подается потребителям.

Для некоторых потребителей нужен более сухой газ, поэтому часть потока инертного газа, осушенного охлаждением, перед повторным подогревом направляется в установку адсорбционной сушки. В двух адсорберах, поочередно переключаемых с осушки на регенерацию, из холодного предварительно осушенного газа дополнительно удаляется часть оставшейся в нем влаги, так что он приобретает достаточно низкую точку росы под давлением.

Система подачи продувочного газа позволяет при неполадках в работе установки продуть системы, соединенные с горелками и трубопроводами, по которым идет газ.

Чтобы иметь в распоряжении достаточное количество продувочного газа, предусмотрено его хранение в ресиверах под давлением. Компрессоры продувочного газа постоянно обеспечивают подкачку ресиверов для поддержания давления в них на уровне  $\sim 1,2$  МПа. Перед расходом продувочный газ пропускается через редукторы для снижения давления и затем подается потребителям.

Количество продувочного газа достаточно для того, чтобы поддерживать каждый модуль в течение некоторого времени под небольшим избыточным давлением, заменив в нем рабочий газ (содержащий  $\text{CO}$  и  $\text{H}_2$ ) инертным газом.

При помощи аварийного генератора во время пуска цеха металлизации вырабатывается инертный газ для продувки всех резервуаров и трубопроводов запускаемого модуля и для наполнения ресиверов инертным газом.

В этом агрегате природный газ в контролируемых условиях сжигается с небольшим избытком воздуха, а образующийся дымовой газ охлаждается непосредственно водой до точки росы. Содержание кислорода и в этом случае устанавливается на уровне  $1\%$ . Аварийный генератор инертного газа подключен к аварийным системам питания электроэнергией и водой.

Влажным инертным газом (затворным газом) снабжаются во время работы восстановительной печи металлизации ее верхний и нижний динамические затворы, а при работе на холостом ходу такой затворный газ может дополнительно подводиться и в зону охлаждения.

Сухой инертный газ нужен в качестве продувочного газа для продувки модуля, а также для создания инертных условий: в бункерах металлизированных окатышей; в бункерах отгрузочной установки; на станции грохочения металлизированного продукта; в установке брикетирования металлизированной мелочи; в бункерах сталеплавильного цеха.

### Системы водного хозяйства

В скрубберах колошникового и охлаждающего газов, в концевом холодильнике технологического газа, в холодильниках конвертированного и инертного газов и в ряде машин отводится тепло с помощью различных циклов водяного охлаждения.

Каждые два модуля подключены к общей системе водного хозяйства, которая состоит из трех оборотных циклов: I цикл чистой воды для охлаждения машин; II цикл чистой воды для охладителей (холодильников) газа (рис. 7.7); цикл грязной воды для скрубберов колошникового и охлаждающего газов и системы аспирации (рис. 7.8).

Вода грязного цикла поступает в сгуститель, где из нее выделяются твердые вещества.

Охлаждение воды в каждом из трех оборотных циклов обеспечивается в градирнях до температуры  $\leq 30^{\circ}\text{C}$ .

В каждый оборотный цикл вводится добавочная вода и из каждого отводится продувочная вода, в частности из оборотных циклов чистой воды I и II в оборотный цикл грязной воды; из оборотного цикла грязной воды на установку водоподготовки комбината.

Оборотный цикл чистой воды I снабжает компрессоры, верхние постоянно действующие питатели печи металлизации и теплообменники косвенного теплообмена. Вначале часть потока холодной воды подается насосами через фильтры к компрессорам и эксгаустеру.

Затем подогревшаяся вода стекает в сборный бассейн, где она смешивается со второй частью потока холодной воды. Из сборного бассейна вода подается в верхние постоянно действующие питатели (а при необходимости — и в промежуточные бункера). Для обеспечения достаточного теплоотвода в постоянно действующих питателях требуется сравнительно большое количество воды, температура которой, однако, должна превышать  $30^{\circ}\text{C}$ , поэтому здесь предусмотрен внутренний оборотный цикл с рециркуляцией повышенного количества воды.

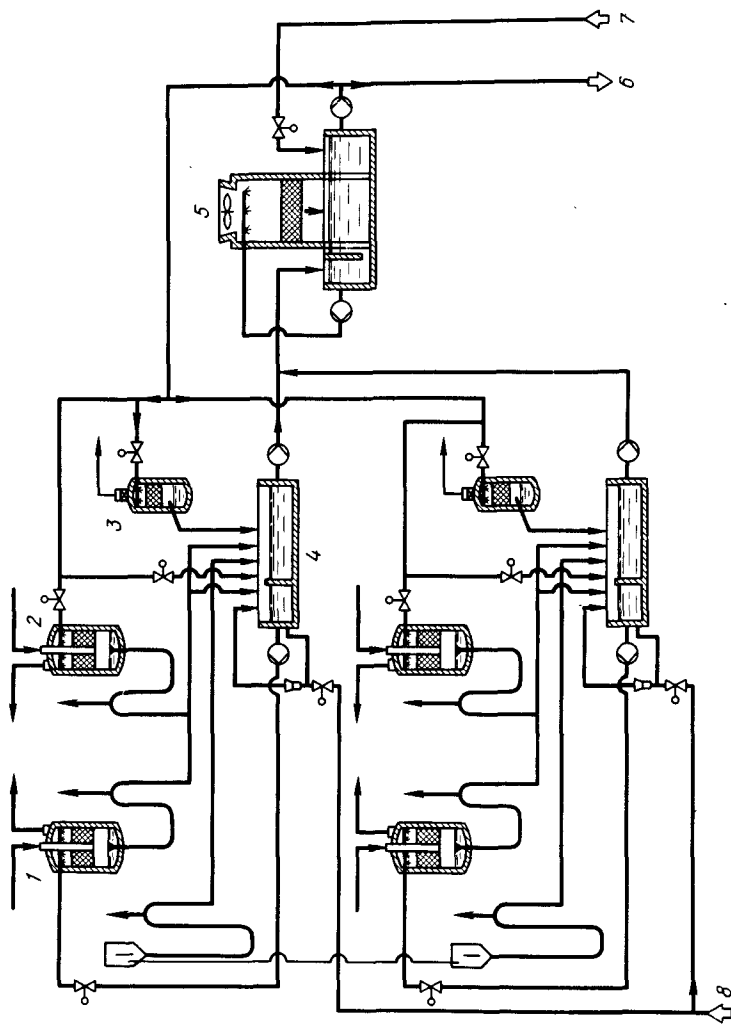


Рис. 7.7. Схема обратного цикла чистой воды II:

1 — холодильник конвертированного газа; 2 — конечный холодильник технологического газа; 3 — холодильник технологического газа; 4 — каплеотделитель в потоке технологического газа; 5 — градирня; 6 — продувочная вода; 7 — техническая вода; 8 — пар для подогрева водяных бассейнов в зимнее время

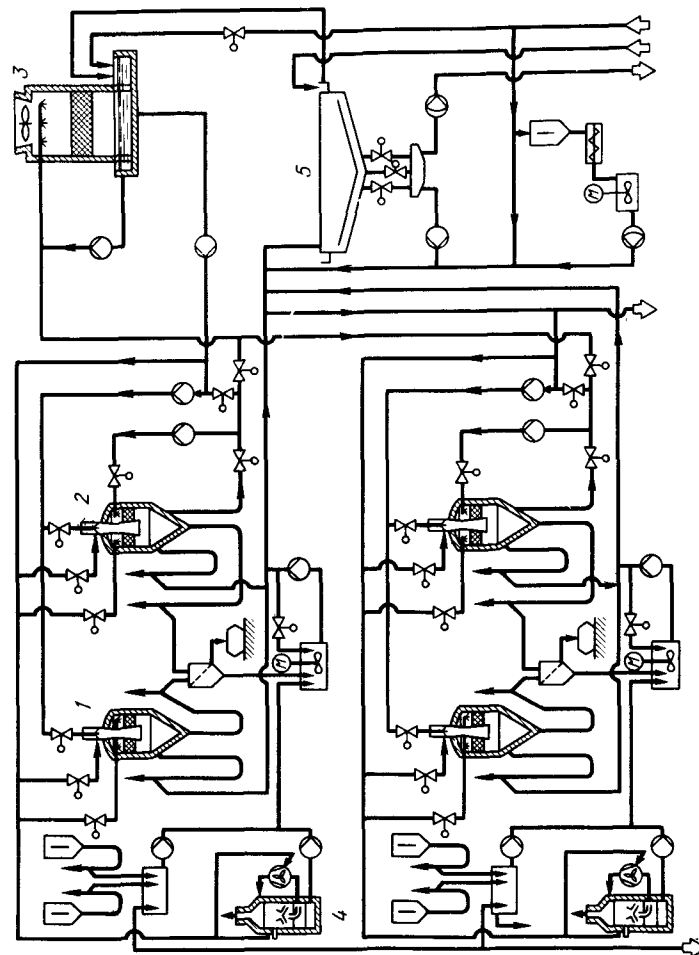


Рис. 7.8. Схема обратного цикла загрязненной воды:

1 — скруббер охлаждающего газа; 2 — скруббер колошниковых газов; 3 — градирня; 4 — пылеулавливание на выгрузке окатышей из шахтной печи; 5 — осветлитель

Третья часть потока снабжает аварийный генератор инертного газа, аппарат для сушки инертного газа охлаждением, компрессоры продувочного газа, станцию сжатого воздуха и установку кондиционирования воздуха. Нагретая охлаждающая вода после охлаждения в градирне вновь возвращается в оборотный цикл.

Промывочная вода и избыток воды, вспыскивавшейся в винтовые компрессоры, отводится через погружные трубы частично во второй оборотный цикл чистой воды (II) и частично — в оборотный цикл грязной воды. Сальниковая вода подводится ко всем насосам, уплотняемым затворной водой.

Из второго оборотного цикла чистой воды снабжаются концевой холодильник технологического газа, охладитель конвертированного газа (после риформера) и скруббер инертного газа. Охлаждающая вода этого цикла собирается в сборном бассейне и для охлаждения возвращается в градирню.

Для снабжения концевого холодильника технологического газа возможно более горячей водой установлены специальные насосы. Для подогрева воды в этом цикле предусмотрен подвод пара.

В оборотный цикл грязной воды входят скруббер колошникового газа, скруббер охлаждающего газа и радиальный отстойник системы аспирации выгрузки из печи металлizedованных окатышей. В скрубберах эта вода поглощает газы (в основном  $\text{CO}_2$ ) и твердые вещества (железо и оксиды железа).

Крупные твердые частицы, вынесенные из скрубберов колошникового и охлаждающего газов, отделяются на дуговом сите (при мокром грохочении). Грязь из оборотного цикла удаляется в сгустителе в результате седиментации и при помощи флокуляторов. Здесь, и прежде всего в градирне, удаляется в атмосферу диоксид углерода. Путем периодической присадки ингибиторов коррозии и солеосаждения предотвращается образование отложений или возникновение коррозии в трубопроводах, соплах, на насадке скрубберов и т.д., что могло бы привести к производственным неполадкам.

Количество продувочной воды определяется солесодержанием в воде оборотного цикла. Шлам сточных вод собирается в отдельном сгустителе и перекачивается в цех окомкования.

Еще один оборотный цикл грязной воды предусмотрен для систем пылеулавливания, не относящихся к модулю прямого восстановления. Здесь собирается вся грязная вода из радиальных отстойников, за исключением тех, которые относятся непосредственно к модулям. В частности, в этом цикле снабжаются следующие системы газоочистки: бункера для металлizedованного продукта перед сталеплавильным цехом; станция грохочения металлizedованного продукта; склад реметов (продукта с недостаточной степенью металлизации); система транспортировки окисленных окатышей; бункера станции отгрузки металлizedованного продукта.

В сгустителе пыль осаждается и удаляется в виде шлама. Вода, осветленная от твердых частиц, снова возвращается в радиальные промыва-

тели. Газоочистка станции отгрузки имеет свою систему подвода и отвода воды.

### *Система аспирации в точках перегрузки*

Система аспирации в районе печи металлизации обеспечивает удаление пыли, образующейся в устройствах загрузки печи, на маятниковом питателе и на ленточных конвейерах, выгружающих готовую продукцию. Отсосанный запыленный воздух очищается в радиальных промывателях следующим образом.

Через кожух, плотно укрывающей место пылевыведения, отсасывается запыленный воздух. По системе трубопроводов воздух от отдель-

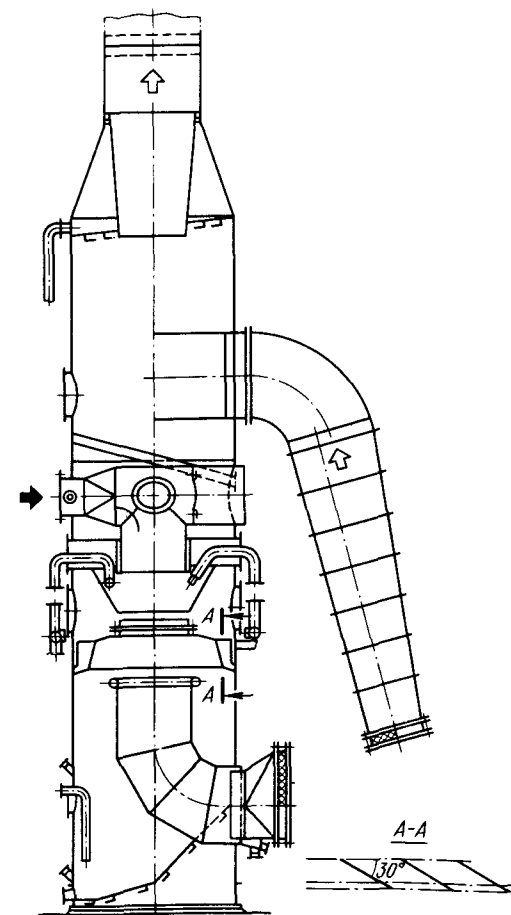


Рис. 7.9. Радиальный скруббер в разрезе

ных мест отсоса объединяется в общий поток и направляется в радиальный промыватель.

Здесь запыленный поток воздуха интенсивно смачивается водой в трубе Вентури (рис. 7.9), затем поворачивает на  $90^\circ$ , приводится во вращение закручивающими лопатками и снова поворачивает на  $90^\circ$ . В спиральном потоке воздух движется в наружной зоне корпуса промывателя вниз. Под действием центробежных сил смоченные частицы пыли отбрасываются из потока и вместе с грязной водой опускаются вниз к грязевому насосу. Воздух снова совершает поворот и отсасывается через центральную трубу радиальным вентилятором и после прохождения через каплеотделитель выбрасывается через дымовую трубу в атмосферу. В районе выгрузки из печи металлзации подсасывается смесь инертного газа с воздухом.

На выходе из радиального промывателя предусмотрены быстродействующие анализаторы, которые определяют содержание СО в выходном потоке с минимально возможным запаздыванием.

Радиальные промыватели в районе печи металлзации снабжаются водой из оборотного цикла грязной воды. Стекающая вода вновь направляется в сгуститель оборотного цикла грязной воды. Радиальные промыватели других участков пылевыделений подключены к оборотному циклу водоснабжения системы аспирации.

#### *Системы транспортировки губчатого железа*

Металлизированный продукт выгружается из шахтных печей маятниковым питателем на конвейер и далее поступает в систему сборных конвейеров. Трехниточная система сбора принимает губчатое железо сначала из четырех, а впоследствии из шести модулей прямого восстановления. Один из конвейеров предназначен для реметов — продукта с недостаточной степенью металлзации, возвращаемого на повторную металлзацию, так чтобы во время пуска одного из модулей (когда вырабатываются упомянутые реметы) качество годной продукции других модулей не могло быть снижено. Оба других конвейера (каждый из которых рассчитан на 100 % производительности шести модулей прямого восстановления) подают металлизированный продукт на станцию грохочения, где отделяются фракции  $< 3$  и  $> 50$  мм.

Фракция  $> 50$  мм подвергается дроблению и снова возвращается в поток материала.

Фракция 50—3 мм направляется после грохочения либо в бункера губчатого железа перед сталеплавильным цехом, либо в аналогичные бункера станции отгрузки. Перед сталеплавильным цехом предусмотрены шесть бункеров вместимостью по 5000 т, перед установкой отгрузки — три таких же бункера.

Если не считать системы возврата реметов, то вся система конвейерного транспорта губчатого железа выполнена двухниточной, в том числе и на станции грохочения. Это дает возможность, во-первых, раздельно хранить и направлять на дальнейшую переработку губчатое железо раз-

ных сортов (например, с двумя различными содержаниями углерода), изготовленное в отдельных модулях прямого восстановления. Во-вторых, это позволяет одновременно снабжать губчатым железом и сталеплавильный цех, и железнодорожную станцию отгрузки.

Для конвейерной транспортировки губчатого железа приняты особые меры предосторожности. В частности, пыль губчатого железа при воспламенении может вызвать тлеющее горение, которое может повредить не только транспортные устройства, но и несущие конструкции. Чтобы устранять пыль сразу же в месте ее возникновения, все места перегрузки с конвейера на конвейер тщательно укрыты кожухами и подсоединены к системе аспирации. Кроме того, все участки конвейеров, по которым транспортируется губчатое железо, вместо сплошного пола имеют "открытую решетку", чтобы пыль, которая может все же возникнуть, не накапливалась бы в галерее конвейера, но правиливалась бы вниз, благодаря чему обслуживающий персонал мог бы увидеть, что аспирация не работает.

Для тщательной очистки мостиков конвейера предусмотрена система пылесосов.

#### *Брикетирование мелочи губчатого железа*

Фракция  $< 3$  мм, образующаяся при грохочении губчатого железа, собирается в бункере для мелочи. Мелочь и связка поступают в дозированном количестве из своих расходных резервуаров, интенсивно перемешиваются и подвергаются непрерывному прессованию на вальцевых прессах с получением формованных заготовок в виде брикетов.

Брикеты, которые со временем упрочняются, после кратковременной выдержки подвоятся в основной поток губчатого железа, смешиваются с ним и поступают в бункера губчатого железа перед сталеплавильным цехом.

В качестве связки могут быть применены различные компоненты. Поскольку со связкой нежелательно вводить в металлизированный продукт слишком много примесей, обычно ограничиваются хорошо зарекомендовавшими себя комбинациями. Такими оправдавшими себя связками являются, например, известь, жидкое стекло, сухой порошкообразный смоляной пек.

При производстве брикетов важно избежать чрезмерно больших высот падения при перегрузках и ограничить число мест перегрузки до минимума. Поскольку шихта, приготовленная для брикетирования, склонна к слипанию, необходимы короткий путь ее транспортирования до пресса и меры против закупориваний.

### **7.3. ОБОРУДОВАНИЕ ЦЕХА МЕТАЛЛИЗАЦИИ**

#### **7.3.1. Характеристика цеха**

Факторами, характеризующими цех металлзации, были в первую очередь производительность, исходное сырье, готовность агрегатов к работе, особенности генплана.

### Производительность

Заданная производительность цеха металлзации, состоящего из 12 производственных агрегатов (называемых модулями), равна 5 млн. т металлзованных окатышей. Каждый модуль рассчитан на 416 тыс. т в год, что в момент принятия проектных решений было максимально возможной величиной для установок прямого восстановления, по которым имелся надежный производственный опыт.

Для упрощения работы цеха и по соображениям экономии издержек некоторые узлы оборудования и системы для каждого двух модулей объединили. В основном это относится к оборотным циклам водоснабжения, производству инертного газа и помещениям центральных пультов управления процессом.

По различным соображениям было принято решение не сооружать все 12 модулей в одну очередь. Вместо этого было решено соорудить первую очередь в составе шести модулей, а на первом этапе построить только четыре. При поэтапном строительстве облегчается накопление опыта работы предприятия бескоксовой металлургии. Кроме того, при последующем сооружении остальных модулей легче будет осуществить новые технологические усовершенствования.

### Исходное сырье

**Окисленные окатыши.** Последовательными экспериментами достигли такое качество окисленных окатышей, которое, во-первых, обеспечивало их приемлемое поведение при восстановлении — здесь решающими являются восстановимость, температура слипания, прочность окатышей при восстановлении и их склонность к разрушению, и во-вторых, давало бы состав металлзованного продукта, наиболее подходящий для металлургических процессов выплавки электростали специальных марок.

**Природный газ.** Состав природного газа имеет также важное значение для детального выбора параметров проектирования и тем более параметров эксплуатации оборудования и сказывается в первую очередь на агрегатах для производства восстановительного газа и для его транспортировки.

Исходный природный газ имеет следующее содержание основных компонентов (содержание соединений серы в нем составляет 155 мг/м<sup>3</sup> при нормальных условиях), %:

CH <sub>4</sub>	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	CO <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>
90,6	3,5	1,1	1,0	3,0

Низшая теплота сгорания у такого газа равна 36870 кДж/м<sup>3</sup>.

Наличие компонентов, содержащих серу, обуславливает необходимость десульфурации природного газа, с тем чтобы катализатор, применяемый при производстве восстановительного газа (так называемом процессе конверсии), не был выведен из строя.

**Готовность агрегатов к работе.** При выборе всех машин и аппаратов, электротехнического оборудования, измерительных приборов и регуляторов, а также всего вспомогательного оборудования особое внимание об-

ращается на их надежность и удобство в обслуживании. Была составлена обширная документация, облегчающая обслуживающему персоналу выполнение работ по текущему обслуживанию и ремонту.

Чтобы и транспортные системы тоже обеспечивали высокий коэффициент готовности цеха металлзации к работе (коэффициент использования календарного времени), все участки ленточных транспортеров, по которым движется основной поток материалов (т.е. окисленные окатыши и металлзованный продукт), были выполнены двумя параллельными нитками, т.е. со 100 %-ным резервом.

Особые зимние условия, которые далее рассматриваются более подробно, сказались и на расчете электроснабжения, поскольку для многих трубопроводов, по которым транспортируется вода, потребовались электрические спутники — подогреватели для защиты от замерзания.

### 7.3.2. Генплан цеха

#### Мощность цеха

В соответствии с полной мощностью ОЭМК мощность цеха металлзации была установлена равной 5 млн. т металлзованного продукта в год. Мощность первого этапа первой очереди развития цеха металлзации была принята равной 1,667 млн. т губчатого железа в год, т.е. из 12 модулей, запроектированных для полного развития комбината, на первом этапе построены первые четыре.

Тем не менее при проектировании был предусмотрен ряд мероприятий для последующего расширения; так, модули 5 и 6 могут быть сооружены без дополнительных капиталовложений в инфраструктуру и во вспомогательное оборудование. Такая концепция проектирования позволяет без затруднений реализовывать технологические достижения при последующем сооружении дополнительных мощностей.

#### Местные условия

При выплавке стали на ОЭМК используется губчатое железо. Поэтому при проектировании цеха металлзации нужно было уязать особенности установок прямого восстановления и местные условия. К ним относятся:

- непрерывность отдельных технологических этапов;
- транспортировка больших количеств окисленных окатышей и губчатого железа, горючих и негорючих газов, загрязненных и очищенных вод;
- автоматическое или дистанционное управление большинством отдельных этапов процесса;
- расположение технологических агрегатов на открытом воздухе.

Характерными местными условиями, важными для работы установок, являются в первую очередь климатические условия — типичный континентальный климат с жарким летом и длительной холодной зимой. Это выражается в первую очередь в уровне предельных температур: до +41°C летом и до -37°C зимой. Более наглядно зимние морозы характеризуются средней температурой воздуха -24°C в самые холодные пять дней и -29°C в самые холодные 24 ч. Данные о количестве осадков в виде

дождя и снега не вызвали особых трудностей при проектировании установок; более существенно было то, что средние температуры ниже 0°C в течение 24 ч (всех суток) наблюдались 136 дней в году.

Чтобы учесть низкие температуры и длительные периоды морозов, те детали, которые во время работы подвергаются циклическим нагрузкам и воздействию холода, выполнили из сталей, сохраняющих вязкость на холоду. Кроме того, многие системы трубопроводов для транспортировки воды, в первую очередь те, которые при работе установки на холостом ходу не могут быть опорожнены, были оборудованы обогревательными системами-спутниками. При проектировании была возможность воспользоваться опытом эксплуатации аналогичных установок, работающих в восточной Канаде поблизости от Монреаля, где мероприятия по подготовке к зимним морозам хорошо зарекомендовали себя.

#### План расположения цеха металлзации

Цех металлзации, занимающий площадь 600X1000 м, на юге граничит со сталеплавильным цехом, а на западе — с цехом окомкования. На востоке располагаются преимущественно административные здания и оборудование инфраструктуры. При включении цеха металлзации в структуру ОЭМК было обращено внимание на кратчайшие пути транспортировки окисленных окатышей и металлизованного продукта, а также была обеспечена возможность промежуточного складирования сырья и готового продукта за пределами площадки цеха (рис. 7.10).

Для окисленных окатышей был предусмотрен резервный склад между цехом окомкования и цехом металлзации, а для отгрузки окисленных окатышей и металлизованного продукта сторонним потребителям на восточной границе ОЭМК была построена железнодорожная отгрузочная станция.

К цеху металлзации относятся:

- установка десульфурации природного газа;
- система транспортировки окисленных окатышей с резервным складом (большой емкости), аварийным складом и закрытым расходным складом;
- установки прямого восстановления;
- установки транспортировки, грохочения и хранения металлизованного продукта;
- установка брикетирования;
- установка отгрузки металлизованных и окисленных окатышей.

### 7.3.3. Технологическое оборудование

#### Очистка природного газа от серы

Очистка природного газа от серы обеспечивается двухступенчатой адсорбционной системой. На первом этапе очистка выполняется на молекулярных ситах, на втором — в реакторе с оксидом цинка.

По соображениям эксплуатационной надежности были построены две параллельные линии десульфурации природного газа производи-

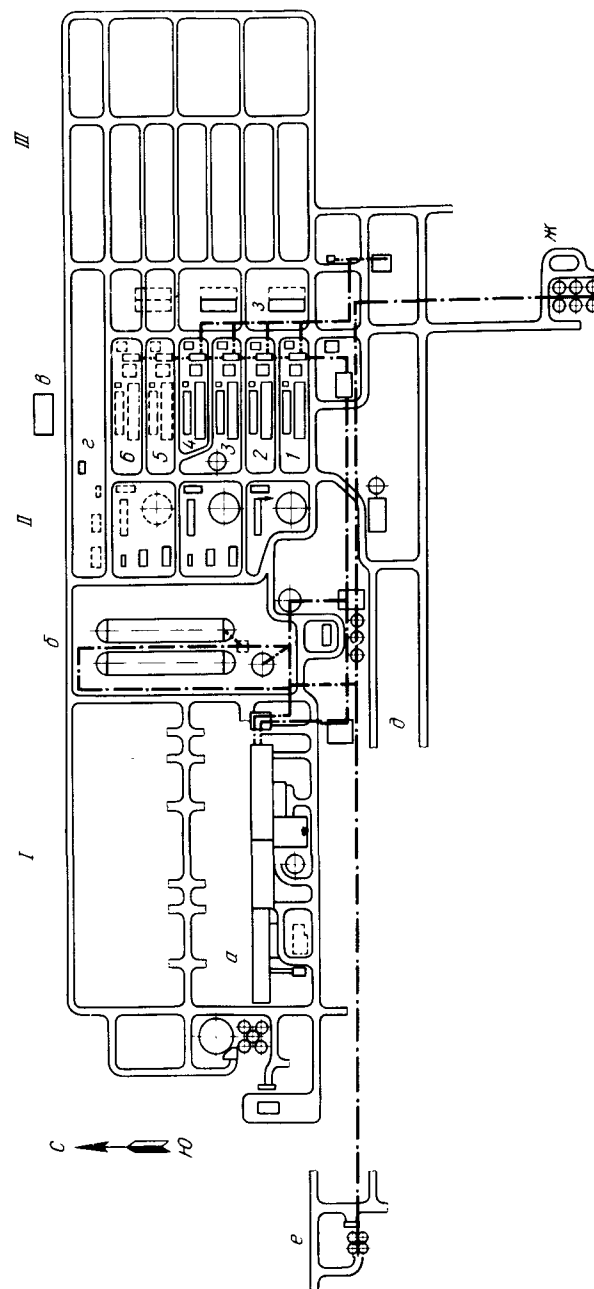


Рис. 7.10. План цехов окомкования и металлзации: I — территория для последующего расширения производства; II — цех окомкования; III — цех металлзации; а — окомкователи; б — склад окисленных окатышей; в — отделение очистки природного газа от серы; г — модули (агрегаты прямого восстановления "Мид-рекс" (1-6); д — бункера металлизованного продукта на станции для отправки по железной дороге; е — железнодорожная станция отгрузки; ж — бункера металлизованного продукта перед сталеплавильным цехом; з — помещение центрального пульта управления процессом



тельностью по 20 тыс. м<sup>3</sup>/ч, причем мощности каждой нитки достаточно для того, чтобы подавать необходимое количество очищенного природного газа ко всем четырем модулям прямого восстановления, построенным на первом этапе развития завода.

В перспективе цеха предусмотрена третья линия десульфурации природного газа; это позволит на стадии полного развития ОЭМК снабжать весь цех металлзации природным газом, очищенным от серы.

Установка десульфурации природного газа размещена на открытом воздухе. В каждой линии предусмотрены следующие группы агрегатов: отделитель жидкости на трубопроводе грязного газа; три адсорбера с молекулярными ситами; теплообменники газ — газ; подогреватель газа; реакторы с оксидом цинка; прочее вспомогательное оборудование.

Обе линии установки сероочистки занимают площадь около 60X60 м. Дополнительная третья линия займет площадь около 30X60 м.

#### *Транспортировка и хранение окисленных окатышей*

Окисленные окатыши передаются в цех металлзации после станции грохочения цеха окомкования. Отсюда окисленные окатыши перегружаются на двухниточную систему конвейеров.

Резервный склад состоит из двух параллельно расположенных складских площадок, рассчитанных на хранение ~ 160 тыс. т окисленных окатышей, которых достаточно для работы в течение ~22 дней цеха металлзации в составе четырех модулей при производительности каждого 52 т/ч без поступления окатышей из цеха окомкования.

Кроме того, предусмотрен аварийный склад вместимостью 6000 т, чтобы при неполадках с оборудованием на резервном складе подача материалов не прекращалась.

Между штабелями резервного склада по всей его длине движется по рельсам реклаймер — комбинированный перегружатель для загрузки в штабель и для отгрузки из него, имеющий производительность на каждой из этих операций ~1100 т/ч.

Резервный склад выполняет следующие основные функции:

- при сокращении подачи окисленных окатышей в цех металлзации и при заполненном расходном складе обеспечивает прием и хранение окисленных окатышей;

- при перерывах в производстве окисленных окатышей позволяет с помощью реклаймера передать окатыши на расходный склад.

Таким образом, склад окисленных окатышей является буфером для компенсации колебаний объемов производства окисленных окатышей в цехе окомкования и их расходования в цехе металлзации и, кроме того, обеспечивает отгрузку избыточных окисленных окатышей с комбината через погрузочную установку для их отправки по железной дороге, если объем производства окисленных окатышей в течение длительного времени превышает объем их потребления в цехе металлзации.

#### *Загрузка окатышей в печи металлзации*

Для загрузки окисленных окатышей в шахтные печи имеются две комплектные линии конвейеров от расходного склада до промежуточных бункеров над печами. Нормальным режимом по проекту является такой, при котором обе линии находятся в постоянной эксплуатации и каждая линия снабжает окатышами первоначально два или четыре модуля. При неполадках в одной транспортной линии другая должна принять на себя полную нагрузку. Переключение возможно в обоих направлениях, т.е. на ту линию, в которой в данный момент нет неполадок.

Установка загрузки начинается с питателей под расходным складом. Поток окатышей сначала поднимается по двум расположенным рядом сборным конвейерам на станцию грохочения, где на дисбалансных грохотах отсеивают мелочь (< 5 мм) и верхний продукт (> 50 мм).

За ситом крупного продукта расположена однощечковая дробилка для его измельчения.

Мелочь (< 5 мм) возвращается по системе конвейеров обратно в цех окомкования. Установленные в этой системе конвейерные весы взвешивают возвращаемый материал. Возможно промежуточное хранение мелочи в аварийном бункере вместимостью 440 т, если цех окомкования не может в данное время принять материал.

Станция грохочения соединена двумя расположенными рядом линиями конвейеров с устройствами загрузки печей металлзации, расположенными на высоте ~60 м.

В каждый из этих сборных конвейеров встроены конвейерные весы, которые непрерывно регистрируют массу подаваемых окатышей и сравнивают ее с заданным показателем производительности цеха металлзации, так что обеспечивается корректирующее регулирование подаваемых окатышей. Окатыши доставляются конвейерами до промежуточных бункеров печей металлзации и там через соответствующее распределительное устройство загружаются в бункер одной из печей или передаются на конвейер, подающий их к следующей шахтной печи.

У каждой печи в обе линии конвейеров встроены свои конвейерные весы, что необходимо для обеспечения материального баланса печи.

Месдозы, установленные под промежуточными бункерами, подают сигналы измерительным устройствам, которые позволяют установить в каждом бункере следующие четыре уровня: абсолютный минимум — минимум — максимум — абсолютный максимум. Измерительные импульсы воздействуют на систему управления; кроме того, непрерывно регистрируются значения уровня материалов в бункере.

Эти значения сопоставляются со средними значениями заданного уставками уровня. Полученная разность используется для корректировки производительности питателей окисленных окатышей. Этим обеспечивается равновесие между загрузкой окатышей в печи и поступлением их с расходного склада.

Загрузка различных модулей осуществляется последовательно. Для этой цели предусмотрена система управления, которая переключает

конвейеры в зависимости от запросов, поступающих из промежуточных бункеров.

Конвейеры над модулями работают непрерывно независимо от того, загружены ли они материалом или нет. Поэтому управление воздействует только на переключающие устройства.

Загрузка бункеров включается контактом "минимум" и выключается контактом "максимум". Если во время наполнения одного бункера будет достигнут "абсолютный минимум" в каком-либо другом бункере, то происходит переключение на этот бункер. Благодаря этому гарантируется, что в бункере всегда будет обеспечено достаточное количество материала для создания необходимого противодействия в динамическом затворе. С учетом описанного выше регулирования подачи и потребления окатышей происходит циклическое переключение на отдельные печи.

Контакт "абсолютного максимума" используется как предохранительный, чтобы не допустить переполнения питающей транспортной системы. Если произойдет такое переполнение, то подводящий конвейер отключится. Транспортная система спроектирована так, что возможен пуск конвейеров при полной их загрузке.

#### Модули прямого восстановления

В составе каждого модуля имеются: участок шахтной печи металлизации; участок риформера; система производства инертного газа; система аспирации.

Система водного хозяйства, свеча и помещение пульты с контрольно-измерительными приборами, а также электроснабжение выполнены общими для каждой пары модулей.

Далее описывается основное оборудование по ходу потока технологического газа, начиная с печи металлизации.

#### Печь металлизации

Восстановительная печь (рис. 7.11) состоит из загрузочного (промежуточного) бункера; верхнего динамического затвора с загрузочным распределителем и загрузочными трубочками; зоны восстановления; промежуточной зоны; зоны охлаждения; огнеупорной футеровки; постоянно действующих питателей; нижнего динамического затвора и маятникового питателя (для выгрузки готового продукта).

Цилиндрический загрузочный бункер с конической нижней частью закреплен при помощи двух месдоз и шарнира на каркасе печи. Он принимает поток окисленных окатышей и обеспечивает непрерывное течение материала в верхний динамический затвор. Благодаря этому достигается постоянное во время работы заполнение динамического затвора материалом. Общая емкость бункера составляет  $\sim 60 \text{ м}^3$ .

Система загрузки окисленных окатышей имеет следующие узлы: верхний плоский шибер (с гидравлическим приводом); загрузочную трубу; распределитель подвода затворного газа и загружаемого материала; трубчатые.

Шибер прикреплен на фланце непосредственно к нижней конусной

части загрузочного бункера. Он имеет гидропривод и может автоматически перекрывать загрузочную трубу. Через патрубок в корпус шибера подводится затворный газ под избыточным давлением.

В загрузочной трубе создается динамический затвор между шибером и распределителем загружаемого материала благодаря потоку затворного газа, который входит в распределитель.

Из распределителя материала окисленные окатыши поступают по 12 трубочкам через свод печи в ее рабочее пространство.

Зона восстановления расширяется от уровня фурм, через которые дувается восстановительный газ, до поверхности движущегося слоя шихты под сводом печи. Горячий восстановительный газ вводится в зону восстановления по кольцевому каналу на уровне фурм через фурменные блоки.

Фурменные блоки расположены равномерно по всей окружности печи; они направляют восстановительный газ наклонно вниз в движущийся слой материала. Зона восстановления имеет огнеупорную футеровку; ее активный рабочий объем составляет  $\sim 200 \text{ м}^3$ . Выше зоны восстановления из печи выходит колошниковый газ через боковой патрубок. Теплоизолированный свод печи выполнен наподобие купола.

Зоны восстановления и охлаждения разделены между собой промежуточной зоной. Верхней границей этой зоны является уровень фурм, а нижняя граница определяется уровнем каналов для отсоса охлаждающего газа. Участок промежуточной зоны имеет примерно такой же диаметр, как и зона восстановления ( $D$ ), а высота его равна приблизительно  $0,5D$ . Огнеупорная футеровка промежуточной зоны рассчитана на температуру свежего восстановительного газа.

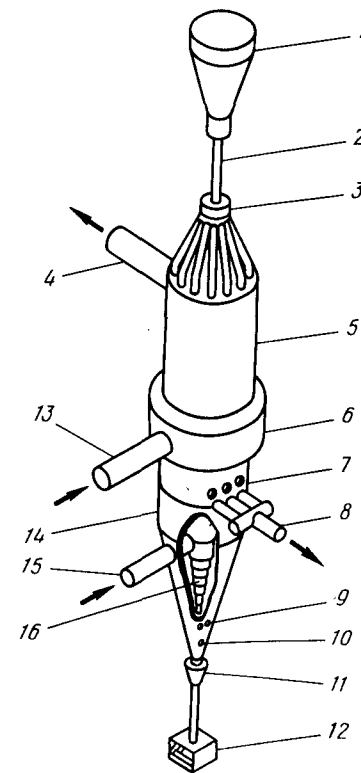


Рис. 7.11. Шахтная печь металлизации:

1 — бункер загрузки; 2 — верхний динамический затвор; 3 — распределитель окисленных окатышей; 4 — выход колошникового газа; 5 — зона восстановления; 6 — коллектор восстановительного газа; 7 — верхний постоянно действующий питатель; 8 — выход охлаждающего газа; 9 и 10 — средние и нижний постоянно действующие питатели; 11 — нижний динамический затвор; 12 — устройство для выгрузки окатышей из печи; 13 — вход восстановительного газа; 14 — зона охлаждения; 15 — вход охлаждающего газа; 16 — распределитель охлаждающего газа

Внизу этой зоны непосредственно над каналами для отсоса охлаждающего газа расположены верхние постоянно действующие питатели.

*Зона охлаждения.* Уровень каналов отсоса охлаждающего газа является верхней границей, а нижний динамический затвор — нижней границей зоны охлаждения металлизированных окатышей.

К цилиндрической части, имеющей огнеупорную футеровку, примыкает коническая нижняя, не имеющая огнеупорной футеровки. Полезный объем зоны охлаждения составляет  $\sim 120 \text{ м}^3$ .

Охлаждающий газ входит в зону охлаждения через соответствующий распределитель. Коаксиальные отрезки труб, сужающиеся книзу, образуют коническую конструкцию, которая разделяет общий поток охлаждающего газа на отдельные кольцевые потоки, направленные вниз. Благодаря конической насадке шихта проходит мимо распределителя охлаждающего газа.

Трубопроводы, подводящие охлаждающий газ, выполнены в форме выпуклого седлообразного коллектора, через который двухконусный распределитель охлаждающего газа опирается на стальной кожух зоны охлаждения. Нагревшийся охлаждающий газ отводится из печи по трем соответствующим каналам. Эти отсасывающие каналы выполнены из жаростойкой стали и расположены непосредственно под верхними постоянно действующими питателями. Водоохлаждаемые валы питателей воспринимают нагрузку от давления столба шихтовых материалов в печи, так что каналы для отсоса охлаждающего газа должны воспринимать только свою собственную массу и нагрузку от бокового трения.

Кроме того, в зоне охлаждения расположены средние и нижние постоянно действующие питатели, которые благодаря их возвратно-вращательному движению обеспечивают равномерный сход вниз столба шихтовых материалов. Сегментные диски, закрепленные на валах питателей, совершают при этом круговое движение в пределах  $+45$  или  $\pm 30^\circ$ . Скорость вращения может регулироваться при помощи гидравлического привода.

*Огнеупорная футеровка.* Свод печи футерован с внутренней стороны легковесным огнеупорным бетоном и жаростойким стальным листом.

Рабочий слой футеровки цилиндрической части печи металлизации выполнен радиальными кирпичами из так называемого плотного шамота с минимальным содержанием оксидов железа и щелочных металлов. За ним располагается теплоизоляционный слой огнеупорного легковесного бетона. Область входа восстановительного газа (кольцевой канал и фурменная зона) футеруются шпунтовым кирпичом также из плотного шамота. Фурменные блоки выполнены из высокочистого (с малым содержанием оксидов железа) спеченного муллита и отличаются высокой термостойкостью.

Для кладки кирпичей из плотного шамота и муллита применен твердеющий на воздухе огнеупорный раствор с малым содержанием оксидов железа.

*Постоянно действующие питатели.* Верхние питатели представляют собой три водоохлаждаемых пустотелых вала, которые опираются на несущее

кольцо печи. На валах закреплены сегментные диски из жаростойкой и износостойкой стали. Сальники с асбестовой набивкой и подводом затворного газа предотвращают выход газа через отверстия для осей валов. Охлаждающая вода подводится к пустотелым валам и отводится от них по шлангам. Питатели приводятся от двух гидроцилиндров.

Для трех средних питателей водяное охлаждение не требуется. Валы выполнены сплошными и на них наварены сегменты с квадратными ребрами. Эти валы тоже имеют гидропривод.

Внизу конуса зоны охлаждения работает нижний питатель. Скорость его движения изменяется в соответствии с числом ходов в минуту маятникового питателя на выгрузке металлизированного продукта. Вал выполнен сплошным и наваренные на него сегментные диски имеют квадратные ребра, как и у среднего питателя. Нижний питатель тоже имеет гидропривод.

Подшипники, уплотнение и смазка у всех постоянно действующих питателей выполнены в принципе одинаково.

Все питатели имеют централизованную смазку, к которой подключен и маятниковый питатель выгрузки металлизированных окатышей. Устройство для централизованной подачи пластичной смазки состоит из смазочного насоса, резервуара пластической смазки, переключающего управляющего устройства, распределителей смазки и трубопроводов.

Гидроприводы постоянно действующих питателей каждого уровня (верхнего, среднего и нижнего) могут регулироваться независимо один от другого.

*Система динамического затвора на выгрузке из печи* имеет следующие элементы: камеру подвода затворного газа, трубу выдачи металлизированного продукта, нижний плоский шибер с гидроприводом и погружную трубу (доходящую до корпуса маятникового питателя). Через эту систему губчатое железо из зоны охлаждения попадает на маятниковый питатель. Одновременно в систему нагнетается затворный газ, чем обеспечивается динамический затвор цикла охлаждающего газа по отношению к атмосфере.

*Маятниковый питатель.* На стол дугообразной формы, расположенный в кожухе, поступает металлизированный продукт, выходящий из погружной трубы динамического затвора. Приводимый гидроприводом толкатель передвигается от одного конца стола к другому и при этом сталкивает за кромку стола постоянное количество материала, который падает на конвейер выгрузки из шахтной печи. Производительность питателя регулируется бесступенчатым изменением числа ходов в единицу времени. Кожух питателя плотно укрывает стол и конвейер выгрузки и подключен к аспирационной системе.

*Скруббер колошниково го газа*

В состав скруббера (рис. 7.12) входят следующие узлы:

— труба Вентури, в которой колошниковый газ из шахтной печи, поступающий вертикально сверху вниз, интенсивно смачивается и охлаждается;

— насадка, в которой газ и вода движутся в противотоке через эле-

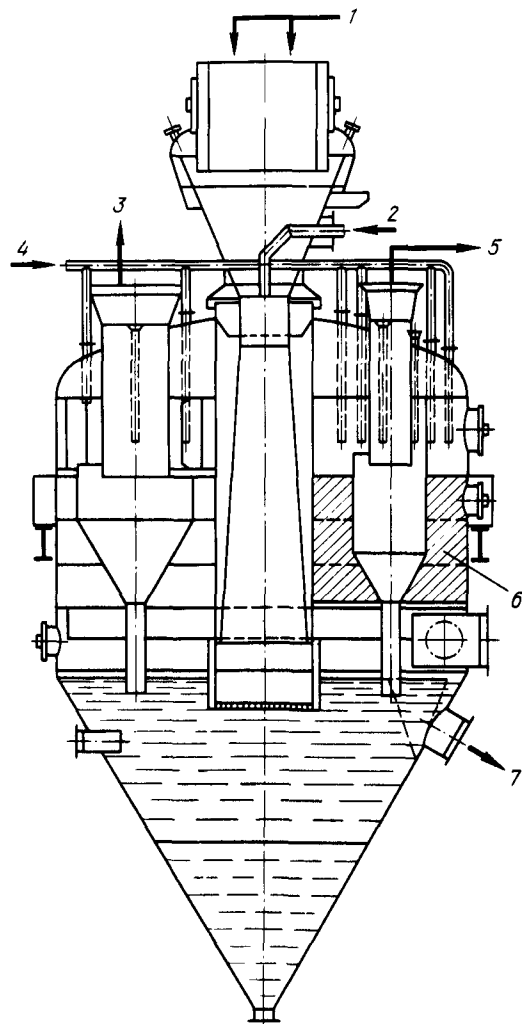


Рис. 7.12. Скруббер колошникового газа:

1 — вход колошникового газа; 2 — вода для орошения трубы Вентури; 3 — технологический газ на сжатие в компрессоры; 4 — вода на орошение насадки; 5 — топливный газ к горелкам реформера; 6 — насадка; 7 — перелив воды

менты насадки, так что газ охлаждается до температуры охлаждающей воды;

— зумпф, расположенный под насадкой, куда смывается смоченная пыль;

— циклонный каплеотделитель, в котором избыточная вода отделяется от чистого газа.

В трубе Вентури вода впрыскивается в поток газа преимущественно через одно центральное сопло большого поперечного сечения. Несмотря на большую площадь поперечного сечения, в центральном сопле образуются очень тонкие капли, чем обеспечивается интенсивное смачивание частиц пыли.

Горловина трубы Вентури смачивается водой, подводимой по касательной без давления.

В зумпфе скруббера предварительно охлажденный газ совершает поворот, при этом смоченные частицы пыли и капли воды в основном отбрасываются из потока под действием сил инерции. Предварительно очищенный газ проходит через насадку снизу вверх. Орошение водой обеспечивается через распылительные тарелки, расположенные над насадкой. На пути через насадку газ промывается и охлаждается почти до температуры охлаждающей воды. Благодаря разделительной стенке в насадке и в верхней газовой полости скруббера поток газа разделяется на две части. Оба составляющих потока газа промываются охлаждающей водой с различными температурами.

В циклонный каплеотделитель газ подается через входные направляющие лопатки, движется по спирали вниз и далее по центральной трубе отводится вверх. По трубе, нижний конец которой погружен в зумпф скруббера, капли возвращаются в оборотный цикл воды.

Зумпф скруббера колошникового газа имеет два отвода воды:

— основная часть воды стекает через переливной сифон из верхней части конуса;

— вода, стекающая из нижней части конуса, несет с собой преобладающую часть пыли, поступившей из шахтной печи. Слив из нижней части конуса, выполненный тоже с сифоном, имеет такие размеры, что благодаря высокой скорости течения осаждения шлама в трубопроводах не происходит.

#### Компрессоры технологического и охлаждающего газа

Для повышения давления технологического и охлаждающего газов применены двухроторные винтовые компрессоры. Оси обоих роторов располагаются в корпусе параллельно. Вал ротора, не имеющего прямого привода, приводится во вращение через синхронизирующую зубчатую передачу, так что оба ротора вращаются без контакта между собой.

Валы обоих роторов опираются на подшипники качения. В каждом компрессоре предусмотрена система циркуляционной масляной смазки под давлением.

Объемная производительность винтовых компрессоров зависит от размеров компрессора, частоты вращения роторов, состояния газа на входе (давления, температуры) и практически не зависит от состояния газа на стороне нагнетания (давления и температуры).

Поскольку частота вращения постоянна, заданная производительность регулируется автоматической задвижкой на байпасе, который соединен со скрубберами соответственно колошникового или охлаждающего газа через их зумпфы.

Сжатый газ выходит в систему трубопроводов с пульсирующим давлением. Частота пульсаций превышает в четыре раза частоту вращения роторов. Эти пульсации газа уменьшаются целенаправленным использованием байпасного перетока и демпферов пульсаций.

На всасывании каждого компрессора впрыскивается вода. Она предназначена для охлаждения роторов и для частичного поглощения тепла сжатия. Эта вода исключает попадания в зазор между роторами и корпусом твердых частиц и, как уплотнитель, уменьшает этот зазор. При остановке компрессора подача воды автоматически прекращается. Газы, поступающие на всасывание винтовых компрессоров, насыщены влагой. Поскольку газы при сжатии нагреваются, некоторое количество воды может испариться. Избыточная вода стекает в каплеотделитель.

Технологический газ сжимается в две ступени, в результате чего его давление повышается на  $\sim 0,14$  МПа. Благодаря впрыскиванию воды в компрессоры температура газа повышается не более чем на  $23^\circ\text{C}$ .

Охлаждающий газ сжимается в одной ступени и его давление повышается примерно на  $\sim 0,04$  МПа. Здесь повышение температуры составляет  $\sim 4^\circ\text{C}$ .

#### Скруббер охлаждающего газа

По конструкции и принципу действия скруббер охлаждающего газа аналогичен скрубберу колошникового газа. В нем только нет разделительной стенки в насадке и второго циклонного каплеотделителя, поскольку поток очищенного охлаждающего газа подается на всасывание соответствующего компрессора без его разделения на две части (рис. 7.13).

#### Концевой холодильник технологического газа

Концевой холодильник поставлен за группой компрессоров, сжимающих технологический газ, и обеспечивает тонкое регулирование содержания водяного пара в нем.

Цилиндрический вертикальный резервуар диаметром  $\sim 3,6$  м и общей высотой  $\sim 5$  м имеет чашеобразные днища сверху и снизу. Погружная труба внутренним диаметром  $\sim 0,9$  м направляет газ сверху вниз, где он совершает поворот над ванной с водой, заполняющей примерно все нижнее чашеобразное днище. Вода спускается из ванны через сифон, размеры которого выбраны с таким расчетом, чтобы в резервуаре можно было поддерживать рабочее давление  $\sim 260$  кПа.

В слое насадки, уложенной на перфорированных тарелках, газ течет снизу вверх. Охлаждающая вода поступает по трубопроводу, который введен через стенку резервуара сбоку, в кольцевое корыто, закрепленное на центральной трубе. Отсюда охлаждающая вода распределяется по насадке через перфорированные тарелки. Переливная труба, соединяющая верх насадки с зумпфом, обеспечивает перелив воды прямо в ванну, если она просачивается через слой насадки недостаточно быстро.

На пути через слой насадки технологический газ охлаждается до температуры охлаждающей воды и одновременно насыщается водяными пара-

ми. Заданная температура охлаждающей воды поддерживается добавкой в ее цикл некоторого количества холодной воды. Охлажденный технологический газ выходит через патрубок, расположенный сбоку над слоем насадки.

#### Холодильник конвертированного газа

Конвертированный газ, имеющий температуру  $\sim 900^\circ\text{C}$ , должен быть охлажден до заданной температуры восстановительного газа, например

до  $760^\circ\text{C}$ . Для этого часть потока конвертированного газа охлаждается до  $\sim 30^\circ\text{C}$  и затем снова смешивается с основным потоком.

По конструкции и принципу действия этот холодильник (рис. 7.14) аналогичен концевому холодильнику технологического газа.

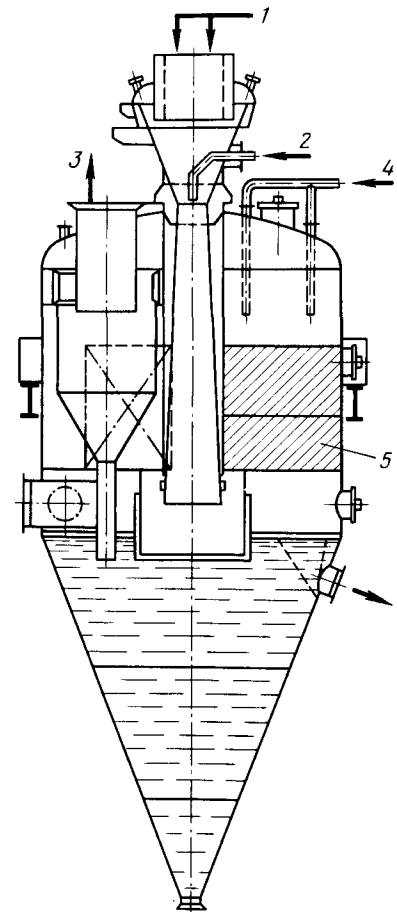


Рис. 7.13. Скруббер охлаждающего газа:

1 — вход охлаждающего газа; 2 — вода для орошения трубы Вентури; 3 — охлаждающий газ в компрессор; 4 — вода на орошение насадки; 5 — насадка; 6 — перелив воды

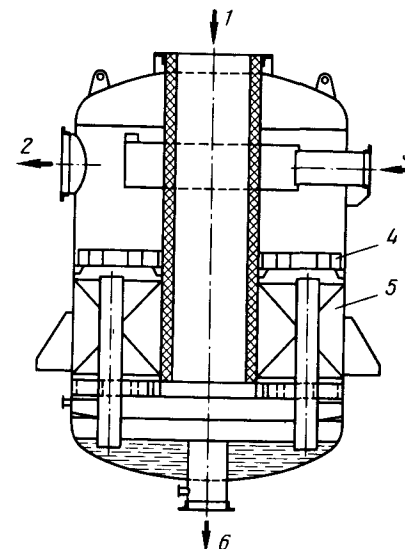


Рис. 7.14. Холодильник конвертированного газа:

1 — вход газа; 2 — выход газа; 3 — вход воды; 4 — распределитель воды; 5 — насадка; 6 — выход воды

Система водного хозяйства состоит, как уже было сказано, из трех оборотных циклов.

Оборотный цикл охлаждения машин (оборотный цикл чистой воды I) обеспечивает только косвенное охлаждение оборудования, частично охлаждающая вода после него передается в другой оборотный цикл охлаждения. Охлаждается следующее оборудование: верхние постоянно действующие питатели печи металлзации; змеевиковый холодильник инертного газа; компрессоры технологического газа (охлаждение редукторов, роторов и при необходимости промывочная вода для уплотнений валов); компрессоры охлаждающего газа (как у компрессоров технологического газа); эксгаустер дымовых газов; компрессоры инертного газа (охлаждение роторов или промывочная вода для уплотнения зазоров); система осушки инертного газа охлаждением.

В оборотный цикл технологической воды (или оборотный цикл чистой воды II) включены теплообменники косвенного теплообмена и те теплообменники прямого теплообмена (со впрыскиванием воды в поток газа), в которых охлаждается уже предварительно промытый газ. Имеются в виду в основном следующие аппараты: концевой холодильник технологического газа; холодильник конвертированного газа; скруббер и охладитель инертного газа.

В оборотный цикл грязной воды входят скрубберы, в которых наряду с охлаждением удаляется также пыль из отходящих газов печи металлзации. Охлаждаются следующие аппараты: скруббер технологического газа; скруббер охлаждающего газа; радиальный скруббер — промыватель системы аспирации на выгрузке металлзованных окатышей из печи.

Система водного хозяйства по направлению течения воды в оборотных циклах начиная от градирни выполнена следующим образом. Во всех трех оборотных циклах тепло отводится в окружающую среду в результате испарения части воды. Многосекционная конструкция градирен имеет преимущества для климатических условий с большими перепадами температур, потому что в ней есть несколько вентиляторов подвода воздуха, которые можно подключать и отключать. Это позволяет регулировать интенсивность охлаждения.

Насосы, подающие холодную воду к потребителям, получают ее из бассейнов градирен. В цикле грязной воды насосы уплотняются затворной водой, в других насосах применены обычные сальниковые уплотнения. Затворная вода забирается из оборотного цикла охлаждения машин. Насосы установлены в общей насосной станции около градирен. На всех насосных станциях наряду с рабочими насосами предусмотрены резервные, которые автоматически запускаются в случае необходимости.

Трубопроводы от насосов к потребителям для защиты от замерзания в зимнее время оборудованы подогревателями-спутниками и теплоизолированы. По соображениям эксплуатационной надежности и удобства в обслуживании принята система электрического подогрева.

Потери воды (испарение в градирнях, утечки через фланцы и продувочная вода) покрываются добавкой технической воды.

В оборотном цикле грязной воды, как уже упоминалось выше, собирается уловленная в установке пыль. Скрубберы технологического и охлаждающего газов имеют по одному выходу вверх конической части зумпфа, в котором сосредоточиваются более крупные твердые частицы. Грязная вода частично (та часть, которая стекает из низа конуса) направляется на дуговые грохоты, на которых из нее выделяется крупная фракция ( $> 1$  мм). Дуговые грохоты представляют собой арочные сита с щелевыми прорезями. Щели в грохоте располагаются горизонтально. Грязная вода подводится через распределительную коробку равномерно по всей ширине грохота. Крупная фракция поступает в течку и далее в резервуар, который периодически разгружается в грузовые автомобили. Предварительно очищенная грязная вода затем перекачивается в сгуститель.

Зумпф скруббера имеет, кроме того, переливное отверстие, через которое уходит основной поток грязной воды. Вся грязная вода поступает в сгуститель для осветления.

Сгуститель железобетонной конструкции имеет активный диаметр 45 м и высоту боковых стенок  $\sim 6$  м. Канатный гребковый механизм приводится в действие консольной рамой, приводной двигатель которой опирается на центральную колонну, имеющую переходный мостик, на котором размещены также линии электропитания и трубопровод грязной воды. Желоб для слива осветленной воды (перелив) выполнен из бетона.

Из сливного желоба осветленная вода самотеком поступает в приемный резервуар градирни.

Осаждение твердых веществ из грязной воды в сгустителе обеспечивают две системы флокулирования. Во-первых, флокулянт растворяют на автоматической станции, разбавляют и затем в заданном количестве вводят в приемный бассейн сгустителя. Во-вторых, часть потока шлама из сгустителя (из конуса выгрузки) также перекачивается в приемный бассейн сгустителя.

Шлам сгустителя непрерывно выходит из нижней части конуса выгрузки через один из двух трубопроводов к шламовым насосам (один насос является рабочим, другой — резервным), которые подают сгущенный шлам в сборный бассейн, общий для всех модулей, и далее перекачивается в цех окомкования.

Для работы в зимнее время предусмотрен подогрев аспирационного сгустителя горячей водой из сгустителей отдельных модулей.

#### Система приготовления инертного газа

Как и оборотные циклы водоснабжения, системы приготовления инертного газа объединены попарно для двух модулей прямого восстановления, которые и при нормальной работе, и на холостом ходу используют как влажный, так и сухой инертный газ.

Влажный инертный газ имеет точку росы около  $+5^{\circ}\text{C}$ , а сухой — около  $-20^{\circ}\text{C}$ . Тот и другой инертный газ подается под давлением  $\sim 250$  кПа. Часть сухого инертного газа компримируют до  $\sim 1,2$  МПа и хранят в резервуаре высокого давления вместимостью  $\sim 360$  м<sup>3</sup>. Инертный газ, накопленный в этом резервуаре, используется, например, в случае пре-

кращения подачи электроэнергии для того, чтобы обеспечить установку прямого восстановления достаточным количеством затворного газа, по крайней мере до тех пор, пока от аварийного источника электроэнергии не будет запущен хотя бы один генератор инертного газа.

Для обеих объединенных установок металлизации предусмотрен один двухступенчатый компрессор инертного газа, с помощью которого от риформера одного модуля отсасывается постоянное количество дымового газа. Винтовые компрессоры (первой и второй ступени) приводятся от общего трехфазного электродвигателя с двумя выведенными концами вала. В обе ступени сжатия впрыскивается вода.

Отходящий из риформера дым, нагретый до  $\sim 1100^{\circ}\text{C}$ , доводится до заданного содержания кислорода с помощью горелки, работающей в режиме дожигания. Эта горелка включается и отключается по командам от газоанализатора на кислород. Затем в противоточном оросителе (скруббере) горячий дымовой газ охлаждают до  $\sim 35^{\circ}\text{C}$ .

Обе части потока дымового газа, охлажденного до  $\sim 35^{\circ}\text{C}$ , после сжатия насыщают водяным паром при температуре  $\sim 70^{\circ}\text{C}$ , объединяют в один поток и снова охлаждают в теплообменнике косвенного типа (змеевике) до  $\sim 35^{\circ}\text{C}$  и соответственно осушают.

Затем инертный газ дополнительно осушают в охладителе, который состоит в основном из компрессионной холодильной машины и двух последовательно подключенных змеевиковых теплообменников. В первом теплообменнике исходный инертный газ отдает часть своего тепла подсушенному инертному газу и затем во втором теплообменнике охлаждается хладагентом, протекающим по змеевику, до температуры  $\sim 5^{\circ}\text{C}$ . В обоих теплообменниках конденсируется вода. Предварительно охлажденный до  $\sim 5^{\circ}\text{C}$  и таким образом подсушенный инертный газ возвращается обратно в первый теплообменник, чтобы там отнять тепло от исходного инертного газа. Он выходит из первого теплообменника с температурой  $\sim 25^{\circ}\text{C}$  и называется "влажный инертный газ". Часть потока влажного, еще холодного инертного газа подается не в первый теплообменник, а прямо в установку адсорбционной осушки, которая состоит в основном из двух адсорберов, необходимых устройств для регенерации адсорбента, теплообменников, водоотделителей, дроссельных заслонок и вентилях.

Оба циклически работающих адсорбера заполнены адсорбентом. Рабочие этапы адсорбции, десорбции и охлаждения обеспечиваются тем, что потоки инертного газа при помощи многоходовых вентилей и трубопроводов направляются последовательно через адсорберы и теплообменники для нагрева (паром) и охлаждения (водой с температурой  $\sim 30^{\circ}\text{C}$ ).

Потребителями влажного инертного газа являются в основном верхний и нижний динамические затворы и точки подключения продувочного газа во время остановок.

Сухой инертный газ используют для продувки импульсных трубопроводов, для постоянно действующих питателей, бункеров готового продукта, ресиверов высокого давления в аварийной системе подачи инертного газа и установки брикетирования губчатого железа.

## С в е ч а

Для модулей прямого восстановления 1 и 2 и для модулей 3 и 4 предусмотрено по одной свече. На свечу сбрасывают для сжигания газы в основном из предохранительных клапанов, скрубберов колошникового и охлаждающего газов, концевого холодильника технологического газа, холодильника конвертированного газа, фильтра природного газа (у модулей), а также с некоторых станций регулирования давления природного газа.

Состав этих газов в соответствии с их происхождением различен. Для проектирования свечи была принята за основу характеристика топливного газа.

При превышении давления в газовых системах отдельных модулей в первую очередь срабатывает предохранительный клапан на стороне топливного газа в скруббере колошникового газа, и этот газ выходит на свечу. При сбрасывании давления в газовых системах модулей газы тоже выходят на свечу через трубопровод топливного газа.

Факельный газ подводится по соответствующему трубопроводу к свече высотой 25 м. На пути к горелке свечи факельный газ проходит через водяной затвор. На головке свечи факельный газ, проходя через секторы, снабженные отверстиями, превращается в горючую газозоодушную смесь; три горелки-запальника зажигают эту смесь. Эти три запальника горят постоянно и контролируются при помощи термпар; сигнал о неполадках поступает на пульт управления и на щит зажигания, расположенный у основания свечи.

Проникновение воздуха в трубу свечи, что может вызвать обратный удар пламени, предотвращается вдуванием продувочного газа в нижнюю часть трубы свечи.

Дополнительное предохранение от обратного удара пламени обеспечивается водяным затвором, встроенным у основания свечи. При повышении внутреннего давления в трубе свечи, что может быть вызвано, например, хлопком в этой трубе, вода заполняет погружную трубу, образуя пробку в линии подвода факельного газа, размер которой соответствует давлению в трубе свечи; этим и предотвращается обратный удар пламени в трубопровод факельного газа.

## Р и ф о р м е р

Корпус риформера представляет собой газоплотную сварную стальную конструкцию длиной  $\sim 41$ , шириной  $\sim 11$  и высотой  $\sim 9$  м, разделенную на 12 секций. Поскольку рабочая температура внутри составляет  $\sim 1100^{\circ}\text{C}$ , стальная конструкция защищена огнеупорной футеровкой.

В риформере имеется 288 реакционных труб, размещенных вертикально в четыре ряда по 72 трубы в каждом ряду, так что в одной секции располагаются 24 трубы. Трубы, обогреваемые на длине  $\sim 8$  м, подвешены выше огнеупорного свода к стальной конструкции и могут свободно расширяться вниз через днище риформера. Отверстия для прохода труб через днище и свод корпуса риформера уплотнены.

Трубы риформера заполнены катализатором. Газ проходит через них снизу вверх. Смешанный газ, подогретый до  $\sim 400^{\circ}\text{C}$ , входит в трубы снизу; конвертированный газ выходит из верхних концов труб с температурой  $\sim 900^{\circ}\text{C}$  и поступает в футерованные коллекторные трубопроводы.

Риформер отапливается с помощью установленных с днища в пять рядов 120 главных горелок и 36 вспомогательных.

Главные горелки работают на топливном газе — смеси колошниково-го газа с природным, и на воздухе, подогретом до  $\sim 600^{\circ}\text{C}$ . Во вспомогательных горелках сжигается природный газ холодным воздухом.

Дымовые газы отсасываются из межтрубного пространства риформера эксгаустером при температуре  $\sim 1100^{\circ}\text{C}$  через восемь круглых отверстий по обему боковым сторонам корпуса риформера ниже его свода и два футерованных дымохода, проложенных вдоль боковых сторон корпуса. Далее они проходят через два параллельно расположенных рекуператора, где отдают большую часть физического тепла косвенным теплообменом воздуху для главных горелок, смешанному и природному газам; после чего эксгаустер сбрасывает их в общую дымовую трубу цеха металлзации высотой 250 м (предусмотренную для шести модулей).

В середине торцевой стороны риформера, обращенной к рекуператорам, немного ниже свода часть потока дымового газа отводится в качестве исходного газа в установку для производства инертного газа.

*Стальная конструкция* риформера состоит из 13 главных рам с фундаментными плитами, которые образуют 12 секций корпуса риформера. Листовая обшивка для продольных и торцевых стен риформера, состоящая из сваренных между собой секций, снабжена дополнительными элементами жесткости. Стены имеют отверстия для гляделок, люков, измерительных патрубков, для подключения каналов дымовых газов и трубопровода инертного газа.

Свод риформера, как и его днище, выполнены в виде несущей конструкции с листовой обшивкой. Листы свода и днища имеют отверстия для 288 труб риформера, а листы днища также и отверстия с подсоединенными фланцами для главных и вспомогательных горелок.

Трубопроводы дымовых газов и площадки закреплены на кронштейнах корпуса. Кронштейны, расположенные выше свода риформера, предназначены для размещения трубопроводов конвертированного газа.

*Реакционные трубы* изготовлены методом центробежного литья из жаростойкого материала. На верхнем конце каждой трубы приварен выходной тройник, а на фланце нижнего прикреплен отрезок трубы, который металлорукавом соединяет реакционную трубу с трубопроводом смешанного газа.

Реакционная труба с тройником и загруженным в нее катализатором подвешена к стальной конструкции над сводом корпуса риформера. Герметичное разделение межтрубного пространства и окружающей атмосферы обеспечивает уплотнительная манжетка.

Расположение и мощность (имеются два типоразмера) 120 главных

горелок выбраны так, что обеспечивается возможно равномерное выделение тепла в результате сгорания топливного газа в смеси с предварительно подогретым воздухом.

В отдельных горелках горючий газ из подводящей трубы выходит в центре горелочного камня и там смешивается с предварительно подогретым воздухом.

*Вспомогательные газовые горелки* низкого давления расположены с таким расчетом, что и при вспомогательном отоплении достигается равномерное распределение температур в риформере. Характеристика горелок допускает их работу при полной и неполной нагрузке.

*Огнеупорная футеровка.* Продольные и торцевые стены риформера футерованы легковесным огнеупорным кирпичом и блочной изоляцией. Легковесные огнеупорные кирпичи закреплены на стальной конструкции корпуса жаростойкими керамическими крючьями. Кронштейны из полосового железа, привинченные к стенам, используют как опоры для кирпичей. Огнеупорные кирпичи уложены на огнеупорном растворе. Температурные швы между кирпичами заполнены огнеупорным войлоком. Футеровка рассчитана так, что температура стального кожуха риформера даже в жаркие летние дни не превышает  $100^{\circ}\text{C}$ .

Футеровка свода газового риформера состоит из шести слоев огнеупорных матов и трех слоев минераловолокнистых плит. Маты удерживаются на своде анкерными болтами из жаростойкого материала. Днище газового конвертера покрыто двумя слоями блочной изоляции. Поверх блочной изоляции уложен один слой легковесного огнеупорного кирпича. Еще выше уложен слой гранулированного шамота.

*Катализатор*, загружаемый в трубы риформера, состоит из материала-носителя (например, глинозема высокой чистоты) и активного компонента. В большинстве случаев в качестве катализатора для реакции конверсии применяется никель в различных концентрациях.

Газовые системы риформера соединены с прочими агрегатами установки металлзации восемью трубопроводами (в скобках показана температура внутренней поверхности труб): смешанного газа ( $400^{\circ}\text{C}$ ); топливного газа (температура окружающей среды); воздуха к главным горелкам ( $600^{\circ}\text{C}$ ); природного газа к вспомогательным горелкам (температура окружающей среды); потока воздуха к вспомогательным горелкам (температура окружающей среды дымовых газов ( $1100^{\circ}\text{C}$ ); инертного газа ( $1100^{\circ}\text{C}$ ); конвертированного газа ( $900^{\circ}\text{C}$ ).

Все трубопроводы выполнены сварными из стального листа. В зависимости от их рабочей температуры они либо имеют наружную термоизоляцию (для предотвращения тепловых потерь и для защиты от ожогов при прикосновении), а внутри футерованы теплоизоляционным или легковесным огнеупорным кирпичом, либо только окрашены.

Системы первых пяти трубопроводов расположены под риформером; они являются подводящими. Газ подводится по поперечным распределителям к трем, четырем или пяти продольным распределителям и далее к реакционным трубам, главным и вспомогательным горелкам.

Продольные коллекторы смешанного газа подсоединены к реакцион-



ным трубам металлорукавами, топливный газ подведен к главным горелкам тоже гибкими сильфонными трубами, а воздух к вспомогательным горелкам — гибкими шлангами. Подогретый воздух к главным горелкам и природный газ к вспомогательным горелкам подведены типовыми трубопроводами.

Трубопроводы дымового газа располагаются сбоку за пределами корпуса риформера на кронштейнах (являющихся частью стального каркаса риформера); межтрубное пространство соединено с трубопроводами дымового газа короткими патрубками.

Тепловое расширение систем трубопроводов учтено соответствующей их прокладкой или применением компенсаторов.

### Рекуператор

В каждом модуле прямого восстановления имеются два рекуператора. По направлению потока дымовых газов в них расположены следующие конструктивные узлы: радиационный трубчатый рекуператор для подогрева воздуха (прямотоком дымового газа и воздуха); камера поворота потока дымового газа; двухходовой конвективный рекуператор для подогрева воздуха (перекрестно-противоточная схема); двухходовой конвективный рекуператор для подогрева смешанного газа (перекрестно-противоточная схема); двухходовой конвективный рекуператор для подогрева природного газа (перекрестно-противоточная схема).

Эти узлы размещены в несущей стальной конструкции, покрытой герметичным стальным кожухом и опирающейся на бетонные фундаменты и опоры.

Часть потока воздуха к главным горелкам подогревается в радиационном трубчатом рекуператоре. Этот рекуператор состоит из подводящей коробки трубопровода дымовых газов, кольцевых каналов входа и выхода воздуха, трубчатой насадки и патрубка камеры поворота потока дымовых газов. Нагревательные трубы расположены по кольцу, образуя трубчатую насадку. Они прочно приварены к кольцевым каналам входа и выхода воздуха, которые имеют патрубки и фланцы для последующего подсоединения воздухопроводов. Соединения между кольцевыми каналами и воздухопроводами образованы компенсаторами.

Нагревательные трубы при работе могут свободно расширяться по направлению вниз.

*Конвективный рекуператор* для остальной части потока воздуха к главным горелкам выполнен двухходовым канальной конструкции. Пучки труб висят вертикально, трубы отчасти изогнуты для компенсации их различных температурных коэффициентов расширения и прочно вварены в днища входных, выходных и оборотных коробок. В последний воздух переходит из первого во второй ход. Оборотные коробки и коробки горячего воздуха теплоизолированы набивной массой.

*Подогреватель смешанного газа* тоже выполнен двухходовым. Трубы в вертикальных печах изогнуты в змеевики U-образной формы. Свод

(крышка) с поддерживающей конструкцией для U-образных труб футерован набивной массой.

*Подогреватель природного газа* представляет собой двухходовой конвективный рекуператор, поверхность нагрева которого состоит из нескольких параллельно расположенных рядов U-образных труб, прочно вваренных в газовые коллекторы, присоединенные к трубопроводам нагретого природного газа.

*Переход от обоих рекуператоров к эксгаустеру* выполнен в виде канала разветвляющейся (Y-образной) формы. Регулируемые подсосы воздуха являются частью системы регулирования давления и температуры дымового газа из риформера.

### Эксгаустер дымового газа

Дымовой газ отсасывается из риформера через рекуператор двухпоточной радиальной газодувкой. Перед обоими всасывающими патрубками расположены пневматически управляемые поворотные направляющие лопатки, обеспечивающие регулирование давления в системе дымового газа.

Стороны нагнетания и всасывания соединены между собой байпасным трубопроводом с регулирующей заслонкой, так что на холостом ходу и во время пуска надежно предотвращаются неконтролируемые рабочие состояния благодаря перепуску с нагнетания на всасывание.

Приводной трехфазный электродвигатель и эксгаустер закреплены на общей раме на фундаменте.

### Вентиляторы для подачи воздуха к основным и вспомогательным горелкам

Оба вентилятора выполнены однопоточными радиальными. Они оборудованы регулируемыми поворотными направляющими лопатками, а на стороне всасывания у них поставлены воздушные фильтры.

У всех вентиляторов предусмотрена разъемная конструкция корпуса, что позволяет демонтировать рабочие колеса без затруднений.

### Дымовая труба

Эксгаустер нагнетает дымовой газ по соответствующему трубопроводу в дымовую трубу высотой 250 м. В трубе имеются три дымовых канала, к каждому из которых поступает дымовой газ от двух модулей прямого восстановления. Таким образом, для первой очереди развития пропускная способность дымовой трубы вполне достаточна.

Значительная высота трубы была принята согласно расчету распространения загрязнений по санитарным стандартам СССР. Этим обеспечивается, что даже при самых неблагоприятных условиях вредные компоненты дымового газа  $NO_x$  и диоксид серы (присутствующий в небольших количествах) не причинят вреда для здоровья и не загрязнят окружающую среду даже при работе комбината в недалеком будущем на полную мощность.

Губчатое железо выгружается из четырех печей металлизации маятниковыми питателями на ленточный конвейер, который транспортирует материал на трехниточный сборный конвейер. Через соответствующее устройство губчатое железо сбрасывается на один из трех конвейеров. Последний доставляет материал на станцию грохочения, где от основного потока отделяются мелочь и крупный (надрешетный) продукт.

Основной поток металлизированных окатышей (фракция 50–3 мм) доставляется по двухниточной конвейерной системе либо в бункера для хранения продукта перед электросталеплавильным цехом, либо на более удаленную бункерную эстакаду, с которой загружаются железнодорожные вагоны.

Металлизированная мелочь (< 3 мм) доставляется на установку брикетирования. Крупный продукт (> 50 мм) измельчается в щековых дробилках, расположенных прямо за грохотами, и возвращается в основной поток металлизированных окатышей.

Реметы доставляются без грохочения на склад. Поскольку они как полупродукт, добавляемый в поток окисленных окатышей, должны быть защищены от атмосферных воздействий, склад реметов выполнен крытым и утепленным. По виброконвейерам, расположенным под полом, материал отбирается и доставляется через грохот крупной фракции на конвейер окисленных окатышей. Крупная фракция измельчается в щековой дробилке и возвращается в поток реметов. Отводимое количество реметов регулируется пропорционально расходу окисленных окатышей.

Бункера металлизированного продукта, вмещающие 5000 т (шесть перед электросталеплавильным цехом, три перед установкой отгрузки по железной дороге), выполнены самонесущими из стального листа. Через загрузочное отверстие по оси бункера металлизированные окатыши передаются непосредственно на каскадный спуск, так чтобы окатыши даже при пустом бункере не падали сразу на всю высоту бункера (28 м), а ссыпались вниз без чрезмерных нагрузок.

Бункера имеют плоские днище; образующаяся при работе мертвая зона заполнена щебнем. Для защиты губчатого железа от самовозгорания на всех бункерах предусмотрен подвод инертного газа. Защитная атмосфера постоянно подается в бункер с контролируемым расходом.

#### Отгрузочная станция

Металлизированные и окисленные окатыши могут быть отправлены с комбината через установку для погрузки железнодорожных вагонов. Над двумя путями располагаются по два отгрузочных бункера. Эти бункера заполняются двумя отдельными конвейерами, так что вагоны на одном пути можно загружать металлизированными окатышами (губчатым железом), а вагоны на другом пути — окисленными окатышами.

Материал погружается в вагоны через весовые бункера (воронки-

весы). Чтобы уменьшить выделение пыли при погрузке, над вагонами предусмотрены опускаемые отсасывающие зонты.

Процесс погрузки с отдельными операциями — позиционирование очередного вагона, опускание отсасывающего зонта, заполнение весового бункера и вагона, подъем отсасывающего зонта — контролируется с пульта управления между обоими железнодорожными путями, откуда погрузочное устройство хорошо видно.

#### Электротехническое оборудование

Цех металлизации на первой очереди его развития питается электроэнергией от двух трансформаторов (110/10 кВ) мощностью по 63 МВ·А. Расчет обеспечивает нормальную эксплуатацию четырех модулей прямого восстановления, даже если один трансформатор выйдет из строя.

От распределительной подстанции 10 кВ питаются высоковольтные электродвигатели, трансформатор для шкафов с контакторным управляющим оборудованием мощностью 2 МВ·А и трансформаторы мощностью 0,63 МВ·А для систем освещения.

На случай аварийной работы при прекращении подачи электроэнергии предусмотрен аварийный электрогенератор мощностью 1,8 МВ·А при 380 В для каждого двух модулей. Распределительные устройства и генераторы расположены в помещении распределительной подстанции, где находится и пульт управления процессом.

Предусмотрены следующие уровни напряжения: среднее напряжение 10 кВ; низкое напряжение 380 и 220 В; напряжение в цепях управления; среднее распределительное напряжение постоянного и переменного тока 220 В, приводы переменного тока 220 В, приводы постоянного тока 60 В, напряжение в сигнальных цепях 24 В.

Для заземления распределительных сетей с напряжением 10 кВ — предусмотрена изолированная точка звезды с защитой; все участки сети и отводы к электродвигателям оборудованы контролем короткого замыкания на землю.

В сети напряжением 380 В для приводов предусмотрены заземленные точки звезды и системы зануления по нормам Общества электротехников ФРГ. В соединительных кабелях имеются нулевые провода. Сети управляющего напряжения не заземлены. Все сети имеют контроль короткого замыкания на землю.

Электрическое оборудование выполнено по стандартам ФРГ (VDE) или по шведским стандартам (SEN).

Распределительная установка на 10 кВ имеет следующую техническую характеристику:

Номинальное напряжение, кВ	12
Рабочее напряжение, кВ	10
Номинальный ток на коллекторных шинах, кА	2
Номинальная коммутационная мощность, МВ·А	350
Номинальный импульсный ток, А	50

Имеются шесть полей питания на 3150 А и четыре поля на 1250 А для

компенсации реактивного тока. Через поля отвода, число которых составляет около 75, снабжаются различные потребители (приводы среднего напряжения 10 кВ, трансформаторы мощностью 2 и 0,63 МВ·А, трансформаторы на 0,25 МВ·А, электродвигатели мощностью до 400 и более 400 кВт и т.д.; некоторые поля являются резервными).

В зависимости от вида потребителя эти поля оборудованы силовыми выключателями, трансформаторами тока, трансформаторами напряжения, амперметрами, защитой от падения напряжения, превышения максимального тока и короткого замыкания, замыкания на землю, а также измерительными приборами.

Для вспомогательных агрегатов, расположенных за пределами модулей прямого восстановления, предусмотрены местные пульты управления. На передних стенках шкафов выполнены мнемонические схемы с квитирующими выключателями управления, указателями положения и измерительными приборами питания для контроля рабочих состояний отдельных агрегатов.

В четырех модулях прямого восстановления первой очереди развития установлены 32 электродвигателя среднего напряжения (10 кВ) мощностью от 370 до 1000 кВт. Поскольку эти приводы работают, как правило, без больших колебаний нагрузки, регулируемой компенсации для них не предусматривается. Улучшение коэффициента мощности до  $\cos \varphi = 0,95$  достигается при помощи батареи конденсаторов с постоянной степенью компенсации.

Для низковольтных приводов предусмотрены регулируемые конденсаторные батареи для 10-ступенчатой регулируемой компенсации. Для систем электрического обогрева трубопроводов (спутников) и других вспомогательных устройств компенсационные батареи не предусматриваются. Осветительные установки оборудованы лампами дневного света с индивидуальной компенсацией.

Управление приводами осуществляется с пультов управления процессом, а вспомогательными агрегатами — с ближних (местных) пультов. Последовательности операций включения и выключения, критерии защиты (блокировки), обусловленные особенностями процесса и машинного оборудования, и критерии безопасности формируются свободно программируемыми приборами управления. В памяти программ в этих приборах заложены взаимосвязи и порядок операций переключения. Программы отработки в случае необходимости могут быть изменены при помощи программирующего прибора.

Те же приборы управления осуществляют предупреждение о пуске и регистрируют частоту включений и выключений, а также сообщают о неполадках (отказах) приводов. Управление приводами осуществляется при помощи примерно 40 связанных между собой приборов управления.

Для обеспечения надежной работы системы управления и сигнализации, а также для аварийного освещения в различных распределительных помещениях установлены аккумуляторные батареи. В зависимости от постановки задачи они подают напряжение от 24 до 220 В и рассчитаны на продолжительность разрядки 3 ч. Для питания систем управления и аварий-

ных ламп дневного света аккумуляторные батареи оборудованы инверторами.

Для целей ремонта и обслуживания приводы можно включать и выключать при помощи местных приборов управления без блокировки с процессом.

Применены также и другие местные электрические приборы в соответствии с особенностями функционирования: концевые выключатели, аварийный выключатель по сигналу от натяжения каната, реле контроля перекоса движущихся конвейерных лент, реле контроля частоты вращения, выключатели на кранах, кнопки аварийного выключения, гудки.

При ремонте и обслуживании могут применяться электрические инструменты. На участках наиболее частого их использования предусмотрены штепсельные розетки.

Для противопожарной защиты в цехе металлизации имеется установка пожарной сигнализации. Вся территория цеха разделена на 16 участков оповещения. Сообщения о пожаре могут посылаются автоматически или вручную при помощи ионизационных и термодифференциальных датчиков (с сигналом от разности температур) или от нажимных кнопок. Эти сообщения появляются на центральном сигнализационном щите, который расположен в помещении управления транспортными процессами, где всегда имеется обслуживающий персонал. Оттуда тревожное сообщение может быть передано пожарной команде комбината и оттуда же можно координировать действия пожарной команды.

Для связи на территории завода предусмотрены с учетом необходимости телефонные и двусторонние переговорные устройства.

Для процесса "Мидрекс" типично большое количество трубопроводов, по которым в значительной части транспортируются влажные газы или вода. Для защиты их от замерзания при низких температурах зимой имеется система электрического обогрева (спутники). В зависимости от назначения здесь применены константановые, медные или саморегулирующиеся нагревательные кабели.

Для передачи энергии на большие расстояния все кабели проложены под землей в кабельных туннелях на скобах. При конструировании этих стандартизованных строительных сооружений особое внимание уделяется противопожарной защите и хорошей доступности.

#### *Аспирация пыли в местах перегрузки*

При транспортировке окисленных и металлизированных окатышей неизбежно образуется пыль, особенно в местах перегрузки с конвейера на конвейер. Чтобы по возможности избежать загрязнения окружающей среды со всеми неблагоприятными последствиями, конвейерные системы закрыты кожухами, особенно тщательно на участках перегрузки. Тем не менее в дополнение к этому необходима аспирация запыленного воздуха из кожухов.

Отсосанный воздух промывается в так называемых радиальных скрубберах (рис. 7.15). От возможной очистки в рукавных фильтрах отказались, так как пылевидное губчатое железо склонно к самовозгоранию.

Как известно, тлеющая пыль металлизированных окатышей выделяет большие количества тепла, что представляет собой значительную опасность для всей установки. Чтобы по возможности снизить эту опасность также и в будущем — последующие дополнения и перестройки трудно предсказать — было решено и на участке окисленных окатышей применить принцип промывки в скрубберах.

Кожухи на участках перегрузки и системы аспирации сконструированы так, что при минимально возможном расходе отсасываемого воздуха все же обеспечивается отсутствие запыленности на рабочих местах. Это требовалось для максимального сокращения потерь на испарение, неизбежных при промывке воздуха. Нужно было обратить внимание, в частности, и на

то, чтобы расход промывочной воды был минимально возможным, поскольку при работе зимой расход энергии должен компенсироваться испарением.

При самом процессе промывки запыленный воздух проходит через канал Вентури и при этом орошается водой. Затем весь поток направляется через кольцевую щель вверх и, проходя через неподвижные направляющие лопатки, приводится во вращение (рис. 7.16), так что в дальней-

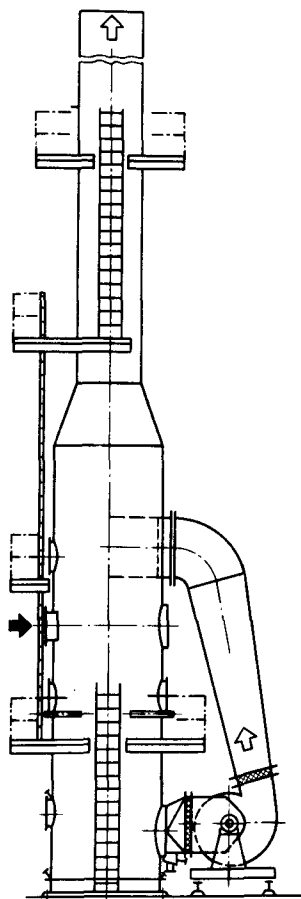


Рис. 7.15. Внешний вид радиального скруббера

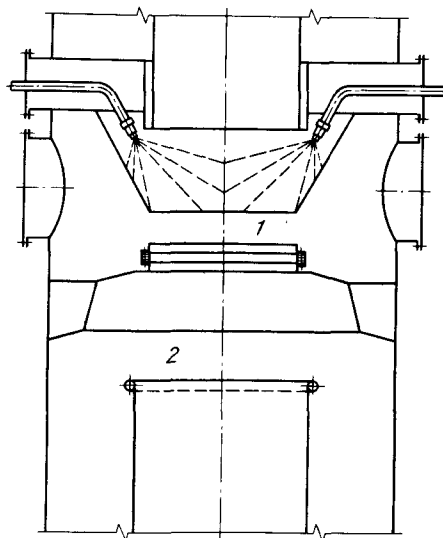


Рис. 7.16. Зона промывки в скруббере:  
1 — диффузор; 2 — направляющие лопатки

шем он движется по винтовой линии. В итоге смоченные частицы пыли и капли воды отбрасываются центробежными силами к стенке и стекают по ней в зумпф скруббера. Воздух, насыщенный влагой, отсасывается радиальным вентилятором и нагнетается через каплеотделитель в трубу для выброса чистого воздуха в атмосферу.

Расстояния между отдельными агрегатами цеха металлзации довольно велики, и транспортировать запыленный воздух по трубопроводам на такие расстояния невыгодно. Поэтому радиальные скрубберы расположены там, где сосредоточены основные места аспирации. В итоге было создано десять взаимно независимых систем аспирации (пылеулавливания): четыре для шахтных печей металлзации и по одной для системы транспортировки окисленных окатышей, станции грохочения металлизированных окатышей, склада реметов, бункеров металлизированных окатышей на железнодорожной станции перед их отгрузкой, системы погрузки окатышей в вагоны и бункеров металлизированных окатышей перед сталеплавильным цехом.

#### *Системы отопления, кондиционирования воздуха и вентиляции*

Ввиду больших сезонных колебаний температуры в районе г. Старый Оскол особое внимание требовалось уделить отоплению зимой и охлаждению летом.

Обычно системы отопления рассчитываются так, что во всех рабочих помещениях температура не снижается ниже  $+5^{\circ}\text{C}$ . Примененные теплообменники для подогрева воздуха (калориферы) почти все без исключения работают на горячей воде.

Помещения пультов управления и химических лабораторий имеют почти постоянную температуру независимо от сезона благодаря применению установок кондиционирования воздуха. Это означает, что зимой обеспечивается отопление, а летом охлаждение при помощи холодильных установок.

Конторские помещения, помещения для отдыха людей (бытовки) и санитарно-технические помещения отапливаются горячей водой с применением радиаторов.

В помещениях с кондиционированием воздуха предусмотрена противопожарная защита: в случае пожара автоматически закрываются противопожарные заслонки, которые перекрывают дальнейший подвод воздуха в систему кондиционирования.

#### *Система противопожарной защиты*

Противопожарной защите в цехе металлзации уделено особое внимание, потому что в процессе восстановления газовый цикл (тракт) заполнен горючими газами, а продукт восстановления — металлизированные окатыши — является горючим.

Уже упоминавшаяся система оповещения о пожаре работает с ручными и автоматическими сигнализационными устройствами. Автоматические сигналы о пожаре поступают из распределительных помещений, корпусов

вентиляторов и из насосных станций, от системы транспортировки металлизированных окатышей, от бункеров с металлизированными окатышами и систем аспирации и из кабельных каналов.

Цех металлизации разделен на участки противопожарной защиты, в которых применяются различные мероприятия по борьбе с пожарами. Гидранты расположены так, что каждая точка территории цеха может быть достигнута струей воды из шланга длиной по крайней мере 50 м. Мостовые переходы над конвейерами и бункерные системы, расположенные на высоте более 10 м над полом цеха, снабжены стационарно смонтированными сухими трубопроводами, в которые в случае пожара можно подать воду шлангом от ближайшего гидранта.

В кабельных каналах размещены огнетушительные устройства с распылением воды, которые срабатывают по сигналу от ионизационных датчиков. В распределительных помещениях, подводных кабельных каналах, подстанциях предусмотрены стационарные огнетушители с  $\text{CO}_2$ , которые срабатывают по сигналам ионизационных или тепловых (температурных) датчиков.

В системах транспортировки газов огнетушители с  $\text{CO}_2$  не могут быть применены; здесь установлены порошковые огнетушители с материалом, выделяющим азот. Кроме того, здесь применяется и вода для охлаждения.

Пожарная вода поступает по двум самостоятельным трубопроводам в насосный бассейн для подачи воды к огнетушителям. Давление в кольцевом трубопроводе пожарной воды, проложенном под землей, поддерживается при помощи повысительных (бустерных) насосов на таком уровне, чтобы на высоте до 10 м над полом струя выходила с избыточным давлением 0,5–0,7 МПа.

Для конвейерных устройств, расположенных на высоте более 10 м, предусмотрены сухие стояковые трубопроводы, воду в которые в случае необходимости подают автомобильные пожарные насосы.

Мощности подачи пожарной воды выбраны с таким расчетом, чтобы из шести гидрантов можно было одновременно отбирать достаточное количество воды.

#### 7.4. МЕТОД КОНТРОЛЯ ПРОЦЕССА

Чтобы можно было наблюдать за ходом процесса прямого восстановления и управлять им, наряду с визуальным изображением хода процесса (мнемонической схемой) нужна оптимальная организация ряда частных задач по управлению: измерение, регулирование и перестройка органов управления; наблюдение, оповещение и управление; проведение анализов и взвешивание.

Решение этих задач должно соответствовать модульной концепции агрегатов, так чтобы функции управления отдельными элементами агрегата включались в общую схему.

#### 7.4.1. Управление цехом металлизации

В соответствии со структурой цеха задачи по управлению процессом распределены между различными пультами управления. По два модуля прямого восстановления управляются из одного помещения, причем для каждого участка процесса в узком смысле (для печи металлизации, газовых циклов, риформера, трубопровода для отвода дымового газа) имеется свой участок пульта управления. Из общей части, расположенной между этими участками, управляются системы, используемые обоими модулями совместно (оборотные водяные циклы со сгустителем; градирнями и т.п., а также генераторы инертного газа).

Таким образом, для модулей № 1 и 2 и № 3 и 4 имеются по одному распределительному щиту в помещении управления процессом, коммутационные помещения, трансформаторные подстанции и аварийный электрогенератор.

Управление доставкой окисленных окатышей, их распределением между четырьмя шахтными печами металлизации, отправкой металлизированных окатышей, станциями их грохочения, распределением металлизированных окатышей между обоими бункерными эстакадами (перед электросталеплавильным цехом и перед железнодорожной станцией) осуществляется с транспортного пульта. Предусматривается обмен сигналами между помещением транспортного пульта и обоими пультами для управления процессом.

Технологические параметры процесса и параметры работы машин увязываются между собой при помощи свободно программируемых систем управления. При этом реализуются все описанные выше частные задачи управления процессом. В соответствии со структурой пультов управления предусмотрены свободно программируемые управляющие блоки. Эти блоки перерабатывают сигналы, поступающие на сторону их входа только в двоичном виде. Упомянутые сигналы формируются в датчиках предельных значений — местных и установленных в измерительных системах распределительных помещений и аналитических лабораторий, в концевых выключателях на вентилях (клапанах), на реле приводов и в выключателях на пультах управления процессом. Выходные сигналы передаются в бинарном виде на место на электромагнитные клапаны и в системы управления приводами в виде команд "включить — выключить" и на сигнальные лампы на местные пульти как сигналы с центрального пульта управления и от местных приборов управления.

На некоторых участках модулей для предупреждения при появлении взрывоопасных или токсичных газов установлены сигнализационные газоанализаторные устройства на взрывоопасность ("Экс") и на монооксид углерода ( $\text{CO}$ ). При помощи таких устройств контролируются участки вокруг станций учета расхода природного газа, зоны загрузки в шахтные печи металлизации, газовые компрессоры, рекуператоры, генераторы инертного газа и некоторое другое оборудование. Для сигнализации о взрывоопасности ("Экс") определяется концентрация горючих газов, причем уровень подачи сигнала тревоги устанавливается на доста-

точном расстоянии от нижнего предела взрывоопасной концентрации горючего газа.

Система наблюдения за монооксидом углерода измеряет селективно содержание CO и подает сигнал тревоги при достижении максимально допустимой концентрации на рабочем месте.

#### 7.4.2. Основные контуры регулирования в модулях прямого восстановления

Для оптимального управления работой установок прямого восстановления "Мидрекс" необходимо наблюдать за большим числом контуров измерения и регулирования. Ввиду сложности технологических взаимосвязей в процессе эксплуатации персонал должен иметь глубокие знания и большой опыт работы на установке, чтобы вести процесс по возможности без неполадок и получать хорошие показатели.

Ниже рассматриваются важнейшие контуры регулирования.

1. Давление в системе необходимо поддерживать постоянным на таком уровне, чтобы условия на нагнетании компрессоров технологического газа были всегда определенными. Для выравнивания давления часть газа, выходящего из скруббера колошникового газа, отводится через заслонку регулирования давления из цикла технологического газа и доставляется на отопление риформера. Заслонка регулирования давления устанавливается соответствующим регулятором в такое положение, что давление в трубопроводе технологического газа между скруббером колошникового газа и компрессорами технологического газа остается постоянным.

2. Для конвертирования природного газа решающее значение имеет получение достаточно высокой влажности смешанного газа перед риформером. Это надежнее всего достигается настройкой правильного значения температуры технологического газа в насыщенном состоянии. Наиболее эффективно это реализуется регулированием температуры охлаждающей воды на стороне технологического газа в скруббере колошникового газа. Правильная температура устанавливается регулированием соотношения между горячей и холодной водой, поступающей в скруббер колошникового газа. Регулирование соотношения проводится по температуре технологического газа после компрессоров.

3. Определяющим рабочим параметром для цикла технологического газа является его объемный расход (в пересчете на нормальные условия). Поскольку компрессоры технологического газа работают с постоянным объемным расходом, нужно ответвлять регулируемого часть потока от основного и возвращать его в скруббер колошникового газа.

На основе измерения объемного расхода в основном потоке газа байпасный клапан на возвратном потоке регулируется с таким расчетом, чтобы объемный расход одного потока поддерживался на заданном уровне.

4. Природный газ, необходимый для процесса прямого восстановления, подводится в процесс в зависимости от требуемого количества продукта — металлизированных окатышей. Однако устанавливать жесткую связь

между количеством выгружаемого продукта и количеством подводимого природного газа нецелесообразно. Природный газ лучше подводить в регулируемом постоянном соотношении с расходом технологического газа в его цикл. Заданное значение (уставка) для контура регулирования расхода природного газа при этом изменяется в настраиваемом соотношении в зависимости от расхода технологического газа.

5. Процессом конверсии необходимо управлять так, чтобы химический состав конвертированного газа после риформера соответствовал заданным концентрациям. При правильной настройке других параметров содержание CO<sub>2</sub> в конвертированном газе определяется тонким регулированием расхода природного газа. Поэтому параллельно с регулированием соотношения между расходами технологического и природного газов предусматривается и тонкое регулирование расхода природного газа.

Заданное значение (уставка) в этом контуре регулирования изменяется в зависимости от результата анализа — содержания CO<sub>2</sub> в конвертированном газе после риформера.

6. Потребность в тепле на процесс конверсии в значительной части покрывается избытком технологического газа — так называемым топливным газом (см. контур регулирования 1). Недостающее количество тепла покрывается добавочным количеством природного газа, расход которого регулируется в зависимости от температуры в рабочем (топочном) пространстве риформера.

7. Для предотвращения экзотермически протекающей реакции обратной метанизации (образования CH<sub>4</sub> из CO и H<sub>2</sub>) в шахтной печи к свежему конвертированному газу нужно добавлять некоторое количество метана в форме природного газа. Содержание CH<sub>4</sub> в восстановительном газе должно устанавливаться на основе опыта (в основном в зависимости от характеристик применяемых окисленных окатышей).

Расход добавляемого природного газа регулируется с таким расчетом, чтобы в восстановительном газе поддерживалось постоянное содержание метана.

8. Температура восстановления (в печи металлизации) должна устанавливаться возможно более высокой в зависимости от производительности, степени использования газа, склонности металлизированных окатышей к вторичному окислению и их прочности. Однако она ограничивается свойствами применяемых окисленных окатышей, в частности потому, что при некоторой температуре, специфической для данного вида окатышей, они спекаются в конгломерат, а в крайнем случае даже сплавляются. Допустимым верхним пределом температуры восстановления следует считать такую, при которой появляются первые спекшиеся конгломераты металлизированных окатышей.

Температуру восстановительного газа регулируют путем ответвления от конвертированного газа, имеющего температуру ~900°C, части потока, охлаждения его до температуры насыщения впрыскиванием воды и последующего подмешивания холодного газа к горячему с целью охлаждения его до требуемого температурного уровня.

Величину охлаждаемого потока конвертированного газа регулируют при помощи заслонки после испарительного охладителя в зависимости от заданной температуры зоны восстановления.

9. Сжигание отопительного газа (смеси газов топливного колошниково-го и природного) в риформере должно происходить лишь с небольшим избытком воздуха. Кроме получения хорошего теплотехнического к.л.д. топки, это должно способствовать получению дымового газа, пригодного для последующей переработки на соответствующий инертный (затворный) газ.

Расход воздуха для горения, таким образом, следует устанавливать лишь с небольшим превышением стехиометрического соотношения (с коэффициентом расхода  $\sim 1,05$ ). В соответствии с тем, что сжигается газ двух видов, расход так называемого первичного воздуха устанавливается в соотношении с расходом топливного колошниково-го газа, а расход так называемого вторичного воздуха — в соотношении с расходом сжигаемого природного газа.

Вспомогательные горелки риформера, которые при нормальной работе выполняют лишь поддерживающую функцию, регулируются следующим образом: расход вспомогательного воздуха принимается в соотношении с расходом вспомогательного (добавляемого) природного газа. В соответствии с составами газов можно настроить соотношение газ — воздух на правильно заданное значение.

10. Давление в топочном (межтрубном) пространстве риформера должно поддерживаться на некотором постоянном уровне, во-первых, для того, чтобы обеспечить постоянство неизбежных подсосов атмосферного воздуха и, во-вторых, для защиты корпуса риформера и его конструктивных элементов.

Давление в топочном пространстве риформера определяется разрежением, создаваемым дымовым газом (тягой). По результатам измерения этого давления регулятор устанавливает правильное положение поворотных направляющих лопаток на всасывании вентилятора. Принимаются особые меры для того, чтобы при переходных рабочих состояниях во время пуска и выключения установки и при выходе горелок из строя получающиеся колебания давления укладывались в допустимые пределы.

11. Для защиты окружающей среды от загрязняющих газовых выбросов предусмотрена уже упоминавшаяся дымовая труба высотой 250 м. У основания дымовой трубы создается значительное разрежение, особенно при работе на холостом ходу. Чтобы защитить агрегат от недопустимо высоких разрежений, между эксгаустером и входом в дымовую трубу установлена дроссельная заслонка. Эта заслонка по результатам измерения давления непосредственно за эксгаустером регулирует предусмотренное давление.

12. Расход охлаждающего газа должен устанавливаться таким, чтобы готовые металлизированные окатыши выходили из шахтной печи металлизации достаточно охлажденными. Однако привязка расхода к температуре готового продукта не оправдала себя. Вместо этого оператор на пульте управления устанавливает основной расход охлаждающего газа с таким

расчетом, чтобы температура готового продукта укладывалась в заданный для него температурный диапазон.

Расход основного потока охлаждающего газа настраивается изменением положения заслонки в обратном потоке этого газа.

13. Шахтная печь металлизации работает с избыточным давлением. Чтобы предотвратить выход горючих газов (восстановительного и охлаждающего) в месте загрузки окисленных и выгрузки металлизированных окатышей, предусмотрено динамическое уплотнение печи затворным газом.

Расход затворного газа на выходе окисленных окатышей настраивается с таким расчетом, чтобы между местом подвода затворного газа и колошником печи металлизации всегда поддерживалась достаточная разность давлений. При этом измеряется давление в камере подвода затворного газа и под сводом шахтной печи металлизации. Получаемая разность давлений используется для регулирования заданного значения расхода затворного газа в верхнюю часть шахтной печи.

14. Аналогичным образом регулируется и расход затворного газа, подаваемого в нижнюю часть печи. Здесь разность давлений образуется из давления в камере подвода затворного газа и давления в зоне охлаждения.

15. Главным показателем работы модуля прямого восстановления является количество готового продукта (металлизированных окатышей), выгружаемого из печи металлизации. В качестве выгружающего устройства применен маятниковый питатель, в котором часть продукта сталкивается со стола вправо и влево при движениях толкателя. Выгруженное количество определяется числом ходов питателя за единицу времени. При нормальном ходе производственного процесса число ходов в час прямо пропорционально количеству выгруженных металлизированных окатышей.

Число ходов толкателя, имеющего гидравлический привод, регулируется на заданное значение по результатам определения выгруженного количества конвейерными весами. Управление числом ходов в минуту по результату измерения конвейерными весами возможно, но не является необходимым.

16. Окисленные окатыши загружаются в печь металлизации в том же количестве (по объему), в каком из нее выгружаются металлизированные окатыши. Из загрузочного бункера над печью (промежуточного бункера) окатыши ссыпаются под действием собственного веса через распределительную систему в верхнюю часть печи.

Поскольку при одновременной работе нескольких модулей промежуточные бункера заполняются не непрерывно, а циклически, мгновенное значение массы в промежуточном бункере не может быть использовано для регулирования расхода окисленных окатышей; для этой цели должно быть применено среднее значение массы окатышей в бункерах над модулями, работающими в данный момент. Это (настраиваемое) среднее значение массы используется для регулирования заданного значения расхода в системе подачи окисленных окатышей с расходного склада.

Ввиду их важного значения для надежности эксплуатации агрегата следует пояснить еще и некоторые другие взаимосвязи.



Таблица 7.2. Параметры регулирования модулей прямого восстановления

Регулируемая величина	Объект воздействия	Измеряемая величина, место измерения
1. Давление в системе	Топливный колошниковый газ к риформеру	Давление за скруббером колошникового газа
2. Влажность технологического газа	Соотношение между расходами горячей и холодной охлаждающей воды	Температура технологического газа перед компрессорами
3. Расход технологического газа	Количество технологического газа, отводимого через байпас	Расход технологического газа, поступающего в рекуператор
4. Соотношение между технологическим и природным газом	Подвод природного газа в риформер	Расход технологического газа, поступающего в рекуператор
5. Содержание $\text{CO}_2$ в конвертированном газе	Тонкое регулирование подачи природного газа на конверсию в риформер	Анализ конвертированного газа на содержание $\text{CO}_2$
6. Температура в топочном пространстве риформера	Подвод природного газа к вспомогательным горелкам риформера	Температура топочного (межтрубного) пространства риформера
7. Содержание метана в восстановительном газе	Добавка природного газа к конвертированному газу после риформера	Анализ конвертированного газа на содержание $\text{CH}_4$
8. Температура восстановительного газа	Отвод конвертированного газа в холодильник конвертированного газа	Температура восстановительного газа
9. Расход воздуха для горения	Первичный, вторичный и вспомогательный воздух	Расходы топливного колошникового, топливного природного и вспомогательного природного газов
10. Давление в топочном пространстве риформера	Регулирование направляющих на всасывании эксгаустера	Давление в топочном (межтрубном) пространстве риформера
11. Давление за эксгаустером дымового газа	Дроссельная заслонка в трубопроводе дымового газа за эксгаустером	Давление за эксгаустером дымового газа
12. Расход охлаждающего газа	Байпас на обратном потоке охлаждающего газа	Расход охлаждающего газа в зону охлаждения
13. Разность давлений на загрузке в печь	Подвод инертного газа в верхний динамический затвор	Давления на колошнике печи (под сводами) и в камере подвода инертного газа
14. Разность давлений на выгрузке из шахтной печи	Подвод инертного газа в нижний динамический затвор	Давления в зоне охлаждения и в камере подвода инертного затворного газа
15. Количество готового продукта	Число ходов маятникового питателя за единицу времени	Расход металлизированных окатышей, выгружаемых маятниковым питателем
16. Уровень заполнения промежуточного бункера	Количество окисленных окатышей, отгружаемых с расходного склада	Масса материала в промежуточном бункере
17. Содержание кислорода в инертном газе	Соотношение между природным газом и воздухом для дожига	Анализ на содержание кислорода во влажном инертном газе

Так как наличие окисленных окатышей в распределительной системе имеет решающее значение для функционирования динамического затвора, должно быть гарантировано некоторое минимальное его количество в промежуточном бункере. В связи с этим к точности измерения уровня в бункере предъявляются высокие требования. Было выбрано измерение с помощью месдоз, на которые опирается промежуточный бункер. Непрерывная регистрация массы окатышей в бункере позволяет управлять их доставкой с заданной скоростью и поддерживать уровень наполнения в предельных значениях.

17. Для надежной работы агрегата необходимо непрерывно вырабатывать инертный газ соответствующего состава. Особое значение имеет содержание в нем кислорода; заданное его содержание должно быть в пределах 1–2 %. При нормальном производственном процессе это достигается описанным выше регулированием расходов газа и воздуха, подаваемых к горелкам риформера.

При работе агрегата на холостом ходу и при других неполадках инертный газ требуемого состава может быть получен от вспомогательных горелок риформера. Чтобы избежать недопустимого повышения содержания кислорода предусмотрено обогащение инертного газа природным, сжигаемым в нестехиометрических условиях (с недожогом), причем количество природного газа регулируется в зависимости от содержания кислорода в охлажденном инертном газе.

Рассмотренные здесь параметры регулирования сведены в табл. 7.2.



## 7.5. МАТЕРИАЛЬНЫЙ И ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС

Предварительные исследования и интенсивные опытные работы показали, что в основу проекта можно положить следующие параметры основного сырья (окисленных окатышей и природного газа) и готового продукта (металлизированных окатышей).

В расчете были приняты некоторые не вполне точно известные параметры. Насколько возможно, все параметры, необходимые для расчета агрегатов, были регламентированы в контракте между советскими и западно-германскими партнерами.

### Окисленные окатыши

Расчетный химический и фазовый состав, % (по массе):

Fe	Fe <sup>2+</sup>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	SiO <sub>2</sub>	Пустая порода
67	0,3	94,5	1,244	3,5	0,756

### Природный газ

Химический состав, % (объемн.):

CH <sub>4</sub>	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	Гексан бензол, толуол	Гептан и выс- шие углево- дороды
90,61	3,50	1,10	0,50	0,15	0,1	0,04

Примесь, мг/м<sup>3</sup>: 20 H<sub>2</sub>; 15 CO<sub>2</sub>; 120 меркаптановая сера.

Теплота сгорания, МДж/м<sup>3</sup>: низшая 36,9; высшая 40,76.

Плотность при нормальных условиях 0,8032 кг/м<sup>3</sup>.

При поставке температура колеблется от -20 до 20°C, а избыточное давление — от 1,05 до 1,15 МПа.

### Металлизированные окатыши

Расчетный химический и фазовый состав, % (по массе):

Fe	FeO	Fe <sub>3</sub> C	C	Пустая порода	Fe <sub>общ</sub>
57,84	9,28	26,95	0,20	5,73	90,20

Степень металлизации 92 %.

### Материальный баланс процесса восстановления

Поскольку при производстве губчатого железа потери с пылью неизбежны, приняли, что для передачи в сталеплавильный цех 52,6 т/ч металлизированных окатышей от каждого модуля из печей металлизации нужно выгружать по 53,86 т/ч.

Для расчета приняли степень металлизации 92 %, содержание углерода 2 % и распределение этого количества на 90 % между цементитом Fe<sub>3</sub>C и на 10 % между свободным углеродом (сажей).

Загрузка окисленных окатышей в шахтную печь: 72,52 т/ч.

Для выгрузки 1 т металлизированных окатышей в печь нужно загрузить 1,346 т окисленных.

### Загрузка

	Fe, кг	O <sub>2</sub> , кг	Пустая порода, кг	Сумма
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (94,5 %) . . . . .	0,890	0,382	—	1,272
Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> (1,244 %) . . . . .	0,012	0,005	—	0,017
Пустая порода (4,256 %) . . . . .	—	—	0,057	0,057
Итого: . . . . . 100,0	0,902	0,387	0,057	1,346

Выгрузка металлизированных окатышей из печи: 53,86 т/ч.

### Выгрузка

	Fe, кг	O <sub>2</sub> , кг	C, кг	Пустая порода, кг	Сумма
Fe (57,84 %) . . . . .	0,578	—	—	—	0,578
FeO (9,28 %) . . . . .	0,072	0,021	—	—	0,093
Fe <sub>3</sub> C (26,95 %) . . . . .	0,252	—	0,018	—	0,270
C (0,20 %) . . . . .	—	—	0,002	—	0,002
Пустая порода (5,73 %) . . . . .	—	—	—	0,057	0,057
Итого: . . . . . 100,0	0,902	0,021	0,020	0,057	1,000

### Материальный баланс установки очистки природного газа от серы

Как показано ниже, ожидаемый расход энергии в виде природного газа при непрерывной работе составляет 10,77 ГДж/т. При объеме производства металлизированных окатышей 52,61 т/ч (53,86 т/ч на выгрузке из шахтной печи металлизации) это означает, что расход природного газа в каждом модуле составляет 15354 м<sup>3</sup>/ч (рис. 7.17).

Принимается, что газ из трубопровода содержит некоторые загрязне-

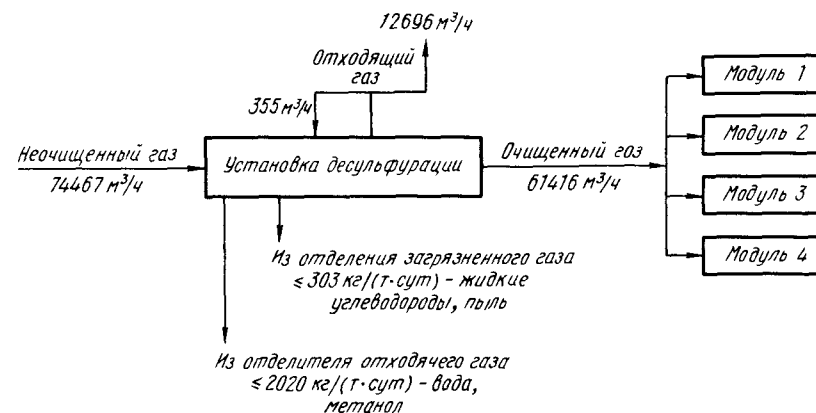


Рис. 7.17. Материальный баланс установки очистки природного газа от серы

ния, отделяемые в установке для очистки от серы. Приняты следующие наибольшие расходы этих веществ, кг/ч:

Вода	Жидкие углеводороды	Метанол	Пыль
9,7	12,4	74,5	0,2

Воздух для горения, дымовой газ, охлаждающий воздух здесь опущены.

#### Материальный баланс модуля прямого восстановления

Массовые расходы здесь отнесены к одному модулю при непрерывной работе. Потери с пылью после шахтной печи металлзации не учтены (рис. 7.18).

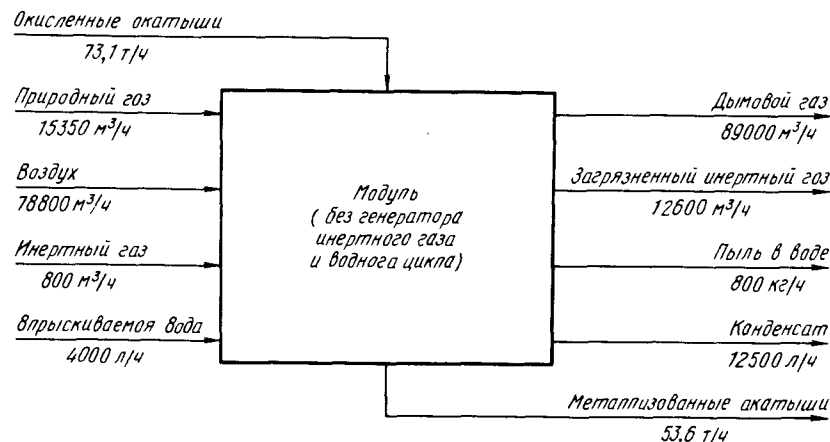


Рис. 7.18. Материальный баланс модуля прямого восстановления (суммарная загрузка и выгрузка 191,5 т/ч)

Материальный баланс твердых веществ в цехе металлзации показан на рис. 7.19.

#### Потребность в энергии на восстановительный процесс

Определение потребности в тепле (расчет теплового баланса) основывается на следующих значениях энтальпии, кДж/кг:

$\text{Fe}_3\text{O}_4$	Fe	$\text{Fe}_3\text{C}$	FeO	C (сажа)
498	7358	9226	2015	33042

Ниже приводится расчет прихода и расхода тепла на 1 кг металлзованных окатышей:

В 1,346 кг руды содержится 1,24 %  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , что составит 0,0167 кг. Отсюда приход тепла составит  $0,017 \text{ кг} \cdot 498 \text{ кДж/кг} = 8,466 \text{ кДж}$ .

	Fe	$\text{Fe}_3\text{C}$	FeO	C
Содержание, кг	0,578	0,270	0,093	0,002
Энтальпия, кДж/кг	7358	9226	2015	33042
Расход тепла, кДж	4255,8	2486,3	186,9	6995,2

Потребность в тепле как разность между его приходом и расходом составляет ~7000 кДж/кг металлзованных окатышей.

Внешний энергетический баланс модуля прямого восстановления (поступление энергии и ее расход) представлен на рис. 7.20.

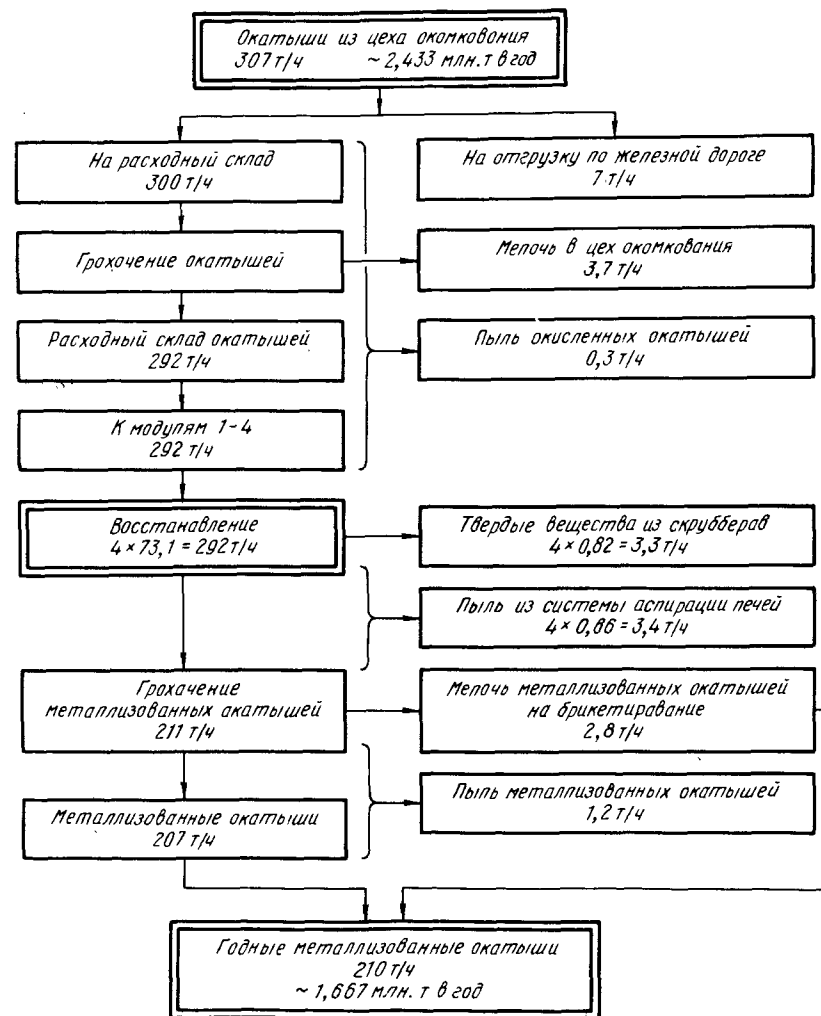
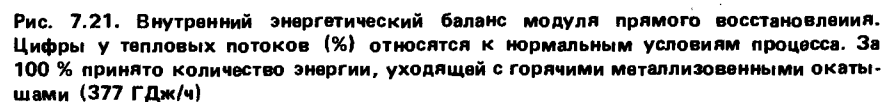


Рис. 7.19. Материальный баланс твердых веществ в цехе металлзации



На диаграмме Санжее (рис. 7.21) представлена относительная величина тепловых потоков внутри модуля; за 100 % здесь принято теплосодержание горячих металлизированных окатышей.

Очищенный природный газ с теплотворной способностью 35950 – 37360 кДж/м<sup>3</sup> под давлением 335 кПа поступает на конверсию (55–60 %), коррекцию конвертированного газа (25–30 %) и в топливный газ на главные (9–12 %) и вспомогательные (2–3 %) горелки. Кроме того,

его иногда подают в зону охлаждения или в промежуточную зону. Природный газ, идущий на конверсию, подогревают в рекуператоре дымовыми газами, отходящими из риформера, до 170–180°C.

Пуску комплекса шахтной печи предшествовали сушка и разогрев кладки риформера и шахтной печи. Проектный режим сушки и разогрева кладки со скоростью 15°C/ч и изотермическими выдержками при температурах 100–120 и 450°C по 72 ч был выдержан достаточно точно и осмотр футеровки печи (после выгрузки окатышей) и риформера показал хорошее ее состояние.

В задачу горячего опробования входили комплексная проверка работоспособности всего оборудования и получение первой партии металлizedованных окатышей. В ходе опробования не были обеспечены контроль и регулирование давления расхода технологического газа — одного из основных параметров процесса. Это не позволило поднять до проектного уровня давление в печи, привело к большим колебаниям содержания кислорода в инертном газе, спеканию окатышей в разгрузочной трубе и прекращению работы установки.

Разогрев установки, загруженной окисленными окатышами, проводили с помощью инертного газа, нагретого до 700–760°C, в течение 30 ч. При температуре в зоне восстановления 630–760°C была создана восстановительная атмосфера в печи и подан природный газ на конверсию. За время горячего опробования произведено 150 т металлizedованных окатышей со степенью металлизации ~80 %. При температуре восстановительного газа 760°C и степени металлизации продукта ~80 % наблюдали образование спеков. По результатам горячего опробования были внесены изменения в технологическую инструкцию и главное из них — понижена температура восстановительного газа до 700°C.

Хронометраж горячего опробования показал, что общее время простоев достигало 35 %, причем 80 % их было связано с неисправностями оборудования и КИПиА.

После устранения выявленных дефектов оборудования и схем регулирования процесса приступили к пуску установки металлизации, который начали с разогрева шихты. Для этого в печь, заполненную окисленными окатышами, подали 55–58 тыс. м<sup>3</sup>/ч инертного газа с температурой 700°C. В зоне восстановления газ имел следующий состав: 2,3–2,8 % O<sub>2</sub>; 5,5–9,8 % CO<sub>2</sub>; 90–92 % N<sub>2</sub>. После 28 ч разогрева подняли температуру на уровне фурм до 680–710°C, на отметке 4,6 м — ниже уровня засыпки — в течение двух суток, регулируя движение питателей постоянного действия при выгрузке в пределах 20–27 т/ч, наладили устойчивый сход шихтовых материалов, удовлетворительное распределение потока газа и температур в зонах восстановления и охлаждения.

Затем были предприняты три попытки формирования восстановительной атмосферы в печи подачей корректирующего природного газа в технологический (инертный) газ, из которых только третья оказалась успешной.

Первые две попытки (рис. 8.1) на окисленных окатышах сопровождались после подачи корректирующего природного газа увеличением содер-

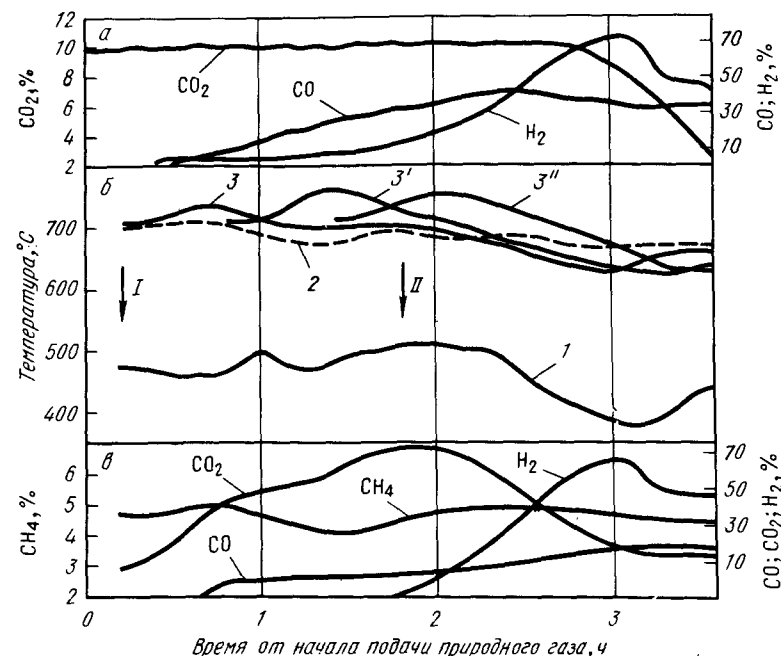


Рис. 8.1. Динамика процесса металлизации при пуске установки (I — пуск корректирующего природного газа; II — пуск природного газа на конверсию): а — состав конвертированного газа; б — температура колошникового (1), восстановительного (2) газов и шихты на горизонтах 9,3 (3), 7,0 (3') и 4,6 м (3'') от свода печи; в — состав технологического газа

жания CO<sub>2</sub> в технологическом газе до 50–68 % с последующей стабилизацией на уровне 19–21 % и повышением температуры шихты на 50–60°C последовательно на горизонтах 9,3, 7,0 и 4,6 м от свода печи в результате взаимодействия метана (4–5 %) с кислородом (2–3 %) потока инертного газа. В ходе пуска этот температурный максимум прорвался по периферии шахты от фурменной зоны до колошника за 2,5 ч. Времени с начала подачи природного газа до выхода на стабильный режим составило 3,5 ч.

В ходе этих двух попыток пуска произошло частичное восстановление окатышей до степени металлизации 2–4 %, основная масса которых была оставлена в печи, поэтому следующий пуск проходил легче; состав технологического газа плавно изменился до стабильных значений за 1,5 ч, после чего подали природный газ на конверсию.

Хронометраж пусковых работ показал, что общие простои при разогреве печи и формировании газовой фазы снизились более чем в два раза в сравнении с периодом горячего опробования. Изменения параметров и показателей работы установки в пусковой период показаны на рис. 8.2.

После выхода на стабильный режим расход природного газа на конверсию составлял 7,5–8,5 тыс. м<sup>3</sup>/ч, расход топливного газа на главные го-

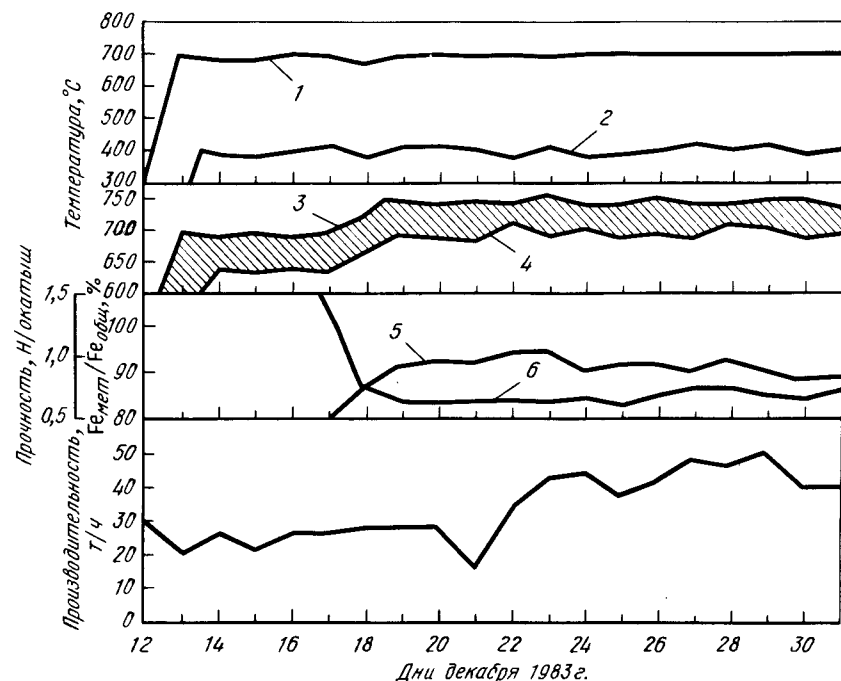


Рис. 8.2. Параметры технологии металлизации в период пуска установки:  
1 — восстановительный газ; 2 — колошниковый газ; 3, 4 — верхнее и нижнее значение температуры в шахте печи; 5 — степень металлизации; 6 — прочность металлизированных окатышей

репки 22–32 тыс. м<sup>3</sup>/ч, природного газа 1–2 тыс. м<sup>3</sup>/ч. Фактические составы циркулирующих в схеме газов отклонились от проектных, что обусловлено, по-видимому, понижением температуры восстановительного газа от 760°C по проекту до 700°C. Это сопровождалось прежде всего уменьшением степени использования водорода (31–39 %) и накоплением его в газовых циклах. Например, содержание водорода в колошниковом, технологическом и смешанном газах было на 4–6 % выше проектного уровня, а количество CO и CO<sub>2</sub> меньше на 3–4 и 1–2 % соответственно. Соотношение H<sub>2</sub>/CO в восстановительном газе, которое для установок "Мид-рекс" обычно находится в пределах 1,45–1,65, составляло 1,95–2,10. Восстановительный газ имел соотношение (CO + H<sub>2</sub>)/(CO<sub>2</sub> + H<sub>2</sub>O) = 7:9,5, т.е. имел пониженный восстановительный потенциал, степень использования CO была несколько выше (48–51 %) и общая степень использования восстановительного газа за один проход составляла 38–43 %.

После выхода на стабильный режим температура в шахтной печи на 30–40°C превышала температуру восстановительного газа, что не наблюдалось при работе на окислительном газе — в конце периода разогрева температура газа на 5–10°C выше температуры в шахте печи.

За пусковой период (14 суток, доля простоев 5,6 %) произведено

Таблица 8.1. Показатели качества металлизированных окатышей

Дата, декабрь 1983 г.	Содержание окатышей, %, фракции, мм					Химический состав, %					Прочность, Н/окатыш	
	> 15	15–9	9–5	< 5	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	SiO <sub>2</sub>	C	S	Fe <sub>мет</sub> / Fe <sub>общ</sub> , %	Fe <sub>мет</sub> / H <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O
18	1,67	87,23	9,7	1,4	90,1	83,36	4,35	2,13	0,0007	92,52	700	
19	1,05	83,05	13,1	2,8	89,97	80,51	4,29	1,13	0,0009	89,48	610	
20	—	88,53	5,4	1,8	89,77	82,46	4,07	2,47	0,0065	91,85	580	
21	2,15	91,00	5,4	1,45	90,43	83,61	4,16	2,14	0,0043	92,46	610	
22	1,23	88,03	9,07	1,67	91,22	87,15	4,54	1,8	0,0087	95,54	630	
23	1,43	87,77	9,37	1,43	91,25	86,88	4,53	3,01	0,0011	95,21	650	
24	1,17	85,16	10,8	2,87	90,40	82,09	4,43	1,34	0,0011	90,72	650	
25	1,43	91,83	4,7	2,04	90,24	83,00	4,35	1,68	0,0013	91,98	610	
26	1,6	90,83	5,2	2,37	90,09	82,95	4,37	1,62	0,0013	92,08	660	
27	2,73	86,74	6,63	3,9	89,12	79,97	4,27	1,5	0,0012	89,75	720	
28	0,8	87,66	8,77	2,77	90,65	84,17	4,3	1,43	0,0012	92,85	760	
29	1,25	91,1	4,85	2,8	90,66	83,17	4,2	1,35	0,001	91,73	720	
30	—	—	—	—	88,49	78,75	4,2	1,46	0,00135	89,00	—	
31	1,9	89,3	5,7	3,1	89,00	79,86	4,34	1,25	0,0014	89,73	740	

~ 13 тыс. т кондиционных металлизированных окатышей при среднесуточной производительности 963 т. Степень металлизации окатышей колебалась в пределах 89–95,5 % при среднем значении 91,7 % (табл. 8.1), среднее содержание углерода, серы и фосфора в окатышах составляло 1,74; 0,001 и 0,008 % соответственно, количество мелочи (< 5 мм) – 2,3 %.

## 8.2. ПАРАМЕТРЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

В последующие 6 мес работы температуру восстановительного и технологического газов поддерживали примерно на том же уровне, как и при пуске. Одновременно изменяли производительность печи, количество восстановительного газа и природного газа, вдуваемого в зону охлаждения и в промежуточную зону. Фактические технологические параметры газовых потоков за этот период представлены в табл. 8.2.

### 8.2.1. Риформер и рекуператор

По проекту температура технологического газа должна быть на уровне 710°C, а содержание влаги в нем при 100 %-ном насыщении 14,2 %. Однако из-за опасений зауглероживания катализатора в начальный период работы, пока технический персонал овладевал управлением процесса, температуру технологического газа поддерживали на уровне 73–760°C, что при фактическом давлении 214–217 кПа соответствовало влагосодержанию газа в пределах 17–19 %.

При добавлении к технологическому газу 7900–8500 м<sup>3</sup>/ч природного получали смешанный газ содержанием 29–32 % окислителей. При этом отношение окислителей к восстановителям (включая метан и другие углеводороды, приведенные к метану) составляло 1,65–1,8, тогда как на заводе "Гамбургер штальверке" его поддерживают немногим выше 1,25. В этих условиях конвертированный газ имел отношение H<sub>2</sub>/CO (в среднем за 6 месяцев) 1,92 вместо 1,45–1,65 по проекту.

Повышенное влагосодержание технологического газа оказалось оправданным, так как почти на протяжении всего периода работы прибор, регистрирующий содержание CO<sub>2</sub> в конвертированном газе, по показателям которого осуществляется автоматическое регулирование расхода природного газа на конверсию, из-за неправильно выбранного места отбора пробы завышал его содержание более чем в два раза. В этом случае малое содержание H<sub>2</sub>O в технологическом газе могло привести к снижению или потере активности катализатора из-за его зауглероживания. Активность катализатора рассчитана по формуле

$$A = \Delta C K / t,$$

где  $\Delta C$  — разность расходов углеводородов в смешанном и конвертированном газах, приведенных по углероду к CH<sub>4</sub>;  $K$  — константа равновесия реакции метана с парами воды;  $t$  — температура конвертированного газа, 0°C.

Показатель активности катализатора на протяжении 9 мес работы приведен на рис. 8.3. Начиная с февраля катализатор постепенно стал зауглероживаться и к апрелю его активность снизилась почти вдвое. В процессе

Таблица 8.2. Технологические параметры газовых потоков

Показатель	Конвертиро- ванный	Восстано- вительный	Колош- никовый	Техноло- гический	Топлив- ный	Смешан- ный	Охлаж- дающий	Инерт- ный	Воздух	Дымо- вой	Природ- ный
Расход, тыс. м <sup>3</sup> /ч	—	—	—	59–60	29–30	—	40–48	4–5	90–95	—	15–17
Темпера- тура, 0C	920±10	700–710	350–400	70–76	40–45	43–100	300–500	25–35	550–600	390–400	20–50
Давление, кПа	70–75	60–70	25–30	120–130	20–25	110–120	70–80	140– 160	15	—	300–350
Состав, %:											
CH <sub>4</sub>	0,2–0,4	3,5–5,5	4–5	4,5–6	4,8–6	16–20	20–28	—	—	—	92,6–93,8
CO <sub>2</sub>	2–2,5	2–2,5	14–16	15–18	16–19	14–17	6–8	15–18	—	16,9–17,2	0,4–1,4
H <sub>2</sub>	55–65	54–64	35–40	45,0–50	47–52	43–48	24–32	—	—	—	—
CO	29–35	28–34	16–18	17–19	18–20	16–18	10–15	—	—	—	2,5–3,1
N <sub>2</sub>	2–3	2–3	2–3,5	2–3,5	2–3,5	2–3,5	15–30	74–75	73,6	65,0–66,0	1–3
H <sub>2</sub> O	4–5	4–5	22–24	15–20	6–7	12–17	3–4	0–6	0,9	21,0–22,0	—
O <sub>2</sub>	—	—	—	—	—	—	—	0,7–0,9	20,5	1,0	—

длительного простоя на ремонте в конце апреля часть углерода из катализатора выгорела и его активность частично восстановилась, но впоследствии катализатор снова стал зауглероживаться и активность его уменьшилась. После капитального ремонта в сентябре активность катализатора вновь повысилась.

Доля конверсии газа за счет  $H_2O$  составляла  $\sim 45\%$ . Температуру конвертированного газа поддерживали автоматически в пределах  $900 \pm 10^\circ C$ ,

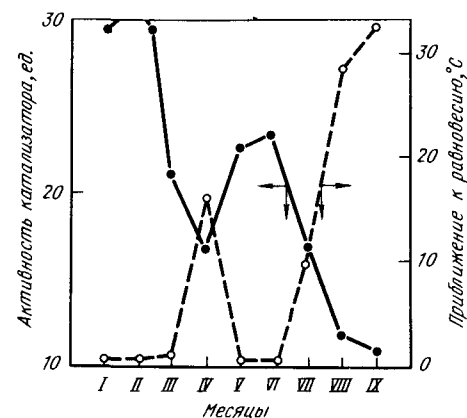


Рис. 8.3. Изменение свойств катализатора установки металлизации в 1984 г.

однако риформер работал несколько неравномерно. Температура дымового газа у его свода и левой стороны днища на  $10-25^\circ C$  выше температуры правой стороны днища, в результате чего температура конвертированного газа в левом коллекторе также выше. Поверхность кожуха боковых стенок риформера трубопроводов имеет температуру  $50-100^\circ C$ , а торцовые стенки и днище — до  $150^\circ C$ .

По результатам наблюдений были составлены материальный и тепловой балансы риформера и рекуператора (табл. 8.3 и 8.4).

Тепловой баланс показывает возможность уменьшения расхода природного газа при использовании тепла отходящего дыма и отборе инертного газа не из риформера, а после рекуператора.

Таблица 8.3. Материальный баланс риформера и рекуператора

Приход	кг/т	%	Расход	кг/т	%
Технологический газ			Конвертированный газ		
на конверсию . . . . .	837	23,39	газ . . . . .	970	27,10
Природный газ на конверсию . . . . .	133	3,71	Дымовой газ . . . . .	2464	68,84
Топливный газ . . . . .	428	11,96	Потери воздуха . . . . .	145	4,06
Природный газ на отопление . . . . .	25	0,70			
Воздух . . . . .	2156	60,24			
Всего . . . . .	3579	100,00	Всего . . . . .	3579	100,00

Таблица 8.4. Тепловой баланс риформера и рекуператора

Приход	МДж/т	%	Расход	МДж/т	%
Химическое тепло топливного газа . . . . .	5214,5	79,41	Тепло на конверсию . . . . .	2282,4	34,75
Химическое тепло природного газа . . . . .	1157,9	17,63	Потери с дымом на инертный газ . . . . .	303,5	4,6
Физическое тепло топливного газа . . . . .	30,6	0,47	Физическое тепло конвертированного газа . . . . .	2107,9	32,1
Физическое тепло природного газа . . . . .	7,9	0,11	Потери с дымом к трубе . . . . .	1102,7	16,79
Физическое тепло технологического газа . . . . .	112,6	1,71	Потери в окружающую среду . . . . .	562,5	8,56
Физическое тепло воздуха . . . . .	44,0	0,67	Невязка . . . . .	208,5	3,2
Всего . . . . .	6567,2	100,00	Всего . . . . .	6567,2	100,00

Известно, что производительность риформера определяется степенью приближения константы квазиравновесия реакции метана с водяным паром к теоретической, характеризующей разностью между соответствующими фактической и теоретической температурами. Повышение производительности риформера без снижения качества конвертированного газа возможно, пока это различие не увеличится более чем на  $30^\circ C$ . Изменение степени приближения показано на рис. 8.3, оно является зеркальным отражением величины активности катализатора. Видно, что имеются периоды, в которые можно увеличить производительность риформера, однако реализовать эту возможность пока нельзя из-за недостаточной производительности дымососа.

## 8.2.2. Зона восстановления

Интенсивное образование спеков предотвращали в течение первых месяцев работы снижением температуры восстановительного газа до  $700-710^\circ C$ , в то время как в экспериментах на заводе "Гамбургер штальверке" для окатышей из лебединской руды (возможно, по причине большого содержания пустой породы в опытных партиях окисленных окатышей) была установлена более высокая температура этого газа ( $740-760^\circ C$ ). Первоначально вызывало удивление значительное превышение температуры в зоне восстановления над температурой восстановительного газа (рис. 8.4). Анализируя изменение состава газа по высоте и сечению печи (рис. 8.5), пришли к выводу, что в зоне восстановления, где завершается процесс восстановления железа (переход его из вюстита в металлическое состояние), протекает реакция метанизации



с выделением значительного количества тепла.

Расчеты показывают, что при образовании 1 %  $\text{CH}_4$  температура окатышей и газа должна возрасти на 50–60°C, что соответствует действительности с поправкой, вызванной неравномерностью распределения потока газа и перетеканием более холодного охлаждающего газа из зоны охлаждения

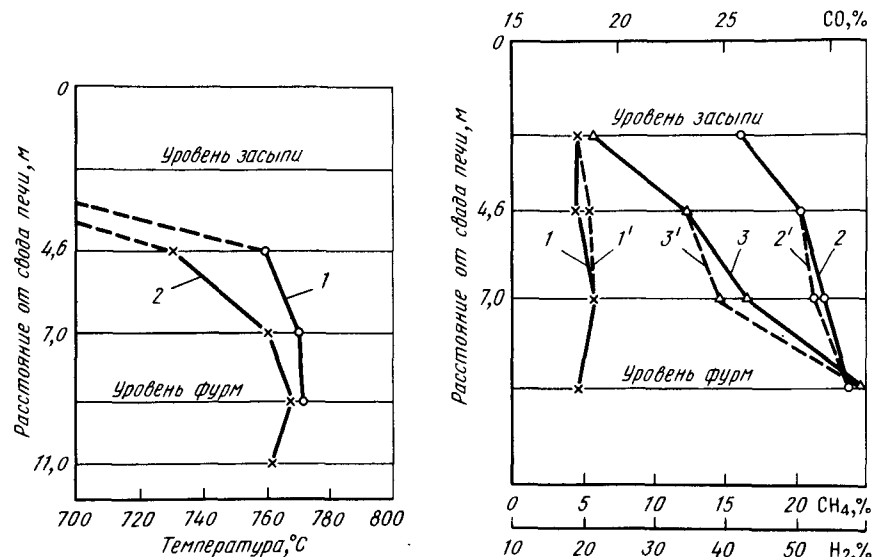


Рис. 8.4. Распределение температур по высоте и сечению печи:  
1 — периферия; 2 — центр

Рис. 8.5. Изменение состава газа по высоте и сечению печи:  
1, 1' — метан; 2, 2' — оксид углерода; 3, 3' — водород; 1 — 3 — периферия; 1' — 3' — центр

в зону восстановления в центре и на периферии потока. На рис. 8.5 и 8.6 показаны примеры изменения по высоте и сечению печи состава проб газа, отбираемых через чехлы термопар, опущенных со свода печи в шихту на разные уровни. Видно, что в одном случае составы газов, взятых с периферии и из центра, совпадают, а в другом (и их большинство) состав газа в центре соответствует охлаждающему газу, причем выравнивание составов не заканчивается, по-видимому, до колошника печи.

В этом случае степень металлизации окатышей, проходящих по центру печи, должна быть значительно ниже, чем на периферии. Проверка состава 50–100 отдельных окатышей (пробу которых отбирали с транспортера из одного места, усредняли, квартовали) подтвердила неравномерность их обработки. Например, в двух пробах наблюдали такое различие в содержании элементов в отдельных окатышах, %:

Первая проба							
$\text{Fe}_{\text{мет}}$	88,3	89,1	26,0	90,0	90,0	85,0	87,0

C	1,54	3,74	0,18	1,03	1,90	2,87	1,22	0,17
S	0,0008	0,0003	0,0008	0,0008	0,0004	0,0008	0,0010	0,0012

#### Вторая проба

$\text{Fe}_{\text{мет}}$	82,0	86,0	89,0	82,1	83,0	12,3	86,0
C	7,8	2,73	0,92	6,68	7,24	0,62	1,20
S	0,0004	0,0007	0,0015	0,0001	0,0008	0,0011	0,0016

Нанесение примерно 300 точек на график  $\text{Fe}_{\text{мет}}/\text{Fe}_{\text{общ}} - \text{C}$  (рис. 8.7) показывает, что окатыши по степени металлизации разделены на две области: до 60 и более 80 % без промежуточных значений.

Из этих фактов следует вывод о неравномерности обработки окатышей газом, неравномерности газового потока по сечению печи и резерве ее производительности, который может быть использован по мере уменьшения этой неравномерности. Зависимость содержания серы в окатышах от степени металлизации незначительна, наблюдается лишь тенденция к ее увеличению при малой степени металлизации.

Расчет степени металлизации по изменению состава газа по высоте печи (рис. 8.8) показал, что если в верхней части зоны восстановления количества кислорода, перешедшего из оксида железа в оксид водорода и диоксид углерода, примерно одинаковы, то в нижней ее части большая часть

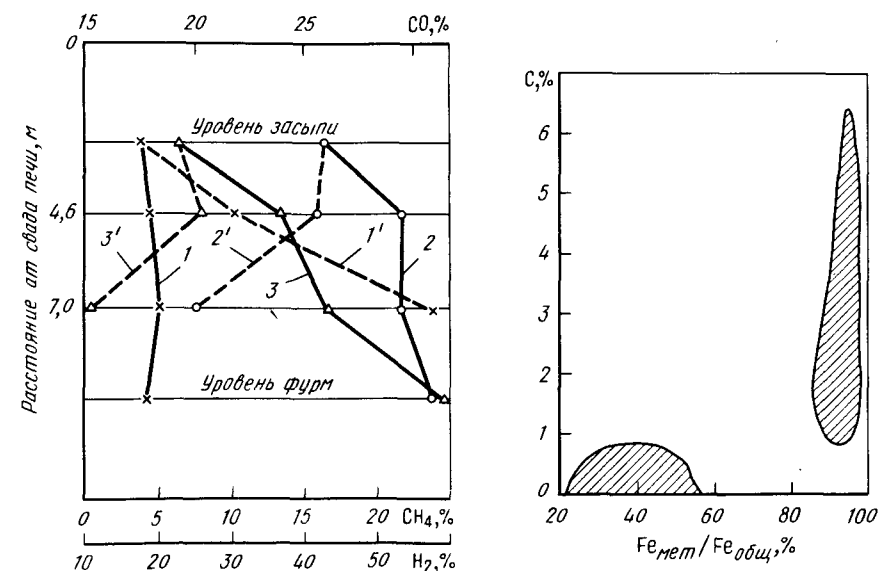


Рис. 8.6. Изменение состава газа по высоте и сечению печи:  
1, 1' — метан; 2, 2' — оксид углерода; 3, 3' — водород; 1 — 3 — периферия; 1' — 3' — центр

Рис. 8.7. Соотношение между степенью металлизации и содержанием углерода в отдельных окатышах



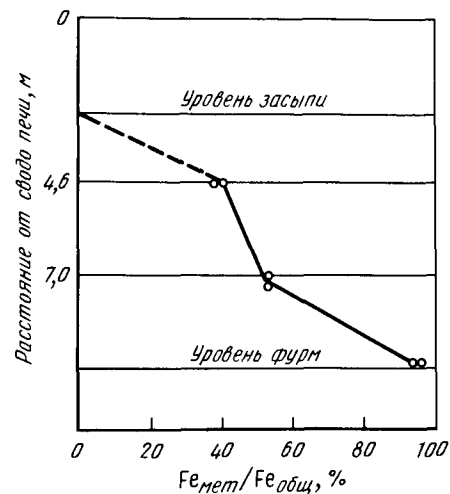


Рис. 8.8. Изменение степени металлизации на высоте печи

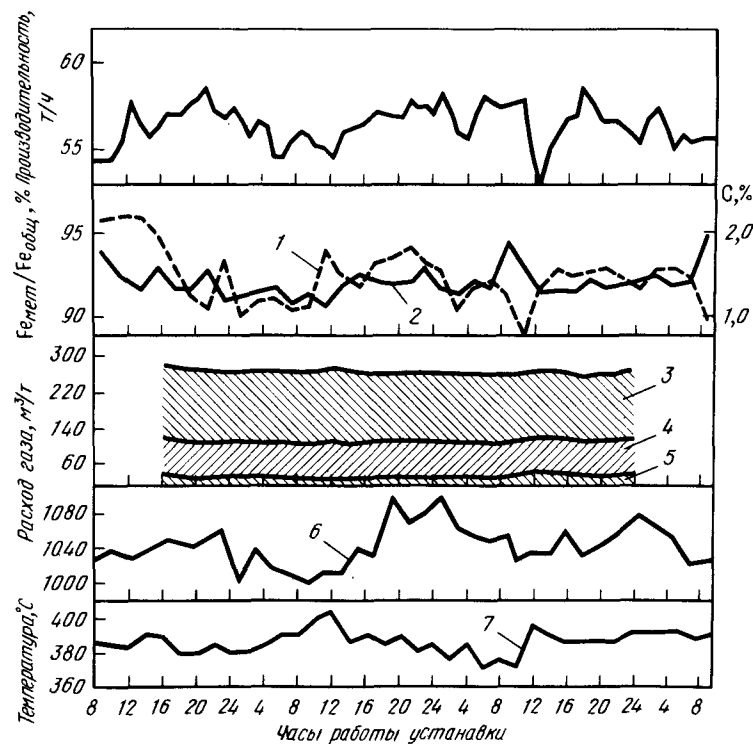


Рис. 8.9. Пример текущей работы установки металлизации:  
1 — степень металлизации; 2 — содержание углерода; 3, 4 и 5 — расход природного газа соответственно на конверсию, корректировку восстановительного газа и горелки; 6 — расход технологического газа; 7 — температура колошниковых газа

кислорода перешла в диоксид углерода. Степень использования восстановительного потенциала газа при восстановлении железа из вюстита равна 29–31 % (приближение к равновесию 96–97 %) и общая степень использования газа до колошника 40–41 %. При этом водородом и монооксидом углерода связывается соответственно 60 и 40 % кислорода оксида железа и лишь 9–12 % метана (внесенного в печь и образованного в ней)

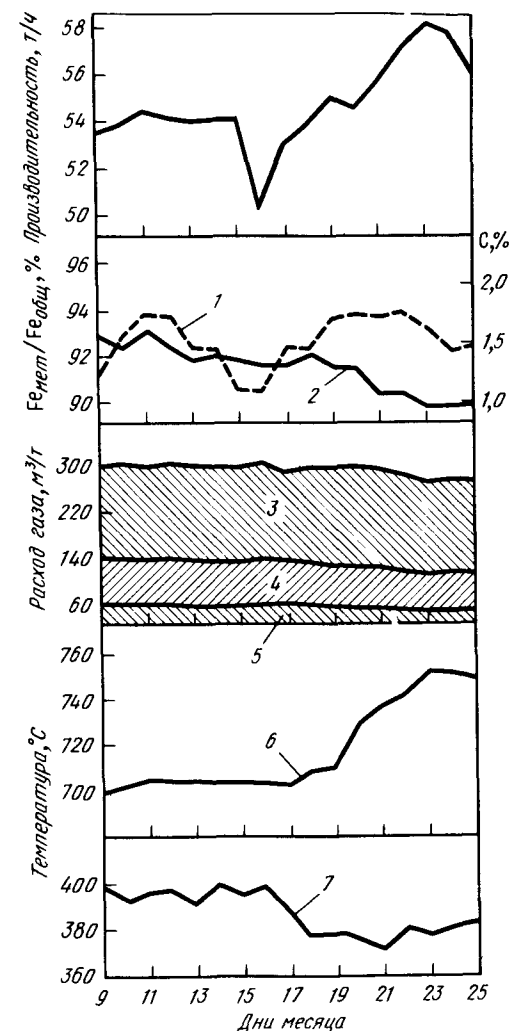


Рис. 8.10. Изменение параметров работы установки при повышении температуры восстановительного газа:  
1 — степень металлизации; 2 — содержание углерода; 3, 4 и 5 — расход природного газа соответственно на конверсию, корректировку и горелки; 6 — температура восстановительного газа; 7 — колошниковых газа

используется для восстановления высших оксидов железа в верхней части зоны восстановления. Время пребывания окатышей в печи при средней суточной производительности 57 т/ч, определенное с помощью восьми корзин (70×70×20 мм), загруженных в печь равномерно по площади сечения загрузочного бункера, составило 14 ч ± 20 мин, в том числе в зоне восстановления 7–8 ч (по расчету).

Тщательное трехдневное наблюдение за изменением параметров технологического процесса (рис. 8.9) показало, что нет жесткой связи между производительностью, степенью металлизации и некоторыми другими параметрами при условии, что производительность печи колеблется в пределах 53–58 т/ч (причем колебание производительности происходит из-за неудовлетворительной работы автоматического управления маятниковым разгрузочным устройством).

Повышение температуры восстановительного газа до 750°C (рис. 8.10) сопровождалось подавлением реакции метанизации (превышение температуры зоны восстановления над температурой восстановительного газа уменьшилось до 5–20°C), снижением температуры колошникового газа и содержания углерода в окатышах (почти в два раза) без увеличения количества и величины спеков.

Повышение температуры зоны восстановления желательны и возможно (исходя из последних исследований) до уровня 850–900°C.

При восстановлении оксидов железа около половины серы, содержащейся в окисленных окатышах, удаляется с газом, однако это такое количество (< 0,001 %), при котором незаметно увеличение серы в газовых потоках. Фосфор при металлизации остается в окатышах полностью.

### 8.2.3. Зона охлаждения

Охлаждающий газ, имеющий на входе в зону охлаждения температуру 40–45°C и объем 40–48 тыс. м<sup>3</sup>/ч (800–850 м<sup>3</sup>/т), охлаждает металлизированные окатыши с 760–780 до 40–50°C. Температура газа при этом возрастает в ближнем к риформеру газоходе до 450–520°C, в среднем — до 350–400°C и в третьем — до 310–360°C, а его химический состав изменяется: содержание CH<sub>4</sub> снижается (например, с 27,5 до 24,7 %), а CO<sub>2</sub> и CO соответственно увеличивается. Потеря динамического напора охлаждающего газа в слое металлизированных окатышей составляет ~ 10 кПа, а избыточное давление вверху зоны охлаждения примерно равно давлению восстановительного газа (65–75 кПа).

Состав охлаждающего газа не соответствует проектному в основном по высокому содержанию CH<sub>4</sub>, снижение содержания которого уменьшает охлаждающий эффект, так как его разложение сопровождается поглощением тепла охлаждаемых окатышей. Поэтому проводили постоянную подпитку охлаждающего газа природным в количестве 500–600 м<sup>3</sup>/ч.

Поверхность кожуха печи имеет температуру от 50 до 200°C, в зоне охлаждения больше нагрета сторона, обращенная к риформеру. Специальные наблюдения позволили составить материальные и энергетические балансы печи и установки металлизации, представленные в следующем разделе.

### 8.2.4. Материальные и энергетические балансы

шахтной печи и установки металлизации (табл. 8.5.—8.8)

Из энергетического баланса установки металлизации следует, что ~ 16 % тепла уносит охлаждающая вода и ~ 13 % отходящий дым в трубу и на производство инертного газа. Уменьшение этих потерь возможно при повышении температуры в зоне восстановления, отборе дыма для производства инертного газа не из риформера, а после рекуператора, утилизации тепла отходящего дыма, а также колошникового и охлаждающего газов.

Т а б л и ц а 8.5. Материальный баланс шахтной печи

Приход	кг/т	%	Расход	кг/т	%
Окисленные окатыши . . . . .	1375	43,60	Металлизированные окатыши . . . . .	1000,0	31,70
Восстановительный газ . . . . .	1018	32,26	Колошниковый газ . . . . .	1398,0	44,32
Природный газ в зоне охлаждения . . . . .	9,0	0,27	Шлам . . . . .	19,0	0,60
Инертный газ . . . . .	72,0	2,27	Инертный газ . . . . .	44,0	1,41
Охлаждающий . . . . .	681	21,60	Охлаждающий газ . . . . .	681,0	21,60
Всего . . . . .	3155	100,00	Всего . . . . .	3155	100,00

Т а б л и ц а 8.6. Энергетический баланс шахтной печи

Приход	МДж/т	%	Расход	МДж/т	%
Химическое тепло восстановительного газа . . . . .	20173	89,14	Химическое тепло колошникового газа . . . . .	14000	61,87
Химическое тепло природного газа в зону охлаждения . . . . .	400	1,77	Химическое тепло металлизированного продукта . . . . .	6822	30,15
Физическое тепло восстановительного газа . . . . .	1736	7,70	Химическое тепло шлама . . . . .	206	0,93
Физическое тепло охлаждающего газа . . . . .	48,0	0,21	Физическое тепло колошникового газа . . . . .	1017	4,50
Невязка . . . . .	310	1,18	Физическое тепло металлизированного продукта . . . . .	24,0	0,11
			Физическое тепло охлаждающего газа . . . . .	513	2,27
			Потери с охлаждающей водой . . . . .	25,0	0,12
			Потери в окружающую среду . . . . .	19,0	0,08
Всего . . . . .	22630	100,00	Всего . . . . .	22630	100,00

Таблица 8.7. Материальный баланс установки металлзации

Приход	кг/т	%	Расход	кг/т	%
Окисленные окатыши	1375	35,41	Металлизированные окатыши	1000	25,75
Природный газ	227	5,84	Шлам	19	0,49
Воздух	2156	55,51	Влага колошникового и конвертированного газов	199	5,12
Влага технологического газа	54	1,39	Дымовой газ	2464	63,44
Инертный газ	72	1,85	Инертный газ в атмосферу	44	1,13
			Потери воздуха	147	3,78
Всего	3884	100,00	Всего	3884	100,00

Таблица 8.8. Энергетический баланс установки металлзации

Приход	МДж/т	%	Расход	МДж/т	%
Химическое тепло природного газа	10662	98,4	Химическое тепло металлizedованного продукта	6822	63,26
Физическое тепло природного газа	11	0,1	Химическое тепло шлама	206	1,87
Тепло, выделяемое в компрессорах	37	0,4	Потери с колошниковым газом	909	8,4
Невязка	124	1,1	Потери с охлаждающим газом	465	4,3
			Потери в холодильнике конвертированного газа	374	3,45
			Потери с дымом на инертный газ	306	2,8
			Потери с дымом к трубе	1103	10,2
			Потери в окружающую среду	596	5,5
Всего	10834	100,00	Всего	10834	100,00

### 8.2.5. Регулирование содержания углерода в металлizedованных окатышах

В проекте установки металлзации предусмотрена возможность получения двух типов окатышей — с содержанием углерода  $1 \pm 0,3$  и  $2 \pm 0,3$  % (по массе). Испытания показали, что при существующем составе конвертированного и заданной температуре восстановительного газов регулировка подачи природного газа в восстановительный и природного и технологического газов в охлаждающий позволяет получать продукт с содержанием углерода не более  $1,2 \pm 0,3$  %.

Значительное влияние температуры восстановительного газа на долю углерода в готовом продукте (рис. 8.11) свидетельствует о более благоприятных условиях для науглероживания в зоне металлзации. Понижение температуры восстановительного газа ведет к увеличению степени неравновесности его состава по отношению к реакции метанизации, что приводит к повышению температуры на всех горизонтах шахтной печи и

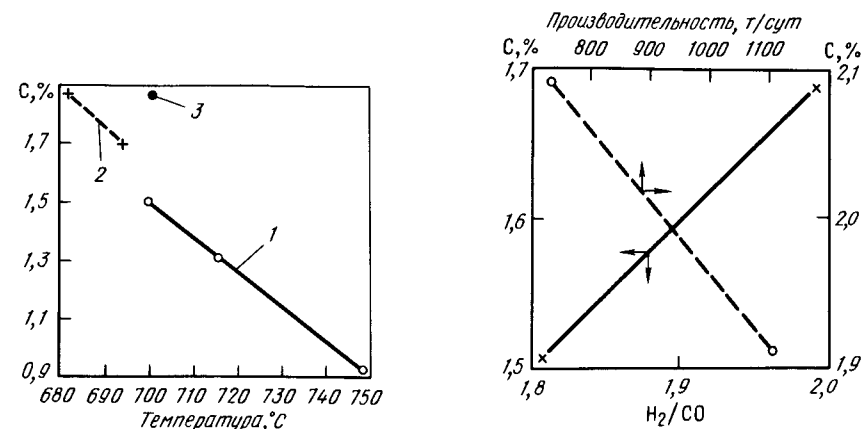


Рис. 8.11. Влияние температуры восстановительного газа и других факторов на содержание углерода в металлizedованных окатышах: 1 — добавка в охлаждающий газ  $1000 \text{ м}^3/\text{ч}$  природного газа; 2 —  $850 \text{ м}^3/\text{ч}$  холодного конвертированного газа; 3 — переток в зону охлаждения из зоны восстановления  $3000 \text{ м}^3/\text{ч}$  восстановительного газа

Рис. 8.12. Влияние отношения  $\text{H}_2/\text{CO}$  в восстановительном газе и производительности установки на содержание углерода в металлizedованных окатышах

увеличению углерода в металлizedованных окатышах. Механизм науглероживания в этом случае не вполне ясен. Возможно, это связано с разложением части метана в верхних, менее нагретых слоях зоны восстановления, однако это предположение требует дополнительных исследований.

Повышение отношения  $\text{H}_2/\text{CO}$  в восстановительном газе также приводит к некоторому увеличению содержания углерода в металлizedованных окатышах (рис. 8.12, кривая 1); на содержание углерода в окатышах сказывается и производительность печи (кривая 2).

Для обеспечения науглероживания в зоне охлаждения и улучшения этих условий в промежуточной зоне была испытана подача в охлаждающий газ конвертированного охлажденного газа с перетоком последнего через промежуточную зону в зону восстановления. Испытания показали, что при подаче  $\sim 850 \text{ м}^3/\text{ч}$  холодного конвертированного газа в зону охлаждения содержание углерода в металлizedованных окатышах поднимается на  $\sim 0,2$  % (см. рис. 8.11, кривая 2). Испытан также переток восстановительного газа через промежуточную зону в зону охлаждения при

соответствующем сбросе части охлаждающего газа в топливный газ. При перетоке  $\sim 3000 \text{ м}^3/\text{ч}$  восстановительного газа в зону охлаждения содержание углерода возросло на  $\sim 0,5\%$  (см. рис. 9.11, точка 3).

### 8.2.6. Влияние двухвалентного железа на процесс металлизации окатышей

Как было показано выше, лабораторными и полупромышленными исследованиями установлено отрицательное влияние двухвалентного железа в обожженных окатышах на кинетику процесса металлизации. Это явление проверялось на промышленной печи ОЭМК.

На рис. 8.13 показано влияние изменения содержания  $\text{Fe}^{2+}$  в окисленных окатышах при добавлении металлизированной измельченной мелочи к

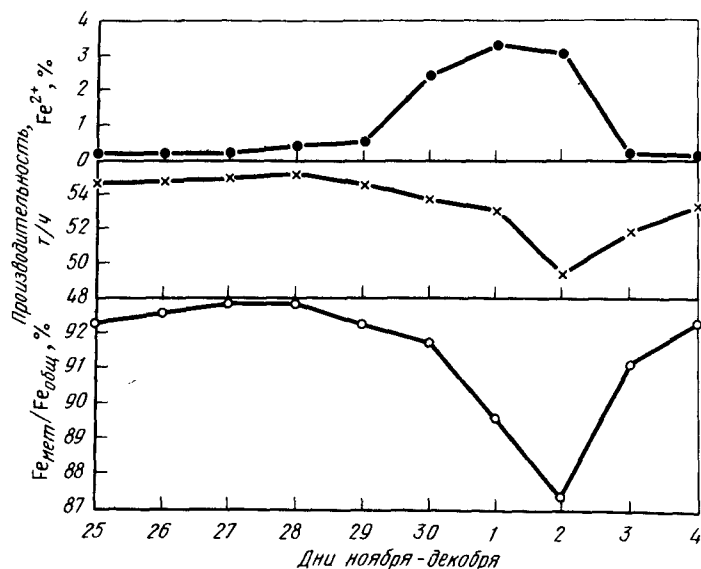


Рис. 8.13. Влияние окисленности обожженных железорудных окатышей на степень металлизации их в шахтной печи ОЭМК

концентрату лебединского ГОКа на степень их металлизации. Видно, что с повышением содержания  $\text{Fe}^{2+}$  степень металлизации обожженных окатышей понизилась, несмотря на уменьшение производительности печи. При среднесуточном содержании двухвалентного железа  $\sim 3\%$  степень металлизации составляла  $87\%$ , понижаясь в отдельные часы до  $60\%$ .

### 8.2.7. Эффективность очистки газа

Очистка охлаждающего и колошникового газов в скрубберах с трубами Вентури весьма эффективна и составляет  $99,2\text{--}99,4\%$ .

Дымовой газ содержит  $3\text{--}4 \text{ мг}/\text{м}^3$  пыли и за час в атмосферу выбрасывается из трубы  $0,3\text{--}0,4 \text{ кг}$  пыли.

Скруббер с радиальной подачей воды очищает поступающий из разгрузочного устройства печи газ от пыли, снижая ее содержание с  $12\text{--}13$  до  $50\text{--}200 \text{ мг}/\text{м}^3$ , и выбрасывает в атмосферу от  $3$  до  $12 \text{ кг}/\text{ч}$  пыли. Количество пыли, уловленной в газоочистных установках цеха металлизации, определенное в период балансовых испытаний, приведено в табл. 8.9.

Таблица 8.9. Количество пыли уловленной в газоочистных установках

Установка	Содержание твердого, г/л		Расход воды, м <sup>3</sup> /ч	Количество уловленной пыли, кг/т
	сточная вода	осветленная вода		
Скруббер колошникового газа	0,198	0,022	935	165
То же, охлаждающего газа	0,228	0,022	283	58
То же, с радиальной подачей воды	12,52	0,022	66	826

Шлам из остойника цеха металлизации поступает в виде пульпы, содержащей твердого  $132 \text{ г}/\text{л}$ , в сгуститель цеха окомкования и имеет следующий состав:  $56\text{--}68\%$  Fe,  $18\text{--}28\%$  Si и  $4,5\text{--}6,0\%$   $\text{SiO}_2$ . Пыль из скруббера колошникового газа содержит  $10\text{--}15\%$  Si и  $< 0,001\%$  S, а из скруббера охлаждающего газа — до  $50\%$  C. Вода грязного оборотного цикла имеет pH  $7,2\text{--}8,3$ , общую и карбонатную жесткость  $4\text{--}4,1 \text{ мг}/\text{л}$ ; кроме того, в ней содержится, мг/л:

$\text{Ca}^{2+}$	$\text{Na}^+, \text{K}^+$	$\text{Mg}^{2+}$	$\text{Cl}^-$	$\text{SO}_4^{2-}$	$\text{Fe}_{\text{общ}}$	$\text{CO}_2$	Сухой остаток
30–34	160–170	29–31	63–70	180–188	0,2–0,5	0,1–0,5	625–637

### 8.3. Показатели работы установки металлизации

Среднемесячные показатели работы установки металлизации окатышей за первый год ее эксплуатации приведены в табл. 8.10.

Зависимость удельного расхода природного газа от производительности печи (без учета расхода газа на сероочистку, производство инертного газа и отопление риформера при работе установки на холостом ходу) показана на рис. 8.14.

Длительные простои установки были в январе из-за забивания предохранительных сеток компрессоров и в апреле — из-за нарушения подшипника привода рамы сгустителя. Каждый месяц останавливали установку на одни сутки для планового предупредительного ремонта и один раз в первое полугодие на 6 суток, второй раз во втором полугодии на 14 суток для ликвидации выявленных дефектов оборудования.

За год печь полностью очищали от материала 4 раза, заменили аварийный компрессор инертного газа, сектор маятникового разгрузочного ус-

Таблица 8.10. Показатели работы установки металлизации за 1984 г.

Показатель	Месяц												Средняя за год
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
Производительность установок, т . . . . .	13042	21700	32732	29019	36871	36800	30610	34970	26520	30950	36830	37443	367500
Фактическое время работы установок, сут . . . . .	19,1	25,0	27,3	22,3	29,0	29,0	22,9	29,2	22,7	24,8	28,3	30,3	311
Удельная производительность, т (м <sup>3</sup> сут)	1,85	2,35	2,25	3,5	3,45	3,45	3,6	3,25	3,0	3,4	3,5	3,3	3,2
Степень металлизации, % . . . . .	90,8	93,5	92,2	92,25	91,5	93,0	93,5	94,0	94,4	94,6	93,2	91,3	92,9
Содержание углерода, % . . . . .	1,65	2,1	1,95	1,7	1,48	1,35	1,26	1,1	1,55	1,74	1,36	1,74	1,55
Количество мелочи (< 5 мм), % . . . . .	3,5	2,3	2,1	2,1	2,4	2,0	1,8	2,2	2,1	2,1	2,1	2,3	2,2
Расход электроэнергии, кВт-ч/т . . . . .	436	274	192	182	189	183	190	188	187	172	183	187	199
Расход природного газа, м <sup>3</sup> /т . . . . .	333	370	342	405	389	386	395	400	400	399	391	396	387
Расход воды, м <sup>3</sup> /т . . . . .	9,0	5,4	3,6	4,6	4,8	4,5	5,2	4,6	6,7	5,2	4,6	4,8	5,0

тройства, масляный холодильник инертного газа, устранили причины попадания металлизированных окатышей в скруббер охлаждающего газа.

На основе балансовых испытаний установки металлизации (в баланс не

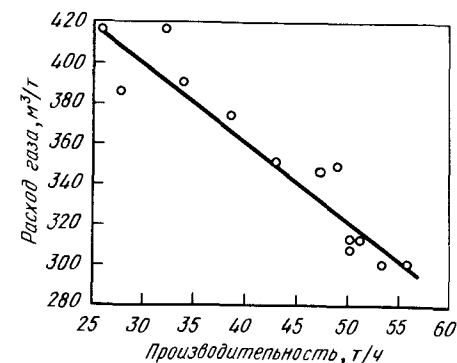


Рис. 8.14. Влияние производительности установки на удельный расход природного газа

входят потери энергии, связанные с очисткой газа от серы) установили, что при бесперебойной работе оборудования расход материалов и энергии на 1 т годного металлизированного продукта (без мелочи) составляет:

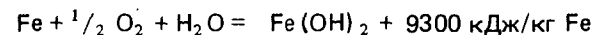
Окисленных окатышей, кг . . . . .	1400
Энергия природного газа, ГДж . . . . .	10,8
Электроэнергии, кВт . . . . .	170
Суммарный расход энергии, ГДж . . . . .	11,5
К.п.д. . . . .	61

#### 8.4. Транспортировка и хранение металлизированных окатышей

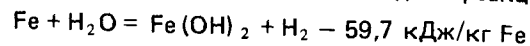
Прежде чем начать перевозку крупных партий металлизированных окатышей, исследовали их свойства и поведение в открытых вагонах при разных погодных условиях.

Металлизированные окатыши, полученные на установке металлизации ОЭМК, имеют пористость 45–50 % и удельную поверхность  $\sim 1 \text{ м}^2/\text{г}$ , поэтому их способность окисляться кислородом воздуха достаточно высокая. Задачей исследований было определение условий, при которых не происходит самовозгорание окатышей при их перевозке в открытых вагонах. Установлено, что при увеличении температуры массы окатышей до 200°C процесс возгорания можно еще предотвратить за счет усиленного их охлаждения. При разогреве до более высокой температуры происходит самовозгорание окатышей, для прекращения которого необходимо большое количество воды.

Известно, контакт холодных металлизированных окатышей с влагой способствует развитию реакции окисления



с выделением значительного количества тепла, которое в 1,4 раза больше количества тепла, выделяемого при окислении без контакта с влагой. При высоких температурах может идти и реакция



с небольшим поглощением тепла.

Из рис. 8.15 видно, что с повышением температуры реакция способность металлизированных окатышей, измеряемая объемом кислорода, поглощенного из воздуха 1 т окатышей в сутки, резко возрастает. В связи с этим исследовали влияние увлажнения окатышей на их окисление и разогрев. Опыты проводили в полностью загруженных открытых вагонах, температуру в которых измеряли термопарами, установленными на различной глубине слоя (от 100 до 1600 мм) в трех точках вагона. По ходу испытаний отбирали пробы окатышей с различной глубины слоя. Капельную влагу вносили равномерно через поверхность слоя и через трубы внутрь слоя в количестве 100 мм/сут (максимально возможные осадки на территории европейской части СССР).

На рис. 8.16 приведено изменение температуры окатышей по глубине слоя (исходная температура 40°C), увлажненного с поверхности при низкой (-6°C) температуре окружающей среды. Видно, что после увлажнения температура резко возросла, а затем постепенно снижалась. При подаче воды из расчета 100 мм осадкой в сутки слой увлажняется на глубину 500 мм. Этот слой интенсивно окисляется: степень металлизации в слое снизилась через сутки на 5–6 %, через трое суток — на 8–9 % и через 12 суток — на 16 %. Общая степень металлизации всей массы окатышей вагона за 12 суток уменьшилась на 5 %.

Наблюдения над слоем, увлажненным через трубу на глубине 600 мм (рис. 8.17), показали, что температура нижней части слоя сначала резко

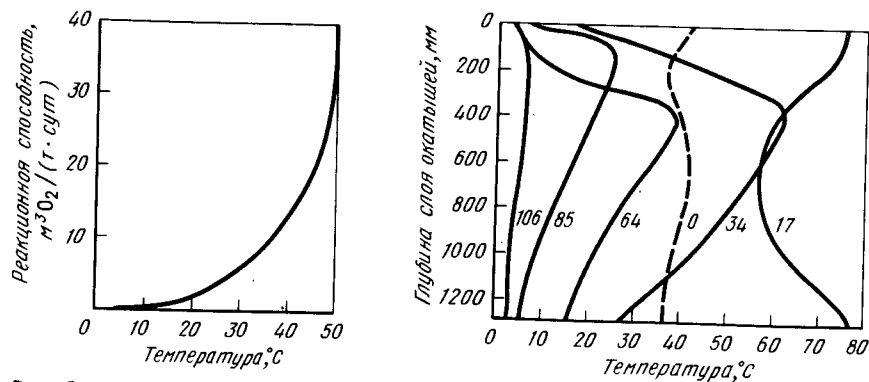


Рис. 8.15. Влияние температуры увлажненных металлизированных окатышей на их реакцию способность

Рис. 8.16. Изменение температуры металлизированных окатышей по глубине слоя в вагоне при увлажнении поверхности слоя (цифры у кривых — продолжительность выдержки, ч)

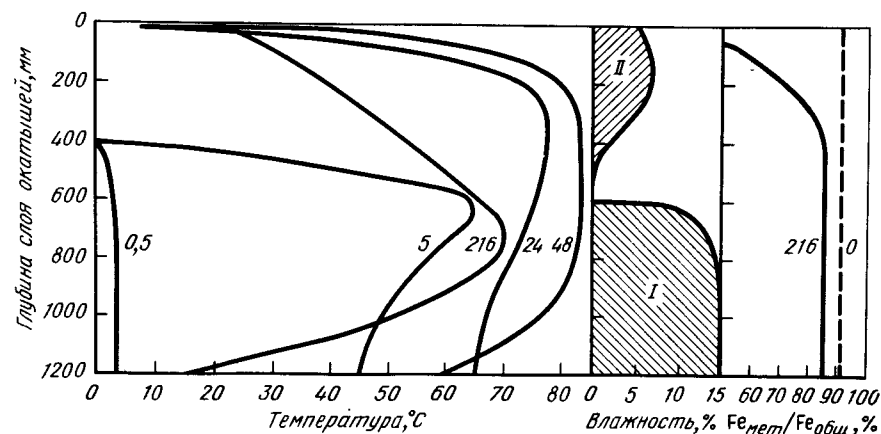


Рис. 8.17. Изменение температуры, влажности и степени металлизации металлизированных окатышей по глубине слоя в вагоне при увлажнении внутренних слоев (цифры у кривых — продолжительность выдержки, ч): I — начальная влажность; II — через 216 ч

возросла, затем повышение температуры распространилось на верхнюю, неувлажненную часть по мере конденсации в ней влаги, испаряющейся в разогретой части слоя. Степень металлизации окатышей понизилась по всей глубине слоя и особенно в верхней части, где воздействие кислорода атмосферы было наибольшим.

Опыты, проведенные на неувлажненном материале, показали, что после загрузки вагона температура в нем повышается и превосходит значение температуры с увлажненным слоем (рис. 8.18). На основании этих опытов в зимних условиях была организована перевозка 50 тыс. т металлизированных окатышей в открытых вагонах на расстояние более 2000 км. Во время перевозки измеряли температуру в вагонах и отбирали пробы окаты-

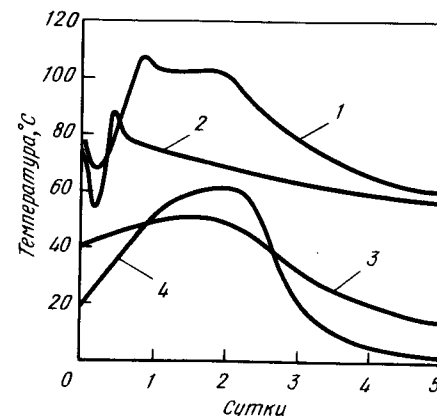


Рис. 8.18. Изменение температуры слоя металлизированных окатышей на глубине 400 мм в процессе выдержки их в открытых вагонах: 1, 2 — температура окружающей среды 30°C; 3, 4 — 0°C; 2, 3 — с увлажнением поверхности; 1, 4 — без увлажнения

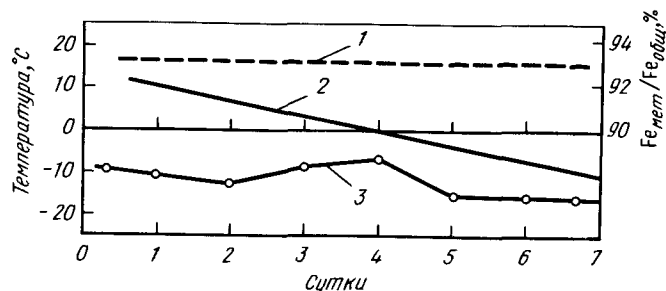


Рис. 8.19. Поведение металлизированных окатышей при перевозке в открытых вагонах на расстояние 2000 км:

1 — степень металлизации; 2 — средняя температура окатышей; 3 — температура окружающей среды

шей. Результаты измерений представлены на рис. 8.19, из которого видно, что за семь суток пути температура окатышей понизилась, а степень металлизации практически не изменилась.

Позже исследовали поведение окатышей в открытых вагонах при более высокой температуре и влажности окружающей атмосферы, соответствующих летним условиям перевозки (см. рис. 8.18). Окатыши, охлажденные в печи до 55–75°C, загрузили непосредственно в вагоны, которые затем поместили в закрытое помещение с температурой воздуха 30–35°C и влажностью 100 %. Характер разогрева окатышей во времени по глубине слоя был таким же, как и для холодного времени года, однако температуры возросли в большей мере. Максимальная температура разогрева неувлажненных окатышей достигла 109°C. Увлажненные окатыши разогревались в меньшей степени ( $\leq 100^\circ\text{C}$ ), так как часть тепла расходовалась на испарение влаги.

Из приведенных данных следует, что количество выделяемого окисляющимися окатышами тепла меньше, чем отводимого от вагона.

Результаты опытов были использованы для перевозки зимой и летом в открытых вагонах ~250 тыс. т металлизированных окатышей. Пребывание в пути до 7 суток в зимнее время не сопровождалось не только разогреванием окатышей, но и заметным окислением железа. В летнее время в пути не было опасного разогревания окатышей, однако наблюдали снижение степени металлизации при дожде на 2–4 %. Кроме того, увлажненные в пути окатыши при их дальнейшем хранении в штабеле массой 400 т и более самопроизвольно разогреваются до опасных температур, так как в этом случае теплоотвод меньше прихода тепла от окисления губчатого железа. Поэтому в летнее время следует перевозить металлизированные окатыши в закрытых вагонах.

### 9.1. СОСТОЯНИЕ ДО СТРОИТЕЛЬСТВА ОЭМК

Наблюдения Гидрометслужбы за состоянием атмосферы, водоисточников и почвы до начала и в ходе строительства ОЭМК показали, что вокруг площадки комбината окружающая среда не подвергалась заметному воздействию промышленных предприятий и города, расположенных на расстоянии 20–30 км.

В Старом Осколе было заметно влияние многочисленных мелких котельных, вагранки, электропечей механического и цехов цементного заводов. Несмотря на эти источники загрязнения, воздух в городе весьма чистый по сравнению с городами развитых индустриальных районов СССР и других стран.

Вода реки Оскол и его притоков соответствует по чистоте условиям сельской местности (величина pH 8, среднее содержание твердых веществ 25 мг/л, содержание солей 420 мг/л).

### 9.2. ЗАЩИТА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ В ПРОЕКТЕ ОЭМК

Производство окисленных и металлизированных окатышей, электроласти, а в дальнейшем и проката в условиях ОЭМК сопровождается выбросом в окружающую среду пыли, сернистого ангидрида, оксидов углерода и азота и некоторых других вредных веществ. В числе выбросов отсутствуют вредные вещества, сопутствующие традиционной металлургии чугуна и стали (фенолы, цианиды, бензпирен и др.).

ОЭМК расположен в 20 км от г. Старый Оскол с целью уменьшения влияния на город не столько комбината, сколько суммарного влияния металлургических предприятий, которые в перспективе могут расположиться на свободных площадках рядом с ним. Между площадкой ОЭМК и городом нет других крупных предприятий (кроме стройбазы и теплиц), выбросы которых могли бы сложиться с выбросами комбината.

Технологическая основа ОЭМК уменьшает или исключает полностью ряд выбросов вредных веществ в атмосферу и водоемы, неизбежных при традиционном производстве металла. Исключение агломерационного, доменного и конвертерного производств и замена основного топлива — коксующегося угля — природным газом позволяет при производстве окисленных, металлизированных окатышей и стали из них в электропечах уменьшить выбросы: во много раз сернистых соединений и оксида углерода, значительно — оксидов азота; исключить выбросы фенолов, цианидов.

Замена железнодорожного транспорта гидротранспортом железорудного концентрата исключает его потери с пылью при транспортировке и перегрузках. Использование конвейеров большой длины, пневмотранспорта для сыпучих материалов, возвращение в процесс отходов производства окатышей с их мокрым измельчением, непрерывной загрузки металлизированных окатышей в электропечи, укрытие печей в специальные

камеры позволяют уменьшить выбросы пыли, газов и уменьшить шум на рабочих площадках и около цехов.

Укрытие компрессоров и двигателей в шумозащитные колпаки уменьшает отрицательное влияние шума на здоровье обслуживающего персонала. Обработка продувочной воды оксидом бария позволяет сбрасывать в водоем минерализованную (до 1000 мг/л) воду, безвредную для размножения рыбы и других организмов (содержание сульфидов < 100 мг/л, рН 6,5–8,5).

Для очистки отходящих технологических и аспирационных газов с учетом ограниченности водных ресурсов использованы электрические, рукавные фильтры, циклоны и (только в цехе металлзации), орошаемые водой скрубберы.

Во всех случаях фильтры обеспечивают содержание пыли в выбрасываемых газах 80–100 мг/м<sup>3</sup>. Для рассеяния выбросов цехов окомкования и металлзации использованы трубы высотой 240 и 250 м, в других случаях высота труб изменяется от 23 до 150 м.

После ввода в эксплуатацию первой очереди ОЭМК общие выбросы вредных веществ в атмосферу по проекту составят, т/сут: пыль 14, оксид углерода 34, сернистый ангидрид 11, оксиды азота 11. В сравнении с традиционной металлургией удельные выбросы уменьшаются по пыли в 3, по оксиду углерода в 8, по сернистому ангидриду в 10, по оксидам азота в 1,5 раза.

### 9.3. ХАРАКТЕРИСТИКА ВЫБРОСОВ ОЭМК ПОСЛЕ ПУСКА ЦЕХОВ ОКОМКОВАНИЯ И МЕТАЛЛИЗАЦИИ

Цехи окомкования и металлзации начали действовать раньше электросталеплавильного цеха, поэтому здесь идет речь только о выбросах этих двух и сопутствующих им энергетических цехов.

В цехе окомкования сразу была достигнута удовлетворительная очистка выбрасываемых газов, но оптимальная работа газоочисток была достигнута позднее, когда были устранены неравномерность загрузки электрофильтров, "обратная корона" и дефекты системы гидротранспорта осажденной пыли.

Неудовлетворительное смешение газопотоков от первой зоны сушки и избыток газа зоны обжига были устранены после удаления двух третей количества направляющих лопаток газодувки, благодаря чему различие между температурами в газоходах двух параллельно работающих электрофильтров уменьшили от 100 до 30–40°C. В результате этого достигли более равномерной нагрузки на электрофильтры, значительно снизили наблюдавшееся налипание пыли на направляющем аппарате и лопатках вентилятора отработанного воздуха.

Пылевая нагрузка на трех электрофильтрах отработанного воздуха и газа была в пределах 0,2–0,3; 0,15–0,2 и 0,12–0,15 т/ч, в то время как на электрофильтре аспирации 0,88–1,0 т/ч. Удельное электрическое сопротивление пыли составляло 10<sup>11</sup> – 10<sup>13</sup> Ом/см. Анализ вольт-амперных характеристик, снятых на воздухе при неработающей обжиговой ма-

шине и на газе при работающей машине, показал, что оптимальными являются величины, приведенные ниже:

	Номер поля	Напряжение, кВ	Ток короны, МА
Электрофильтр от:			
зоны сушки I	1	30	1150
зоны сушки I	1	32	1200
зоны сушки II	1	32	1100
зоны обжига	2	34	1120
аспирации	1	35	450
аспирации	2	44	450

Эти величины поддерживают с помощью автоматических регуляторов; электрическое питание заблокировано с приводами дымососов и обжиговой машины. Время работы и пауз для полей всех фильтров (за исключением одного поля) было равно 6 и 27 мин соответственно, что вызывало образование обратной короны из-за чрезмерного накопления пыли на осаждающих электродах. Это нежелательное явление почти исчезло после уменьшения продолжительности паузы до 6, 10, 17 мин для отдельных полей при сохранении времени работы 6 мин для всех полей. Механизм встряхивания, работая в непрерывном режиме (0,6 мин<sup>-1</sup>), обеспечивая полное удаление пыли с электродов.

После устранения названных недостатков система газоочистки цеха окомкования работает надежно, обеспечивая снижение содержания пыли в выбрасываемых газах от 0,7–6 до < 62 мг/м<sup>3</sup>.

На фильтрах фабрики бентонитового порошка при запыленности исходного газа 9–10 г/м<sup>3</sup> в выбрасываемом газе остается пыли < 80 мг/м<sup>3</sup>.

За год улавливают и возвращают в процесс > 10 тыс. т рудной и ~0,7 тыс. т бентонитовой пыли.

После ввода в действие цеха металлзации его установки газоочистки работают удовлетворительно. Пыль в атмосферу попадает с дымовыми газами и с аспирационным газом от скруббера с радиальной подачей воды, очищающего газы, выбивающиеся из разгрузочного устройства шахтной печи. Благодаря хорошей работе скруббера колошникового газа запыленность последнего снижается с 1,7 г/м<sup>3</sup> до 4 мг/м<sup>3</sup> и выбросы пыли в атмосферу из дымовой трубы составляют ~10 кг/сут.

В скруббере с радиальной подачей воды аспирационный газ очищается от 12–13 до 70–80 мг/м<sup>3</sup> и выбросы пыли в атмосферу составляют ~120 кг/сут. Всю уловленную пыль (~25 т/сут) подают в сгуститель цеха окомкования и используют для производства окисленных окатышей. Кроме пыли, цех металлзации выбрасывает в атмосферу в сутки до 600 кг оксида углерода и 350 кг оксидов азота. Анализ дымовых газов показал очень малое содержание в них сернистых соединений.

Приземная концентрация контролируемых ингредиентов на площадке комбината, вокруг нее и в городе после пуска первых производств практически не изменилась и находится ниже допустимого уровня.



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Оскольский электрометаллургический комбинат производит окисленные и металлизированные окатыши высшего качества. В 1983 г. окисленные окатыши полностью отгружали сторонним потребителям и получили от них хорошие отзывы о их качестве. В 1984 г. примерно четвертую часть производимых окатышей использовали в собственном цехе металлизации, остальное количество отгружали. С пуском трех печей металлизации доля собственного потребления увеличилась, а после пуска четвертой печи все окисленные окатыши будут использованы на ОЭМК.

Металлизированные окатыши первой установки в 1984 г. практически полностью отгружены сторонним потребителям. В связи с пуском четырех технологических линий электросталеплавильного цеха теперь (1986 г.) большая часть металлизированных окатышей трех печей металлизации входит в состав металлошихты электропечей; в связи с ростом потребности металлизированных окатышей ОЭМК форсирует ввод в действие четвертой печи металлизации.

Качество металлизированных окатышей обеспечивает выплавку стали высокой чистоты по сере, фосфору и другим примесям, содержание которых составляет  $10^{-4}$  %:

S	P	Sb	Pb	Ni	Cu	Sn	Bi	Zn	As	Co
7	90	2	3	50	50	2	0,2	18	2	1

Дальнейшее развитие ОЭМК продолжается в соответствии с основными положениями форпроекта, разработанного совместно советскими и западногерманскими специалистами, с учетом знаний, накапливаемых в исследованиях и в эксплуатации предприятий бескоксовой металлургии, о чем авторы — участники создания ОЭМК намерены написать в последующих последующих книгах.

## Приложение. Список сокращений, использованных в книге

Сокращение	Полное название
ВНИИметмаш	Всесоюзный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт металлургического машиностроения им. А.И.Целикова, г. Москва
ВНИИМТ	Всесоюзный научно-исследовательский институт металлургической теплотехники, г. Свердловск, РСФСР
Гипромез	Государственный ордена Ленина союзный институт по проектированию металлургических заводов, г. Москва
ГОК*	Горно-обогатительный комбинат
ДонНИИчермет	Донецкий научно-исследовательский институт черной металлургии, г. Донецк, УССР
КМА	Курская магнитная аномалия, крупнейшее месторождение железной руды в центре европейской части СССР вблизи г. Курска
Механобр	Всесоюзный научно-исследовательский и проектный институт механической обработки полезных ископаемых, г. Ленинград
Механобрчермет	Научно-исследовательский и проектный институт по обогащению и агломерации руд черных металлов, г. Кривой Рог, Днепропетровская обл., УССР
НИИКМА	Научно-исследовательский институт по проблемам Курской магнитной аномалии им. Л.Д.Шевякова, г. Губкин, Белгородская обл., РСФСР
ОЭМК	Оскольский электрометаллургический комбинат, г. Старый Оскол, Белгородская обл., РСФСР
Укргипромез	Украинский государственный институт по проектированию металлургических заводов, г. Днепропетровск, УССР
ЦНИИЧМ	Центральный научно-исследовательский институт черной металлургии им. И.П.Бардина, г. Москва Южно-уральский машиностроительный завод, г. Орск, Оренбургская обл., РСФСР

\* В книге упомянуты несколько ГОКов: Азербайджанский (г. Дашкесан, Азербайджанская ССР), Днепровский (г. Кривой Рог, Днепропетровская обл., УССР), Лебединский (г. Губкин, Белгородская обл., РСФСР), Михайловский (г. Железнодорожск, Курская обл. РСФСР), Северный (г. Кривой Рог, Днепропетровская обл., УССР).

1. Равич М.В. Эффективность использования топлива. М.: Наука, 1977. 344 с.
2. Менделеев Д.И. Собрание сочинений. М.: Изд-во АН СССР, 1949, т. 12. 550 с.
3. Мырцымов А.Ф. Обзорная информация ин-та "Черметинформация". М.: Черметинформация, 1984. 66 с.
4. Статистический ежегодник стран СЭВ, секретариат СЭВ. М.: Финансы и статистика, 1983. 472 с.
5. Мырцымов А.Ф. Обзорная информация ин-та "Черметинформация". М.: Черметинформация, 1984. 38 с.
6. Денев Г., Атанасова Бл. Опыт прогнозиране равнището на металния фонд в страните — членки на СИВ и в някон развити капиталистически страни — Тр. институт чернометаллургия 1976 (1978), в. 353—362 (болг.).
7. Зусман Л.П. Кругооборот металла в народном хозяйстве СССР. М.: Metallurgia, 1978. 200 с.
8. Iron ore and the demand for crude steel — "Steel Times", 1982, № 11, p. 611—647.
9. Ширяев П.А., Ярхо Б.Н., Борц Ю.М. Metallurgicheskaya i ekonomicheskaya ocenka zhelezorudnoy bazy SSSR. М.: Metallurgia, 1978. 230 с.
10. Воскобойников В.Г., Макаров Л.П. Технология и экономика переработки железных руд. М.: Metallurgia, 1977. 256 с.
11. Баптизмандский В.И. и др. — Изв. вузов. Черная металлургия, 1984, № 8, с. 47—55.
12. Шалимов А.Г., Каблукowski А.Ф. — Сталь, 1984, № 1, с. 17—20.
13. Морозов А.Н. — Сталь, 1984, № 5, с. 27—28.
14. Ресурсы нефти и газа и перспективы их освоения. М.: Недра, 1983. 315 с.
15. Шишов А.Н., Бухаринов Н.Т., Таратин В.А. Экономика энергетике СССР. М.: Высшая школа, 1979. 448 с.
16. Канско-Ачинский бассейн — топливная база страны /Бруер Г.Г., Кудрявцев В.С., Ларионов М.И. и др. Красноярск: Кн. изд-во, 1972. 84 с.
17. Федоров М.А. Техника и эффективность использования газа. М.: Недра, 1983. 180 с.
18. Григорович К.П. — В кн.: Производство губчатого железа. ОНТИ. М.-Л. — Свердловск, 1933. 52 с.
19. Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А. Использование некоксуемых углей в черной металлургии. М.: Metallurgia, 1981. 168 с.
20. Терещенко В.Т., Гладильцев Н.Г., Мартынов О.В. и др. — Бюл. ин-та "Черметинформация", 1973, № 1, с. 31—33.
21. Мартынов О.В., Свободов А.Н., Лещенко И.П. и др. — Сталь, 1971, № 12, с. 1113—1115.
22. Марченко В.Н., Литвиненко Д.А., Моргалев Б.Н. — Сталь, 1977, № 7, с. 655—659.
23. Косой Л.Ф., Проничкин А.А., Черняков В.А. и др. — Сталь, 1974, № 1, с. 37—39.
24. Литвиненко Д.А., Марченко В.Н., Дымов В.П. — Сталь, 1975, № 12, с. 1127—1129.
25. Литвиненко Д.А., Сверченко З.В. — Сталь, 1977, № 4, с. 355—359.
26. Самойленко Л.В., Иванов А.И., Волкова Г.К. и др. — Изв. АН СССР. Металлы, 1982, № 1, с. 120—121.
27. Гиммельфарб А.И., Неменов А.М., Тарасов Б.Г. Металлизация и электроплавка железорудного сырья. М.: Metallurgia, 1981. 152 с.
28. Баум Б.А. Металлические жидкости. М.: Наука, 1979. 120 с.
29. Пчелкин С.А., Абабков Е.Г., Мардосевич В.А. и др. — Прямое получение железа и порошковая металлургия: Науч. тр. ЦНИИЧМ. М.: Metallurgia, 1978, № 4, с. 5—10.
30. Марченко В.Н., Булат С.И., Литвиненко Д.А. — Сталь, 1982, № 10, с. 66—68.
31. Марченко В.Н., Филиппов Г.А., Литвиненко Д.А. — Сталь, 1983, № 3, с. 73—75.
32. Ромеенц В.А., Питателев В.А. Экономика производства и использования металлургического сырья. М.: Metallurgia, 1980. 280 с.
33. Емельянов Г.А., Колубанин В.Н. Записки — железная держава. Кемерово: Кн. изд-во, 1979. 220 с.
34. Келуцкое В.Н. — Производство черных металлов и природная среда. М.: Комитет по системному анализу при Президиуме АН СССР, 1984, вып. 33, с. 96—110.
35. Трахимович В.И., Шалимов А.Г. Использование железа прямого восстановления при выплавке стали. М.: Metallurgia, 1982. 248 с.
36. Direktreduktion von Eisenerz, Studie, Hrsg.: Kommission der europäischen Gemeinschaft für Kohle und Stahl, 1976, Verlag Stahleisen.
37. Development of sponge iron production throughout the world. U. Kalle, K. Pittel, R. Steffen. LKAB-DR pellet symposium, Kiruna 1979.
38. Metallurgie, Teil 1: Eisenerzeugung, Hrsg.: F. Oeters, R. Steffen, 1982, Verlag Stahleisen.
39. Direct Reduced Iron, Hrsg.: R.L. Stephenson, R.M. Smailer, Warrendale, P.A., USA, 1980. The Iron and Steel Society of AIME.
40. Review: Current coal based sponge iron (DRI) processes. IAMI, Febr. 1982, page 32MP21-36.
41. Einsatz von metallurgischen Schlammern und Stäuben im Drehrohrofen, Y. Yamada, Osaka, 1980, Stahl + Eisen 100.
42. Der LS-Rior-Prozeß — ein neues Verfahren zur Direktreduktion von Eisenerz, Nov. 1982, Stahl + Eisen, p. 122B.
43. Update on the Midrex process, Internal communication, 1982.
44. Dolomite fluzed iron ore pellets for direct reduction processes. G. Papst, J. Sittard, G. Thanning, Skillings Mining Review, Mai 1981.
45. Юсфин Ю.С., Данышин В.В., Гребенников В.Р., Кудрявцев В.С. — Сталь, 1984, № 1, с. 9—11.
46. Study on clustering and its prevention in the shaft furnace for direct reduction process. K. Narita, D. Kaneko, Y. Kimura, Kobe 1979, 97. ISIJ-Meeting, Tokyo.
47. Pellets for direct reduction, LKAB symposium 1979, Metal Bulletin Monthly, Dec. 1979, page 11—21.
48. Korf, VOEST-ALPINE ready to hit U.S. with a new process for minimills. B.H. LeCerc. Oct. 1982, Iron Age.
49. Krupp concept of a combined direct reduction-melting proc. J. Hartwig, D. Neuschütz, D. Radke, W. D. Röpke, 1983, Ironmaking and steelmaking, page 124—129.
50. Das ELRED-Verfahren — ein neuer weg zur kostensparenden Roheisenerzeugung. P. Collin, H. Stickler, März 1980, Eisen + Stahl, page 220—224.
51. Plasmamelt — a new hot metal process. S. Santen, Aug. 1981, Symposium "New smelting reduction processes", Stockholm.
52. Рыкалин Н.Н., Манохин А.И., Фролов В.А., Цветков Ю.В. — Сталь, 1977, № 11, с. 974—977.
53. Das Inred-Iron-Verfahren für die Roheisenerzeugung. H. Elvander, G. Omberg, 1984, Stahl + Eisen 104, page B64—B66.
54. H. LOWNIE, Mc Leer, R. Davidson, C. Moody, 1982, Skillings Mining Review Nr. 21.
55. Aspects of combined direct reduction — melting processes. Private communication. G. Papst — D. Werner, 1984.
56. What comes after the blast furnace process. Private communication. F. Rose — D. Werner, 1984.
57. 100 Jahre Siemens-Martin-Schmelzverfahren. F. Sommer, Gießerei, 1958, page 117—122.
58. Now, there's competition for Direct Reduction. P. Katcher, June 1983, IAME 18MP7—
59. Геология и полезные ископаемые Курской магнитной аномалии. М.: Недра, 1967. 195 с.
60. СССР в цифрах, 1983. М.: Финансы и статистика, 1984. 239 с.
61. Хижняк А. Приосколье. Воронеж: Центрально-Черноземное кн. изд-во, 1984. 95 с.
62. Курская магнитная аномалия /Под ред. Шевякова Л.Д. Белгород: Кн. изд-во, 1961. 418 с.

63. Кармазин В.И., Остапенко П.Е. — Горный журнал, 1957, 1 11, с. 78—80.
64. Турецкий Я.М., Тристан Е.Л., Остапенко П.Е. — Прямое получение железа и порошковая металлургия: Науч. тр. /ЦНИИЧМ. М.: Металлургия, 1974, № 1, с. 21—27.
65. Бехтле Г.А., Румянцева Н.М., Лащенкова М.П. — Технология подземной добычи и обогащения железистых кварцитов КМА. М.: Наука, 1964. 116 с.
66. Д.К.Чернов и наука о металлах. ГНТИ. М.-Л., 1950. 564 с.
67. Физико-химические основы производства стали. М.: изд-во АН СССР, 1951, с. 486—492.
68. Бурхгардт О., Кортман Г., Гровер Б. — Черные металлы, 1970, № 13, с. 3—9.
69. Юсфин Ю.С., Базилевич Т.Н. Обжиг железорудных окатышей. М.: Металлургия, 1973. 280 с.
70. Udy M.J., Udy M.G. — Metal Progress, 1958, v. 74, № 6, p. 92—94.
71. Бачинина Г.А., Гаспарян В.Е., Андронов В.Н. и др. — Сталь, 1972, № 2, с. 97—101.
72. Канфер В.Д., Бачинина Г.А., Тютюник Ю.М. и др. — Сталь, 1984, № 1, с. 11—15.
73. Кожевников И.Ю., Ярхо Н.А. Бюллетень изобретений, 1959, № 24.
74. Гольдштейн Н.Л., Шубин А.Ф., Никитин В.Д. и др. — Сталь, 1979, № 8, с. 580—581.
75. Гольдштейн Н.Л., Шубин А.Ф., Светлов В.Ф. — Сталь, 1979, № 1, с. 19—20.
76. Гольдштейн Н.Л., Шубин А.Ф., Лихов В.К. и др. — Прямое получение железа и порошковая металлургия: Науч. тр. /ЦНИИЧМ. М.: Металлургия, 1978, № 3, с. 16—19.
77. Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А. Металлизированные окатыши. М.: Металлургия, 1974. 186 с.
78. Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А., Мардосевич В.А. и др. — Прямое получение железа и порошковая металлургия: Науч. тр. /ЦНИИЧМ. М.: Металлургия, 1974, № 1, с. 44—55.
79. Пчелкин С.А., Маргалева Б.И., Колесников Б.П. — Бюл. ин-та "Черметинформация", 1975, № 23, с. 41.
80. Белогузов В.Я., Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А. — Подготовка и восстановление руд: Науч. тр. /ЦНИИЧМ. М.: Металлургия, 1971, № 2, с. 138—141.
81. Кудрявцев В.С., Пчелкин С.А., Сторожев Ю.И. и др. — Подготовка и восстановление руд: Науч. тр. /ЦНИИЧМ. М.: Металлургия, 1971, № 2, с. 142—145.
82. Пчелкин С.А., Кудрявцев В.С., Воротынец А.Е. и др. — Прямое получение железа и порошковая металлургия: Науч. тр. /ЦНИИЧМ. М.: Металлургия, 1978, № 3, с. 33—41.
83. Мардосевич В.А., Пчелкин С.А. — Прямое получение железа и порошковая металлургия: Науч. тр. /ЦНИИЧМ. М.: Металлургия, 1980, № 5, с. 20—24.
84. Михелевич А.Г., Комисаров Г.М., Степин Г.М. — Сталь, 1971, № 5, с. 389—393.
85. Редько А.Н., Соколов В.С., Пучугина В.В. и др. — Прямое получение железа и порошковая металлургия: Науч. тр. /ЦНИИЧМ. М.: Металлургия, 1974, № 1, с. 100—113.
86. Теория металлизации железорудного сырья / Юсфин Ю.С., Деньшин В.В. и др. М.: Металлургия, 1982. 256 с.

## ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- АККАР процесс 42
- Армо процесс 53
- Аспирации система 249, 277
- Бентонитовый порошок:
  - гранулометрический состав 171
  - мельница 177
  - сушильный барабан 177
  - установка дозирования 151
  - химический состав 167
- Вентури труба 263
- Виберга — Седефорса способ 37
- Восстановительный газ 190, 211, 239, 299
- Восстановления процесс, материальный баланс 288
- Гидротранспорт концентрата 113, 173
  - катодная защита 174
  - коэффициент трения 122
  - критическая скорость 120
  - опытная установка 114
  - полезная мощность 124
  - потеря напора 123
- Грохот вибрационный 163
- роликовый 164
- Грохочение окатышей 155, 166, 274
- Доред процесс 75
- Дуайт-Плойд — Мак-Уэйн процесс 67
- Железо двухвалентное 310
- губчатое, брикетирование 228, 251
- системы транспортировки 250
- Инертный газ 211, 244, 299
- система приготовления 267
- Инард процесс 78
- Кавасаки процесс 87
- Кингпор — Метор процесс 50
- Колошниковый газ 185, 211, 299
- Конвертированный газ 185, 211, 299
- Концентрат магнетитовый 143
  - гранулометрический состав 171
  - обезвоживание 128
  - обогащение 108
  - химический состав 171
- КР процесс 82
- КС процесс 84
- Металлизации процесс 230
  - влияние  $Fe^{2+}$  134, 310
  - степень 187, 190, 304, 315
  - изменение при транспортировке 198
  - установка 311
  - баланс материальный 308
  - — энергетический 308
- Мидрекс процесс:
  - контроль 280

- модуль прямого восстановления 238, 258
  - — — баланс материальный 290
  - — — — энергетический внешний 291
  - — — — — внутренний 293
  - — — дымовая труба 273
  - — — параметры регулирования 286
  - — — печь металллизации:
    - баланс материальный 307
    - энергетический 307
  - загрузка 258
  - зона восстановления 259, 301
    - охлаждения 260, 306
  - питатели 261
  - футеровка 260
  - — — рекуператор 272
  - — — эксгаустер дымового газа 273
- Новальфер процесс 63
- НСК процесс 55
- Окатыши металлизованные:
  - гранулометрический состав 219
  - качество 207
  - плотность истинная 220
  - кажущаяся 220
  - насыпная 220
  - прочность на раздавливание 187, 221
  - регулирование содержания углерода 308
  - степень металллизации 171
  - температура размягчения 221
  - транспортировка 274, 313
  - химический состав 219, 288
  - хранение 274, 313
- окисленные:
  - гранулометрический состав 171
  - показатель производства 184
  - транспортировка 232, 256
  - химический состав 288
  - хранение 232, 256
  - сырые 132, 163
  - — — грохочение 179
  - — — обжиг 131, 135, 139, 180
  - — — — установка 153, 164, 181
- Окомкование концентрата 131, 156, 179
  - — — установка 153
  - — — — баланс материальный 171
  - — — — — энергетический 172
  - — — барабан-окомкователь 163
  - — — контуры регулирования 158
- Охлаждающий газ 211, 243, 299
- Охлаждения система 245, 266
  - — — оборотный цикл чистой воды 246
  - — — — загрязненной воды 247
- Питатель маятниковый 261
- Плазмаред процесс 80
- Плазмасмелт процесс 79

- Природный газ 90, 211, 252, 288, 299
  - — — конверсия 61
  - — — — очистка от серы 232, 252
  - — — — — баланс материальный 289
  - — — — — схема установки 236
- Проба барабанная 221
- Пульпа 156
  - плотность 148
- Пульпопровод 141, 144
  - градиент давления 149
- Пурофер процесс 56
- Рекуператор 272, 298
  - баланс материальный 300
  - — — энергетический 301
- Ремина способ 43
- Риформер 269, 298
  - баланс материальный 300
  - — — энергетический 301
- Роторед процесс 76
- СИП процесс 76
- Скруббер колошникового газа 262, 311
  - охлаждающего газа 265, 311
  - радиальный 249, 278, 311
- СЛ — РН процесс 40
- Стратеджик Юди способ 44
- Сумитомо процесс 86
- Технологический газ 299
- Топливный газ 211, 299
- Фиор процесс 65
- Хёганес способ 37
- ХИБ процесс 64
- ХиЛ процесс 52
- Хит фаст процесс 66
- Холодильник конвертированного газа 265
  - технологического газа 264
- Чернова печь 36
- Шахтная печь БМК 59
  - — — баланс материальный 191
  - — — — энергетический 191
  - — — Запорожсталь 57
- Элкем способ 46
- Эпред процесс 77