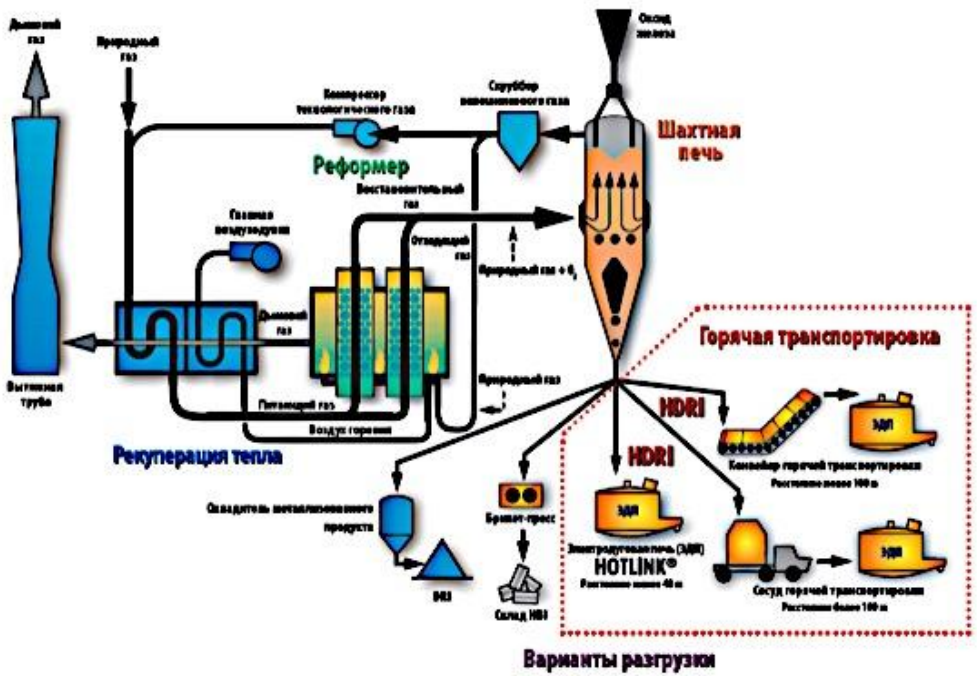


В.А. Белевитин

Металлургическое производство железо-углеродистых конструкционных материалов



Челябинск
2024

**МИНИСТЕРСТВО ПРОСВЕЩЕНИЯ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Южно-Уральский государственный
гуманитарно-педагогический университет»

**Металлургическое производство
железо-углеродистых
конструкционных материалов**

Учебное пособие

**Челябинск
2024**

УДК 621.8 (021)

ББК 34.44я73

Б 43

Белевитин, В.А. Metallургическое производство железо-углеродистых конструкционных материалов: учебное пособие / В.А. Белевитин; Министерство просвещения РФ; Южно-Уральский государственный гуманитарно-педагогический университет. – Челябинск: Издво Южно-Урал. гос. гуман.-пед. ун-та, 2024. – 405 с. – ISBN 978-5-907869-01-1. – Текст: непосредственный.

Учебное пособие посвящено описанию технологий классических способов производства железо-углеродистых конструкционных материалов и новых технологий – прямого получения железа на основе современных представлений металлургических производств, а также рассмотрены конструктивные особенности агрегатов, реализующих инновационные процессы изготовления высококачественного и экологически чистого металла, экономически пригодного для удовлетворения самых высоких требований различных отраслей потребителей, включая авиа-, судо- и транспортное машиностроение.

Учебное пособие адресовано студентам, обучающимся по программе бакалавриата направления подготовки 44.03.04 Профессиональное обучение (по отраслям), профиль «Транспорт».

Рецензенты: М.С. Дмитриев, д-р техн. наук, доцент

К.Н. Семендяев, канд. техн. наук

ISBN 978-5-907869-01-1

© В.А. Белевитин, 2024

© Издательство Южно-Уральского государственного гуманитарно-педагогического университета, 2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
Глава 1. Горнорудное производство	7
1.1. Добыча руды	10
1.2. Обогащение и переработка руды	36
1.2.1. Особенности обогащения и переработки руды	36
1.2.2. Измельчение руды и выделение концентрата	38
Контрольные вопросы	75
Глава 2. Доменное производство	78
2.1. Подготовка доменной плавки	79
2.1.1. Производственный цикл доменной плавки	79
2.1.2. Шихтовка и окучкование обогащаемой до агломерата или окатышей железной руды	80
2.2. Подготовка кокса к доменной плавке	101
2.3. Производство кокса	105
2.4. Комбинирование воздушного дутья с применением природного газа и пылеугольного топлива	111
2.5. Доменный цех металлургического завода	113
2.6. Процедура доменного процесса плавки чугуна	122
2.7. Экология доменного цеха	140
2.8. Интенсификации доменного процесса плавки чугуна	149
2.9. Технологии бездоменной металлургии чугуна	174
2.9.1. Процесс <i>Corex</i>	174
2.9.2. Процесс <i>Finex</i>	179
2.9.3. Процесс <i>Hismelt</i>	181
2.9.4. Процесс <i>Ромелт</i>	186
2.9.5. Технология ORIEN процесса «руда – сталь»	193
Контрольные вопросы	198
Глава 3. Сталеплавильное производство	203
3.1. Способы промышленного решения проблемы прямого получения железа	210

3.2. Процессы твёрдофазного восстановления	
3.2.1. Производство железа в шахтных печах – технология металлизации Мидрекс	213
3.2.2. Производство железа в ретортах – технология HYL/Energiron	216
3.2.3. Производство железа на движущейся колошниковой решетке	220
3.2.4. Производство железа во вращающихся трубчатых печах	221
3.2.5. Производство железа в реакторах кипящего слоя	225
3.2.6. Производство железа в печах с вращающимся подом	232
3.2.7. Химико-термический способ получения железа	246
3.2.8. Ядерные печные агрегаты в металлургии	250
3.3. Технологический анализ сырьевой базы сталеплавильного производства	254
3.3.1. Технологический анализ сырьевой базы сталеплавильного производства	258
3.3.2. Мартеновский способ выплавки стали	260
3.3.3. Производство стали в двухваннах сталеплавильных агрегатах	288
3.4. Конвертерное производство стали	305
3.4.1. Сущность конвертерного производства стали ..	305
3.4.2. Технология кислородно-конвертерной плавки ..	320
3.5. Ковшовая обработка стали	370
Контрольные вопросы	395
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	397
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	398

ВВЕДЕНИЕ

Металлургия – основа современной цивилизации: доля продукции, изготовленной с использованием черных и цветных металлов, составляет в настоящее время около 75 % валового национального продукта государства. Современный металлургический комплекс, являясь базовой отраслью, вносит существенный вклад в экономику России. В XXI веке металлы останутся основными конструкционными материалами, так как по своим свойствам, экономичности производства и потребления не имеют себе равных в большинстве сфер применения.

Используемые в технике металлы получают из руд – природных образований, содержащих металлы в таких соединениях и концентрациях, при которых их промышленное использование технически возможно и экономически целесообразно. Применение того или иного металла (или сплава) в значительной мере определяется практической ценностью его свойств; существенное значение имеют и другие обстоятельства, в первую очередь природные запасы, доступность и рентабельность его добычи. Из особо ценных и важных для современной техники металлов содержатся в земной коре в больших количествах лишь немногие: алюминий (8,8 %), железо (4,65 %), магний (2,1 %), титан (0,63 %). Природные ресурсы таких весьма важных металлов, как никель, кобальт, ванадий, вольфрам и др. измеряются сотыми и даже тысячными долями процента. В России достаточно активно идет процесс трансформации существующих производственных технико-технологичес-

ких мощностей, ориентированных на выпуск металлургического продукта, обеспечивающего индустриально-необходимые потребности задаваемого качества железо-углеродистых конструкционных материалов.

Возможность получения стали с гарантированно низким содержанием вредных примесей в результате использования комбинации применяемых технико-технологических процессов горнорудного и металлургического производства обеспечивает условия для роста многих отраслей промышленного производства без увеличения объёма выплавляемой стали. Современные агрегаты горнорудного и металлургического производства укомплектовываются системами автоматических систем управления (АСУ) технологическими процессами (ТП), что способствует обеспечению производить наиболее высококачественный, экономически выгодный (с относительно низкой энергоёмкостью) и экологически чистый металл без примесей серы и фосфора, пригодный для удовлетворения самых высоких требований различных отраслей потребителей, включая авиа-, судо- и транспортное машиностроение.

Молодым специалистам в области металлургического производства, вступающим в XXI век, обеспечено необъятное поле деятельности в одной из наиболее приоритетных отраслей народного хозяйства по направлениям цифровой трансформации мероприятий – энергосберегающих технологий и нивелированию выбросов в окружающую среду.

Глава 1

ГОРНОРУДНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Металлургия (от греч. *μεταλλουργέω* – обрабатываю металлы, добываю руду) – область науки, техники и отрасли промышленности, охватывающие процессы получения металлов из руд или других материалов, а также процессы, сообщающие металлическим сплавам путем изменения их химического состава и строения свойства, соответствующие назначению.

Металлургия является фундаментом и основой любого производства, а также экономик многих крупнейших стран мира.

К металлургии относятся процессы добычи и обработки руд с целью их подготовки к извлечению металлов, процессы извлечения металлов из руд и других материалов (коксующихся углей), очистка металлов от нежелательных примесей и другие процессы – литья, обработки металлов давлением.

Исторически сложилось так, что металлургическое производство подразделяют на черную металлургию (металлургию железа и его сплавов) и цветную металлургию (металлургию всех остальных металлов).

Черная металлургия – основа развития большинства отраслей народного хозяйства. Несмотря на бурный рост продукции химической промышленности и цветной металлургии, черные металлы и сплавы на их основе остаются главным конструкционным материалом в машиностроении.

Полный производственный цикл в черной металлургии включает в себя следующие основные этапы:

- добыча руды, ее обогащение и переработка в агломерат или окатыши (рудоуправления и горно-обогажительные комбинаты – ГОКи);
- добыча коксующихся углей и их переработка в кокс;
- производство ферросплавов (как элемента для легирования или раскисления металла);
- производство переплавленного чугуна;
- выплавка стали;
- производство поковок и проката – листов, полос, труб и другой продукции.

В черной металлургии в зависимости от используемого сырья выделяют:

- доменное производство (сырьем служит обогащенная до агломерата или окатышей железная руда и кокс) переплавленного чугуна, из которого затем выплавляют сталь;
- бескоксовую технологию (технология прямого восстановления), когда в установке металлургии идет прямое восстановление обогащенной железной руды газом (direct reduction iron – DRI) до металлизированного продукта, годного для производства электростали;

– технологию, использующую лом. В настоящее время в черной металлургии мира примерно 2/5 железосодержащего сырья составляет стальной лом.

В первых двух случаях сырьем для выплавки стали служит железная руда. В последние десятилетия в мире наблюдается тенденция увеличения доли стали, выплавляемой с использованием технологии прямого восстановления – процесса получения железа и стали непосредственно из рудных материалов, минуя стадию выплавки чугуна в доменных печах.

Крупнейшими производителями черных металлов в России являются Череповецкий металлургический комбинат (ОАО «Северсталь»), ПАО «Магнитогорский металлургический комбинат», ПАО «Новолипецкий металлургический комбинат», АО «ЕВРАЗ Западно-Сибирский металлургический комбинат», ОАО «ЕВРАЗ» Нижнетагильский металлургический комбинат, ПАО «Челябинский металлургический комбинат», УК «Металлоинвест» (объединяет Оскольский электрометаллургический комбинат им. А.А. Угарова, Лебединский горно-обогатительный комбинат в Белгородской области, Михайловский горно-обогатительный комбинат) и многие другие (АО «ВМЗ», ПАО «ЧТПЗ», АО «ПНТЗ», АО «ЧЭМК», АО «НЛМК-УРАЛ и пр.).

На мировой арене крупнейшие компании (холдинги) по производству стали и металлопродукции из черных металлов и сплавов – Nucor (США), CITIC (China International Trust and Investment Corporation), Baoshan Iron & Steel Co., Ltd. (корпорация на территории КНР).

Горнорудное производство включает поиск, разведку, добычу и переработку руд. Добыча руды, ее обогащение и переработка в агломерат или окатыши – первый этап полного производственного цикла в черной металлургии. В России горнорудное производство входит в состав металлургических комбинатов полного цикла (КПЦ). Добыча и переработка рудного сырья – прерогатива горнодобывающих компаний, к наиболее крупным из которых относятся горнодобывающая австралийская компания FMG (Fortescue Metals Group) и международная горнодобывающая компания Vale.

1.1. Добыча руды черных металлов

Из наиболее ценных и важных для современной техники металлов лишь немногие содержатся в земной коре в сравнительно наибольших количествах: алюминий (8,8 %), железо 4,65 %), магний (2,1 %). Природные ресурсы некоторых весьма важных металлов измеряются сотыми и даже тысячными долями процента (*Ni, Co, Cr, Mo, V, W* и др., благородные и редкие металлы).

Без добычи руд чёрных металлов не было бы прогресса в развитии цивилизации.

Железная руда – наиважнейшее минеральное образование, включающее железо (*Fe*), а также его соединения (*FeO, Fe₂O₃, FeS₂* и др.). Руду считают железной в том случае, если она содержит этот элемент в достаточных объемах для того, чтобы было экономически выгодно его извлекать. Богатыми считаются залежи железной руды с со-

держанием железа в своем составе более 57 %. Основная часть руд России относится к бедным и средним, содержащим от 16 до 40 % металла. К рентабельной обработке в мировой практике пригодно около 72 % запасов. Самыми большими запасами железа обладают Россия и Бразилия.

Основной разновидностью железной руды является магнитный железняк $FeO \cdot Fe_2O_3$ (магнетит – рисунок 1.1), состоящий почти из 70 % окиси (Fe_2O_3) и закиси (FeO) железа.



Рисунок 1.1 – Магнетит $FeO \cdot Fe_2O_3$ [1]

Магнитный железняк обычно представлен крепкими, плотными кусковыми рудами. Он содержит обычно 55–60 % Fe (редко 16–30 % Fe), 0,02–2,5 % S , 0,02–0,7 % P и чаще всего кислую пустую породу (SiO_2 , Al_2O_3). Магнетит характеризуется высокой магнитной восприимчивостью, и поэтому магнитные железняки пригодны для электромагнитного обогащения, являющегося одним из наиболее эффективных и распространенных способов обогащения железных руд. Встречающийся в сочетании с магнетитом минерал ильменит ($FeTiO_3$) является также промышленно ис-

пользуемым. Руды, в которых преобладает минерал ильменит, называются титаномагнетитами.

Красный железняк, применяемый в металлургии, содержит обычно 55–60 % Fe , а некоторые его разновидности – до 69,5 % Fe . В ряде случаев в рудах содержится мало серы и фосфора. Руды бывают кусковые, а иногда пылевидные. Цвет красных железняков колеблется от красного до светло-серого и даже черного, но на фарфоровой пластинке красный железняк всегда дает красную черту. Пустая порода таких руд обычно состоит из SiO_2 и Al_2O_3 .

Наиболее распространенный в земной коре бурый железняк, представляющий в рудах водные оксиды железа – $2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$ (лимонит) и $Fe_2O_3 \cdot H_2O$ (гетит), обычно беден и влажен, к тому же трудно поддается обогащению, поэтому его используют сравнительно в небольшом количестве.

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

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

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

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

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

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

Содержание марганца в этих минералах составляет от 41,9 % до 72,1 %. Однако в добываемых марганцевых рудах из-за примесей содержание марганца в основном составляет 20–45 % и редко 50–57 %. Пустая порода по своему составу аналогична железным рудам и в основном представлена кремнеземом и в меньшей степени глиноземом. Известковая пустая порода встречается довольно редко.

Добываемые марганцевые руды обычно подвергаются промывке или гравитационно-магнитному обогащению с получением концентратов, содержащих 40–56 % *Mn*.

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

Желательно, чтобы в марганцевой руде было много марганца и мало фосфора. Так, для выплавки ферросплавов фосфора не должно быть более 0,2 %. В рудах, предназначенных для выплавки передельного чугуна, фосфора может быть 0,6 % и даже более. Если руда предназначена

для выплавки богатого ферромарганца, то для обеспечения высокого содержания марганца в сплаве необходимо, чтобы железа в ней было не более 4–6 %.

Примеси железных руд

Кроме вышеотмеченных соединений железа, в рудах присутствуют различные примеси (тоже в виде соединений), которые в зависимости от вида плавки могут быть полезными и вредными.

Вредным примеси – сера, цинк и мышьяк. Сера вызывает красноломкость стали, а процесс ее удаления в доменном и сталеплавильном производствах связан с ухудшением технико-экономических показателей. Процессы окислительного обжига рудных материалов и агломерации способствуют снижению содержания серы. Цинк, хотя и не переходит в чугун, но возгоняется и, проникая в швы кладки, приводит к ее росту и разрыву металлического кожуха доменной печи. Небольшое количество мышьяка удаляется из руды при агломерации или лучше при специальном обжиге руды, а при доменной и сталеплавильной плавках он переходит в металл. Мышьяк придает стали хладноломкость и ухудшает ее свариваемость.

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

Полезными примесями однозначно являются титан и ванадий.

Пустая порода руд в основном состоит из SiO_2 , Al_2O_3 , CaO и MgO , которые обычно находятся в виде различных соединений. Для доменной плавки желательно, чтобы отношение $(CaO + MgO)/(SiO_2 + Al_2O_3)$ выдерживалось ~ 1 . В этом случае не требуются флюсы. Такую руду называют самоплавкой, однако встречается она очень редко. Чаще всего данное отношение значительно < 1 , т.е. пустая порода руд является кислой.

Флюсы и отходы производства

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

Температура плавления оксидов, входящих в состав пустой породы агломерата, окатышей или руд и в золу кокса ($SiO_2 - 1710$ °C, $Al_2O_3 - 2050$, $CaO - 2570$ °C, $MgO - 2800$ °C), значительно выше температуры шлака в доменной печи (1450–1600 °C). Вместе с тем при определенном соотношении указанных оксидов образуются легкоплавкие составы, которые имеют температуру плавления ниже 1300 °C и характеризуются хорошей текучестью при 1450–1600 °C.

Необходимо также, чтобы шлаки, получаемые в доменной печи, содержали определенное количество основных оксидов (CaO и MgO) для обеспечения требуемой

десульфурисуемой способности. Например, рекомендуется, чтобы в шлаках отношение $(CaO + MgO)/(SiO_2 + Al_2O_3)$ составляло около 1,0, а отношение SiO_2/Al_2O_3 было равно величине 2–4,5.

Таким образом, в зависимости от состава пустой породы руды и вида топлива нужно применять основные, кислые или глиноземистые флюсы. Добываемые руды, как правило, содержат кислую пустую породу и характеризуются приемлемым соотношением SiO_2 и Al_2O_3 , поэтому по технологическим причинам обычно применяют основной флюс – известняк, состоящий из карбоната кальция $CaCO_3$, или доломитизированный известняк, содержащий, кроме $CaCO_3$ еще $MgCO_3$.

До середины XX в. в доменную печь в обеспечение шлакообразования вводили известняк. В этом случае к известняку предъявляли определенные требования в отношении механической прочности и кусковатости. Теперь же известняк вводят при окислении железных руд или железорудных концентратов. Это приводит к улучшению показателей доменной плавки и, прежде всего, к сокращению расхода кокса, т.к. при этом отпадает необходимость в затрате тепла на эндотермический процесс разложения карбонатов. Известняк вводят в измельченном состоянии (размер зерен < 3 мм), из-за чего не требуются его высокая механическая прочность и кусковатость. Необходимо лишь, чтобы в известняке было немного SiO_2 , Al_2O_3 , серы и фосфора. Известняк хорошего качества содержит: от 52 % до 54,5 % CaO (против 56 % в чистом $CaCO_3$); 0,6–1,0 % SiO_2 ;

0,005–0,01 % *S* и 0,008–0,015 % *P*. В обычном известняке содержится 0,5–3 %, а в доломитизированном 5–10 % *MgO* и более.

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

Металлы в рудных месторождениях концентрируются в результате геологических процессов образования горных пород. В зависимости от соотношений величин главных или характерных, выделяют четыре основных типа рудных тел:

- 1) изометрические или близкие к ним;
- 2) плитообразные (пластовые);
- 3) трубообразные;
- 4) сложной формы, имеющие неправильные, резко изменяющиеся очертания.

К числу рудных тел первого типа относятся рудные или оруденелые массивы со сплошным или вкрапленным оруденением – некоторые железорудные месторождения и др. Такие изометричной формы массивы, относящиеся к

морфологическому типу [1–2] (рисунок 1.2, *а*), имеют довольно большие размеры (1 км и более) и объектами промышленной разработки являются в очень крупных масштабах.

В сравнении с пластовыми и жильными месторождениями рудных тел изометричной формы встречаются относительно редко. Среди геологических факторов, определяющих их локализацию, резко преобладают магматические и структурно-тектонические. По условиям формирования рудные тела изометричных месторождений могут быть как син-, так и эпигенетическими. Изометрическую форму имеют рудные тела медно-порфировых, свинцово-цинковых, ртутных и золотых месторождений, а также месторождений каменных солей и др. [2].



Рисунок 1.2 – Рудные тела (залито черным) изометрической формы [1]:

а – рудный массив; *б* – шток; *в* – гнезда

К более мелким формам рудные тела первого типа относятся штоки и гнезда (рисунок 1.2, *б* и *в*). Штоки – изометрические рудные тела средних размеров, измеряемые первыми сотнями метров. Они характерны для мно-

гих полиметаллических, колчеданных, железорудных и других месторождений. Гнезда – небольшие по размерам (от нескольких до десятков метров) изометрические рудные тела, характерные для многих хромитовых, платиновых, ртутных, сурьмяных, пьезокварцевых месторождений.

Среди рудных тел плитовидной формы различают пластообразные тела. К ним относятся:

– рудные пласты (рисунок 1.3, а), залегают согласно с вмещающими породами (месторождения осадочных полезных ископаемых – некоторых железных руд, минеральных солей, ископаемых углей, бокситов, золотоносных и ураноносных конгломератов и многих др.);

– пластообразные залежи (рисунок 1.3, б) отличаются от рудных пластов меньшей выдержанностью по мощности, простиранию и падению, а также прерывистостью (месторождения медистых песчаников, фосфоритов, некоторых свинцово-цинковых месторождений и др.);

– линзы – сравнительно короткие, быстро выклинивающиеся рудные тела (медно-колчеданные, свинцово-цинковые, апатитовые и другие месторождения); седловидные залежи – согласные, изогнутой формы тела, образующиеся в сводовых частях куполов (рисунок 1.3, в) и антиклиналей (месторождения сурьмы, ртути, золота и др.).

Пластовые месторождения относятся к морфологическому типу плитообразных рудных тел.

Пластовыми, как правило, являются многочисленные сингенетические месторождения углей, горючих сланцев, железных марганцевых и полиметаллических

руд, имеющих осадочный либо гидротермально-осадочный генезис [2].

Главными геологическими факторами, определяющими расположение пластообразных месторождений в земной коре, являются литологические и стратиграфические или, иначе говоря, месторождения пластовой формы локализуются либо в определенных литологических разностях пород, либо в отложениях конкретного геологического возраста.



Рисунок 1.3 – Рудные тела пластообразной формы [1]:

а – рудный пласт; *б* – пластообразные залежи;
в – линза и седловидная залежь

Контакты пластовых рудных тел с вмещающими их отложениями согласные и, как правило, резкие.

У рудных тел по простиранию и падению параметр *выклинивания* может быть *простым* (когда мощность уменьшается постепенно), *тупым*, с резким изменением мощности, и *сложным*, когда рудное тело при выклинивании расщепляется на многочисленные тонкие пропластки.

Для эпигенетических месторождений пластовая форма рудных тел встречается относительно редко [2].

Пространственно-морфологические параметры пластовых месторождений

Условия залегания *пластовых* рудных тел по характеру залегания (главным образом, падения) *пластовые* рудные тела месторождений подразделяются на четыре группы:

- пологие рудные тела с углами падения до 10° ;
- наклонные рудные тела с углами падения $10\text{--}30^\circ$;
- крутопадающие рудные тела с углами падения $> 30^\circ$;
- сложные рудные тела с переменными значениями элементов залегания, локализованные в складчатых структурах.

Пластовые месторождения имеют следующие формы рудных тел:

- пласты;
- линзы;
- пластообразные залежи;
- комбинации вышеобозначенных форм, осложненные пликативными и дизъюнктивными тектоническими нарушениями.

Пластом называется плитообразное тело полезного ископаемого, отделенное от вмещающих пород более или менее параллельными плоскостями напластования. Нижний контакт с вмещающими отложениями называется почвой (подошвой), а верхний – кровлей. Пласты в свою очередь подразделяются на *простые* – однородные по составу и не содержащие прослои вмещающих пород, и *сложные*, состоящие из переслаивания прослоев полез-

ного ископаемого и вмещающих пород (рисунок 1.3, а). По количеству пластов месторождения делятся на *одно- и многопластовые*.

Линза отличается от пласта меньшими и примерно равными размерами по простиранию и падению (рисунок 1.3, в). В плане линзообразные рудные тела имеют вид округлых или овальных тел с постепенным уменьшением их мощности к краям.

Пластообразная залежь (рисунок 1.3, б) характеризуется, в отличие от пласта, меньшей выдержанностью мощности, прерывистостью и меньшей площадью. Плитообразную форму имеют рудные тела ряда сингенетических, собственно магматических месторождений, а также эпигенетических гидротермальных и скарновых месторождений. Характерной особенностью этих рудных тел являются резко меняющиеся размеры по простиранию и падению и сложная форма почвы залежей. Наиболее отчетливо эта особенность выражена в залежах остаточных месторождений.

Основными размерами пластовых рудных тел являются: длина по простиранию, длина по падению, мощность. В случае горизонтального залегания рудные тела характеризуются длиной, шириной и мощностью [1].

К жилообразным рудным телам относятся: жилы (рисунок 1.4, а), которые характеризуются несложной формой без разветвлений и резких изменений мощности и залегания (кварцевые и др.), ветвящиеся или сложные жилы – обычная форма рудных тел многих золото-, медно-,

оловорудных, вольфрамовых и других месторождений (рисунок 1.4, б), прожилковые зоны и штокверки – широко распространенная в природе форма рудных тел многих крупных месторождений меди, свинца, цинка, золота и редких металлов. В отличие от простых и сложных жил прожилковые зоны характеризуются большим числом мелких жил или прожилок (рисунок 1.4, в).

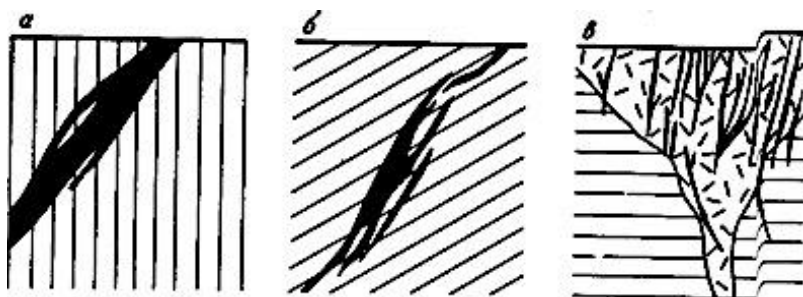


Рисунок 1.4 – Рудные тела жилообразной формы во вмещающих породах [1]:
 а – простая жила; б – ветвящаяся жила;
 в – прожилковая зона (штокверк)

В морфологическом смысле жильные месторождения очень близки к месторождениям пластовой формы. Как и пластовые месторождения, они относятся к морфологическому типу плитообразных рудных тел. Коренными отличиями жильных месторождений от пластовых является характер соотношения рудных тел с вмещающими их отложениями. Жильные рудные тела всегда эпигенетичны по отношению к вмещающим породам. Жильную форму имеет обширная группа различных по генезису эпигенетических месторождений черных, цветных, редких и благо-

родных металлов; пьезооптического и электротехнического сырья и др. Существенно иные для жильных месторождений и геологические факторы, определяющие их локализацию в различных по происхождению горных породах. Если для пластовых месторождений определяющими геологическими факторами локализации рудных тел являются литолого-стратиграфические, то для жильных на первом плане стоят структурно-тектонические и магматические факторы. Контакты жильных рудных тел с вмещающими их отложениями, называемые зальбандами, как правило, резкие. Выклинивание жильных рудных тел, как и пластовых, может быть простым и сложным. Жильные месторождения редко состоят из одной жилы, гораздо чаще они содержат ряд жил, объединяемых в пучки или семейства. Рудное поле, образованное жильными телами, называется жильным полем [2].

*Пространственно-морфологические параметры
жильных месторождений*

Основными геологическими параметрами, определяющими условия залегания жил и их размеры, являются:

- направление простирания и длина по простиранию;
- направление и угол падения, длина по падению;
- склонение и углы склонения; мощность.

Размеры жил колеблются в широких пределах от первых метров до первых сотен километров.

Жилой называется трещина в горных породах, заполненная минеральным веществом полезного ископаемого [2].

По особенностям морфологии жильные рудные тела подразделяются на две обособленные группы:

- простые жилы;
- сложные жилы.

В свою очередь среди простых жил – одиночные минерализованные трещины, по деталям морфологии выделяются: четковидные, камерные и седловидные. К жилам сложной формы, образованным пересекающимися пучками трещин, зонам дробления и расщепления, относятся лестничные и оперенные жилы, а также рудные столбы. Рудные столбы подразделяются на морфологические и концентрационные. Первые образованы пересечениями, реже – раздувами жил, а вторые – участками повышенной концентрации полезных компонентов в жиле, не связанными с изменениями ее морфологии [2].

Трубообразные рудные тела часто контролируются зонами сопряжения и пересечения трещинных структур. Нередко они приурочены к древним вулканическим жерлам, характерны для некоторых свинцово-цинковых, оловянных, медных и молибденовых месторождений (рисунок 1.5, а).

Рудные тела сложной, или неправильной, формы часто залегают в карбонатных и других благоприятных для замещения породах, а также в зонах смятия или других крупных разрывных структурах. Сложные тела замещения в карбонатных породах (рисунок 1.5, б) – широко распространенная форма проявления свинцово-цинковых и некоторых медных месторождений.

Рудные тела этих месторождений относятся к морфологическому типу трубообразных тел, для которого характерно удлинение рудных тел по одному направлению при относительно равных двух других.

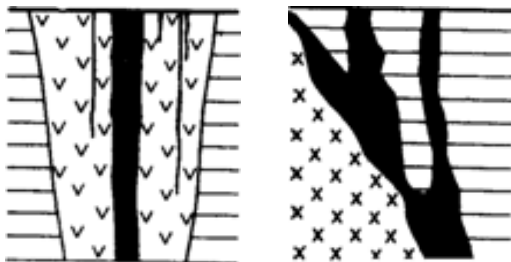


Рисунок 1.5 – Рудные тела трубообразной формы во вмещающих породах (а) и сложной формы (б) [1]

В отличие от рудных тел изометричной формы трубообразные рудные тела по условиям образования всегда эпигенетичны по отношению к вмещающим их отложениям. Локализация месторождений трубообразной формы определяется, прежде всего, структурно-тектоническими и, в меньшей степени, магматическими факторами. Трубообразную форму имеют рудные тела месторождений «коренных» алмазов (кимберлитовые трубки), олова, молибдена, золота и др.

Условия залегания рудных тел трубообразной формы определяются углом погружения (ныряния) и длиной по направлению погружения. Основными морфологическими разновидностями рудных тел этого типа являются трубообразные и столбообразные рудные тела. Морфология рудных тел по направлению погружения часто резко

изменчива и определяется серией поперечных сечений на различных гипсометрических уровнях. Размеры рудных тел месторождений трубообразной формы достигают в поперечнике сотен метров, а по направлению погружения как первые километры, так и более [2].

Параметрами, характеризующими положение плоских тел в пространстве и их размеры, являются: направление (азимут) простирания и длина по простиранию, направление (азимут) падения и протяжённость по падению, угол падения, а также мощность. Для рудных тел, имеющих заметное удлинение в одном направлении, помимо элементов залегания, обычных для плоских тел, необходимо учитывать ориентировку оси рудного тела, то есть линии его удлинения.

При разработке рудных месторождений применяют три способа:

- открытый;
- подземный;
- комбинированный;
- специальный [3].

Наиболее распространенным способом добычи металлургического сырья является открытая разработка рудных месторождений, посредством которой из недр извлекается более 2/3 всех полезных ископаемых.

Открытый (карьерный) способ разработки рудных месторождений (рисунок 1.6) имеет ряд преимуществ: лучшие санитарно-гигиенические условия труда, возможность применения высокопроизводительного горнотранс-

портного оборудования и, как следствие этого, – возможность достижения высоких технико-экономических показателей.



Рисунок 1.6 – Общий вид карьерного способа разработки рудных месторождений [4]

При открытом способе производительность труда рабочих в 4–5 раз выше производительности труда, чем при подземной разработке, а себестоимость добытой руды в 2–3 раза ниже, т.е. это относительно дешевый способ разработки, позволяющий применять мощное и высокопроизводительное оборудование (рисунок 1.7). Вместе с тем при проведении открытых работ на многие десятилетия из хозяйственного оборота изымаются огромные площади сельскохозяйственных и лесных угодий. Для доступа к месторождению с поверхности приходится вынимать, перемещать и складировать в отвалы пустые породы, объем которых в несколько раз превышает объем добываемо-

го полезного ископаемого. Эксплуатация карьера начинается с вскрышных работ, обеспечивающих открытый доступ к рудному массиву. Непосредственная разработка рудного пласта включает буровзрывные работы, экскавацию отбитой руды и ее транспортировку из карьера. Транспортные пути располагаются на уступах карьера и имеют конфигурацию восходящей спирали.



Рисунок 1.7 – Общий вид карьера разработки рудных месторождений [4]

На открытых разработках применяют рельсовый и/или автомобильный транспорт. В первом случае используют вагоны с опрокидывающимся кузовом (думпкары) с электровозной тягой, во втором – большегрузные самосвалы.

При карьерной разработке месторождения часть руды или полезного компонента остается неизвлеченной. Эти неизвлеченные запасы называются потерями полезного ископаемого в недрах земли. При любом способе выемки потери неизбежны. Для большинства месторождений руд средней ценности потери в пределах 10–12 % считаются нормальными.

Второй по значению способ разработки рудных месторождений – подземный, на долю которого приходится около 20 % добычи железа, до 45 % добычи меди, до 70 % цинка, до 75 % олова и свинца, 100 % вольфрама. Этот способ применяют при глубоком залегании рудного тела, когда открытая разработка экономически нецелесообразна или технически невозможно разрабатывать открытым способом. В связи с постепенным истощением легкодоступных неглубоко залегающих запасов металлических руд увеличивается глубина разработок, что определяет растущее значение подземной добычи. Тенденция увеличения глубины разработок прослеживается во всем мире.

Подземная разработка нередко позволяет сохранять земную поверхность, что обеспечивает значительное преимущество перед открытыми горными работами.

Небольшие месторождения рудных тел обычно разрабатывают одной шахтой. Большие месторождения рудных тел разделяют на отдельные поля, которые разрабатывают самостоятельно. Устройство шахт рудного месторождения также может быть различным. Оно зависит от пространственной формы рудного тела, свойств рудной массы и вмещающих пород, рельефа местности и многих других факторов. Принципиальная схема одной из шахт приведена на рисунке 1.8.

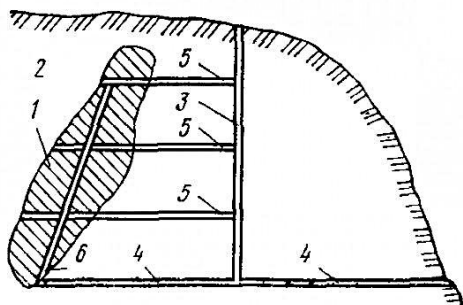


Рис. 1.8. Принципиальная схема устройства шахты:
1 – рудное тело; 2 – вмещающие породы; 3 – ствол шахты (вертикальный); 4 – штольня; 5 – квершлаг; 6 – рудоспуск

Основными технологическими операциями при подземной разработке рудных месторождений являются:
а) отбойка и перемещение отбитой руды от забоя до откаточного горизонта; б) транспортировка руды на поверхность; в) поддержание выработанного пространства.

За последние десятилетия в технологии подземной разработки рудных месторождений произошли коренные изменения: резко возросла степень механизации основных и вспомогательных производственных процессов, по-

лучило широкое распространение использование искусственных твердеющих смесей для заполнения выработанного пространства, разработаны новые технологии и системы с самообрушением (рисунок 1.9), материалы поддержания горных выработок.

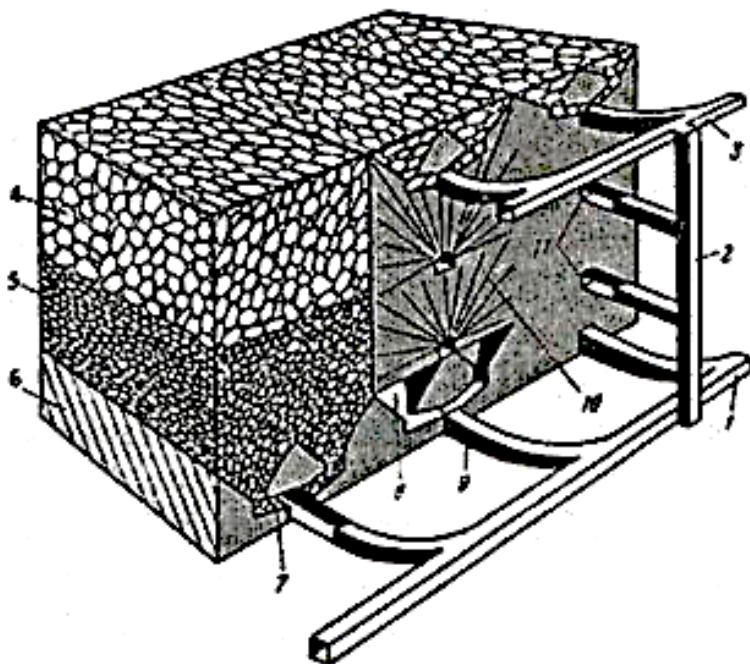


Рисунок 1.9 – Этажное обрушение со сплошной выемкой и отбойкой в зажиме [5]:

- 1 — откаточный штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — штрек вентиляционный; 4 — обрушенная порода; 5 — отбитая руда;
- 6 — днище блока; 7 — ниша вибропитателя; 8 — воронка;
- 9 — погрузочный орт; 10 — веер скважин; 11 — буровые

Вследствие этого на многих подземных рудниках достигнута многомиллионная годовая производительность при высоких показателях извлечения рудного сырья.

Интересен способ комплексной разработки месторождений с размещением добытой открытыми работами горной массы, имеющей кондиционные и некондиционные содержания металла, в выработанном пространстве подземного рудника (рисунок 1.10).

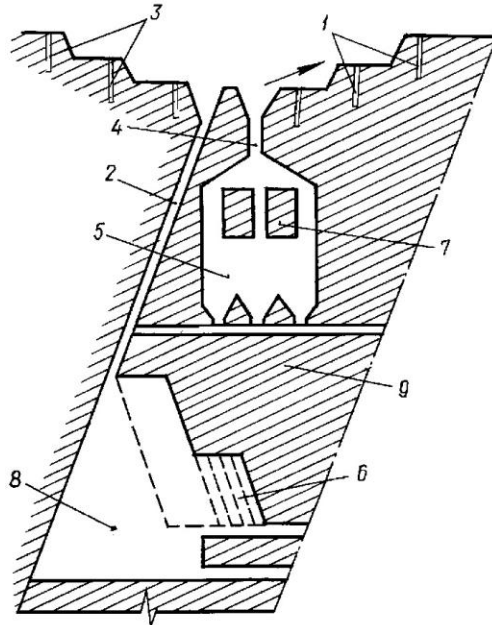


Рисунок 1.10 – Способ комбинированной разработки рудных месторождений [4]:

- 1 – наклонные скважины; 2 – наклонный породоспуск;
- 3 – встречно-наклонные скважины; 4 – вертикальный рудоспуск; 5 – подземная камера; 6 – наклонные панели;
- 7 – внутрикамерные целики; 8 – выработанное пространство;
- 9 – нижняя зона подземного этажа

Комбинированная (сочетание открытых и подземных работ, в любой последовательности, в том числе и совместная) и повторная (открытым и подземным способом)

разработка месторождений позволяют интенсифицировать добычу, снизить удельные капитальные затраты и повысить извлечение полезного ископаемого из недр. Подземная разработка россыпных месторождений рудных тел позволяет снизить вредное влияние на окружающую среду. Перспективным является бесшахтный метод добычи полезного ископаемого – скважинная горная технология. Эта технология позволяет избежать выдачу пустых пород на поверхность, повысить производительность труда полной автоматизацией и механизацией добычи полезного ископаемого, исключить присутствие людей под землей, снизить вредное влияние на окружающую среду [6].

Комбинированные способы подразделяются на классы по признаку совмещения открытых и подземных работ во времени, а на варианты – в пространстве (таблица 1.1 [7–8]).

Таблица 1.1

**Классификация комбинированных способов
разработки месторождений**

Классы	Варианты
Раздельная разработка	На разных рудных телах
	На одном рудном теле
Последовательная разработка	Открыто-подземная
	Подземно-открытая
Совместная разработка	С полным совмещением в вертикальной плоскости
	С частичным совмещением
	С совмещением в горизонтальной плоскости

Совместная разработка месторождений отличается от других вариантов комбинированной разработки тем,

что представляет собой совмещение открытых и подземных работ при добыче полезного ископаемого в пространстве и времени в пределах выемочного поля (совмещение в вертикальной плоскости шахтного и карьерного полей). Совместная разработка может предусматриваться проектом или объединять первичную и повторную разработки. Наиболее сложным вариантом совместной разработки является совмещение открытых и подземных работ в одной вертикальной плоскости, при котором открытые работы ведут в границах возможного сдвижения поверхности под влиянием подземных работ, что сопровождается трудностями, связанными с безопасным ведением отработки (оба способа активно воздействуют друг на друга). Результаты исследований показывают, что применение открыто-подземного способа наиболее эффективно при углах падения залежи $50\text{--}55^\circ$ и более, мощности $150\text{--}200$ м и протяженности порядка $4\text{--}5$ км и более [6].

Из специальных способов разработки месторождений руд черных и цветных металлов наибольшее распространение получила эксплуатация морских месторождений железомарганцевых конкреций и кимберлитовых месторождений, расположенных на морских шельфах, со специальных судов. На ряде месторождений извлечение цветных металлов, золота, урана осуществляют посредством выщелачивания. Способ выщелачивания руд на месте их залегания многие специалисты считают весьма перспективным. Однако в ближайшем будущем основными

способами разработки руд черных и цветных металлов будут открытый и подземный.

Горнорудное дело и металлургическое производство связаны между собой непосредственно. В большинстве случаев горно-обогатительные и металлургические предприятия настолько тесно связаны, что, по существу, неотделимы друг от друга в производственном отношении и являются единым промышленным комплексом.

1.2. Обогащение и переработка руды

1.2.1. Особенности обогащения и переработки руды

Обогащение руды – совокупность методов разделения металлов и минералов друг от друга по разнице в их физических и/или химических свойствах. Природное минеральное сырьё, которое представляет собой естественную смесь ценных компонентов и пустой породы, перерабатывается с целью получения концентратов, существенно обогащенных одним или несколькими ценными компонентами.

Качество концентрата – конечного результата обогащения и переработки руды характеризуется содержанием в нем ценного компонента (оно выше, чем в руде), содержанием полезных и вредных примесей, их влажностью и гранулометрической характеристикой.

Полезными примесями называют отдельные химические элементы или их природные соединения, которые входят в состав полезного ископаемого в небольших количествах и могут быть выделены и использованы совместно

с основным ценным компонентом, улучшая его качество. Так полезными примесями в железных рудах являются хром, вольфрам, ванадий, марганец и др.

Вредными примесями называют отдельные элементы и природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых и оказывающие отрицательное влияние на качество извлекаемых ценных компонентов. В железных рудах вредными примесями являются сера, мышьяк, фосфор.

Полезные ископаемые на обогатительных фабриках и горно-обогатительных комбинатах проходят целый ряд последовательных операций, в результате которых полезные компоненты отделяются от примесей. Процессы обогащения полезных ископаемых по своему назначению делятся на подготовительные, вспомогательные и основные.

Обогащение руды является сложным процессом, осуществляется преимущественно механическими (дробление, измельчение), а также термическими (обезвоживание, обжиг) и физико-химическими методами (флотация, сепарирование и другие методы). Полученные продукты делятся на два и более классов, отличающихся по качеству. Более богатый продукт называют концентратом, самый бедный – хвостами. Продукты со средним содержанием называют промежуточными, они обычно возвращаются на переработку.

Предварительное обогащение руды с выделением полезных ископаемых позволяет:

– увеличить промышленные запасы сырья за счет использования месторождений бедных полезных ископаемых с низким содержанием ценных компонентов;

– повысить производительность труда на горных предприятиях и снизить стоимость добываемой руды за счет механизации горных работ и сплошной выемки полезного ископаемого вместо выборочной;

– повысить технико-экономические показатели металлургических предприятий при переработке обогащенного сырья за счет снижения расхода топлива, электроэнергии, флюсов, химических реактивов, улучшения качества готовых продуктов и снижения потерь полезных компонентов с отходами;

– комплексно использовать полезные ископаемые, т.к. предварительное обогащение позволяет извлечь не только основные полезные компоненты, но и сопутствующие, содержащиеся в малых количествах;

– снизить расходы на транспортирование к потребителям более богатых продуктов, а не всего объема добываемого полезного ископаемого;

– выделить из минерального сырья те вредные примеси, которые при дальнейшей его переработке могут загрязнять окружающую среду и тем самым угрожать здоровью людей и ухудшать качество конечной продукции.

1.2.2. Измельчение руды и выделение концентрата

К главным процессам обогащения руды относятся измельчение руды и выделение концентрата.

Измельчение руды – это дробление рудной породы, обычно механическими методами, с получением смеси частиц ценных и ненужных компонентов.

Крупность добываемых руд в естественном виде очень различна. При открытой добыче размер отдельных кусков достигает 1000–1200 мм, а при подземной – 300–800 мм. Для дальнейшего использования руда такой крупности должна быть предварительно подвергнута дроблению. Дробление представляет собой процесс уменьшения размера кусков твердого материала его разрушением под действием внешних сил и имеет целью придание кускам материала определенной крупности.

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

Дробление и измельчение руды – энергоемкий и дорогостоящий процесс. На обогатительных фабриках стоимость процесса дробления и измельчения руды составляет от 35 % до 70 % от расходов на весь цикл обогащения, а стоимость дробильных устройств достигает 60 % стоимости оборудования фабрики. Поэтому всегда жела-

тельно соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего», т.е. дробить руду только до нужных размеров и только в необходимом количестве. Для выполнения этого принципа процесс дробления руды разделяют на несколько стадий и перед каждой из них проводят классификацию (рассев) с целью выделения готовых по размеру кусков и мелочи, чтобы не подвергать их повторному дроблению. Обычно различают следующие стадии дробления: крупное – от кусков размером 1200 мм до получения кусков размером 100–350 мм; среднее – от 100–350 мм до 40–60 мм и мелкое – от 40–60 мм до 6–25 мм; измельчение – от 6–25 мм до 1 мм; тонкое измельчение – менее 1 мм. Крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют в аппаратах, называемых дробилками, а измельчение – в мельницах. Дробление можно выполнять следующими методами: раздавливанием, истиранием, раскалыванием, ударом и сочетанием перечисленных выше способов (рисунок 1.11).

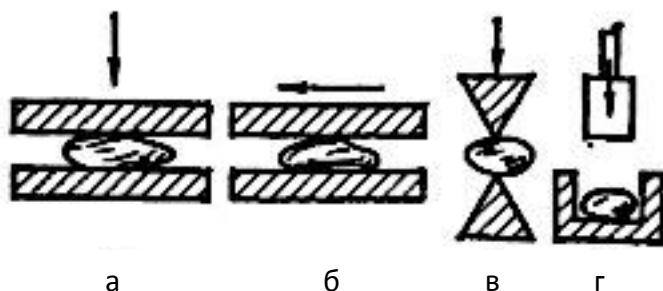


Рисунок 1.11 – Схематическое изображение основных способов дробления [12]:

а – раздавливание; б – истирание; в – раскалывание; г – удар

Дробление природного материала может также дополняться химическим разложением молекул компонентов для освобождения атомов полезных компонентов руды, выделение или концентрация которых состоит в обособлении полезных частиц одного или нескольких продуктов, называемых концентратами и исключении ненужных частиц пустой породы (хвостов или отходов). Частицы, которые не попали ни в концентрат, ни в отходы, называются промежуточным продуктом и обычно требуют дальнейшей переработки.

Дробление. К дроблению относятся механические процессы, посредством которых добытая в руднике порода разбивается в дробилках (рисунок 1.12) до размеров, подходящих для дальнейшего измельчения посредством размалывания.

Дробилки щекового и конусного типов являются основными. Разрушение кусков руды в них происходит в результате раздавливающих, раскалывающих, истирающих усилий и ударов. В зависимости от различных способов перемещения щековые дробилки делятся на четыре типа: щековые дробилки Blake, Dodge, универсальные щековые дробилки PE и мобильные щековые дробилки.

Схема одной из разновидностей щековых дробилок показана на рисунке 1.12, а. Дробимую руду загружают сверху в зазор между неподвижной щекой 1 и подвижной 2, подвешенной на оси 3. Привод дробилки через шкив 4 вращает эксцентриковый вал 5, при этом шатун 6 двигается вверх-вниз.

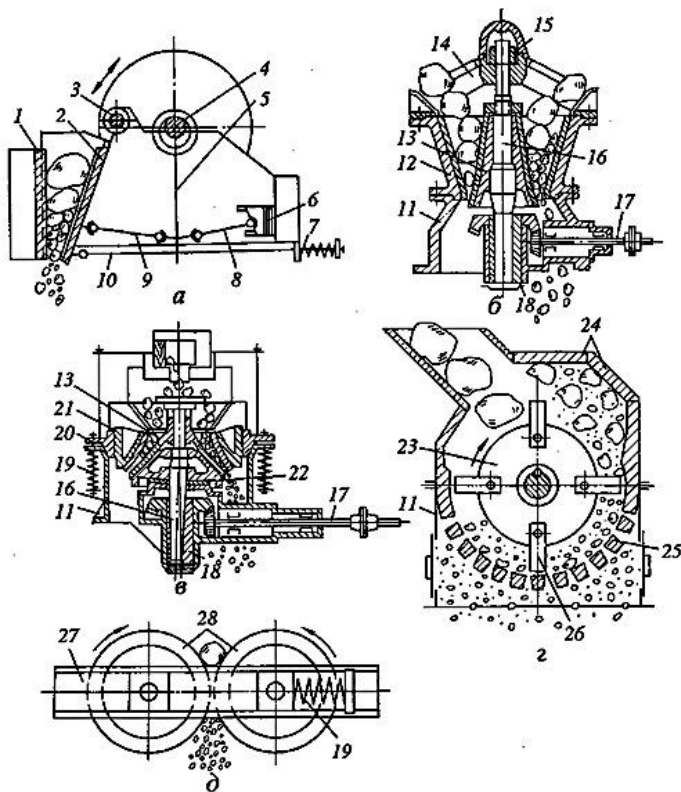


Рисунок 1.12 – Конструктивные схемы дробилок [12]:
 а – щековая; б – конусная; в – грибовидная; г – молотковая;
 д – валковая; 1 – неподвижная щека с осью вращения; 2 – щека подвижная; 3, 4 – эксцентриковый вал; 5 – шатун; 6 – шарнирная опора задней распорной щеки; 7 – пружина; 8, 9 – механизм регулировки ширины разгрузочной щели; 10 – замыкающего устройства тяга; 11 – станина; 12 и 13 – конусы неподвижный и подвижный; 14 – траверса; 15 – шарнир подвески подвижного конуса; 16 – вал конуса; 17 – приводной вал; 18 – эксцентрик; 19 – пружина-амортизатор; 20, 21 – опорное и регулирующее кольцо; 21 – кольцо 22 – подпятник конуса; 23 – ротор; 24 – отбойные плиты; 25 – колосниковая решетка; 26 – молоток; 27 – основная рама; 28 – дробящие валки

При подъеме шатуна распорные плиты 8 нажимают на подвижную щеку 2, она сближается с неподвижной и происходит дробление кусков руды; при опускании шатуна подвижная щека отходит назад под воздействием пружины 7 и тяги 9, и через зазор между щеками снизу высыпается дробленая руда.

В щековой дробилке только один ход подвижной щеки является рабочим, во время обратного хода щеки часть дробленого материала успевает выйти из рабочего пространства дробилки через нижнюю выпускную щель. Все щековые дробилки любого типа имеют эксцентричное движение. Вторичное дробление осуществляется в один, два, реже в три этапа. Производительность щековых дробилок составляет 10–700 т/ч.

Конусная дробилка – машина непрерывного действия, используемая для дробления рудных и нерудных полезных ископаемых методом дробления материала внутри неподвижной конусной чаши конусом, который совершает круговое качание (гирационное движение). Конусные дробилки широко применяются для дробления руд черных и цветных металлов, а также не металлических руд, включая особо твердые, абразивные и труднодробимые. Процесс дробления и разгрузки при работе с конусной дробилкой происходит непрерывно, холостой ход отсутствует.

В конусных дробилках (рисунок 1.12, б) основными рабочими элементами являются неподвижный 12 и подвижный 13 конусы, в зазор между которыми сверху засы-

пают дробимую руду. Верх вала подвижного конуса закреплен в шарнире, а его нижней части придают с помощью приводного вала, зубчатой передачи и эксцентрика вращательное движение. Подвижный конус при этом перекачивается по внутренней поверхности неподвижного конуса и в месте сближения конусов происходит дробление кусков, а с противоположной стороны через кольцевую щель просыпается дробленый продукт.

Конусные дробилки применяются для всех видов дробления – крупного, среднего и мелкого дробления. Производительность дробилок крупного дробления составляет 150–2300 м³/ч, среднего – от 8 м³/ч до 580 м³/ч, мелкого от 24 м³/ч до 260 м³/ч.

Принцип работы грибовидных дробилок (рисунок 1.12, в) совпадает с действием конусных дробилок с разницей в направлении перемещения рабочего конуса.

Молотковые дробилки (рисунок 1.12, г) применяют для крупного, среднего и мелкого дробления мягких и средних по твердости пород. Дробилка состоит из корпуса, внутри которого закреплены массивные отбойные плиты 24. В опорах конуса установлен вращающийся с большой скоростью вал с насаженными на него несколькими дисками 23, на которых шарнирно закреплены стальные молотки (билы) 26. Дробление происходит в результате ударов, наносимых кускам материала молотками; выдача дробленой руды происходит через отверстия колосниковой решетки 25. Производительность молотковых дробилок достигает 1500 т/ч и более.

Валковые дробилки применяют для среднего и мелкого дробления пород средней крепости. Чаще применяют двух- и четырехвалковые дробилки. В двухвалковой дробилке (рисунок 1.12, д) дробление происходит между двумя вращающимися валками 28; оба валка приводные, один из них закреплен в раме 27 жестко, второй – подвижный и прижимается пружиной 19 к неподвижному или гидравлическим, или пневмогидравлическим устройством. Валки бывают гладкими и иногда рифлеными и зубчатыми.

Размалывание. Размалывание представляет собой конечный этап механического отделения полезных минералов руды от пустой породы.

Для тонкого измельчения руд применяют шаровые мельницы и в последнее время мельницы бесшарового помола. Шаровая мельница (рисунок 1.13, а) представляет собой вращаемый через зубчатый венец 5 футерованный плитами из износостойкой стали барабан 4 с полыми цапфами 2. Барабан почти наполовину заполнен чугунными или стальными шарами 3. Куски руды вместе с водой подают в цапфу через устройство 7, в барабане куски, испытывая удары падающих шаров, раскалываются, раздавливаются и истираются; измельченный продукт с водой (пульпа) выдается через противоположную цапфу барабана. Производительность крупных шаровых мельниц достигает 150–200 т/сут.

На рисунке 1.13, б показана мельница бесшарового помола типа «Аэрофол». Крупные и мелкие куски руды

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

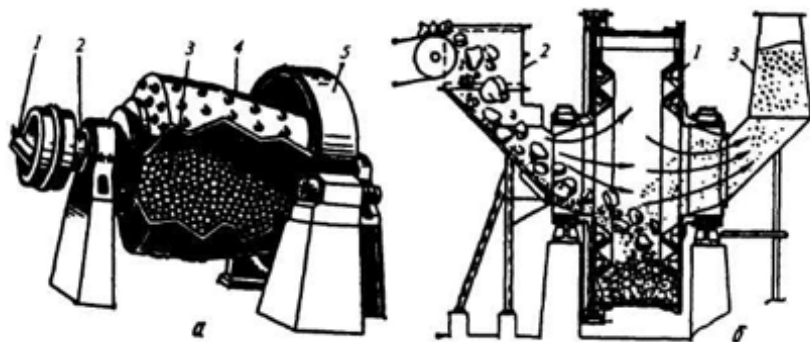


Рисунок 1.13 – Шаровая мельница (а) и мельница для бесшарового помола (б) [12]

В зависимости от конструкции шаровой барабанной мельницы, скорости вращения барабана, загрузки корпуса мелющими телами, свойств обрабатываемого материала ударное либо истирающее воздействие на обрабатываемый материал становится преобладающим.

В целом по характеру разрушения материалов шаровые барабанные мельницы – это агрегаты измельчения истирающе-ударного действия.

Грохочение и классификация. Грохочением называют разделение или сортировку материалов на классы крупности при помощи решеток или механических сит, а разделение в воде или воздухе на основе разности скоро-

стей падения зерен различной крупности – гидравлической или воздушной классификацией. Грохочением обычно разделяют материалы до крупности 1–3 мм, а более мелкие – классификацией.

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

Аппараты для грохочения называют грохотами, их основным рабочим элементом является решето или сито. Наибольшее распространение получили различные грохоты с колебательным движением решета; ограниченное применение находят неподвижные грохоты, а также барабанные, валковые или роликовые.

Простейшим и малопроизводительным является неподвижный колосниковый грохот, применяемый в приемных отделениях горно-рудных предприятий. Он представляет собой расположенную под углом $\approx 45^\circ$ к горизонту решетку из параллельных стальных брусьев (колосников) с величиной щели 25–200 мм. Подаваемый сверху материал опускается по поверхности решетки, а мелочь просыпается сквозь щели решетки. Производительность грохота составляет 9–80 м³/ч на 1 м² решетки, а к.п.д. не превышает 50–70 %.

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

Придание решету грохота колебательных движений сильно повышает производительность и к.п.д. грохота (до 95–98 %). Из подобных грохотов в последнее время широко применяют самобалансные и самоцентрирующиеся инерционные грохоты. Самобалансный грохот (рисунок 1.14, а) представляет собой опирающийся на пружины 3 короб 1 с просеивающим решетом 2. В боковых стенках короба на подшипниках установлены два дебалансных вала 4 (ось вала не совпадает с осью его вращения). Валы вращают с одинаковой скоростью в противоположных направлениях, при этом возникают инерционные силы, вызывающие колебания короба по направлению стрелок «А», что обеспечивает подбрасывание груза и его перемещение вдоль решета с эффективным просеиванием мелочи.

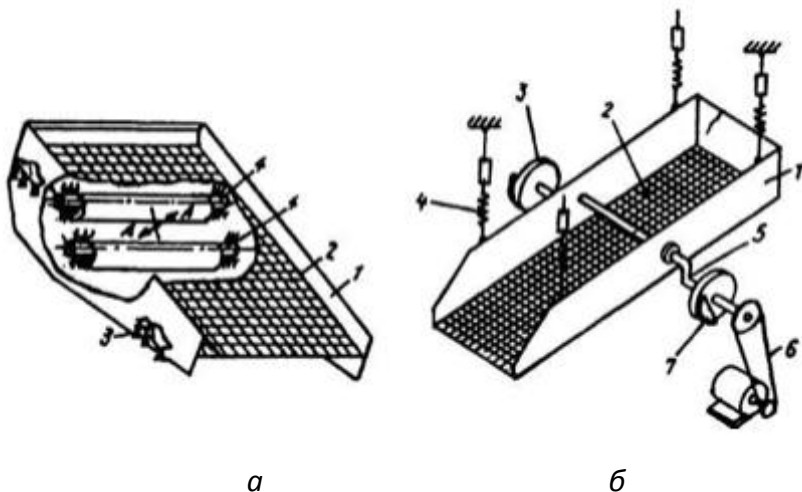


Рисунок 1.14 – Схема самобалансного грохота (а) и самоцентрирующийся инерционный грохот (б) [12]

Для самобалансных грохотов частота колебаний составляет 740–950 в минуту, амплитуда – 4–9 мм, размеры решета достигают 3х6,4 м, производительность – 600 т/ч.

Самоцентрирующийся инерционный грохот показан на рисунке 1.14, б. Грохот состоит из подвешенного на пружинах 4 короба 1 с одним или двумя ситами 2. В подшипниковых опорах короба закреплен вращаемый приводом через шкив 6 эксцентриковый вал 5, на концах которого имеются диски 3 с противовесами (дебалансами) 7. Вращение вала с дебалансами вызывает перемещение короба по круговой траектории вокруг оси вала с амплитудой 3–6 мм. Частота составляет 520–1440 колебаний в минуту, производительность грохотов 2000 т/ч.

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

Эффективность грохочения барабанных грохотов в пределах от 60 % до 70 %, качающихся – 70–80 %, вибра-

ционных – 90–98 %. Наиболее перспективны – вибрационные, обладающие максимальной эффективностью, производительностью и надёжностью (рисунок 1.15).

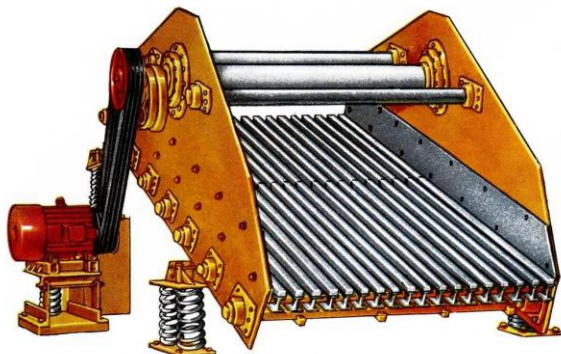


Рисунок 1.15 – Инерционный грохот для руд чёрных и цветных металлов с самосинхронизирующими вибровозбудителями [12]

Совершенствование грохотов идёт по пути увеличения надёжности работы за счёт применения износостойких материалов просеивающих поверхностей, производительности и эффективности за счёт совершенствования динамики грохотов и конструкции просеивающей поверхности.

В технологических схемах обогатительных фабрик грохочение является основным способом обогащения, но чаще сочетается с другими способами, магнитным обогащением в частности (рисунок 1.16).

Гравитационные методы обогащения. Руды, добываемые из недр земли, часто не удовлетворяют требованиям металлургического производства не только по крупности, но и в первую очередь по содержанию основ-

ного металла и вредных примесей, а потому нуждаются в обогащении. Задача основных процессов обогащения – разделить полезный минерал и пустую породу. В их основе лежат различия в физических и физико-химических свойствах разделяемых минералов.

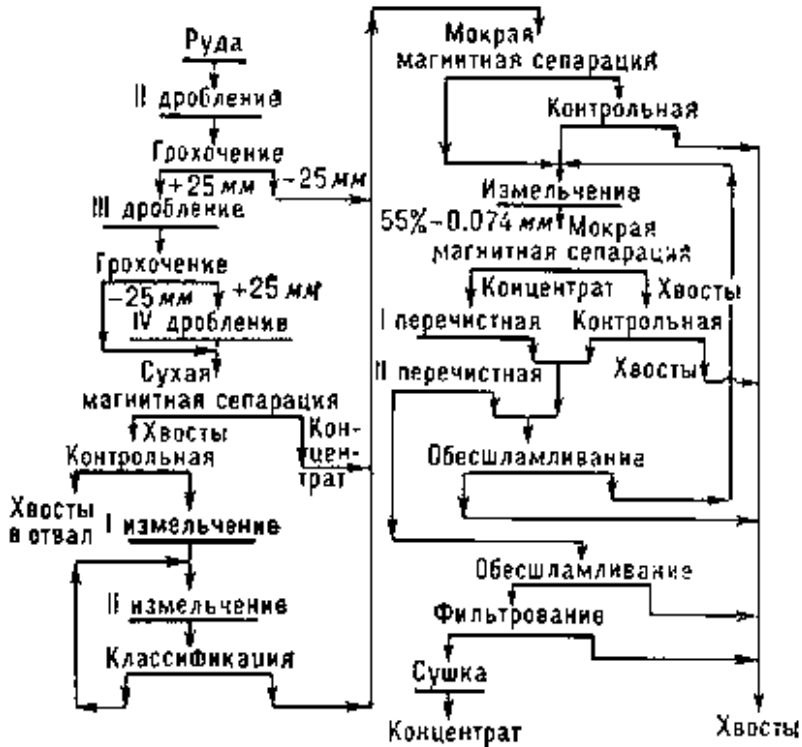


Рисунок 1.16 – Технологическая схема обогащения [4]

При хорошей размываемости минерала водой применяют промывку; при различной плотности – гравитационное обогащение, при магнитной восприимчивости – магнитное обогащение. На использовании различных фи-

зико-химических поверхностных свойств основана флотация.

Гравитационные методы обогащения бывают гравитационными (разделение в поле силы тяжести – обычно для относительно крупных частиц) и центробежными (разделение в центробежном поле – для мелких частиц). Если разделение происходит в воздушной среде, то процессы называют пневматическими; в остальных случаях гидравлическими. Наибольшее распространение в обогащении получили собственно гравитационные процессы, осуществляемые в воде.

Наиболее распространенным методом гравитационного обогащения является отсадка – процесс разделения минеральных частиц по плотности в водной или воздушной среде, пульсирующей относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении (рисунок 1.17).

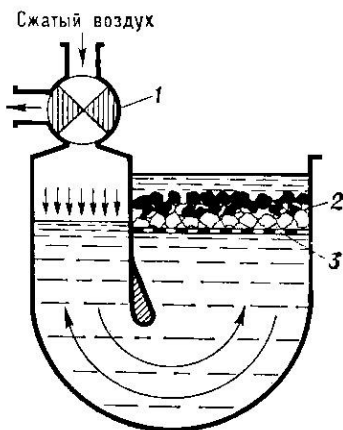


Рисунок 1.17 – Принцип действия отсадки [12]:
1 – пульсатор; 2 – отсадочная постель; 3 – решето

Выбирая оптимальный способ обогащения, оценивают также экономическую эффективность того или иного способа.

Разделение материала при отсадке происходит в результате периодического воздействия восходящего и нисходящего потоков воды (пульсаций) на слой обогащаемого материала (так называемую отсадочную постель 2), находящегося на решетке 3. Под действием пульсаций постель 2 попеременно разрыхляется и уплотняется, при этом частицы различной плотности взаимно перемещаются по её высоте: с малой плотностью – в верхние слои, с большой плотностью – в нижние. Сформировавшиеся слои различной плотности отдельно удаляются в виде концентрата, отходов и, в некоторых случаях, промежуточного продукта.

Конечные продукты отсадки – концентрат с высоким содержанием полезного компонента и отходы (иногда выделяется промежуточный продукт, состоящий из сростков полезного компонента с пустой породой или из их механической смеси).

Отсадкой обогащаются полезные ископаемые в широком диапазоне крупности и различной плотности. В технологических схемах обогатительных фабрик отсадка иногда является основным способом обогащения, но чаще сочетается с другими способами: обогащением на концентрационных столах и шлюзах, магнитным обогащением, тяжелосредней сепарацией, флотацией и др. Благодаря большой удельной производительности, малой энергоём-

кости, простоте применяемого оборудования и сравнительно высокой точности разделения, уступающей по этому показателю только тяжело средней сепарации, отсадка относится к наиболее экономичным методам обогащения, в особенности при обогащении некоторых руд чёрных металлов с крупным вкраплением полезных компонентов, не требующих тонкого дробления.

Процесс разрушения и диспергирования глинистых и песчаных пород, входящих в состав руды, представляет собой промывку, которую и применяют для руд с плотными разновидностями рудных минералов, не размываемых водой, и с рыхлой пустой породой. К рудам данной разновидности чаще всего относятся буро-железняковые и маритовые руды, а также многие марганцевые руды.

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

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

Бутара представляет собой вращающийся цилиндр с решетчатой поверхностью (рисунок 1.18). Руда внутри барабана продвигается вперед, скользя и перекатываясь по его стенкам. Ввиду наличия коротких уголков, укрепленных внутри бутары под прямым углом к направлению скольжения, куски руды разбиваются. Разрыхлению спо-

собствует вода, подаваемая из оросительной трубы, расположенной вдоль барабана. Вода с растворенной частью пустой породы и мелкими зернами руды проходит через отверстия бутары, а крупный отмытый материал удаляется через разгрузочный конец. Производительность бутары 150–190 т/ч. Основной недостаток – высокий расход воды, составляющий 3–5 м³ на 1 т материала. Выход годного продукта равен примерно 75 % при относительно высоком содержании железа в хвостах (25–26 %).

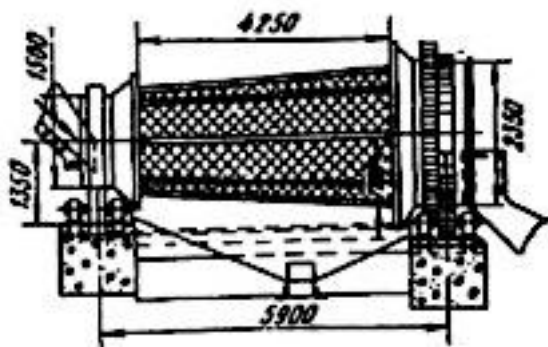


Рисунок 1.18 – Коническая бутара [12]

Более совершенными являются корытные мойки, представляющие собой наклонное корыто (рисунок 1.19) длиной 2,6–7,8 м, шириной 0,8–2,7 м и глубиной в нижней части до 2,1 м. По продольной оси корыта расположены два вала с лопастями, которые вращаются в противоположных направлениях с частотой 8–20 об/мин. Материал поступает в нижнюю часть корыта, на 2/3 заполненную водой, и передвигается лопастями навстречу струе воды, которая подается под давлением в верхнюю часть корыта.

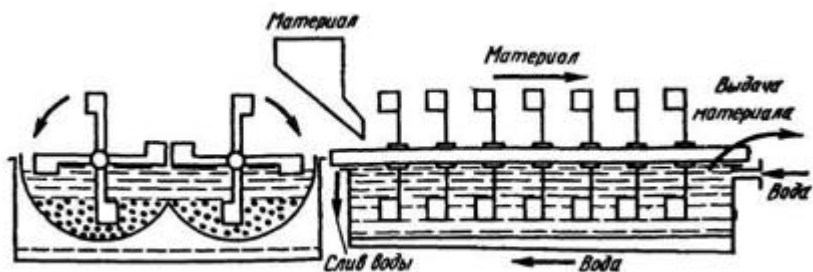


Рисунок 1.19 – Схема корытной мойки [12]

С одного конца корыта избыток воды уходит в слив, унося с собой размытую породу, а с другого конца корыта промытая руда выдается лопастями. Расход воды составляет $2-5 \text{ м}^3/\text{т}$, а производительность $60-80 \text{ т/ч}$ при степени извлечения железа $85-89 \%$.

Флотация. При обогащении руд черных металлов в сочетании с другими методами широко используют флотацию, включающую процессы аэрации и суспензирования пульпы – смеси твёрдых частиц и жидкости, в которой они взвешены, селективной минерализации воздушных пузырьков, создание зоны пенного слоя и разделение пенного и камерного продуктов.

Широкая распространенность флотации объясняется универсальностью процесса, связанной с возможностью разделения практически любых минералов, обогащения бедных руд с весьма тонкой вкрапленностью полезных минералов. Флотация основана на различном закреплении частиц разделяемых минералов на межфазной границе, что определяется различием в поверхностных свойствах

минералов, а именно их смачиваемости (гидрофобности). При пенной флотации (рисунок 1.20), наиболее применяемой в промышленности, пульпу насыщают газом и частицы некоторых минералов прилипают к пузырькам газа (воздуха) и всплывают на поверхность, образуя минерализованную пену, которая легко удаляется механическим путем. Другие минералы не прилипают и остаются в объеме пульпы. Флотация обеспечивает получение высокосортных концентратов, этот процесс позволяет разделить практически любые два минерала, которые содержат существенно разные химические элементы или ионные группы.

Флотационная машина механического типа (рисунок 1.20, а) состоит из последовательного ряда камер 1. В центральной части каждой камеры внутри трубы 4 размещен вращающийся вал 2 с импеллером 3.

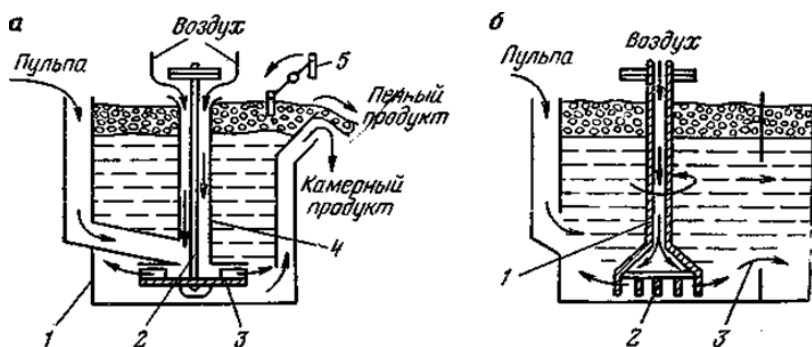


Рисунок 1.20 – Схемы механической (а) и пневмомеханической (б) флотационных машин [12]

При вращении импеллера проходящая через него пульпа эжектирует (засасывает) атмосферный воздух и выбрасывает его в камеру, заполненную пульпой.образова-

ние воздушных пузырьков и аэрация пульпы происходят в результате турбулизации пульповоздушной смеси, поступающей из импеллера в камеру. Пенный продукт (обычно концентрат) с помощью гребкового устройства 5 направляется на обезвоживание или перечистку. Камерный продукт самотеком поступает в следующую камеру или выдается в качестве хвостов (из последней камеры машины).

Пневмомеханическая флотационная машина (рисунок 1.20, б) отличается от механической тем, что в ней на валу 1 установлена мешалка-аэратор 2, назначение которой – перемешивать пульпу и подаваемый от воздуходувки под давлением воздух. Пневматическая (аэрлифтная) флотомашинa конструктивно является наиболее простой. Она представляет собой емкость, вытянутую вверх, прямоугольного или круглого сечения, с коническим днищем, внутри которой расположена аэрлифтная труба. В трубу под давлением подается сжатый воздух, который интенсивно перемешивает пульпу и насыщает ее пузырьками. Образующаяся на поверхности пена самотеком разгружается в желоба.

Для регулирования смачиваемости разделяемых минералов (соответственно результатов флотации) применяют различные флотореагенты – собиратели, вспениватели, депрессоры, активаторы и регуляторы среды. Задача *собирателей* – повысить гидрофобность извлекаемого минерала, а *активаторов* – усилить действие собирателя на извлекаемый минерал. Назначение вспенивателей – способствовать созданию устойчивой минерализованной

пены, депрессоров – повысить гидрофильность неизвлекаемого минерала.

Магнитные методы обогащения. При обогащении руд черных металлов широко применяют магнитные методы, основанные на различиях в магнитных свойствах разделяемых минералов – магнитной восприимчивости разных минералов. Железосодержащие минералы (магнетит, пирротин и ильменит, а также некоторые другие минералы железа, поверхности которых могут быть приданы нужные свойства путем низкотемпературного обжига) относятся к сильномагнитным или ферромагнитным и извлекаются на сепараторах со слабым магнитным полем.

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

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

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

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

По конструктивным признакам различают сепараторы барабанные, ленточные, шкивные, роликовые и кольцевые. Наибольшее распространение для обогащения магнетитовых руд получили барабанные сепараторы.

Наибольшее распространение для обогащения магнетитовых руд получили барабанные сепараторы. Схема устройства и работы барабанного сепаратора для сухого обогащения показана на рисунке 1.21. Обогащаемую руду подают на барабан сверху; частицы магнетита притягиваются магнитным полем к поверхности барабана и перемещаются на ней до выхода из зоны действия магнита, вытесняясь из потока обогащаемой руды. В итоге частицы магнетита под действием силы тяжести падают вниз в приемный бункер концентрата. Немагнитные частицы сыпаются с барабана там, где его поверхность перестает быть опорой частиц (крайнее правое положение), они падают в бункер пустой породы (хвостов).

Барабанные сепараторы для мокрого обогащения в зависимости от направления подачи рудного материала и его движения по отношению к направлению вращения барабана подразделяют (рисунок 1.22) на три типа: с прямо-

точной, противоточной и полупротивоточной ваннами.

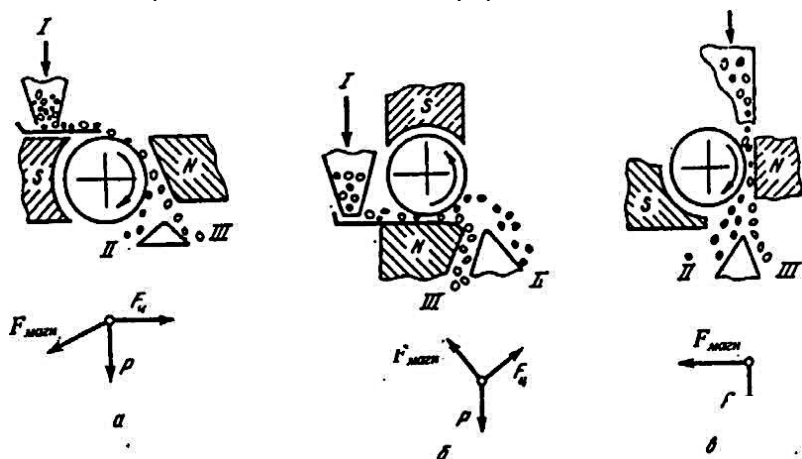


Рисунок 1.21 – Принцип работы магнитного сепаратора [12]:
 а – верхняя зона; б – нижняя зона; в – вертикальная зона;
 I – исходное сырье; II, III – магнитный и немагнитный продукт

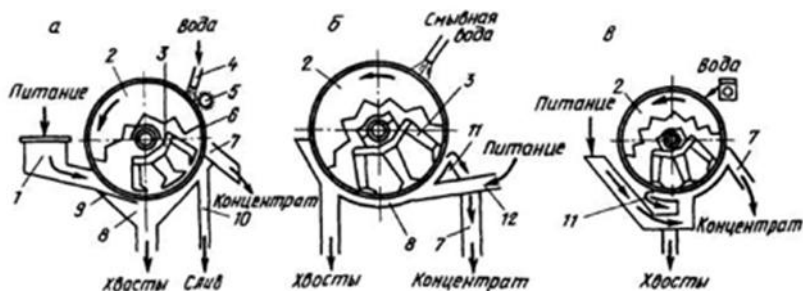


Рисунок 1.22 – Схема барабанных сепараторов
 для мокрого обогащения руд [12]

Барабанный сепаратор с прямоточной ванной (рисунок 1.22, а) применяют для обогащения руд крупностью до 6 мм. Он включает вращающийся немагнитный барабан 2 с расположенными внутри него неподвижными элек-

ромагнитами 3. Рудную пульпу через загрузочную коробку 1 по лотку 9 подают под барабан в направлении, совпадающем с направлением его вращения. Магнитные частицы руды притягиваются к барабану и удерживаются на его поверхности до выхода из зоны действия магнитов, после чего они под действием сил тяжести, гидросмыва 4 и щеткоснимателя 5 попадают в разгрузочный лоток 7 концентрата. Пустая порода остается в ванне 8 и удаляется в виде хвостов. Постоянный уровень пульпы в ванне обеспечивается за счет слива ее избытка через патрубок 10. Барабан имеет резиновое покрытие 6.

Сепараторы с противоточной ванной применяются для обогащения мелкозернистой (до 2 мм) руды (рисунок 1.22, б). Рудную пульпу подают по питающему лотку 12 навстречу направлению вращения барабана. Частицы магнетита извлекаются барабаном из ванны в противотоке и в месте окончания зоны действия магнитов 3 выдаются через сливной порог 11 в лоток 7 концентрата. Пустая порода с водой проходит под барабаном и удаляется из ванны с противоположной от места выдачи концентрата стороны (хвосты).

В свою очередь сепараторы с полупротивоточной ванной (рисунок 1.22, в) применяются для обогащения тонкозернистых руд (частицы < 0,2 мм). Пульпа подается к вращающемуся барабану 2 снизу. Притягиваемые к барабану магнитные частицы разгружаются по ходу вращения барабана через лоток 7, а пустая порода (хвосты) под дей-

ствием потока воды удаляется с противоположной стороны через сливной порог 11.

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

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

Электрические способы обогащения. Сущность электрического способа обогащения состоит в том, что на частицы, имеющие различный заряд, в электрическом поле (ЭП) действует разная по значению сила, поэтому они движутся по различным траекториям – неодинаковый электрический заряд частиц ценного компонента и пустой породы в ЭП обуславливает разное притяжение, из-за чего происходит их разделение. На рисунке 1.23 показана принципиальная схема барабанного электрического сепаратора для разделения смеси материалов по электропроводности.

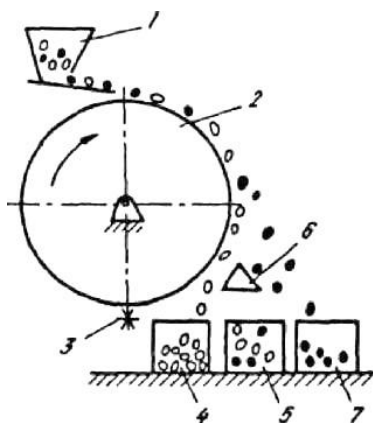


Рисунок 1.23 – Схема барабанного электрического сепаратора [12]

Электрические сепараторы классифицируют по характеру электрического поля (электростатические и с коронным разрядом), способу электризации (с электризацией контактным способом, в поле коронного разряда, трибоэлектризацией и др.) и по конструкции рабочих органов

(барабанные, камерные, ленточные, лотковые, пластинчатые, полочные и др.).

Исходный материал из бункера 1 подается на заряженный барабан 2. В результате заряда частиц одноименным зарядом при контакте с барабаном они отталкиваются от него и, двигаясь по криволинейным траекториям, попадают в приемник для электропроводных фракций 7. Неэлектропроводные частицы, заряжаясь медленнее, падают без отклонения или частично удерживаются на барабане и попадают в приемник 4 в результате очистки поверхности барабана щеткой 3. Смесь частиц материалов различной электропроводности концентрируется в среднем приемнике 5. Регулирование качественного состава фракции осуществляется поворотом делительной перегородки 6.

Комбинированные методы обогащения. В комбинированных методах наряду с традиционными способами обогащения используются пиро- или гидрометаллургические операции, приводящие к изменению химического состава сырья. Используемые пирометаллургические операции – обжиг, плавка, конвертирование; гидрометаллургические – выщелачивание, осаждение, экстракция, сорбция.

Обжиг применяют для изменения у слабомагнитных минералов железа (карбонатов, оксидов, гидроксидов) их магнитных свойств. При нагреве до 600–800 °С красный железняк Fe_2O_3 восстанавливается газообразными или твердыми восстановителями (окись углерода, водород, природный газ, уголь и др.) до сильномагнитного магнетита Fe_3O_4 . Процесс этот иногда называют восстано-

вительным обжигом. Обоженную руду обогащают на магнитных сепараторах со слабым магнитным полем аналогично обогащению природных магнетитовых руд.

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

Химические методы обогащения включают, в качестве предварительного этапа, измельчение руды, которое открывает доступ химическим реагентам к ценным компонентам руды, после чего облегчается извлечение этих компонентов. Химические методы могут быть применены как непосредственно к рудам, так и к концентратам, полученным в результате обогащения руд механическими методами. Терминология методов химического обогащения до некоторой степени запутана. Разделение в расплаве от-

носится к процессу плавления, а путем селективных химических реакций – к процессу выщелачивания.

Для разделения в расплаве перед плавкой осуществляется переработка руды. Так переработка железной руды перед плавлением осуществляется по следующей технологической схеме (рисунок 1.24):

1. Исходная руда с различным размером частиц перед плавлением должна быть переработана. Колосниковый грохот направляет крупные куски в дробилку, а мелкие обломки – на вибрационный грохот. Средние по размеру обломки руды сортируются на породотборном столе, высушиваются и отгружаются на металлургический комбинат. Более мелкая фракция руды подается на лотковый классификатор и встряхивается, после чего более крупные частицы смешиваются со среднеобломочным материалом, а более мелкие поступают в стержневую мельницу. В конусной дробилке крупные куски руды измельчаются и также направляются в стержневую мельницу.

2. В стержневой мельнице тяжелые стальные стержни размалывают руду до размера крупнозернистого гравия. Тяжелая фракция руды поступает в классификатор, а затем в шаровую мельницу для окончательного измельчения. Остальная часть направляется в магнитный сепаратор и проходит через лоток под резиновой лентой; обогащенные железом частицы, вытянутые из лотка магнитом, удерживаются на ленте, пока она не выйдет из магнитного поля, и затем падают на конвейер.

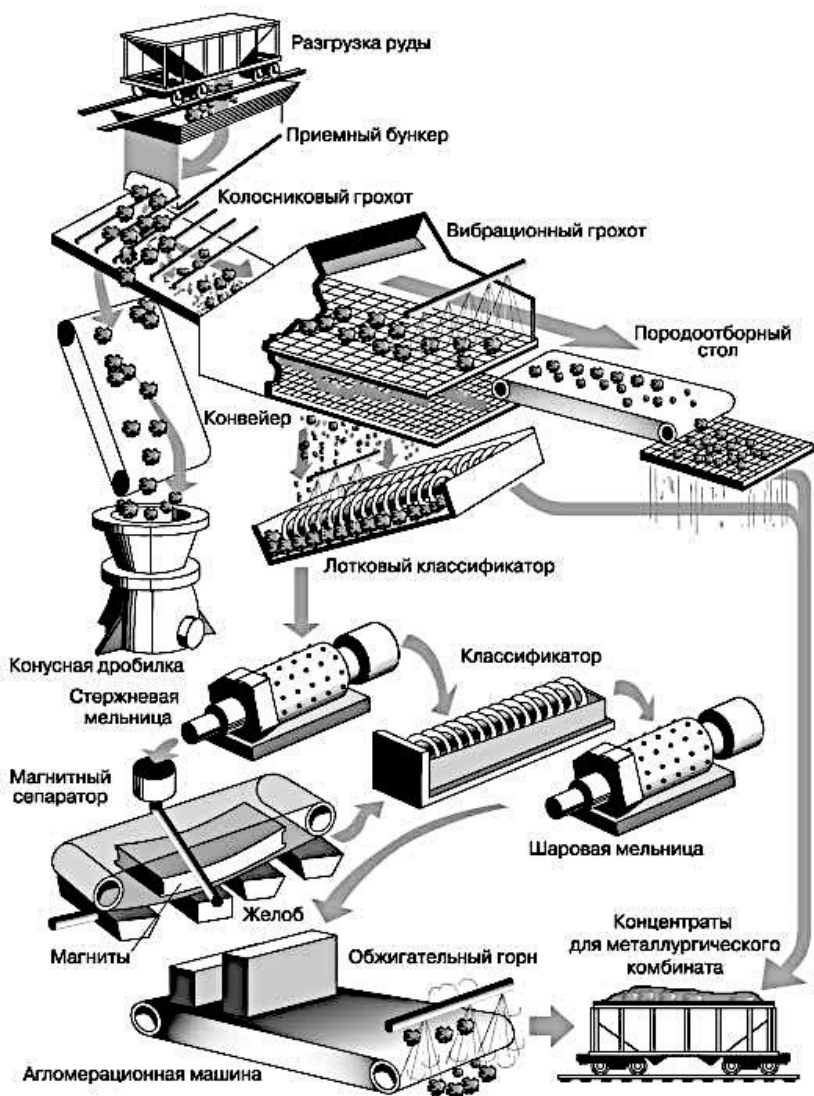


Рисунок 1.24 – Технологическая схема переработки железной руды перед плавкой [12]

3. Железосодержащий концентрат переносится конвейером в классификатор для разделения на классы по крупности частиц, которые выходят оттуда в виде песчинок и направляются в шаровую мельницу, где стальные или железные шары истирают их до пылевидного состояния. Тонкозернистый концентрат агломерируется в крупные куски, пригодные для плавки в доменных печах. Процесс спекания осуществляется в обжигательном горне при высокой температуре.

Выщелачивание. При выщелачивании ценные компоненты руды растворяются и отделяются от нерастворимого остатка посредством подходящего растворителя. В некоторых случаях для перевода ценного компонента в растворимую форму добавляется реагент.

Эффективность (скорость и полнота протекания) процесса зависит от размера частиц, свойств реагентов, применяемых для выщелачивания, температуры и метода приведения в соприкосновение руды с растворителем или реагентами. Обычно, чем меньше размер частиц, выше температура и концентрация выщелачивающих химических соединений, тем быстрее идет процесс.

Методы непосредственного воздействия на руду выщелачивающих растворов – кучное выщелачивание, выщелачивание при просачивании и выщелачивание при перемешивании – могут применяться как в периодических, так и в непрерывных процессах. В свою очередь непрерывные процессы могут быть реализованы как прямоточные, либо как противоточные.

При периодическом выщелачивании (рисунок 1.25) пульпу периодически закачивают в параллельно работающие чаны. После перемешивания в течение определенного промежутка времени пульпу выпускают или перекачивают в сборные чаны, а в выщелачивательные чаны закачивают новую порцию пульпы. В чанах-сборниках выщелоченная пульпа накапливается и поддерживается во взвешенном состоянии до поступления в последующую стадию обработки. Можно осуществить все циклы выщелачивания и отмывки в одном чане.

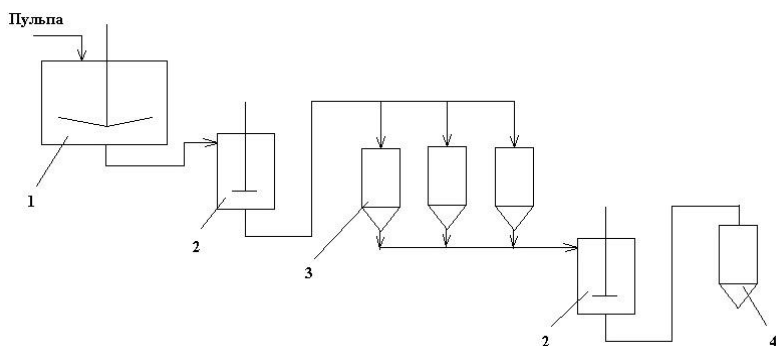


Рисунок 1.25 – Схема периодического выщелачивания [4]:
 1 – сгуститель; 2 – чан-сборник;
 3 – чан для перемешивания; 4 – фильтр

При непрерывном выщелачивании (рисунок 1.26) пульпа поступает в ряд последовательно соединенных чанов, в которых подвергается перемешиванию. Если самотек пульпы нельзя обеспечить, для перекачки пульпы применяют насосы. Непрерывно действующая система выщелачивания обычно соединяется с непрерывной системой обезвоживания.

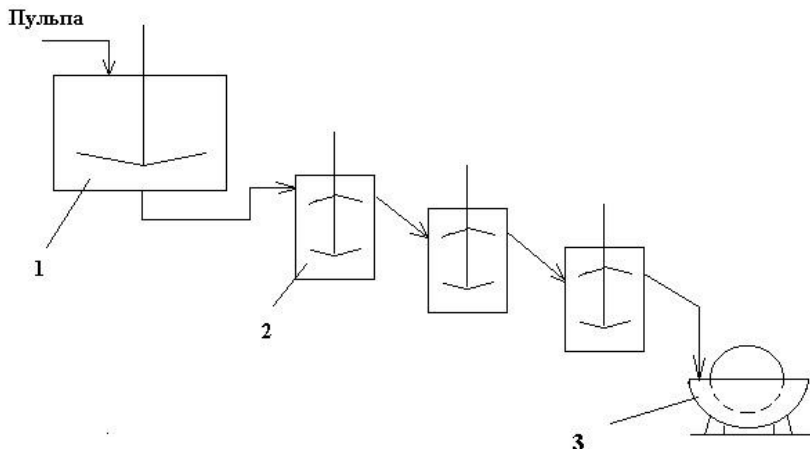


Рисунок 1.26 – Схема непрерывного выщелачивания [4]:
 1 – сгуститель; 2 – чан для перемешивания; 3 – фильтр

Непрерывная система выщелачивания имеет следующие преимущества перед периодической:

- 1) возможность полной автоматизации процесса;
- 2) меньшее задалживание рабочей силы;
- 3) меньшее сечение трубопроводов, меньшая мощность двигателей и насосов для перекачки пульпы;
- 4) более эффективное использование чанов вследствие отсутствия операций закачки и опораживания;
- 5) отсутствие чанов-сборников и затраты энергии на поддержание в них пульпы во взвешенном состоянии.

Выщелачивание – сравнительно медленный процесс, поэтому его интенсифицируют путем механического, ультразвукового и термического активирования твердых веществ, наложением электрических полей, с помощью вибраций и пульсаций.

В прамоточном процессе выщелачивающий раствор движется вместе с рудой и пополняется по мере его истощения. В противоточном процессе выщелачивающий раствор движется навстречу потоку руды. При этом передовой фронт раствора, встречаемый свежей порцией руды, обеднен реагентами и насыщен экстрагированным материалом, а тыловые порции раствора, которые позже встречаются с рудой, представлены свежим выщелачивающим раствором.

Кучное выщелачивание (рисунок 1.27) применяется для переработки руд, содержащих легко растворимые полезные компоненты; такие руды должны быть относительно пористыми и недорогими (обычно они добываются в открытых разработках). Иногда кучное выщелачивание используется для переработки отвалов, возникших в результате процессов предшествующей добычи и утилизации руды, когда затраты на добычу уже произведены. Для загрузки руды подготавливается слабонаклонная поверхность, непроницаемая для выщелачивающих растворов. Вдоль и поперек этой поверхности создаются водосборные углубления для дренажа. После загрузки руда заливается большим количеством выщелачивающего раствора, достаточным для того, чтобы пропитать всю ее толщу. Раствор проникает между частицами руды и производит растворение полезных компонентов. Через некоторый период времени материал высушивают и извлекают корку, образованную растворившимися ценными составляющими, а об-

работанную рыхлую породу смывают в дренажную систему.

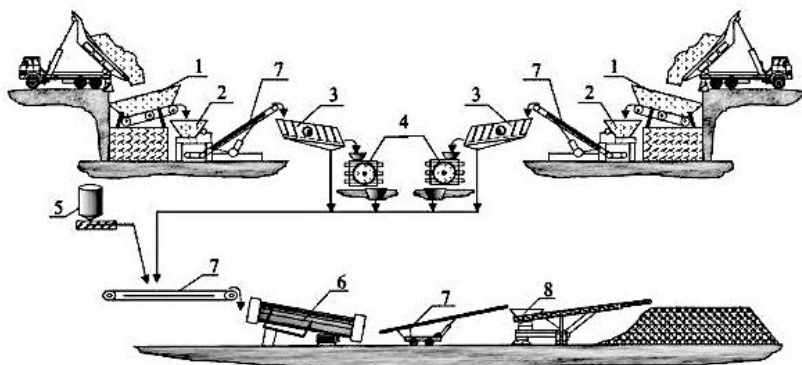


Рисунок 1.27 – Технологическая схема рудоподготовки на установке кучного выщелачивания [4]:

- 1 – пластинчатый питатель; 2 – агрегат крупного дробления;
- 3 – агрегат сортировочный; 4 – роторная дробилка;
- 5 – бункер-питатель; 6 – барабанный окомкователь;
- 7 – конвейер; 8 – телескопический стакер

Выщелачивание путем просачивания используется при переработке руд, которые при дроблении измельчаются плохо и не содержат природного шлама или глины. Это довольно медленный процесс. Выщелачивание при просачивании осуществляется главным образом в баках, хорошо приспособленных для загрузки и разгрузки. Дно бака должно быть эффективным фильтром, позволяющим производить через него закачку и откачку раствора. Баки загружаются раздробленной рудой определенной фракции крупности; иногда в целях более плотной и равномерной загрузки она смачивается. Затем выщелачивающий раствор закачивается в бак и впитывается в руду. По истече-

нии необходимого времени выдержки раствор с выщелоченными компонентами откачивается, а руда промывается для удаления остатков выщелачивающего раствора.

Выщелачивание с перемешиванием, основные схемы которого приведены на рисунке 1.28, обычно применяется при переработке высокосортных руд или концентратов с относительно небольшим объемом материала, подлежащего выщелачиванию, а также руд, содержащих тонкую рассеянную вкрапленность полезных компонентов, либо измельченных до весьма мелкозернистой фракции.

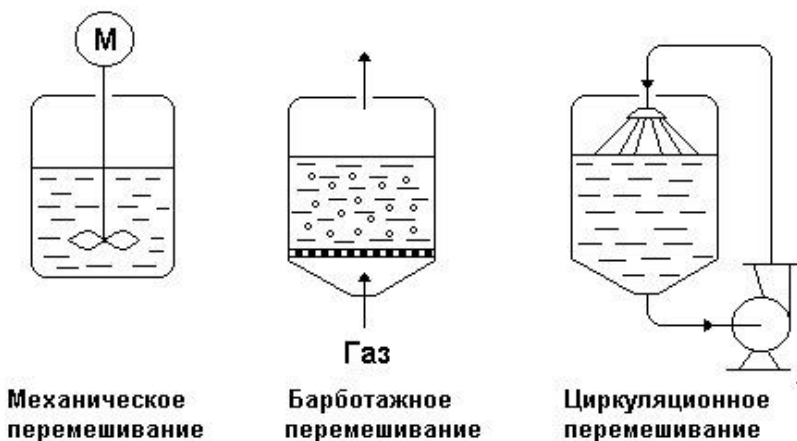


Рисунок 1.28 – Основные схемы перемешивания [4]

Выщелачивание с перемешиванием позволяет сократить время взаимодействия растворов с рудой до нескольких часов по сравнению с сутками, которые требуются для выщелачивания при просачивании. Выщелачивание перемешиванием пульпы – более эффективный процесс по сравнению с выщелачиванием-просачиванием. Это обу-

словлено в первую очередь ускорением обновления растворов вокруг частиц и более интенсивным наислороживанием растворов по сравнению с растворами, находящимися в состоянии спокойного контакта.

Контрольные вопросы

1. Какие основные этапы включает в себя полный производственный цикл в черной металлургии?
2. Какие процессы относятся к металлургии?
3. Что является сырьем для выплавки стали?
4. Какие основные этапы включает в себя полный производственный цикл горнорудного производства?
5. Что представляет собой железная руда?
6. В каком случае руду считают железной?
7. Назовите основную разновидность железной руды.
8. Назовите способы добычи железной руды.
9. Назовите и охарактеризуйте основные типы рудных тел.
10. Назовите и охарактеризуйте способы разработки рудных месторождений.
11. Назовите основные технологические операции при подземной разработке рудных месторождений.
12. В чем заключается способ комплексной разработки рудных месторождений?
13. В чем заключается сущность обогащения и переработки руды?
14. Назовите продукты обогащения и переработки руды.
15. Для чего используют предварительное обогащение полезных ископаемых?

16. Назовите и охарактеризуйте главные процессы обогащения руды.
17. В чем заключается измельчение и выделение концентрата природного материала – руды?
18. Назовите и охарактеризуйте конструктивные схемы дробилок.
19. Что представляет собой процесс размалывания?
20. Назовите и охарактеризуйте конструктивные схемы процесса размалывания.
21. Что представляет собой процесс грохочения и для чего он применяется?
22. Назовите и охарактеризуйте типы грохотов.
23. В чем сущность гравитационных методов обогащения руд?
24. Что включает в себя процесс флотации, его назначение?
25. Назовите и охарактеризуйте типы агрегатов флотации.
26. В чем сущность магнитных методов обогащения руд?
27. В чем сущность электрических способов обогащения руд?
28. Назовите и охарактеризуйте комбинированные методы обогащения руд.
29. В чем сущность химических способов обогащения руд?
30. Охарактеризуйте технологическую схему переработки железной руды перед плавкой.
32. В чем сущность выщелачивания ценных компонентов руды?

33. Назовите и охарактеризуйте типы выщелачивания ценных компонентов руды.
34. В чем заключаются преимущества непрерывного выщелачивания ценных компонентов руды?
35. Охарактеризуйте технологическую схему рудоподготовки на установке кучного выщелачивания.

Глава 2

ДОМЕННОЕ ПРОИЗВОДСТВО

Уровень технического развития страны в значительной степени определяет производство черных металлов, доля которых составляет $\approx 95\%$ от общего объема производства металлов. Черные металлы удовлетворяют большинству требований, предъявляемых к конструкционным материалам. На основе черных металлов конструируются композиты – многослойные составные материалы, обладающие рядом уникальных специфических свойств.

Современное доменное производство, как первый этап производства черных металлов, предъявляет очень высокие требования к исходным материалам, в первую очередь, к железорудным материалам: шихте и коксу, а также к параметрам комбинированного воздушного дутья с применением природного газа и пылеугольного топлива.

Иногда колебания содержания железа в руде достигает $\pm 10\%$. При использовании неусредненных железных руд невозможно получить чугун постоянного химического состава, что ведет к перерасходу кокса при плавке.

Благодаря агломерации, которую следует рассматривать шире, чем окускование, вследствие присущего ей физического процесса спекания протекают химико-минералогические превращения (окисление серы, разложение

карбонатов, удаление гидратной влаги, частично мышьяк и др.), улучшающие качество агломерата и окатышей: получается кусковой пористый офлюсованный материал, способствующий повышению эффективности доменного процесса получения качественного продукта – передельного и литейного чугуна, ферросплавов.

2.1. Подготовка доменной плавки

2.1.1. Производственный цикл доменной плавки

Полный производственный цикл производства в черной металлургии включает в себя следующие основные этапы:

- добыча руды, ее обогащение и переработка в агломерат или окатыши (рудоуправления и горно-обогажительные комбинаты – ГОКи);
- добыча коксующихся углей и их переработка в кокс;
- производство ферросплавов (как элемента для легирования или раскисления металла);
- производство передельного чугуна;
- выплавка стали;
- производство поковок и проката – листов, полос, труб и другой продукции [1–52].

В черной металлургии в зависимости от используемого сырья выделяют:

- доменное производство (сырьем служит обогащенная до агломерата или окатышей железная руда и кокс) передельного чугуна, из которого затем выплавляют сталь;

- бескоксовую технологию – технологию прямого восстановления, когда в установке металлизации идет прямое восстановление обогащенной железной руды газом;
- технологию, использующую лом: в настоящее время в черной металлургии мира примерно 2/5 железосодержащего сырья составляет стальной лом.

Доменный цех – начальное звено металлургического производства с назначением выплавки чугуна. Основными материалами для выплавки чугуна в обеспечение успешности протекания доменного процесса служат железная руда, обогащенная до агломерата или окатышей, кокс, представляющий собой спекшийся чрезвычайно твердый пористой структуры углеродистый продукт высокотемпературной переработки каменного угля, и известняковый материал, улучшающий условия доменной плавки.

В зонах когезии и первичного шлакообразования доменной печи кокс предопределяет сохранение газопроницаемости и дренажной способности этих зон. Обогащение и переработка железосодержащей руды в агломерат или окатыши представляют собой заключительные технологические переделы первого этапа полного производственного цикла в черной металлургии. В настоящее время подготовке компонентов основного сырья доменного процесса уделяется большое внимание.

2.1.2. Шихтовка и окускование обогащаемой до агломерата или окатышей железной руды

Первым основным исходным материалом доменной плавки является агломерат или окатыши. Показатели

работы металлургических агрегатов значительно улучшает процесс превращения мелких железорудных материалов (руд, концентратов, колошниковой пыли) в необходимых размерах кусковые продукты (агломерат или окатыши) как итоговый результат процесса окускования.

Для подготовки сырья к доменной плавке широко применяются два способа окускования:

- агломерация;
- окомкование.

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

Продукт спекания (агломерации) – агломерат представляет собой кусковой пористый продукт черного цвета, который упрощенно можно охарактеризовать как спеченную руду или спеченный рудный концентрат.

Агломерацию следует рассматривать шире, чем окускование, т.к. при этом удаляются некоторые вредные примеси (сера и частично мышьяк), разлагаются карбонаты и получается кусковой пористый, к тому же офлюсованный материал.

Шихта агломерации и ее подготовка. Основные составляющие агломерационной шихты – железосодержащие материалы (рудный концентрат, руда, колошниковая пыль); возврат (отсеянная мелочь ранее произведен-

ного агломерата); топливо (коксовая мелочь); влага, вводимая для окомкования шихты; известняк, вводимый для получения офлюсованного агломерата. Кроме того, в агломерационную шихту часто вводят известь (до 25–80 кг/т агломерата), что улучшает комкуемость шихты, повышая ее газопроницаемость и прочность агломерата; марганцевую руду (до 45 кг/т агломерата) для повышения содержания марганца в чугунах и отходы (прокатную окалину, шламы и другие материалы, вносящие оксиды железа).

Количество основных компонентов агломерационной шихты:

- железосодержащие материалы (руда, концентрат, колошниковая пыль) крупностью 8–0 мм от 40 до 50 %;
- известняк крупностью 3–0 мм 20–30, возврат (мелкий агломерат) крупностью 10–0 мм от 20 до 30 %;
- топливо крупностью до 3 мм от 4 до 6 %;
- влага от 6 до 9 %.

Подготовку агломерационной шихты и её спекание, ведут на агломерационных фабриках.

Подготовка шихты должна обеспечить усреднение, необходимую крупность, дозирование компонентов шихты, смешивание и её окомкование.

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

Для обеспечения равномерного распределения компонентов по всему объему агломерационной шихты

необходимо осуществлять хорошее смешивание шихты, что обычно проводят во вращающихся барабанах, сначала в смесительном, а затем в окомковательном. На некоторых агломерационных фабриках эти операции совмещают в одном барабане.

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

Процесс спекания. Схема процесса представлена на рисунке 2.1. На колосниковую решетку 1 конвейерной ленты загружают «постель» 2 высотой 30–35 мм, состоящую из возврата крупностью 10–25 мм. Затем загружают шихту (250–350 мм). Под колосниковой решеткой создают разрежение около 7 кПа, в результате чего с поверхности в слой засасывается наружный воздух.

Чтобы процесс начался, специальным зажигательным устройством нагревают верхний слой шихты до 1200–1300 °С, и топливо воспламеняется. Горение поддерживается в результате просасывания атмосферного воздуха.

Зона горения высотой около 20 мм постепенно продвигается сверху вниз (вплоть до колосников) со скоростью 20–30 мм/мин.

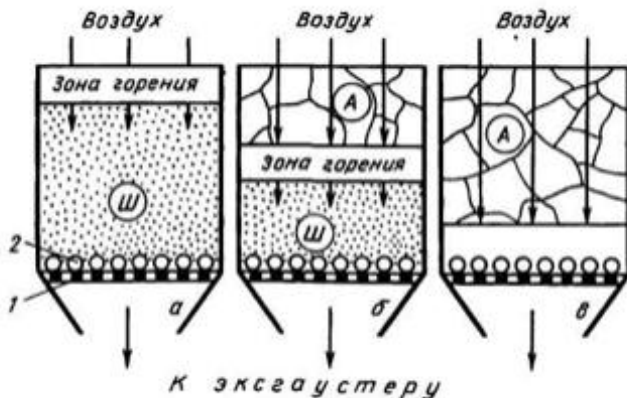


Рисунок 2.1 – Схема агломерационного процесса [12]:

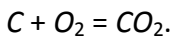
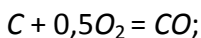
а – начало процесса; б – промежуточный момент;
в – конечный момент; А – агломерат; Ш – шихта

В зоне горения температура достигает от 1400 до 1500 °С. При таких температурах известняк $CaCO_3$ разлагается на CaO и CO_2 , а часть оксидов железа шихты восстанавливается до FeO . Образующиеся CaO и FeO , а также оксиды шихты SiO_2 , Fe_3O_4 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 и др. вступают в химическое взаимодействие с образованием легкоплавких соединений, которые расплавляются. Образующаяся жидкая фаза пропитывает твердые частицы и химически взаимодействует с ними.

Когда зона горения опустится ниже мест образования жидкой фазы, просасываемый сверху воздух охлаждает массу, пропитанную жидкой фазой, и последняя затвердевает, в результате чего образуется твердый пористый

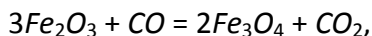
продукт – агломерат. Поры возникают в результате испарения влаги и просасывания воздуха. Продвижение через слой шихты сверху вниз зоны, в которой происходит горение топлива и формирование агломерата (т.е. спекаемого слоя) длится 8–12 мин и заканчивается при достижении постели (рисунок 2.1, в).

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

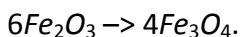


В отводимых продуктах горения отношение CO_2/CO равно от 4 до 6, но вблизи горящих кусочков кокса атмосфера восстановительная (преобладает CO), что вызывает восстановление оксидов железа.

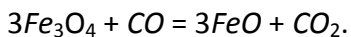
Большая часть непрочных оксидов Fe_2O_3 превращается в Fe_3O_4 в результате восстановления:



либо в результате диссоциации:

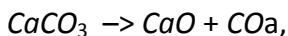


Часть оксидов Fe_3O_4 восстанавливается до FeO :



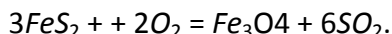
Содержание FeO в агломерате обычно находится в пределах 7–17 %, оно возрастает при увеличении расхода кокса на агломерацию; одновременно уменьшается остаточное содержание Fe_2O_3 .

Известняк разлагается по реакции



идущей с поглощением тепла.

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



Гипс и барит разлагаются при 1200–1400 °С по реакциям



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

Протекает много реакций взаимодействия между оксидами шихты, в результате чего образуются десятки различных химических соединений. В твердом офлюсованном агломерате обнаруживаются железокальциевые оливины $(CaO)_x \cdot (FeO)_{2-x} \cdot xSiO_2$ ($T_{\text{плавл}} = 1130^\circ\text{C}$), ферриты кальция $CaO \cdot 2Fe_2O_3$ ($T_{\text{плавл}} = 1230^\circ\text{C}$) и $CaOFe_2O_3$ ($T_{\text{плавл}} = 1216^\circ\text{C}$), силикаты кальция $CaO \cdot SiO_2$ ($T_{\text{плавл}} = 1540^\circ\text{C}$) и $2CaO \cdot SiO_2$ ($T_{\text{плавл}} = 2130^\circ\text{C}$), магнетит, стекло (силикатное железистое).

Офлюсованный агломерат и его свойства. Офлюсованный агломерат производят в настоящее время таким образом, чтобы агломерат содержал CaO и его основность CaO/SiO_2 составляла величину 1–1,4 и более, т.е. в шихту

агломерации вводят известняк. Это позволяет работать без загрузки известняка в доменную печь.

Основные преимущества офлюсованного агломерата:

1. Исключение из доменной плавки эндотермической реакции разложения карбонатов, т.е.



или



требующих тепла, а следовательно, расхода кокса. Этот процесс перенесен на аглоленту, где расходуется менее дефицитное и более дешевое топливо, чем кокс.

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

3. Улучшение восстановимости агломерата, т.к. известь вытесняет оксиды железа из трудновосстановимых силикатов железа.

4. Улучшение процесса шлакообразования, т.к. в офлюсованном агломерате оксиды плотно контактируют друг с другом.

5. Уменьшение числа материалов, загружаемых в доменную печь.

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

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

Высокая холодная и горячая прочность необходимы, чтобы агломерат не разрушался с образованием мелочи, препятствующей движению газов через слой шихты в печи. Под холодной прочностью подразумевают прочность, препятствующую разрушению агломерата при его транспортировке и загрузке в печь, под горячей – препятствующую разрушению под воздействием давления столба шихты в печи при высоких температурах. Холодную прочность агломерата определяют по выходу его фракции крупностью > 5 мм после обработки 15 кг агломерата в барабане, вращающемся с частотой 25 мин⁻¹ в течение 8 мин; лучший показатель равен 70–80 %. Для получения стабильно высокой холодной прочности прежде всего важно соблюдение технологии подготовки шихты с поддержанием оптимального гранулометрического состава и ее высокой газопроницаемости, в том числе путем ее тщательного окомкования и добавки в шихту извести.

Повышению холодной прочности способствуют:

- увеличение расхода топлива, но при этом снижается вертикальная скорость спекания и производительность ленты;
- введение в шихту доломитизированного известняка, вносящего MgO ;
- повышение толщины спекаемого слоя;
- «калибровка» агломерата путем его обработки перед охлаждением во вращающихся барабанах или роторных дробилках;
- использование топлива без мелких фракций, т.е. крупностью 1–3 мм вместо 0–3 мм.

Холодная прочность сильно снижается при очень быстром охлаждении и при наличии остатков шихты в агломерате. Для предотвращения резкого охлаждения горячий агломерат со спекательной ленты направляют в специальные охладители, где его охлаждают в течение промежутка времени 40–60 мин просасываемым вентиляторным воздухом. С тем, чтобы в агломерате после спекания не оставалось кусков шихты, она не должна содержать рудных частиц крупностью > 8 мм и известняка > 3 мм, а также необходимо увеличивать расход топлива.

Особенность офлюсованного агломерата: его прочность снижается по мере роста основности от 0,5 до 1,3–1,4. Это связано с тем, что при основности $> 0,5$ в структуре агломерата появляется двухкальциевый силикат $2CaO \cdot SiO_2$, который в процессе охлаждения при 675 °C претерпевает полиморфное превращение с увеличением объема на 10–11 %, что вызывает большие внутренние напряжения в куске, ведущие к его разрушению. При увеличении основ-

ности $> 1,5$ прочность вновь возрастает вследствие появления вместо $2CaO \cdot SiO_2$ соединения $3CaO \cdot SiO_2$, не подверженного полиморфным превращениям. Горячую прочность агломерата определяют во вращающемся барабане в атмосфере $CO-CO_2$ при нагреве или по газопроницаемости сдавливаемого нагретого слоя агломерата. Влияние параметров процесса получения агломерата на его горячую прочность изучено пока недостаточно. Установлено, что повышенной горячей прочностью обладает агломерат, содержащий 7–10 % FeO .

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

Температура начала размягчения офлюсованных агломератов современного состава достаточно высока (1000–1150 °C), что позволяет в большей части объема печи иметь шихту в твердом виде, обеспечивая тем самым высокую газопроницаемость столба шихты.

Производство агломерата ведут на агломерационных фабриках, в состав которых входят комплекс оборудования для подготовки шихты, ленточные (конвейерные) агломерационные машины и комплекс оборудования для

дробления и охлаждения полученного агломерата и отсева его мелочи.

Агломерационная машина (рисунок 2.2) имеет в качестве основного элемента замкнутую ленту (конвейер) из отдельных спекательных тележек-паллет 2. Тележка – это опирающаяся на четыре ролика колосниковая решетка с продольными бортами. Тележки движутся по направляющим рельсам под воздействием пары приводных звездочек 1. На горизонтальном участке ленты тележки, плотно примыкая друг к другу, образуют движущийся желоб с дном в виде колосниковой решетки.

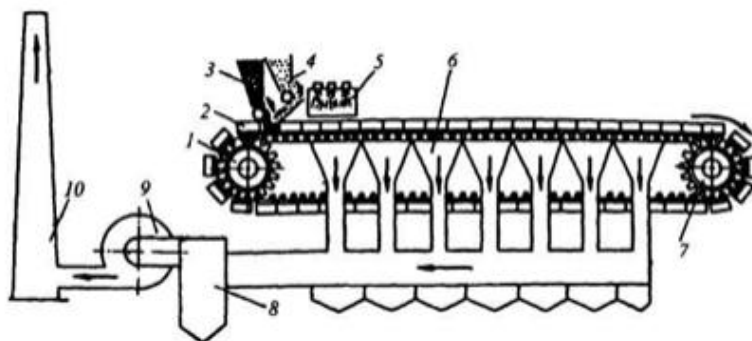


Рисунок 2.2 – Схема агломерационной машины [12]

Под тележками рабочей ветви ленты расположено 13–26 вакуум-камер 6, в которых с помощью эксгаустера 9 создают разрежение 10–13 кПа. Ширина ленты составляет 2–4 м, число тележек в ленте от 70 до 130, скорость ее движения 1,4–7 м/мин. Площадь спекания действующих машин равна 50–312 м². Удельная производительность по площади спекания составляет 1,2–1,5 т/(м²·ч).

На движущуюся ленту питателем 3 укладывают постель высотой ≈ 30 мм из возврата агломерата крупностью 10–25 мм, которая предотвращает просыпание шихты через щели решетки и предохраняет решетку от перегрева. Затем питателем 4 загружают слой шихты высотой от 250 до 350 мм. Далее шихта на движущейся ленте попадает под зажигательный горн 5, который нагревает поверхность шихты по всей ширине до 1200–1300 °С, в результате чего загорается топливо. При дальнейшем движении ленты за счет просасываемого эксгаустером 9 сверху воздуха слой горения кокса и спекания агломерата перемещается вниз, а продукты сгорания через вакуумные камеры 6 поступают в пылеуловитель 8 и далее выбрасываются в атмосферу через трубу 10.

Формирование агломерата заканчивается на горизонтальном участке движения ленты. Этот момент легко определяется по резкому падению температуры отходящих газов, свидетельствующему об окончании горения кокса. Готовый агломерат при огибании лентой холостой звездочки 7 ссыпается вниз. Он попадает в валковую дробилку горячего дробления и затем на грохоты, где от дробленого продукта отсеивают горячий возврат. Далее агломерат поступает на охладитель (пластинчатый конвейер либо круглый вращающийся охладитель), где он в течение 40–60 мин охлаждается до 100 °С просасываемым воздухом. Затем агломерат направляется на грохоты холодного агломерата, где отделяется постель. После этого годный агломерат конвейером транспортируют в домен-

ный цех, а мелочь – в бункер возврата. Этот возврат, также как и горячий, вновь направляются на агломерацию. Выход годного агломерата (фракции крупностью > 5 мм) из шихты не превышает 70–80 %.

Производство окатышей. Расширение использования бедных руд и особенно стремление к более глубокому обогащению их привели к получению тонкоизмельченных железорудных концентратов (менее 0,07 мм), для которых появилась необходимость найти новые пути окускования. В связи с этим начал развиваться так называемый процесс окатыwania или окомкования. Этот процесс приобретает особое значение, когда фабрику окускования концентратов приходится строить не на металлургическом заводе. Объясняется это тем, что окатыши меньше разрушаются при перевозке, чем агломерат, особенно офлюсованный.

Процесс производства окатышей состоит из двух стадий:

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

Схема производства окатышей на современной фабрике показана на рисунке 2.3.

Исходную шихту, возврат (некондиционные окатыши), концентрат и, в случае производства офлюсованных окатышей, известняк загружают в бункеры 1, откуда она при помощи дозаторов выдается на сборный транспортер 2 и поступает в смесительный барабан 3.

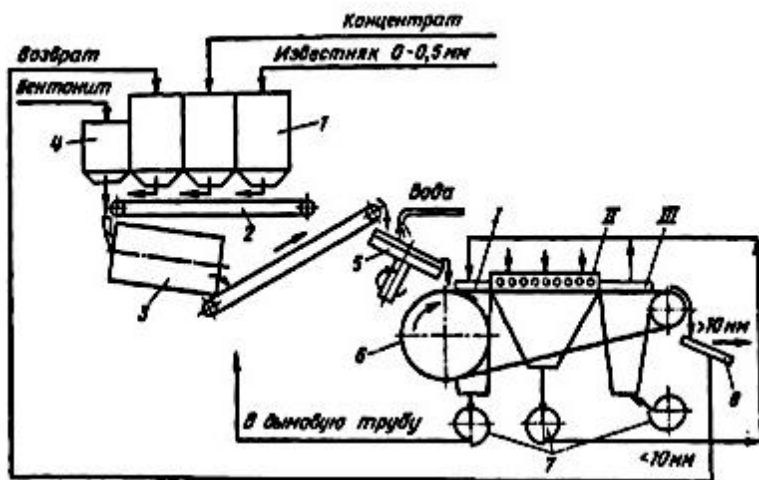


Рисунок 2.3 – Схема производства окатышей [12]:

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

После смешивания шихта поступает по другому транспортеру в окомкователь или так называемый гранулятор 5. Для лучшего окомкования и обеспечения необходимой прочности к шихте добавляют связующее вещество, обычно бентонит (мелкодисперсная глина) в количестве 0,5–1,5 % и воду в количестве 8–10 %. В грануляторе при круговом движении шихта при помощи связующего вещества и воды постепенно превращается в гранулы – комки. При этом из гранулятора разгружаются только комки, достигшие определенного размера (шарики диаметром 10–20 мм).

На рисунке 2.4 показан тарельчатый гранулятор, являющийся одним из наиболее распространенных. Часто применяют также барабанный гранулятор, иногда конусный. Тарельчатые грануляторы выпускают диаметром 5,5–7,0 м, они обеспечивают производительность 125–150 т/ч. Оптимальных условий окатывания шихты достигают подбором угла наклона тарели (40–60 °) и частоты вращения от 6 до 9 об/мин.

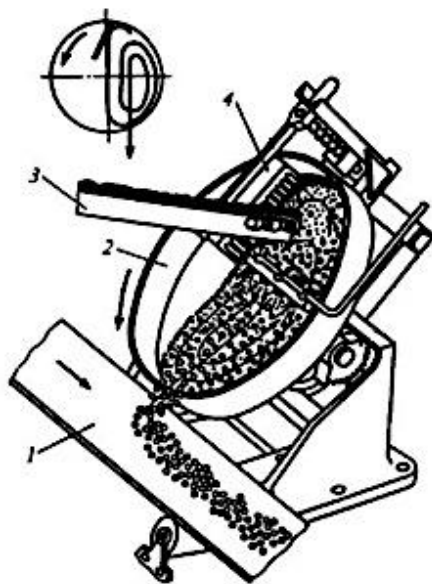


Рисунок 2.4 – Тарельчатый окомкователь шихты [12]:

- 1 – конвейер уборки окатышей; 2 – чаша;
- 3 – конвейер подачи шихты; 4 – скребки

Сырые окатыши после гранулятора падают на обжиговую машину. Обычно применяют ленточную конвейерную машину, подобную агломерационной. Реже применяют для обжига окатышей другие агрегаты: шахтные пе-

чи, вращающиеся трубчатые печи, последовательно расположенные колосниковая решетка – вращающаяся трубчатая печь.

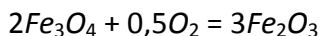
У конвейерных машин ширина паллет составляет 3–4 м, рабочая площадь спекания 100–500 м² и производительность их равна 2500–9000 т/сут. Верх ленты перекрыт камерами в соответствии с делением на зоны сушки, обжига и охлаждения. Зона обжига составляет около 50 % от общей площади машины. В зоне сушки окатыши подогревают до 250–400 °С газами, поступающими из зон обжига и охлаждения. Циркуляция газов и удаление их в дымовую трубу осуществляются вентиляторами. В зонах обжига окатыши нагреваются до 1200–1350 °С продуктами горения газообразного или жидкого (мазута) топлива, просасываемыми через слой окатышей на колосниковой решетке машины. В зоне охлаждения окатыши охлаждаются принудительно подаваемым через колосниковую решетку воздухом. Охлажденные окатыши разгружаются на грохот. Фракцию > 5 мм отправляют для доменной плавки, а фракция 0–5 мм является возвратом. Время пребывания окатышей в зоне обжига равно 7–12 мин. Расход природного газа составляет 21–45 кг/т окатышей.

Основная цель обжига окатышей сводится к упрочнению их до такой степени, чтобы они в дальнейшем выдерживали транспортировку, перегрузки и доменную плавку без значительных разрушений. При этом в отличие от агломерации нельзя доводить процесс до перехода значительной части шихты в жидкое состояние. Если не

ограничить верхний предел температуры (1320–1350 °С), то произойдет оплавление окатышей и сваривание их в крупные глыбы. В то же время понижение температуры обжига ниже 1200–1250 °С приводит к понижению прочности окатышей.

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

При обжиге офлюсованных окатышей идет разложение известняка $CaCO_3$ с образованием CaO и поглощением тепла. Поскольку атмосфера в зоне обжига окислительная, при температурах 900–1000 °С идет окисление магнетита до гематита:



Обычно в окатыше обнаруживается периферийная гематитовая зона и центральная зона с остатками магнетита. При температурах 1200–1350 °С появляется жидкая фаза из легкоплавких соединений, образующихся в результате химического взаимодействия составляющих приготавливаемой шихты – в неофлюсованных окатышах это соединения из SiO_2 и Fe_2O_3 , в офлюсованных – ферриты кальция $CaO \cdot Fe_2O_3$ и $2CaO \cdot Fe_2O_3$.

Упрочнение окатышей (спекание частиц в прочную гранулу) происходит преимущественно путем твердофазного (без участия жидкой фазы) спекания и отчасти путем жидкофазного. Первое заключается в том, что в результате

нагрева поверхность частиц размягчается и в местах контакта друг с другом они спекаются (свариваются). Твердофазное спекание начинается при 800–900 °С, спекаются как гематит, так и магнетит. Жидкофазное спекание начинается при температурах 1200–1350 °С, когда, как отмечалось, появляются участки жидкой фазы. Она смачивает твердые частицы и при затвердевании скрепляет их. При этом по сравнению с твердофазным спеканием повышается прочность окатышей, но несколько уменьшается их пористость. Оптимальное же количество жидкой фазы составляет от 12 до 20 %.

При обжиге сульфиды шихты (FeS_2 , FeS) окисляются, а образующийся газообразный оксид SO_2 уносится газами; степень удаления сульфидной серы из неофлюсованных окатышей составляет 95–99 %. При добавке известняка в шихту степень десульфурации снижается, т.к. SO_2 связывается в соединение $CaSO_4$. Готовые неофлюсованные окатыши содержат < 0,003 % S, офлюсованные 0,01–0,08 % S.

Свойства окатышей. В нашей стране производят неофлюсованные окатыши и офлюсованные с основностью 0,4–1,25. Окатыши разных заводов содержат: Fe 58–67 %; SiO_2 3,3–12 %; CaO 0,1–4,8 %; Al_2O_3 0,2–1,1 %; MgO 0,2–1,1 %; S 0,001–0,08 %; P 0,007–0,01 %.

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

Прочность сырых окатышей относительно мала, для повышения ее применяют искусственную сушку при тем-

пературе 200–400 °С или прокалку (высокотемпературный обжиг) при температуре 800–1100 °С.

Барабанный гранулятор (рисунок 2.5) представляет собой горизонтальный или наклоненный под углом 1–3 ° в сторону выгрузки цилиндр с закрепленными на нем бандажами и венцовой шестерней, через которую передается крутящий момент от электродвигателя. С торцов барабан снабжен загрузочной и разгрузочной камерами, герметизирующими рабочий объем гранулятора. Исходная шихта вводится в барабан через течку 2 загрузочной камеры.

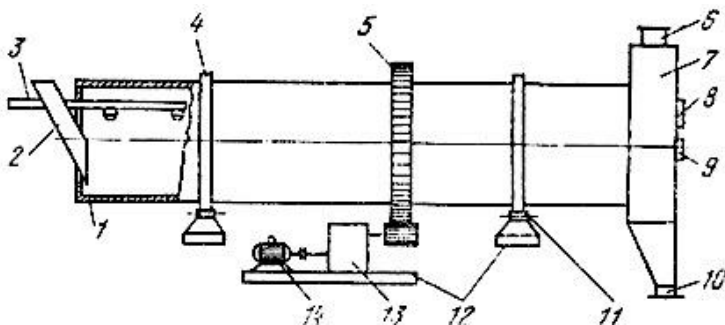


Рисунок 2.5 – Барабанный гранулятор [4]:

- 1 – обечайка; 2 – течка для загрузки шихты;
- 3 – распределитель связующего; 4 – бандаж; 5 – венцовая шестерня; 6 – патрубок для отсоса паров; 7 – разгрузочная камера; 8 – окно для подсветки; 9 – смотровое окно;
- 10 – патрубок выгрузки гранул; 11 – опорный ролик;
- 12 – бетонные основания; 13 – редуктор;
- 14 – электродвигатель

Холодную прочность окатышей определяют по величине усилия, необходимого для раздавливания окатыша, и результатам испытаний во вращающемся барабане,

проводимых как и при испытании прочности агломерата. Усилие раздавливания составляет 1,5–2,5 кН на окатыш; барабанная проба (выход фракции крупностью > 5 мм) холодных окатышей составляет 82–97 % при норме ≥ 95 %.

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

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

По сравнению с агломератом производство окатышей характеризуется меньшим отсевом мелочи, дополнительным расходом топлива. У окатышей выше содержание

железа и ниже основность, а себестоимость их производства примерно одинакова. Основным преимуществом окатышей является более высокая холодная прочность, что позволяет транспортировать их на большие расстояния; однако их горячая прочность ниже. Содержание мелочи в шахте печи при проплавке агломерата и окатышей выравнивается.

Металлизированные окатыши. В последнее время в доменном производстве опробованы металлизированные окатыши, в которых часть оксидов железа восстановлена до железа. Повышение степени металлизации окатышей на каждые 10 % обеспечивают снижение расхода кокса на 4,5–6 % и увеличение производительности доменной печи на 5–7 %. На металлизацию окатышей расходуется топлива больше, чем кокса на восстановление железа в доменной печи, но это более дешевое и менее дефицитное топливо, чем кокс (уголь, природный газ).

2.2. Подготовка кокса к доменной плавке

Второй обязательный исходный продукт плавки – кокс – кусковой пористый материал из спекшейся углеродистой (83–88 % С) массы, получающейся при прокаливании каменного угля без доступа воздуха. Кокс служит восстановителем оксидов металлов и источником тепла для плавки. Он должен отвечать следующим требованиям:

- обладать высокой теплотой сгорания;
- характеризоваться достаточной прочностью и термостойкостью;

– обладать неспекаемостью в условиях доменного процесса;

– иметь достаточную чистоту по содержанию вредных примесей – серы и фосфора.

Подготовка к доменной плавке кокса, представляющего собой спекшийся, чрезвычайно твердый пористой структуры углеродистый продукт высокотемпературной переработки каменного угля, является важнейшим и определяющим показателем эффективности доменной технологии, поскольку, с одной стороны, кокс является самым дорогостоящим компонентом доменной шихты и доля его в себестоимости чугуна достигает 30 %. С другой стороны, вследствие своей прочности, термостойкости (способности не растрескиваться) и способности не спекаться кокс сохраняет форму кусков на всем пути движения шихты от колошника до горна, благодаря чему кокс разрыхляет столб шихты в печи, обеспечивая необходимую ее газопроницаемость. В нижней части печи (в заплечиках и горне) только кокс остается в твердом состоянии, образуя как бы подвижную дренажную решетку (коксовую насадку), через которую в горн стекают жидкие продукты плавки, а вверх проходят газы.

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

Как топливо кокс, сгорая у фурм, обеспечивает доменную печь теплом, необходимым для нагрева и расплавления шихты и протекания процессов восстановления железа из оксидов. Кроме того, углерод кокса является восстановителем и служит для науглероживания железа, а продукт сгорания кокса – газ CO также является восстановителем.

Еще до загрузки в доменную печь кокс претерпевает значительные изменения фракционного состава при транспортировке его от коксохимического завода до бункерной эстакады доменного цеха. Проведенные на Череповцеком, Карагандинском и Нижнетагильском металлургических предприятиях исследования показали, что разрушение кокса всех классов в наибольшей степени происходит на начальном этапе транспортировки. Наибольшему разрушению подвержен кокс крупностью более 80 и 80–60 мм, что определяет повышение доли классов 60–40 и 40–25 мм.

В настоящее время за рубежом качество кокса, помимо фракционного состава, характеризуется показателями горячей прочности (CSR) и реакционной способности (CRI). Авторы ряда работ отмечают, что повышение показателя CSR более 60 % позволяет стабильно поддерживать расход вдуваемого пылеугольного топлива (ПУТ) выше 150–180 кг/т чугуна. Улучшение качества и современная подготовка кокса к доменной плавке, наряду с мероприятиями по улучшению качества железорудной шихты и па-

раметров дутьевого режима, позволяют обеспечивать качественный рост показателей доменной плавки.

В настоящее время в полном соответствии с современным техническим уровнем в мире общепринята схема подготовки кокса, включающая высев из металлургического кокса мелочи менее 32–40 мм, высев и дробление фракции более 80 мм, высев из отсева коксового орешка фракцией от 5–15 до 32–40 мм с последующей его загрузкой в печь в смеси с железорудной шихтой. Данная схема подготовки кокса решает ряд задач:

- отсев из металлургического кокса фракции < 40 мм, а также более 80 мм с последующим её дроблением, способствует улучшению однородности фракционного состава всей массы загружаемого скипового кокса, повышению среднего размера куска, порозности и газопроницаемости коксовой насадки;

- выделение из отсева кокса коксового орешка с последующей его загрузкой в рудную часть определяет повышение газопроницаемости как «сухой» зоны, так и зоны когезии доменной печи, соответствующее увеличение количества проходящих через указанные зоны газов;

- определяет снижение потерь кокса в виде фракции – 10 мм по сравнению с традиционной технологией.

Предложенная схема подготовки кокса в доменном производстве создает условия для более рационального его применения, увеличения газопроницаемости столба шихты и повышения эффективности использования восстановительного потенциала газа и, соответственно, по-

вышения оптимального расхода и эффективности применения дополнительных видов топлива. Для гранулометрического состава скипового кокса важнейшее значение имеют минимальный и максимальный размеры кусков кокса, поскольку они в решающей мере определяют замусоренность коксовой насадки и ее газопроницаемость.

На современном уровне подготовки кокса к доменной плавке при выделении из отсева кокса коксового орешка и использовании его в доменной плавке минимальный размер кусков скипового кокса целесообразно поддерживать на уровне 32–40 мм, при этом количество фракции +80 мм должно быть минимальным.

2.3. Производство кокса

Кокс получают сухой перегонкой (посредством нагрева до 1100 °С без доступа воздуха) коксующихся каменных углей в коксовых печах, представляющих собой камеры из динасового кирпича высотой 5–7, длиной 15–17 и шириной 0,4–0,45 м. Объем коксовых печей составляет 30–42 м³. В камеру объемом 30 м³ загружают 22 т шихты.

Плоские камеры коксовых печей объединены в коксовые батареи (рисунок 2.6) по 60–80 параллельно расположенных камер. С торцов каждая камера герметично закрыта съемными дверями, а в своде камер есть 3–4 люка для загрузки шихты из бункеров загрузочного вагона 11. Производительность батареи достигает 2000 т/сут. Коксовые печи отапливают доменным и коксовым газами, сжигаемыми в простенках между камерами – в вертикалах (рисунок 2.7).

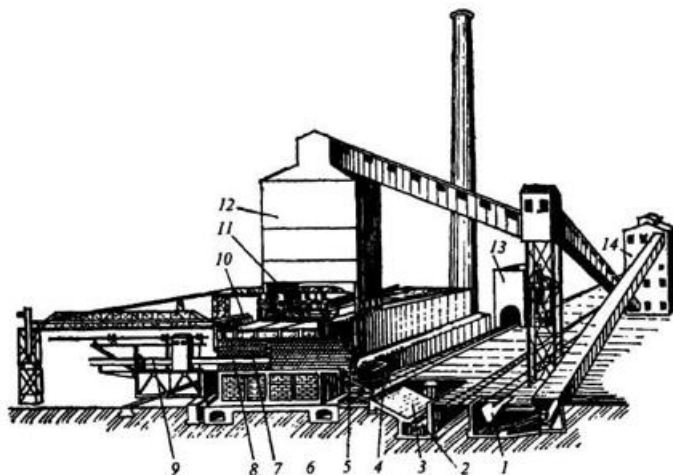


Рисунок 2.6 – Общий вид коксовой батареи [12]:

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

Для получения в вертикалах коксовой печи высокой температуры пламени (1400 °С) воздух и доменный газ перед подачей в вертикалы нагревают в регенераторах 1. Под каждым вертикалом расположено по два регенератора (камеры), которые заполнены решетчатой кладкой из огнеупорного кирпича. В каждую пару регенераторов поочередно с интервалом в 20–30 мин, то направляют из вертикалов горячие дымовые газы, нагревающие насадку, то холодные воздух и доменный газ (раздельно), которые нагреваются, охлаждая насадку. Из регенераторов нагре-

тые воздух и доменный газ поступают в вертикалы, а дымовые газы через борова уходят в трубу.

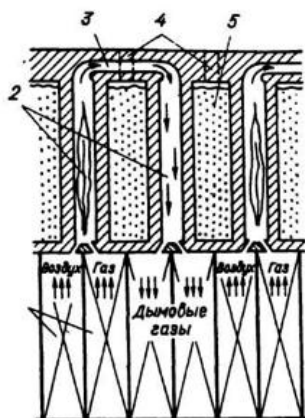


Рисунок 2.7 – Схематический разрез коксовой батареи [12]:

1 – регенераторы; 2 – обогреваемые вертикалы; 3 – обводной канал; 4 – отверстия для загрузки шихты; 5 – камера коксования

Для коксования применяют коксовые, паровично-жирные, паровично-спекающиеся и газовые угли.

Предварительно уголь дробят и обогащают для снижения зольности. Далее составляют шихту, смешивая разные угли в требуемом соотношении. Затем шихту подвергают окончательному дроблению и помолу и направляют в распределительную башню (рисунок 2.6, позиция 12). В шихте должны быть фракции размером менее 3 мм, т.к. это благотворительно способствует получению кокса с меньшим количеством трещин.

Коксование загруженной в камеру порции шихты длится 14,5–16 ч. В процессе нагрева при температурах 350–500 °С происходит размягчение и плавление угля и

начинается сильное выделение летучих веществ, которые вспучивают массу и делают ее пористой. При 500–600 °С масса интенсивно разлагается с выделением летучих; по мере их выделения в массе возрастает содержание углерода, увеличивается вязкость массы и она затвердевает, переходя в полукок. При дальнейшем нагреве до 1100 °С выделяются все летучие, и аморфный углерод превращается в кристаллический графит, обладающий высокой твердостью и прочностью. Коксовый пирог, открыв торцевые двери камеры, выталкивают (рисунок 2.6) с помощью штанги 8 коксовыталкивателя 9 в тушильный вагон 4, доставляющий кокс в башню 13, где его заливают водой, либо на установку сухого тушения, где кокс охлаждают потоком азота. После водяного тушения кокс из тушильного вагона через рампу 3 выгружают на конвейер 2, доставляющий кокс в доменный цех.

Сухое тушение предпочтительнее по следующим причинам:

- уменьшается растрескивание кокса, т.е. его потери в виде мелочи;
- снижается влажность кокса (0,5–1,0 % вместо 2–5 % при тушении водой);
- тепло нагретого азота используется для выработки пара, а при тушении водой безвозвратно теряется.

Выделяющиеся из коксовой печи летучие («грязный коксовый газ» в объеме 300–320 м³ т/шихты) направляют в химические цехи, где из них извлекают смолы, аммиак и бензол, из которых при дальнейшей переработке получа-

ют до 500 других ценных продуктов (лаки, краски, растворители, лекарства, пек и др.). После химических цехов очищенный коксовый газ содержит: 56–60 % H_2 ; 23–26 % CH_4 ; 2–4 C_2H_n ; 5–7 % CO ; 2–3 % CO_2 и 3–7 % N_2 . Его теплота сгорания составляет 16,8–18,4 МДж/м³. Газ используют в качестве топлива на металлургическом заводе.

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

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

менее 10 мм (показатель M10), выраженные в процентах. Величина M40 должна составлять 72–82, а M10 8,5–10 %;

- малое содержание золы, основными составляющими которой являются SiO_2 и Al_2O_3 . Для их ошлакования необходимо увеличивать расход флюса, что увеличивает количество шлака. Увеличение зольности кокса на 1 % вызывает снижение производительности печи на 1,3 % и увеличение расхода кокса на 1,3 %. Зола также снижает прочность кокса;

- неспекаемость в условиях доменного процесса;

- определенный размер кусков – от 25 до 60 мм, т.к. загружать в печь более мелкий кокс недопустимо, поскольку при этом ухудшается газопроницаемость шихты;

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

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

влажность кокса составляет 0,4–1 %, при тушении водой 2–5 %;

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

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

В связи с этим при доменной плавке часть кокса заменяют природным газом, мазутом или пылевидным топливом. Природный газ содержит 90–98 % углеводородов (главным образом CH_4 и C_2H_6) и немного азота (≈ 1 %, а в газе Ишимбайского месторождения до 10 %).

Мазут представляет собой тяжелый остаток прямой перегонки и крекинга нефти. Горючая масса мазута содержит 84–88 % C, 10–12 % H_2 , 0,3–0,5 % O_2 и 0,5–4 % S. В качестве пылевидного топлива обычно используют молотый каменный уголь.

2.4. Комбинирование воздушного дутья с применением природного газа и пылеугольного топлива

Третьим исходным продуктом доменной плавки является воздушное дутье. Воздух необходим для сгорания кокса. Вместе с тем, для снижения расхода кокса и повышения эффективности доменной плавки воздушное дутье дополняется применением природного газа (ПГ) и пылеугольного топлива (ПУТ).

Наличие запасов неспекающихся углей, пригодных для приготовления их из ПУТ, определяют возможность

замены природного газа и до 40–50 % кокса за счёт использования ПУТ. Однако вдувание ПУТ без соответствующего изменения технологии доменной плавки не позволит повысить его расход более 100 кг/т чугуна.

Для эффективного использования ПУТ-технологии необходимо внедрение компенсирующих мероприятий, направленных на улучшение качества шихтовых материалов, шлакового и температурно-дутьевого режимов и т.д. В первую очередь это непосредственно относится к повышению качества кокса.

Современная система подготовки кокса к доменной плавке, обеспечивающая повышение содержания в скиповом коксе фракций 40–60 и 60–80 мм до 95 % и выше, наравне с другими компенсирующими мероприятиями обуславливает обеспечение повышения оптимального расхода и эффективности применения ПУТ с сохранением при этом производительности доменных печей без значительных капитальных затрат.

Подготовка кокса к доменной плавке – неотъемлемая процедура доменного процесса. Использование высококачественного кокса при выплавке чугуна позволяет значительно сократить расход наиболее дорогих материалов доменной плавки – природного газа и кокса.

2.5. Доменный цех металлургического завода

Современная металлургия железа включает две основные стадии или передела:

1) восстановительная плавка железных концентратов в доменной печи (рисунок 2.8) с получением чугуна;

2) рафинирование чугуна в сталеплавильных агрегатах различных типов с получением стали.

Доменный цех – начальное звено металлургического производства по выплавке чугуна, основанного на восстановлении железа из железной руды в процессе её плавки в доменной печи.

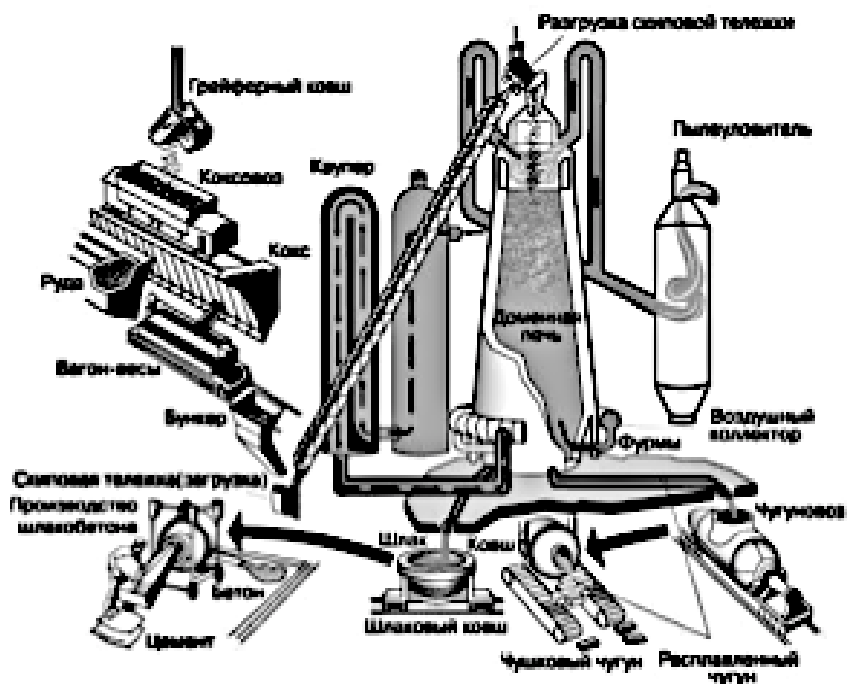


Рисунок 2.8 – Доменный цех [4]

Доменный цех металлургического завода (комбината) с полным металлургическим циклом имеет, как правило, не менее трёх доменных печей с воздухонагревателя-

ми и системой газоочистки. Запас шихты (кокса, агломерата или руды, а также флюсов) хранится в бункерах эстакады (общей для всех доменных печей).

На многих металлургических заводах в состав доменного цеха входит так называемый рудный двор, где хранится основной запас железных руд, укладываемых в штабеля рудными перегружателями. В доменном цехе имеются также машины для разливки чугуна.

Доменная печь представляет собой шахтную печь круглого сечения (рисунок 2.9), состоящую из колошника I, шахты II, распара III, заплечиков IV и горна V. Печь футерована огнеупорной кладкой (верхняя часть шамотным кирпичом, нижняя часть – преимущественно углеродистыми блоками). Для предотвращения разрушения кладки и защиты кожуха печи от высоких температур используют холодильники, в которых циркулирует вода. Кожух печи и колошниковое устройство поддерживаются колоннами, установленными на фундаменте.

В колошник I – верхнюю цилиндрическую часть печи – при помощи засыпного аппарата загружают шихтовые материалы (кокс, агломерат и частично руду с флюсом), называемые шихтой. Наиболее распространенная конструкция засыпного аппарата состоит из малого конуса 1 и большого конуса 2.

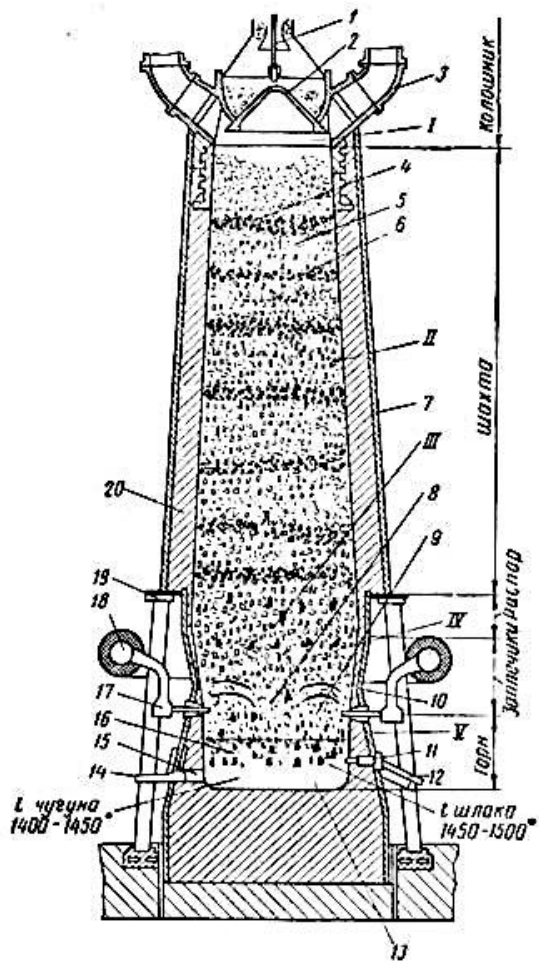


Рисунок 2.9 – Схема типовой доменной печи (вертикальный разрез) [4]:

- 1 – малый конус; 2 – большой конус; 3 – газоотводные трубы;
- 4 – флюс; 5 – кокс; 6 – руда; 7 – кожух; 8 – капли чугуна;
- 9 – капли шлака; 10 – броня; 11 – шлаковая летка; 12 – желоб для выпуска шлака; 13 – лещадь; 14 – желоб для выпуска чугуна; 15 – чугунная летка; 16 – жидкий шлак; 17 – фурмы;
- 18 – кольцевой воздухопровод; 19 – опорное кольцо;
- 20 – огнеупорная кладка

Конусный метод загрузки обеспечивает такое распределение материалов в печи, при котором более крупные куски шихты попадают к центру печи, а более мелкие располагаются ближе к стенкам. При этом получается наиболее полный охват газами всей шихты. Обычно газы стремятся пройти у стенок печи, значительно меньшее количество их проходит через центр. Загрузочно-распределительное устройство еще предотвращающее утечку газов.

Основные параметры доменной печи: H_0 – полезная высота; h_r и h_3 – высота горна и заплечиков; h_p – высота распара; $h_{ш}$ – высота шахты; h_k – высота колошника; d_r – диаметр горна; d_p – диаметр распара; d_k – диаметр колошника; α – угол наклона шахты; β – угол наклона заплечиков.

Шахта II имеет форму усеченного конуса, расширяющегося книзу. Это наибольшая часть печи. В шахте происходят высушивание руды, выделение химически связанной воды, растрескивание руды и начинается восстановление окислов. Температура в разнотельности от 350 до 1000 °C.

Распар III имеет цилиндрическую форму и является самой широкой частью доменной печи. В распаре начинаются шлакообразование и плавление металла. Температура в этой зоне около 1400 °C и выше.

Заплечики IV имеют форму усеченного конуса, сужающегося книзу. В них происходит дальнейшее расплавление металла и шлака. Температура достигает 1600–1900

°С. В заплечиках заканчивается процесс шлакообразования. Здесь остается в твёрдом состоянии только горючее и часть флюса.

В верхней части горна V расположены фурмы 17 устройства для вдувания в печь горячего воздуха, обеспечивающего горение топлива. Фурмы расположены по окружности горна. У доменных печей их бывает шестнадцать и больше. В фурмах имеются окошки с термостойкими стеклами, позволяющими производить визуальный контроль процесса плавки.

Воздух в фурмы попадает из кольцевого воздухопровода 18. В верхней части горна расположено отверстие для выпуска чугуна — чугунная летка 15. Выше чугунной летки устроена шлаковая летка 12 для выпуска шлака. Температура в горне достигает 1800 °С. На дне горна, называемом лещадью 13, скапливается шлак на поверхности жидкого чугуна. После того как чугун в горне накопился, жидкий чугун выпускается через находящиеся внизу отверстия — летки. В первую очередь через верхнюю летку выпускается шлак, а затем, через нижнюю летку — чугун.

По специальным каналам чугун сливается в размещенные на железнодорожных платформах ковши и транспортируется на дальнейшую обработку. Чугун выпускают из печи периодически (6–8 раз в сутки). Вместе с чугуном из печи вытекает шлак, который называют нижним. Верхним называют шлак, который выпускают через шлаковые летки. Литейный чугун, который затем будет использован

для производства отливок, попадает в разливочный аппарат и, застывая, превращается в бруски – чушки.

Для производства стали используется чугун, который называется переделочным – он составляет до 80 % производства. Переделочный чугун транспортируется в сталелитейный цех с конверторами, мартеновскими или электрическими печами. В современных, огромного размера домнах для поддержания процессов горения используется не только потоки горячего воздуха, но и чистый кислород, применяемый вместе с природным газом. Такая технология позволяет расходовать меньшее количество кокса, но является технологически более сложной. Поэтому для контроля процесса производства, выбора оптимальных режимов плавки используются компьютеры, способные вести одновременный анализ работы всех систем.

Вспомогательные устройства доменных печей должны быть надежны в работе для бесперебойного обслуживания печей в течение 5–7 лет. К их числу относятся: подъемные и загрузочные механизмы, литейные дворы и поддоменники, воздухонагреватели (рисунок 2.10), воздухоудельные машины и газоочистители.

Воздухонагреватели предназначены для нагрева поступающего в доменную печь воздуха с целью ускорения процесса плавки путем получения в горне высокой температуры при меньшем расходе топлива. Действие воздухонагревателя следующее. Нагрев производится сжиганием доменного газа, поступающего в горелку 5, где газ смешивается с воздухом и сгорает. Пламя поднима-

ется по камере 1, проходит через каналы кирпичной насадки, раскаляет ее и выпускается через дымовую трубу 3. После нагрева насадки \approx до $1500\text{ }^{\circ}\text{C}$ через устройство 4 вводят наружный воздух. Проходя через насадку, он нагревается до $1000\text{--}1200\text{ }^{\circ}\text{C}$ и поступает в доменную печь.

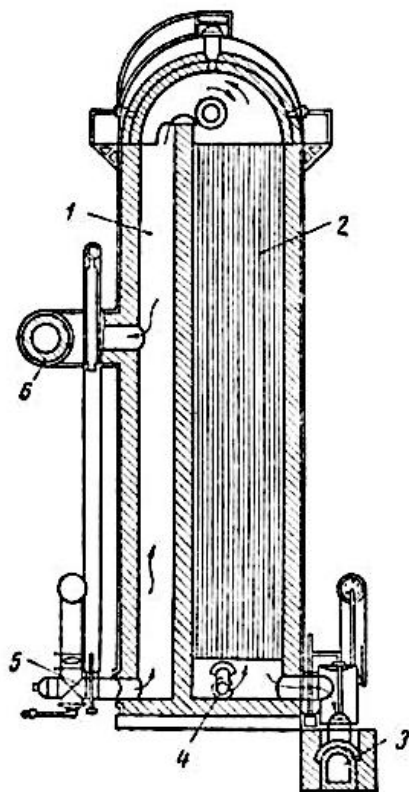


Рисунок 2.10 – Схема воздухонагревателя [4]

Современные доменные печи – отражение исследований и конструкторских разработок не одного поколения ученых-металлургов, проектировщиков, специали-

тов-практиков. Печи рассчитаны на работу с избыточным давлением газа под колошником до 0,25 МПа с содержанием кислорода в дутье (природном газе) 30–35 % и температурой дутья 1200–1300 °С и имеют следующие особенности. Усовершенствованный профиль печи характеризуется увеличенной высотой горна (4600 мм) и следующими рациональными отношениями: $H_0/d_p = 2,49$, $d_p/d_r = 1,108$ и $d_k/d_p = 0,669$. Печь имеет 32 воздушные фурмы и четыре чугунные летки; шлаковой летки не предусмотрено.

Огнеупорная кладка печи выполнена с жесткими допусками по толщине швов. Углеродистые блоки на стыке горна и лещади имеют двустенную конструкцию с перевязкой вертикальных и горизонтальных швов, что надежно предотвращает прорывы чугуна через стены горна. Огнеупорная футеровка чугунных леток выполнена из углеродистых блоков, поэтому применяется только безводная леточная масса. Нижняя часть лещади выложена графитированными углеродистыми блоками, верхняя часть на периферии – углеродистыми блоками, центр – высокоогнеупорными муллитовыми изделиями. В кладке верхней части горна применяются каолиновые изделия. Заплечики, распар и шахта печи футерованы каолиновым и шамотным кирпичом.

Доменная печь охлаждается технической водой, лещадь – воздухом. Снизу в лещади заложены чугунные плитовые холодильники толщиной 180 мм с залитыми трубами, по которым проходит воздух (60 тыс. м³/ч) от двух дутьевых вентиляторов (из которых один резервный), рас-

положенных в здании под литейным двором. Периферия лещади и горна охлаждается гладкими плитовыми холодильниками. Холодильники в районе чугунных леток выполнены утолщенными и состоят из двух рядов холодильных труб. В фурменной зоне и верхнем ряду заплечиков смонтированы ребристые холодильники с залитым кирпичом, в нижнем ряду заплечиков, распаре и охлаждаемой части шахты – ребристые холодильники без залитого кирпича.

Холодильники верхнего пояса шахты имеют самостоятельно охлаждаемые выступы, образующие горизонтальное опорное кольцо для поддержания верхней неохлаждаемой части шахты. В расположенных ниже поясах шахты холодильники с выступами установлены в шахматном порядке.

Защитные плиты колошника коробчатого типа футерованы шамотным кирпичом и крепятся к кожуху кронштейнами.

Кожух печи выполнен самонесущим из высокопрочной стали 16Г2АФ электрошлакового переплава. Его максимальная толщина 40 мм.

Доменная печь не имеет колонн. Колошниковое устройство опирается на каркас здания литейного двора. Для наблюдения за воздушными фурмами и их обслуживания запроектирована и построена кольцевая площадка шириной 5 м, позволяющая использовать напольный транспорт (электрокары) для смены элементов фурменных

приборов. Эта площадка одновременно служит укрытием над чугунными летками и участками главных желобов.

На доменной печи установлено бесконусное загрузочное устройство с вращающимся распределительным лотком. Приводы вращения лотка обеспечивают его движение в процессе выгрузки шихтовых материалов в печь при постоянном и переменном углах наклона лотка, делая возможным любое требуемое распределение материалов на колошнике печи и способствуя достижению оптимального использования восстановительной способности газа и ровного хода печи. Для охлаждения оборудования загрузочного устройства (редуктора вращения и изменения угла распределительного лотка и узла шихтовых затворов) постоянно подается азот под давлением, несколько превышающим давление газа под колошником, для предотвращения проникновения пыли. Кроме того, азот подается для обдува контактных поверхностей уплотнительных клапанов, выравнивания давления (додавливания) в бункерах загрузочного устройства и продувки их. Режим додавливания обеспечивает требуемую разницу давлений в печи и бункере в пределах 5–10 кПа. Продувка бункеров азотом предусмотрена для безопасной работы загрузочного устройства и уменьшения выбросов пыли в атмосферу.

2.6. Процедура доменного процесса плавки чугуна

Доменная печь работает по принципу противотока (рисунок 2.11). Шихтовые материалы загружают сверху, и по мере сгорания топлива и плавления руды они опуска-

ются вниз. Навстречу им движется поток горячих газов. Условно процесс, протекающий в доменной печи, разделяют на следующие этапы: горение углерода топлива, разложение компонентов шихты, восстановление оксидов, науглероживание железа и шлакообразование. Эти этапы процесса проходят в печи одновременно, переплетаясь друг с другом, но с разной интенсивностью, на разных уровнях печи.

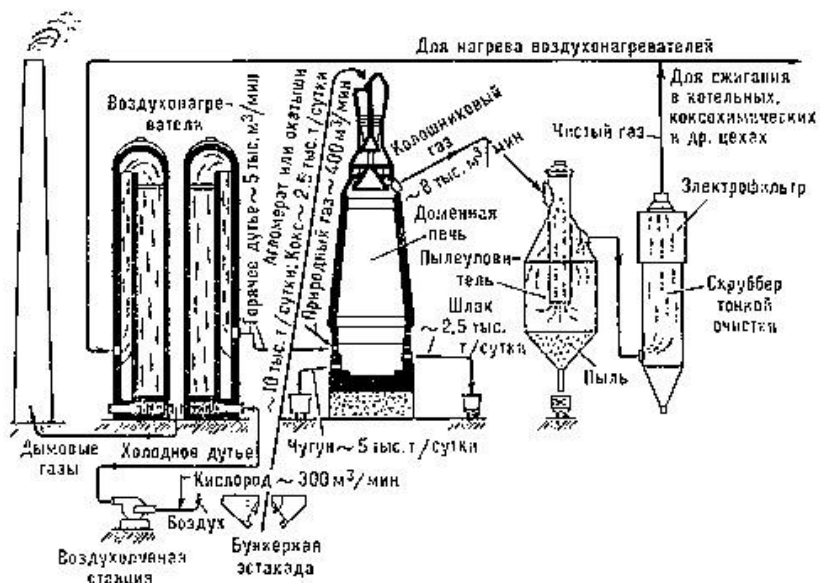


Рисунок 2.11 – Схема работы доменной печи [4]

Шихтовые материалы загружают сверху, и по мере сгорания топлива и плавления руды они опускаются вниз. Навстречу им движется поток горячих газов. Условно процесс, протекающий в доменной печи, разделяют на следующие этапы: горение углерода топлива, разложение ком-

понентов шихты, восстановление оксидов, науглероживание железа и шлакообразование. Эти этапы процесса проходят в печи одновременно, переплетаясь друг с другом, но с разной интенсивностью, на разных уровнях печи.

Высокая эффективность доменного процесса обусловлена рациональной организацией противотока материалов и газов в доменной печи. При опускании вниз загруженные на колошник холодные материалы непрерывно омываются движущимися вверх горячими восстановительными газами, образующимися в горне при сжигании топлива в кислороде дутья. За время движения материалов сверху вниз успевают произойти все физико-химические превращения, обуславливающие получение чугуна и шлака.

Процесс производства чугуна в доменной печи состоит из следующих этапов:

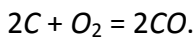
- формирование запаса шихтовых материалов на бункерной эстакаде;
- набор и подача шихты на колошник;
- загрузка шихтовых материалов в доменную печь;
- нагрев дутья и подача его в доменную печь;
- подача природного газа в печь;
- выплавка чугуна;
- выпуск продуктов плавки;
- очистка доменного газа.

Доменный процесс является восстановительным и противоточным, заключающимся во взаимодействии ших-

товых материалов, опускающихся вниз, и поднимающегося вверх потока горячих восстановительных газов.

Основные химические процессы в доменной печи – горение топлива и восстановление Fe , Si , Mn и др. элементов. Часть кокса расходуется на процессы восстановления, но основное количество опускается в горн и сгорает вместе с вдуваемым топливом у фурм. Газы с температурой 1600–2300 °С, содержащие 35–45 % CO , 1–12 % H_2 и 45–65 % N_2 , поднимаясь по печи, нагревают опускающуюся шихту, при этом CO и H_2 частично окисляются до CO_2 и H_2O . Газы, выходящие из печи, имеют температуру 150–300 °С.

Горение у фурм. У фурм доменной печи возникают очаги горения, называемые окислительными зонами, в которых происходит вихревое движение газов. Горение кокса развивается на поверхности контакта твёрдой и газообразной фаз. При этом кислород соединяется с углеродом в сложные комплексы C_xO_y , которые затем распадаются. В упрощённом виде суммарный процесс горения углерода твёрдого топлива у фурм сводится к экзотермической реакции:

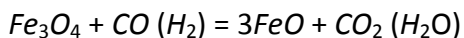
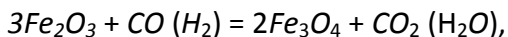


При вдувании природного газа или мазута, в которых главной составляющей являются углеводороды (например, метан), протекает реакция с выделением CO и H_2 . При этом поглощается значительная часть тепла, выделяемого при сжигании C , а следовательно, понижается температура горения у фурм. Во избежание этого необходимо повышать температуру дутья и обогащать его кисло-

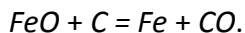
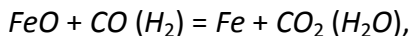
родом. Положительное влияние вдувания углеводородных топлив – в повышении концентрации водорода в газе и улучшении благодаря этому его восстановительной способности.

Восстановление железа и других элементов. В доменной печи *Cu*, *As* и *P*, подобно *Fe*, восстанавливаясь, почти полностью переходят в чугун. Восстанавливается почти полностью и *Zn*, который затем возгоняется, переходит в газы и отлагается в порах кладки, вызывая её разрушение. Те элементы, которые образуют более прочные соединения с кислородом, чем *Fe*, восстанавливаются лишь частично или совсем не восстанавливаются: *V* восстанавливается на 75–90 %, *Mn* на 40–75 %, *Si* и *Ti* в небольших количествах, а *Al*, *Mg* и *Ca* не восстанавливаются.

Путём последовательного отщепления кислорода по реакциям:



происходит восстановление поступающих в доменную печь окислов Fe_2O_3 и Fe_3O_4 . Закись железа FeO восстанавливается до Fe газами (косвенное восстановление) и углеродом (прямое восстановление):

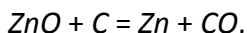


В доменной печи железо восстанавливается почти полностью. Степень восстановления железа составляет 0,99–0,998 %, а это означает, что 99–99,8 % железа переходит в чугун и лишь 0,2–1,0 % переходит в шлак.

Высшие окислы марганца MnO_2 , Mn_2O_3 и Mn_3O_4 восстанавливаются газами с выделением тепла. В дальнейшем MnO восстанавливается до Mn только углеродом с затратой тепла примерно в 2 раза большей, чем при восстановлении Fe .

Ванадий и хром восстанавливаются аналогично марганцу – соответственно на 70–80 % и на 80–90 %, а титан восстанавливается аналогично кремнию.

В некоторых железных рудах содержится цинк, а также попадает в доменные печи в составе добавляемых в шихту железосодержащих отходов – конвертерных шламов, колошниковой пыли и др. Поступая в печь в основном в виде ZnO , он легко восстанавливается при температурах свыше 950 °С:



испаряясь, поднимается с газами вверх. В зонах с умеренными температурами Zn вновь окисляется до ZnO , реагируя с CO_2 и оксидами железа. Часть ZnO (10–30 %) уносится из печи доменным газом, часть – в смеси с сажистым углеродом осаждается на стенках печи, образуя большие настывы, часть осаждается в швах и порах футеровки, вызывая увеличение ее объема и возможность разрыва кожуха печи, часть, также осаждается на кусках шихты и опускается вниз, где вновь восстанавливается, создавая циркуляцию цинка в печи, способствуя его накоплению с увеличением вредных отложений.

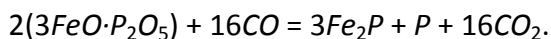
Восстановление фосфора. Фосфор поступает в доменную печь в основном с агломератом и железными ру-

дами в виде фосфата $3CaO \cdot P_2O_5$ и иногда $3FeO \cdot P_2O_5 \cdot 8H_2O$. Фосфат $3CaO \cdot P_2O_5$ интенсивно восстанавливается при температурах 1000–1200 °С и более с большой затратой тепла:



причем часть его восстанавливается из шлака.

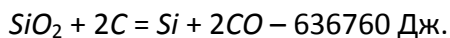
Фосфат железа менее прочен и восстанавливается при 900–1000 °С газом CO и частично углеродом, например:



Образующиеся при этих реакциях фосфор и фосфид Fe_2P активно растворяются в железе, и практически весь фосфор шихты переходит в чугун. Таким образом, единственным способом получения чугуна с низким содержанием фосфора является использование чистых по фосфору рудных материалов.

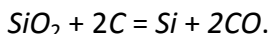
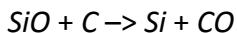
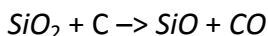
Передельные чугуны содержат менее 0,15–0,30 % фосфора. Иногда используют высокофосфористые железные руды, получая чугуны с содержанием P 1,0–2,0 %.

Восстановление кремния и выплавка кремнистых чугунов. Кремний Si присутствует в рудах главным образом в виде кремнезема, а в агломерате – в виде силикатов железа и кальция и силикатов промежуточного состава – оливинов. Сродство кремния к кислороду очень велико, поэтому он может восстанавливаться в печи только прямым путем по следующей реакции:

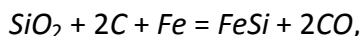


Точнее, эта реакция восстановления идет в две стадии с образованием промежуточного соединения – монооксида

кремния SiO (последний является летучим и существует только при высоких температурах):



Термодинамический анализ показывает, что для протекания этой реакции в направлении слева направо нужна высокая температура – около 1500 °С. Вместе с тем установлено, что в доменной печи кремний восстанавливается при более низкой температуре. Это связано с присутствием железа: с твердым железом кремний образует силицид $FeSi$, а в жидком он растворяется; эти процессы протекают с выделением тепла и выводят кремний из зоны реакции, способствуя сдвигу равновесия реакции восстановления вправо. Так, лабораторные опыты показали, что реакция восстановления твердого SiO_2 с участием железа и углерода по эндотермической реакции:



получает заметное развитие при 1200–1300 °С, а эта же реакция восстановления SiO_2 из шлака – при 1400–1550 °С.

В доменной печи при температурах 1200–1250 °С уже сформирован жидкий шлак, и поэтому основная часть кремния восстанавливается прямым путем из SiO_2 , находящегося в шлаке при стекании капель шлака в горн между кусками кокса.

Условиями, благоприятствующими восстановлению кремния, являются высокая температура в районе горна, а также кислые шлаки, т.е. содержащие мало CaO , т.к. CaO

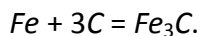
связывает SiO_2 в силикаты, затрудняя восстановление SiO_2 . Поскольку в доменной печи основность шлака, определяемая основностью используемого офлюсованного агломерата, является относительно постоянной, количество восстановленного кремния зависит прежде всего от температуры в горне и прилегающем к нему объеме печи.

При выплавке передельного чугуна восстанавливается 2–8 % кремния шихты (остальной остается в шлаке в виде SiO_2), и чугун содержит от 0,5 до 1,0 и иногда до 1,2 % кремния. Изменение содержания кремния в этих пределах в выпускаемом чугуне служит показателем теплового состояния горна; уменьшение содержания кремния в чугуне свидетельствует о снижении температур в горне; повышение температуры в горне и, соответственно, температуры чугуна вызывают увеличение содержания кремния в чугуне.

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

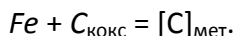
Ранее в доменных печах выплавляли бедный ферросилиций, содержащий 9–15 % кремния; при этом расходовали 1–1,3 т кокса на 1 т сплава и \approx 450 кг металлодобавок. В настоящее время в связи с неэкономичностью и, в первую очередь, в связи с большим расходом кокса, эту выплавку прекратили. Более экономична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

Образование чугуна. Восстанавливаемое во всем объеме печи железо получается в твердом виде, поскольку температура его расплавления ($1535\text{ }^{\circ}\text{C}$) выше температур, имеющих в доменной печи. При этом восстановленное из твердых кусков шихты железо получается в виде твердой губки. В условиях избытка углерода и CO губчатое железо растворяет углерод (науглероживается). Этот процесс получает заметное развитие уже при температурах $400\text{--}600\text{ }^{\circ}\text{C}$ и заключается в том, что на поверхности губчатого железа, являющегося катализатором, происходит распад CO ($2\text{CO} = \text{C}_{\text{саж}} + \text{CO}_2$) и выделяющийся сажистый углерод $\text{C}_{\text{саж}}$ переходит в железо, образуя, в частности, карбид Fe_3C :



По мере науглероживания температура плавления железа понижается (так температура плавления железа, содержащего 4,3 % С равна 1130°C), а само железо опускается в зоны с более высокими температурами. В определенный момент, когда температура плавления науглероженого железа становится равной температуре в печи,

железо плавится (примерно при содержании углерода 2–2,5 % и температуре около 1200 °С) и образуются капли жидкого металла, которые стекают в горн между кусками кокса. В жидком виде железо науглероживается еще более интенсивно при контакте каплей с раскаленным коксом и при контакте расплава с коксом в горне, происходит растворение углерода кокса в металле:



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

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

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

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

Кремний, фосфор и сера образуют с железом силициды, фосфида и сульфиды, которые, являясь более проч-

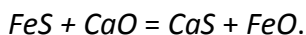
ными соединениями, чем карбид железа, разрушают его, способствуя, тем самым, снижению содержания углерода в чугуна. Увеличение температуры чугуна вызывает повышение содержания углерода в нем.

Применительно к современной доменной плавке примерное содержание углерода в чугуна (%) можно определить по следующей формуле:

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

В передельных чугунах содержание углерода обычно составляет 4,4–4,8 %, в литейном 3,5–4 %, в ферромарганце ≈ 7 %.

Сера в доменном процессе. Сера S вносится в доменную печь в основном коксом и переходит в газы в виде паров (SO_2 , H_2S и др.), но большая часть остаётся в шихте (в виде FeS и CaS); при этом FeS растворяется в чугуна. Для удаления S из чугуна необходимо перевести её в соединения, не растворимые в чугуна, например, в CaS :



Это достигается образованием в доменной печи жидкоподвижных шлаков с повышенным содержанием CaO . Восстановительная среда благоприятно влияет на этот процесс, так как снижает содержание FeO в шлаке. Степень обессеривания достаточно высока и только в некоторых случаях чугуна дополнительно обессеривается вне доменной печи различными реагентами.

Образование чугуна и шлака. Восстановленное в доменной печи Fe частично науглероживается в твёрдом, а затем в жидком состояниях. Содержание C в чугуна зави-

сит от температуры чугуна и его состава. Шлак состоит из невосстановившихся окислов SiO_2 , Al_2O_3 и CaO (90–95 %), MgO (2–10 %), FeO (0,1–0,4 %), MnO (0,3–3 %), а также 1,5–2,5 % S (главным образом в виде CaS). Для характеристики шлаков пользуются обычно показателем основности CaO/SiO_2 или $(CaO + MgO)/SiO_2$. Основность CaO/SiO_2 для разных условий плавки колеблется в пределах 0,95–1,35 %. При выплавке чугуна на коксе с повышенным содержанием S (днецкий кокс) работают на шлаках с верхним пределом основности и стремятся обеспечить содержание MgO в шлаке 6–8 % и более, улучшая его жидкоподвижность.

Образующееся в печи металлическое железо находится сначала в твердом виде (губчатое железо), поскольку имеет высокую температуру плавления. В присутствии окиси углерода губчатое металлическое железо постепенно взаимодействует с углеродом, науглерожненное железо (1,8–2,0 % C) переходит в жидкое состояние и стекает каплями между кусками раскаленного кокса на лещады печи. Во время перемещения капельки железа дополнительно насыщаются углеродом до, примерно, 3,5–4,0 % C , то есть до обычного содержания углерода в жидком чугуне. Одновременно с восстановлением и науглероживанием железа происходит восстановление из шихты других элементов (Mn , Si , P), которые также переходят в чугун.

В работающей печи шихтовые материалы непрерывно опускаются по всему сечению печи, освобождая

объем на колошнике для новых порций шихты. Причиной опускания материалов являются:

1) горение кокса перед фурмами и образование в результате этого свободного пространства, в которое поступает кокс, находящийся выше очагов горения;

2) уменьшение объема материалов вследствие уминки, обусловленной размещением мелкой фракции в пустотах между кусками, измельчением и истиранием кусков;

3) переход в нижней части шахты, в распаре и заплечиках твердых материалов в жидкое состояние;

4) выпуск из печи чугуна и шлака. Продуктами доменной плавки являются чугун и побочные продукты – газы, шлаки и пыль.

Чугун выпускается, в основном, двух типов: передельный и литейный.

Они отличаются содержанием примесей (в литейном чугуне их больше).

Передельный чугун подразделяют на три вида: передельный коксовый (марки М1, М2, М3, Б1, Б2); передельный коксовый фосфористый (МФ1, МФ2, МФ3) и передельный коксовый высококачественный (ПВК1, ПВК2, ПВК3).

Передельный чугун служит сырьем для получения стали, а литейный чугун поступает на изготовление литьём малоответственных чугунных деталей.

Литейный чугун после выпуска из доменной печи разливают в чушки и в холодном виде направляют на машиностроительные заводы, где для отливки деталей ма-

шин его вторично подвергают расплавлению в специальных печах – вагранках.

Литейный коксовый чугун выплавляют семи марок: ЛК1 – ЛК7. Каждую марку подразделяют на три группы по содержанию марганца, пять классов по содержанию фосфора и на пять категорий по содержанию серы.

В доменной печи выплавляют также:

- специальные чугуны (фосфористый, зеркальный);
- и ферросплавы – ферромарганец и ферросилиций.

Режим работы доменной печи – непрерывный с периодическими остановками для проведения ремонтно-восстановительных работ.

Доменная печь выплавляет в основном передельный чугун, направляемый в конвертерные и мартеновский цеха, и литейный чугун, направляемый на разливочные машины. Шлак от доменной печи убирается шлаковозами и затем перерабатывается в цехе шлакопереработки.

Доменный газ после очистки от колошниковой пыли (которая используется в агломерационном производстве) используется для обогрева воздухонагревателей доменных печей, на ТЭЦ и прокатными цехами.

Припечная грануляция. Вновь сооружаемые доменные печи оснащают установками припечной грануляции, что позволяет на 15–30 % снизить капитальные затраты и эксплуатационные расходы, прежде всего за счет:

- сокращения большого парка шлаковозов (рисунок 2.12), представляющих собой самоходную железнодо-

рожную тележку, в опорном кольце 5 которой закреплен съемный шлаковый ковш 6;

– уменьшить численность обслуживающего персонала;

– более полно использовать шлак, так как при перевозке в ковшах 15–30 % шлака теряется в виде корок и настывшей на ковшах;

– уменьшить загрязнение атмосферы в связи с размещением установок в закрытом кожухе и улавливанием в нем выделяющихся при грануляции вредных сернистых газов.

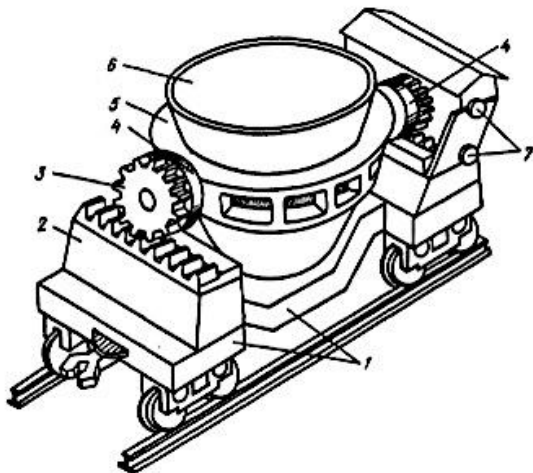


Рисунок 2.12 – Шлаковоз [12]:

1 – тележка; 2 – лафеты; 3 – зубчатые секторы; 4 – цапфы;

5 – опорное кольцо; 6 – съемный шлаковый ковш;

7 – механизм поворота опорного кольца

Одна из современных установок припечной грануляции доменных шлаков показана на рисунке 2.13. Доменную печь оборудуют двумя такими установками, рас-

полагаемыми симметрично с двух противоположных сторон печи, причем каждая установка имеет две автономные рабочие линии; к одной из них шлак от печи поступает по ответвлению *ба* шлакового желоба, а к другой – по отверстию *бб*.

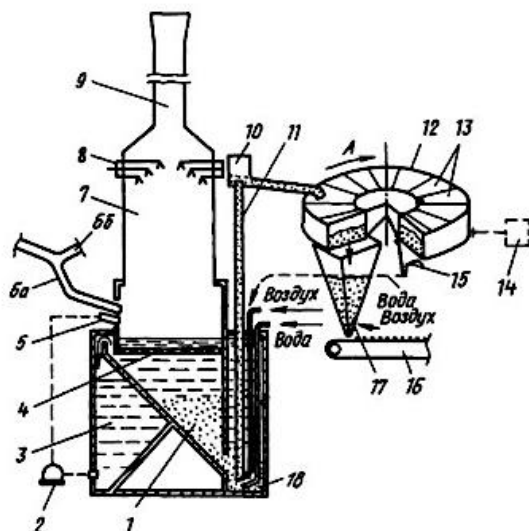


Рисунок 2.13 – Установка придоменной грануляции шлака [12]:

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

Под желобом *ба* расположен гранулятор 5, подающий струи воды под давлением, которые раздробляют стекающий с желоба шлак на гранулы. Смесь воды, пара и гранул поступает в бункер 1. Решетка 4 предотвращает попадание в бункер крупных предметов. Пар и газы посту-

пают в скруббер 7 и выбрасываются через трубу 9 в атмосферу. В скруббер через форсунки 8 подают известкованную воду, которая поглощает из пара и газов сернистые соединения. Вода, поступающая через решетку 4 в бункер 3, вновь подается в гранулятор насосом 2.

Шлаководяная пульпа (гранулы шлака с водой) из бункера 3 поступает в колодец 18, откуда ее поднимают вверх с помощью эрлифта – трубы 11, в которой подъем осуществляется за счет подаваемого в нижнюю часть трубы сжатого воздуха; для взмучивания пульпы под трубу 11 подают воду. Поднимаемая эрлифтом пульпа попадает в сепаратор 10, где происходит отделение отработанного воздуха, а затем самотеком по наклонному трубопроводу сливается в обезвоживатель 12 карусельного типа, который с помощью привода 14 вращают по направлению стрелки А. Обезвоживатель разделен на шестнадцать отдельных секций 13, имеющих решетчатое откидывающееся дно. Пульпа последовательно поступает в каждую из секций, и за время вращения обезвоживателя вода пульпы стекает через решетчатое дно секций 13 в водосборник 15, откуда поступает в бункер 1. Днища секций 13 открываются над бункером 17 и гранулы высыпаются в него, где дополнительно осушиваются подаваемым снизу воздухом. Из бункера 17 гранулы попадают на конвейер 16 и далее на склад.

Каждая из четырех линий установки рассчитана на прием всего выпускаемого из доменной печи шлака; на больших печах интенсивность выхода шлака достигает 5–

10 т/мин. Значительная часть установки (низ бункера 1, камеры 13 и колодца 18) расположена под землей.

2.7. Экология доменного цеха

Доменные печи и ряд участков доменного цеха вызывают заметное загрязнение воздушной среды пылью и вредными газами. Потенциальный источник загрязнения – доменный (колошниковый) газ, выделяющийся в количестве 120–200 м³/м³ объема печи в час и содержащий от 22 до 30 % токсичного газа *CO* и 10-40 г/м³ пыли.

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

На литейном дворе основное количество запыленных газов выделяется у чугунных и шлаковых леток, над чугунными и шлаковыми желобами при выпуске продуктов плавки и на местах слива продуктов плавки в ковши; выделяются *CO*, сернистый газ и пыль (оксиды железа, графит, а также оксиды *Si*, *Ca*, *Mg*).

На новых и реконструируемых печах рекомендуется установка отсасывающих зонтов над летками, укрытие чугунных и шлаковых желобов съемными плитами, установка зонтов-кабин над местами слива чугуна и шлака из желобов в ковши с отсосом газов от этих устройств и их последующей очисткой от пыли.

Сильно пылящими являются агрегаты шихтоподачи, в которых загрузку материалов в скипы осуществляют вагон-весами. На современных печах с конвейерной подачей шихты на колошник места пересыпки материалов (с конвейеров, из бункеров и др.) заключают в укрытия, из которых газы отводят в газоочистку. На печах с двухконусным засыпным аппаратом источником значительного загрязнения атмосферы могут быть выбросы газа из межконусного пространства. Они происходят при опускании малого конуса и в период выпуска газа из межконусного пространства и содержат СО и пыль (в основном, оксиды железа и, кроме того, оксиды кремния, кальция, магния, марганца и углерод).

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

Установки грануляции жидких шлаков – источники больших парогазовых выбросов. Образующиеся при обработке шлака водой они содержат сероводород и в меньшем количестве сернистый ангидрид. При грануляции основным токсичным веществом является сероводород H_2S .

Действенным способом улавливания сернистых соединений в самом гидрожелобе является добавка известкового раствора к воде, подаваемой на гранулятор (подщелачивание воды). Новые грануляционные установки рекомендуется размещать в закрытом кожухе и очищать

улавливаемые парогазовые выбросы путем впрыскивания в их поток известкованной воды.

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

В системах очистки доменного газа пыль, осаждающаяся в сухих пылеуловителях, периодически выпускают в вагоны, при этом несмотря на увлажнение пыли много ее (≈ 1 кг на 1 т чугуна) выделяется в атмосферу. Содержание пыли в воздухе в месте выгрузки достигает 250 г/м³.

Доменный газ улавливают, очищают от пыли и используют в качестве топлива.

Очистка доменного газа. На современных печах, работающих с повышенным давлением газов, система газоочистки имеет несколько последовательно установленных газоочистных аппаратов, после которых газ проходит дроссельную группу (дроссельное устройство). Схема системы газоочистки, получившей наибольшее распространение на отечественных доменных печах, приведена на рисунке 2.14. В этой схеме для грубой очистки газа от пыли служит сухой пылеуловитель, для полутонкой очистки – скруббер, а тонкая очистка происходит в трубах Вентури и дроссельной группе.

От колошниковой части 1 доменной печи газы по наклонному газопроводу поступают в сухой инерционный

пылеуловитель 2 радиального типа (рисунок 2.14), представляющего собой цилиндр диаметром до 16 м.

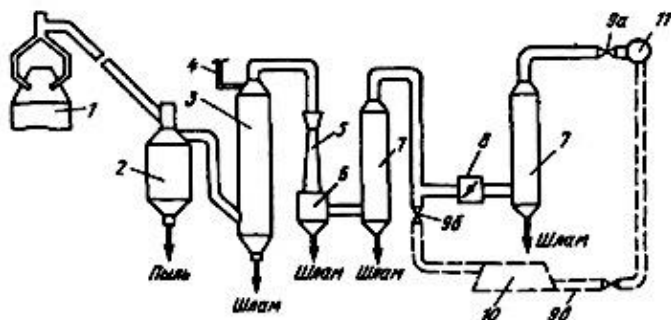


Рисунок 2.14 – Схема системы очистки доменного газа [12]:

- 1 – колошниковая часть печи; 2 – инерционный пылеуловитель;
- 3 – скруббер; 4 – газопровод; 5 – труба Вентури; 6 – бункер;
- 7 – каплеуловитель; 8 – дроссель; 9 а, б, в – задвижки;
- 10 – газовая утилизационная бескомпрессорная турбина (ГУБТ); И – цеховой газопровод

Подвод газа в цилиндр 2 (рисунок 2.14), выполненного с сужением сверху и внизу и футерованного шамотным кирпичом в один ряд, радиальный – через трубу, проходящую по его оси. При выходе из трубы в нижней части пылеуловителя (рисунок 2.15, а) происходит изменение направления движения газа на 180° и резкое снижение его скорости вследствие расширения, а крупные частицы пыли по инерции продолжают движение вниз и осаждаются в нижнем конусе пылеуловителя, откуда ее периодически выпускают в железнодорожные вагоны. Остаточное содержание пыли в газе $1-3 \text{ г/м}^3$. После пылеуловителя газ поступает в скруббер 3, где происходит полутонкая очистка газа от пыли. В современных системах очистки домен-

ного газа применяют безнасадочные скрубберы, выполненные в виде цилиндра диаметром 6–9 м и высотой 25–40 м, в верхней части которого в несколько рядов по высоте расположены форсунки подачи воды (рисунок 2.15, б).

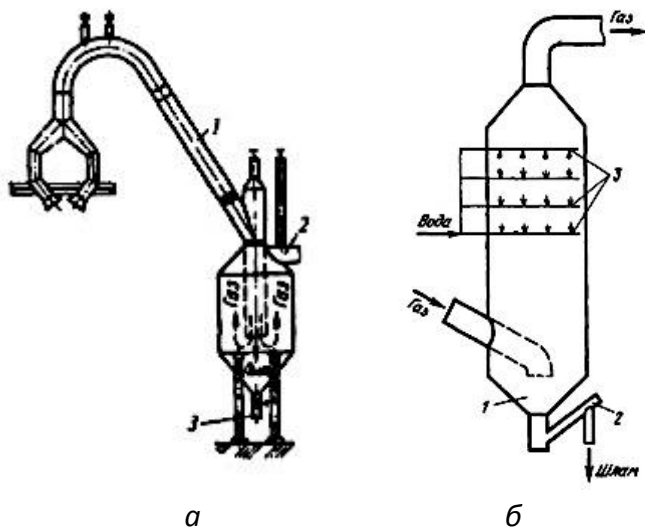


Рисунок 2.15 – Схема устройства сухого радиального пылеуловителя (а) и безнасадочный скруббер (б)[12]:

а: 1 – газопровод от печи; 2 – труба отвода газа; 3 – устройство для выпуска пыли; б: 1 – бункер; 2 – гидрозатвор; 3 – форсунки

Двигаясь внутри скруббера вверх, газ орошается водой. При этом газ охлаждается до 35–40 °С, а крупные частицы пыли смачиваются водой и осаждаются в нижнем бункере в виде шлама (взвеси частиц пыли в воде). Остаточное содержание пыли в газе после скруббера составляет 0,4–1,6 г/м³, шлам периодически выпускают снизу через гидрозатвор.

Из скруббера доменный газ поступает в трубу Вентури 5 (рисунок 2.14) (или в две-три параллельно включенные трубы Вентури) и затем в водоотделитель 7 (каплеуловитель), обеспечивающих его тонкую очистку от пыли.

Труба Вентури (труба-коагулятор или турбулентный промыватель) включает (рисунок 2.16) суживающуюся часть – конфузор, который увеличивает скорость движения газа; цилиндрическую горловину, где достигается максимальная скорость газа и высокая степень турбулентности (перемешивания) газа и расширяющуюся часть – диффузор, в котором скорость газа уменьшается.

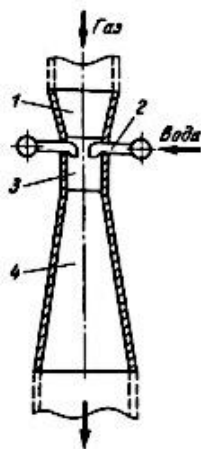


Рисунок 2.16 – Труба Вентури [12]:

- 1 – конфузор; 2 – форсунка;
- 3 – горловина; 4 – диффузор

В конфузор или в начало горловины подают орошающую воду, которая дробится газовым потоком на мельчайшие капли. Благодаря высокой турбулентности частицы пыли в горловине сталкиваются с каплями воды и

поглощаются ими. Таким образом, в газовом потоке после трубы Вентури вместо мельчайших трудноотделимых частиц пыли содержатся значительно более крупные образования, которые можно сравнительно легко отделить от газа. Наиболее крупные капли воды с частицами пыли в них осаждаются в бункере (рисунок 2.14, 6), а остальные отделяются от газового потока в каплеуловителе (рисунок 2.14, 7).

В современных системах очистки доменного газа используют так называемые нерегулируемые низконапорные трубы Вентури, т.е. трубы с неизменным сечением горловины, работающие при относительно невысоких скоростях движения газа в горловине (60–100 м/с) и перепаде давления до и после трубы (3–6 кПа). Остаточное содержание пыли после трубы Вентури и водоотделителя равно $\approx 20\text{--}40\text{мг/м}^3$ газа.

Дополнительная тонкая очистка газа от пыли происходит в дроссельном устройстве (рисунок 2.14, 8), основное назначение которого – создание повышенного давления газа в печи; после дроссельного устройства давление газа снижается до величины, близкой к атмосферному. Дроссельное устройство представляет собой (рисунок 2.17) два фланца 1, между которыми расположены пять параллельных патрубков разного диаметра, предназначенных для прохода газа. В трех патрубках 2 диаметром 750–1000 мм и в патрубке 6 диаметром 400 мм установлены дроссели – поворотные диски 5 с приводом от электродвигателя 8 и редуктора 9. В патрубке 3 дросселя нет.

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

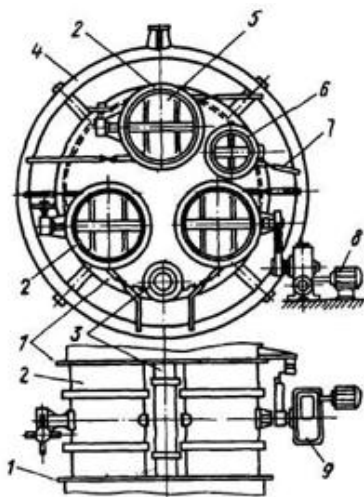


Рисунок 2.17 – Дроссельное устройство [12]:

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

Для обеспечения тонкой очистки доменного газа во входную часть патрубков подают воду через форсунки 7 от кольцевой трубы 4. В патрубках дроссельной группы скорость газа достигает 250–300 м/с, в связи с чем они работают как газоочистной аппарат по тому же принципу, что и

трубы Вентури, обеспечивая поглощение пыли каплями воды. Далее газ проходит через каплеуловитель 7 (рисунок 2.14) и задвижку 9 а, поступая в цеховой газопровод 11 очищенного доменного газа. Содержание пыли в газе после дроссельной группы составляет 2–3 мг/м³. По газопроводу 4 (рисунок 2.14) газ отводят на колошник для уравнивания давления в межконусном пространстве.

В последние годы многие доменные печи с целью экономии энергоресурсов оборудуют газовыми утилизационными бескомпрессорными турбинами (ГУБТ), которые вырабатывают электроэнергию за счет использования энергии повышенного давления доменного газа. Подаваемый в ГУБТ доменный газ высокого давления обеспечивает вращение турбины, являющейся приводом электрогенератора, вырабатывающего электроэнергию. ГУБТ позволяет возратить до 40 % энергии, израсходованной на сжатие доменного дутья, при этом себестоимость электроэнергии примерно в два раза ниже, чем при ее выработке на заводской теплоэлектроцентрали (ТЭЦ).

ГУБТ устанавливают после газоочистных аппаратов параллельно дроссельному устройству, как это пунктиром показано на рисунке 2.14. Очищенный доменный газ направляют в ГУБТ 10 путем открытия задвижек 9 б и 9 в. После ГУБТ доменный газ поступает в общецеховой газопровод 11 доменного газа. При пропуске газа через ГУБТ дроссельная группа находится в закрытом положении, а давление на колошнике печи регулируется имеющейся в ГУБТ диафрагмой. В случае остановок ГУБТ (неполадки,

ремонт и др.), газ пропускают через дроссельное устройство, что обеспечивает работу доменной печи на повышенном давлении.

Основные параметры применяемых ГУБТ:

тип турбины – ГУБТ–6; ГУБТ–8; ГУБТ–12;

номинальная мощность, кВт 6000; 8000; 12000;

пропускная способность, м³/ч газа – 235000; 265000;
360000.

В зависимости от пропускной способности ГУБТ и выхода газов от доменной печи возможны различные варианты сочетания печей и ГУБТ:

– одна печь – одна ГУБТ;

– несколько доменных печей – одна ГУБТ;

– одна доменная печь – две ГУБТ (для печей объемом 5000 м³).

Ориентировочно число рабочих часов турбины в году принимают 7000–8000 ч. Выработку электроэнергии турбинами ГУБТ–6, ГУБТ–8 и ГУБТ–12, соответственно, около 40, 60 и 80–90 млн кВт·ч в год.

2.8. Интенсификации доменного процесса плавки чугуна

Основными методами интенсификации доменного процесса являются:

1. Совершенствование способов подготовки и улучшение качества сырых материалов.

2. Высокотемпературный нагрев дутья.

3. Увлажнение дутья.

4. Обогащение дутья кислородом.

5. Вдувание в горн углеводородосодержащих добавок.

6. Комбинирование дутья.

7. Повышение давления газов в рабочем пространстве доменной печи.

Наиболее важной по своему значению является подготовка сырья к плавке. Ни один из методов интенсификации доменного процесса, перечисленных выше, не может дать максимального эффекта при плохом качестве сырья.

Нагрев дутья. Впервые нагретое дутье в доменном производстве применили в 1829 г. Несмотря на сравнительно невысокий нагрев дутья (150 °С), показатели работы печи значительно улучшились: относительный расход горючего уменьшился на 30 %, производительность печи возросла, появилась возможность увеличить количество дутья. При этом расход горючего на нагрев дутья был намного ниже полученной экономии.

Впоследствии применение более нагретого дутья (350–400 °С) на коксовых доменных печах позволило уменьшить относительный расход кокса на 25–35 %. В настоящее время дутье нагревают до 1050–1300 °С и выше. За всю историю существования доменного производства ни одно мероприятие не дало такого снижения расхода горючего, как применение нагретого дутья.

Каждая доменная печь имеет три или четыре воздуходувателя, которые располагают в линию на одном фундаменте рядом с печью (рисунок 2.18). Дутье от возду-

ходувной машины поступает к воздухонагревателям 4 по воздухопроводу 1; нагретое дутье по футерованному газопроводу 6 подается в опоясывающий доменную печь кольцевой воздухопровод 7 и из него к фурмам. Труба 3 служит для выброса в атмосферу продуктов сгорания топлива, образующихся во время нагрева насадки; труба соединена с воздухонагревателями подземным боровом (газоходом) 12.

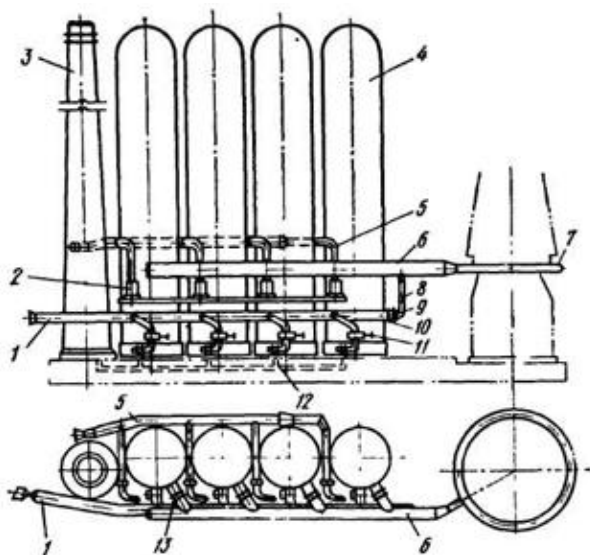


Рисунок 2.18 – Схема расположения воздухонагревателей [12]:

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

Большая часть доменных печей имеет воздухонагреватели со встроенной камерой горения, а строящиеся в последние годы печи чаще оборудуют воздухонагревателями с выносной камерой горения, которые позволяют нагревать дутье до более высоких температур. Воздухонагреватель со встроенной камерой горения (рисунок 2.19, а) имеет форму цилиндра с куполообразным верхом, высота воздухонагревателей достигает 50–55 м, наружный диаметр равен 9–13 м.

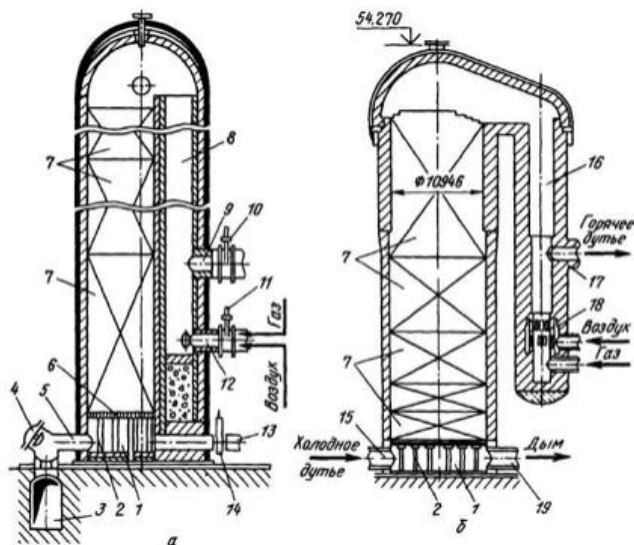


Рисунок 2.19 – Воздухонагреватели доменной печи со встроенной (а) и с выносной «0-камерами горения» [12]

Герметичный кожух воздухонагревателя выполнен из стального листа толщиной 20–40 мм, футерован изнутри. Футеровку низа стен делают из шамотного кирпича, а верхней части стен и купола из высокоглиноземистого и

динасового кирпича; между этой футеровкой и кожухом укладывают слой теплоизоляционных огнеупоров. Во внутреннем пространстве воздухонагревателя размещена полая камера горения 8 круглого или эллипсовидного сечения, площадь которого составляет 15–20 % общей площади внутреннего пространства, остальной внутренней объем заполнен насадкой 7. Насадка выложена из огнеупорного кирпича так, что образуется множество вертикальных каналов для прохода по ним газов через всю высоту насадки.

Применяют две разновидности кладки насадки. Одна из них – это укладка располагаемых во много рядов по высоте насадки кирпичей толщиной 40 мм так, что они образуют между собой вертикальные каналы квадратного сечения размеров 45x45 мм или 60x60 мм с толщиной стенки между каналами 40 мм. Другую выполняют из шестигранных блоков с несколькими круглыми сквозными отверстиями диаметром 36–45 мм; при укладке блоков друг на друга образуются вертикальные каналы круглого сечения по всей высоте насадки. Нижнюю часть насадки делают из шамотных огнеупоров, а верхнюю – из высокоглиноземистых (62–72 % Al_2O_3) и иногда из динасовых огнеупоров. Насадка поглощает тепло горячих продуктов сгорания в период ее нагрева и передает его воздуху в период нагрева дутья. Поэтому для улучшения теплообмена и нагрева дутья стараются обеспечивать большую поверхность нагрева насадки, т.е. поверхность ее контакта с движущимися по каналам газами.

В насадке с прямоугольными каналами размером 45x45 мм поверхность нагрева на 1 м³ составляет 25 м², а в насадке из шестигранных блоков – 32,7 м², что обеспечивает повышение температуры нагрева дутья на 50 °С.

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

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

После окончания нагрева насадки воздухонагреватель переводят на нагрев дутья, закрывая тарельчатые дымовые клапаны 4 и клапан 11 горелки. Холодное дутье,

через открываемый клапан 14, поступает в поднасадочное пространство и движется вверх по каналам насадки, где нагревается и затем уходит через патрубок 9 и открытый клапан 10 к доменной печи.

По мере охлаждения насадки воздухонагревателя температура горячего воздуха, выходящего из него, падает. Это недопустимо для нормальной работы доменной печи, поэтому воздух нагревают до более высокой температуры, чем это необходимо, и к нему подмешивают, используя автоматическое дозирование, требуемое количество холодного воздуха, чтобы поддерживать температуру дутья постоянной. Это осуществляется при помощи смесительного воздухопровода 8 и автоматического смесительного клапана 10, показанных на рисунке 2.18.

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

Воздухонагреватель с выносной камерой, горения (рисунок 2.19, б) имеет камеру насадки (собственно воздухонагреватель) и расположенную за ее пределами отдельную камеру горения 16 цилиндрической формы; они соединены между собой общим куполом. Устройство кожуха, футеровки стен, насадки 7 и поднасадочного пространства существенно не отличаются от устройства этих эле-

ментов в воздухонагревателе со встроенной камерой горения.

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

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

При проектировании ранее строившихся отечественных доменных печей предусматривали воздухонагреватели со встроенной камерой горения с суммарной поверхностью нагрева всех воздухонагревателей 60–69 м² на 1 м³ полезного объема печи. Для новых печей объемом

5000–5500 м³ предусматривают воздухонагреватели с выносной камерой горения и удельной поверхностью нагрева 100 м² на 1 м³ полезного объема печи.

К числу важнейших факторов, обеспечивающих условия для повышения нагрева дутья, относятся:

- замена неподготовленных и особенно пылеватых руд окучкованными, т.е. агломератом и окатышами;
- применение повышенного давления газов в печи;
- вдувание в горн газообразных и жидких углеводородов;
- кондиционирование дутья по влаге.

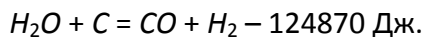
Внедрение этих мероприятий создало условия, при которых подъем температуры дутья перестал сдерживаться технологическими особенностями процесса, а определялся техническими возможностями достижения высокой температуры дутья. Это потребовало совершенствования конструкций и оборудования воздухонагревателей, которые уже не обеспечивали необходимого нагрева дутья. В настоящее время нагрев дутья на многих печах доведен до 1100–1300 °С и решается задача дальнейшего подъема температуры дутья до 1350–1400 °С. В частности, внедряют воздухонагреватели с выносной камерой горения, отличающиеся от широко используемых воздухонагревателей, имеющих встроенную камеру горения, большей поверхностью нагрева и более мощными горелками, рассчитанными на нагрев дутья до 1300–1400 °С. Однако даже при высоком нагреве дутья (1200–1300 °С) эффективность от нагрева сохраняется значимой и обеспечивает сокращение

расхода кокса на 1,5–2,5 % на каждые 100°С повышения температуры.

Особо важно увеличивать нагрев дутья при вдувании в горн печи углеводородов (природного газа и мазута), вызывающих понижение температур в горне.

Увлажнение дутья. Естественная влажность воздуха колеблется в значительных пределах как в течение суток, так и по временам года. Колебания влажности дутья вызывают изменения в тепловом и температурном режиме горна и в ходе восстановления, что нередко приводит к расстройству хода печи, ухудшая технико-экономические показатели. Устранить колебания естественной влажности можно двумя способами: осушением дутья и увлажнением дутья в таких пределах, чтобы влажность его была несколько выше естественной, но постоянной во времени.

Дутье (воздух) всегда содержит некоторое количество влаги, причем естественная влажность воздуха в разные периоды времени колеблется в широких пределах от 3 до 40 г на 1 м³ воздуха (8 г/м³ соответствует 1 % по объему). Попадающая в горн влага разлагается углеродом:



При этом в горновом газе возрастает содержание CO и активного восстановителя H_2 , но в связи с затратами тепла на разложение влаги снижается температура горна. Для того, чтобы сохранить прежний температурный режим горна, надо повысить нагрев дутья на 5–6 °С на каждый грамм влаги в 1 м³ дутья.

Колебания влажности дутья вызывают колебания в температурном режиме горна и в ходе восстановления, что нередко приводит к расстройкам хода печи. Для устранения колебаний естественной влажности ранее за рубежом в небольшом масштабе применяли осушение дутья до содержания влаги 3–3,5 г/м³, а в нашей стране достаточно продолжительно применяли увлажнение дутья до 25–30 г/м³ (3–4 % к объему дутья). При таком кондиционировании дутья по влаге достигается более ровный ход печи; кроме того, вследствие ровного хода, а также в результате интенсификации косвенного восстановления оксидов железа водородом обеспечивается повышение производительности печи (на 5–10 %) и снижение расхода кокса (на 2–5 %).

По мере перехода к работе печей с вдуванием природного газа, обогащающего атмосферу печи водородом, столь значительное увлажнение дутья утратило свое значение. В настоящее время считают полезным поддерживать содержание влаги на постоянном уровне порядка 10–20 г/м³ за счет добавок к дутью водяного пара.

Обогащение дутья кислородом. При обогащении дутья кислородом изменяются следующие показатели:

1. Уменьшается расход дутья на единицу сжигаемого у фурм углерода.
2. Уменьшается количество горнового газа на единицу сжигаемого у фурм углерода.
3. Повышается концентрация оксида углерода в горновом газе.

4. Значительно возрастает температура в зоне горения.

При обогащении дутья кислородом снижается перепад давления газов между горном и колошником вследствие уменьшения выхода горнового газа на единицу сжигаемого углерода и скорости движения газов в столбе шихтовых материалов.

В настоящее время при выплавке передельного чугуна применяют обогащенное дутье с содержанием кислорода не более 24–26 %, а в сочетании с вдуванием углеродородов – до 30–35 %. Такое ограничение содержания кислорода в обогащенном дутье объясняется тем, что его применение сопровождается как положительными, так и отрицательными последствиями для доменного процесса.

При увеличении содержания кислорода в дутье наблюдаются, кроме вышеупомянутых, следующие изменения в доменном процессе:

- В связи со снижением доли азота в обогащенном дутье, уменьшается объем дутья на единицу сжигаемого у фурм углерода кокса и, соответственно, объем образующихся при этом горновых газов.
- В горновых газах вследствие уменьшения доли азота заметно повышается концентрация газа восстановителя CO .
- Благодаря уменьшению количества горновых газов уменьшается перепад давления между горном и колошником.
- Происходит перераспределение температур по высоте печи – охлаждение ее верха при росте температур в горне.

Основным преимуществом обогащенного кислородом дутья является то, что благодаря уменьшению объема горновых газов и перепада давления между горном и колошником, можно увеличить расход дутья в единицу времени, т.е. сжигать в единицу времени больше кокса и, соответственно, повысить производительность печи. При содержании кислорода в дутье в пределах от 21 до 24–25 % каждый дополнительный 1 % O_2 в дутье даёт повышение производительности печи на 2–3 %. Кроме того, повышение концентрации CO в газах увеличивает степень косвенного восстановления оксидов железа, способствуя снижению расхода кокса.

Вместе с тем, чем выше степень обогащения дутья O_2 , тем сильнее проявляются отрицательные последствия его применения, связанные прежде всего с перераспределением температур по высоте печи.

При повышении температур в горне, в нем, как ранее отмечалось, восстанавливается больше кремния и марганца, сильнее также нагреваются материалы, т.е. избыточное тепло в значительной степени расходуется в самом горне. Благодаря этому, а также из-за уменьшения объема горновых газов они уносят в верх печи меньше физического тепла, т.е. возникает перераспределение температур в печи – охлаждение верха при повышенной температуре горна. В результате шихта поступает в нижние горизонты печи менее нагретой, ниже располагается зона размягчения шихты и шлакообразования, и в сужающиеся заплечики приходят твердые и слабозамягченные массы,

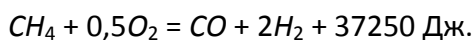
что может привести к заклиниванию материалов, их подвисанию и последующим осадкам.

Подвисаниям способствует также снижение газопроницаемости шихты, вызываемое тем, что при повышенных температурах в горне происходит возгонка монооксида кремния SiO , который конденсируется в зонах с температурами ниже $1600\text{ }^{\circ}C$, заполняя пустоты между кусками шихты и препятствуя проходу по ним газов. По этим причинам уже при содержании кислорода в дутье 23–25 %, как правило, начинаются нарушения ровного схода шихты. Это не позволяет вести плавку передельного и литейного чугуна на дутье, обогащенном кислородом выше 24–25 % без использования других добавок к дутью. Данные недостатки обогащения дутья кислородом можно значительно уменьшить, если в печь дополнительно вдуть газообразные или жидкие углеводороды.

Эффективным оказалось применение обогащенного кислородом дутья на печах, выплавляющих ферромарганец. При его выплавке на воздушном дутье наблюдается перегрев верха печи, и для восстановления марганца необходимо много тепла и высокие температуры в горне и в районе горна. Обогащение дутья кислородом вызывает необходимое в этом случае перераспределение температур – верх печи охлаждается, а тепло концентрируется в горне. При обогащении дутья кислородом до 30–35 % достигается увеличение производительности печи примерно в два раза и снижение расхода кокса на 15–25 %.

Вдувание в горн природного газа и других углеводородсодержащих добавок к дутью. С целью снижения расхода дорогого и дефицитного кокса в последние годы на всех печах в горн вдувают газообразные или жидкие углеводороды и иногда измельченный уголь. Их подают через фурмы в зоны горения кокса. Наиболее широко применяется природный газ.

Вдувание природного газа в горн доменной печи природного газа, основу которого составляет метан CH_4 , происходит неполное сгорание метана с образованием CO и H_2 :



При вдувании природного газа в количестве от 70 до 90 м³ на 1 т чугуна расход кокса уменьшается на относительную величину 10–14 %. Экономия кокса при вдувании природного газа достигается за счет:

1. Увеличения непрямого и уменьшения прямого восстановления.
2. Замены части углерода кокса углеродом природного газа.
3. Уменьшения прихода серы в печь, основности и выхода шлака вследствие уменьшения расхода кокса, вызываемого первыми двумя факторами.

При этом, помимо экономии кокса как топлива (замены части кокса природным газом), обеспечивается значительное повышение степени косвенного восстановления за счет участия в нем образующегося водорода, содержание которого в горновом газе возрастает до 8–15 % и бо-

лее. Это увеличение доли косвенного восстановления и снижение тем самым доли прямого также ведет к снижению расхода кокса. Положительным является также то, что благодаря снижению расхода кокса уменьшается количество серы, вносимой коксом, и уменьшается выход шлака в связи с уменьшением количества поступающей в печь золы кокса.

Вместе с тем, вдувание природного газа отрицательно влияет на тепловые и газодинамические условия работы печи. Дело в том, что при попадании природного газа в горн и его неполном сгорании увеличивается объем горновых газов (продуктов сгорания) и снижается температура в зоне горения и в горне.

Для поддержания прежнего нормального теплового состояния горна при вдувании природного газа увеличивают, если это возможно, температуру дутья с учетом того, что добавка 1 м^3 газа на 1 т чугуна требует повышения температуры дутья на $4 \text{ }^\circ\text{C}$, а также уменьшают влажность дутья, что ведет к росту температур в горне. Увеличение объема горновых газов вызывает рост скорости движения газов в печи и, соответственно, величины перепада давления между горном и колошником. Поэтому после повышения расхода природного газа до определенного уровня начинаются нарушения ровного схода шихты. Если печь работала на предельном количестве дутья), то, начиная вдувание природного газа, снижают расход дутья с целью сохранения условий нормального опускания шихты. Таким образом, нарушение газодинамических условий в печи и

снижение температуры горна ограничивают количество вдуваемого природного газа. Лучшим способом преодоления отрицательных последствий применения природного газа является добавка к дутью кислорода.

При расходе природного газа в количестве от 60 до 90 м³/т чугуна (3,5–4 % от объема дутья) экономия кокса составляет 8–14 % и более. Коэффициент замены кокса природным газом, т.е. отношение количества выведенного из шихты кокса (кг/т чугуна) к количеству использованного природного газа (м³/т чугуна) составляет 0,7–1,0 кг/м³.

Вдувание мазута, состоящего из сложных углеводов, оказывает аналогичное природному газу воздействие на доменную плавку. Отличие заключается в том, что теплота сгорания мазута (6100–6400 кДж/кг) выше, чем у природного газа, и поэтому снижение температуры в горне менее значительно. Кроме того, мазут вносит меньше водорода и в меньшей степени усиливает косвенное восстановление и снижает прямое. Мазут вдувают в распыленном виде. Каждый килограмм мазута экономит до 0,9–1,3 кг кокса. Расход мазута достигает 100–150 кг/т чугуна.

Вдувание измельченного угля. Основные составляющие углей: горючая органическая масса, содержащая 75–97 % С, влага 4–14 %, зола 8–45, чаще 8–12 %, сера 0,5–4 %. Основной эффект от применения измельченного угля заключается в непосредственной замене углерода кокса углеродом каменного угля. Уголь не содержит водорода и поэтому, в отличие от углеводов, он не влияет на ход восстановительных процессов.

Теплота сгорания у фурм доменной печи различных сортов угля составляет 5300–7500 кДж/кг, т.е. ниже, чем у кокса. По этой причине, а также в связи с разложением влаги, содержащейся в угле, температура в горне при применении угля снижается, и это ограничивает расход угля.

Теплота сгорания угля зависит от количества в нем углерода, поэтому следует применять угли с высоким содержанием углерода. Для компенсации снижения температуры в горне при вдувании пылевидного угля повышают температуру дутья, содержание в нем кислорода и понижают влажность дутья; кроме того, измельченный уголь подвергают предварительной сушке. Применяемые угли должны быть малосернистыми, поскольку сера угля переходит в чугун; угли должны также содержать мало золы, которая увеличивает количество шлака.

Вдувание пылевидного угля начало широко применяться после 1985 г. На зарубежных заводах расход угля зачастую достигает 200 кг/т чугуна, расход кокса при этом составляет около 300 кг/т чугуна, а 1 кг угольной пыли экономит до 0,8 кг кокса.

Комбинированное дутье. Такие способы интенсификации доменной плавки как обогащение дутья кислородом или вдувание природного газа наряду с преимуществами имеют существенные недостатки – при увеличении расхода кислорода и природного газа сверх определенной величины работа доменной печи расстраивается (наруша-

ется ровный сход шихты). В связи с этим возникла идея применения комбинированного дутья.

Под комбинированным дутьем понимают дутье, включающее добавки окислителей (кислород, пар) и восстановителей (газообразные и жидкие углеводороды, коксовый газ, мазут пылеугольное топливо и др.). Чаще всего термин «комбинированное дутьё» используется для обозначения дутья из атмосферного воздуха, кислорода и природного газа (реже мазута). Совместное применение этих добавок к дутью оказалось эффективным в связи с тем, что обогащение дутья кислородом и вдувание природного газа или мазута действуют в различных направлениях на основные параметры доменной плавки. Наглядно это различие выявляется при сопоставлении влияния добавок на ряд важных показателей температурного и газодинамического режимов плавки. Так совместное применение кислорода и углеводородов взаимно компенсирует отрицательные последствия их добавок к дутью по отдельности – например O_2 и CH_4 (мазута). При этом можно подобрать такое соотношение добавок к дутью кислорода и природного газа CH_4 , при котором количество газов в печи (на единицу сгорающего углерода), а следовательно, и газодинамические условия плавки изменяться не будут, не изменятся и температурный режим горна, и печи.

Вместе с тем, комбинированное дутье обеспечивает существенное улучшение многих показателей доменного процесса. Основной положительный эффект от вдувания природного газа заключается в значительном сокращении

расхода кокса, а от обогащения дутья кислородом – в увеличении производительности печи.

Теоретические соображения и опыт показывают, что для достижения высокой экономической эффективности комбинированного дутья необходимо на каждый дополнительный кубический метр кислорода вдувать около $0,65 \text{ м}^3$ природного газа или около $0,4 \text{ кг}$ мазута. При этом обеспечивается экономия кокса, составляющая $\approx 1,1 \text{ кг}$ его на 1 кг мазута и около $0,8 \text{ кг}$ на 1 м^3 природного газа, а прирост производства чугуна на 1 м^3 дополнительного кислорода составляет $0,8\text{--}1,0 \text{ кг}$ или же увеличение концентрации кислорода в дутье на 1% ведет к повышению производительности печи \approx на 2% .

В настоящее время доменные печи работают с расходом природного газа до $130\text{--}160 \text{ м}^3/\text{т}$ чугуна при обогащении дутья кислородом до $30\text{--}35 \%$. При этом экономия кокса достигает $20\text{--}25 \%$, а повышение производительности печи $15\text{--}25 \%$ и более.

Повышение давления газа. Идея работы доменной печи на повышенном давлении газов была выдвинута с целью улучшения восстановительной способности газов. Но положительное действие повышенного давления проявляется не в улучшении восстановительной способности газов, а в улучшении газодинамического режима доменной печи, при котором возможно значительное повышение производительности и снижение расхода кокса.

Повышение давления газа внутри доменной печи достигается пережимом струи газа при помощи специаль-

ного дроссельного устройства, установленного в газопроводе очистки газа от пыли. Положительное действие повышенного давления газа заключается в том, что с увеличением давления уменьшается объем газа и его скорость, из-за чего уменьшаются подъемная сила газа и перепад давления газа между горном и колошником. Это позволяет увеличивать массовое количество дутья, не превышая его критического объема.

Повышенное давление позволило увеличить расход дутья и благодаря этому повысить производительность печей. Работа доменных печей с повышенным давлением газов была освоена на Магнитогорском металлургическом комбинате в 1950 г., после чего печи всех заводов были переведены на такой режим. Повышение давления газов достигается установкой на газопроводе очищенного доменного газа специального дроссельного устройства, уменьшающего сечение газоотвода. Такое уменьшение сечения (перезжим струи газа) вызывает рост давления на всем пути движения газа до дроссельного устройства и в том числе на колошнике и в объеме всей печи.

Дроссельное устройство располагают после газоочистки (устройств, очищающих газ от пыли), чтобы предотвратить его быстрый абразивный износ частицами пыли газа.

Чем вызвано повышение производительности печи при повышении давления газов? Поясняя это, следует иметь в виду, что доменные печи обычно работают с расходом дутья, близким к предельно допустимому. При его

превышении вследствие роста скорости движения газов в печи и их трения о куски шихты последние переходят во взвешенное состояние, нарушая ровный сход шихты, а показатель режима движения газов – перепад давления между горном и колошником (потеря давления на трение) становится больше критического.

Если увеличить давление в печи, то в силу известного соотношения между давлением и объемом газа $p \cdot V = \text{const}$ объем газа уменьшается. Поэтому снижается скорость движения газов в печи и, соответственно, уменьшаются силы трения их о шихту, величина потери давления на трение. Иначе говоря, режим движения газов отдаляется от критического. Это позволяет при новом, большем давлении в печи увеличить расход дутья без нарушения при этом ровного схода шихты (расход можно увеличивать до тех пор, пока перепад давления не приблизится к прежнему уровню – несколько ниже критического). При увеличении расхода дутья в единицу времени сгорает больше кокса и проплавляется больше шихты, т.е. повышается производительность печи.

Таким образом, повышение давления газа в печи позволяет форсировать доменный процесс. Кроме того, вследствие увеличения времени пребывания газа в печи и улучшения распределения его сокращается расход кокса, а уменьшение скорости газа на колошнике приводит к снижению выноса пыли. Это позволило увеличить производительность печей на 5–15 %, снизить расход кокса на 3–5 % и сократить вынос пыли на 20–50 %.

Оптимизация работы доменной печи. Любые прерывания доменной плавки могут привести к возможным сбоям на последующих стадиях технологического процесса, негативно сказаться на простоях оборудования. Высокому уровню соответствия эколого-экономическим нормативам способствуют, в частности, инновации в обеспечении новых требований, предъявляемым к характеристикам оборудования, безопасности технологического персонала и низких затрат по техническому обслуживанию [10]. Инновационные разработки компании Siemens VAI, способствующие оптимизации работы доменной печи, затрагивают ряд её технологий и агрегатов:

а) автоматизированной системы Simetal Gimbal Top точной загрузки шихтовых материалов в верхнюю часть доменной печи, обеспечивая равномерный газовый поток, полную гибкость в формировании профиля шихты и идеальные условия плавления и протекания восстановительных реакций в комплексе с агрегатом колошниковой загрузки инновационной конструкции, позволяющей непрерывно регулировать в процессе загрузки шихты положение и угол наклона концентрических желобов, оборудованных универсальной шарнирной подвеской, регулируемой гидравлическими цилиндрами (рисунок 2.20, а) [10];

б) воздухонагревателей доменных печей, оснащенных внутренними или внешними камерами горения с высокоэффективными керамическими горелками, обеспечивающими температуру дутья до 1350 °С и минимальный уровень выбросов CO , SO_2 и NO_x , в т.ч. за счет систем газоочи-

стки от мелкодисперсной пыли (рисунок 2.20, а), энерго-сберегающей утилизации отработанного тепла и др.;

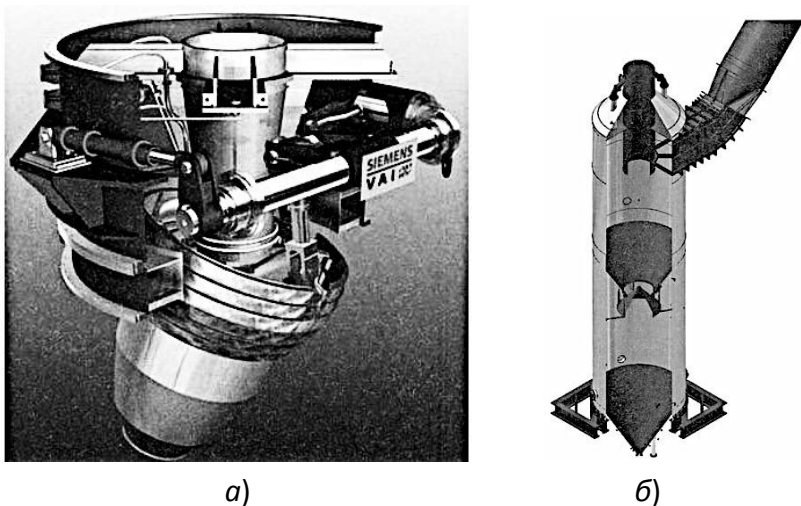


Рисунок 2.20 – Арегат колошниковой загрузки системы Simetal Gimbal Top (а) и циклон Simetal GCP (б) [10]

в) двухстадийной системы вторичной очистки газа компании Siemens VAI в одном резервуаре модульного исполнения: в градирне резервуара осуществляется охлаждение газа до температуры его адиабатического насыщения и удаление большей части пыли, оставшейся после первичной очистки; в скруббере резервуара завершается процесс очистки газа и обеспечивается содержание пыли в газе на уровне менее 5 мг/м^3 при контроле давления печи в пределах 1,5 % от установленного значения;

г) другое доменное оборудование – коническое сопло компании Siemens VAI с скруббером Вентури Simetal GCP 3 внешнего исполнения, предоставляющие оператору печи

уникальные, не достижимые при использовании другого оборудования возможности в обеспечение доступа для проведения технического обслуживания за пределами защитной газовой оболочки; подшихтовой зонд для анализа газа; мехатронный механизм открывания летки и др. в составе комплекса экспертной системы контроля с замкнутым контуром оптимизации и системы Simetal BF VAiron на основе использования высокоэффективных технологических моделей, искусственного интеллекта, продвинутых прикладных программных средств, графических интерфейсов пользователя и технологического «ноу-хау», способствующего решению ключевой стратегической задачи, стоящей перед отечественной и мировой черной металлургией – снижения потребления энергоресурсов на производство единицы готовой продукции.

Доменная плавка с использованием в шихте антрацита. К возможностям решения вышеупомянутой ключевой стратегической задачи с учётом менее распространённой в мировой практике технологии частичной замены кокса в шихте доменных печей антрацитом, обладающего большей по сравнению с коксом теплотворной способностью, низкой зольностью, небольшой стоимостью и отсутствием необходимости дополнительных капиталовложений в условиях мировых запасов коксующихся углей менее 10 % от общих ресурсов каменных углей [11].

2.9. Технологии бездоменной металлургии чугуна

Из различных вариантов технологий бездоменной выплавки чугуна из железорудных материалов и железной руды реально вышли на промышленный следующие технологии: **Corex** (ЮАР, Корея, Китай, Индия – 6 модулей суммарной производительностью > 5 млн т чугуна в год), **Finex** (Корея –модуль производительностью 1,5 млн т в год) и **Hismelt** (Австралия – один модуль проектной производительностью 0,8 млн.т в год). В 2012 году выполнен пуск модуля РОМЕЛТ производительностью 0,3 млн.т в составе нового мини-завода в республике Мьянма [28].

Основным преимуществом новых технологий выплавки чугуна по сравнению с доменным процессом является радикальное сокращение расхода кокса на процесс (*Corex, Finex*), либо полный отказ от его использования (*Hismelt, РОМЕЛТ*). Во всех 4-х технологиях важнейшую роль играет жидкофазное восстановление железа, которое либо является единственным механизмом восстановления в одностадийных процессах (процессы *Hismelt, РОМЕЛТ*), либо завершает процесс восстановления в двух-стадийных процессах [28].

2.9.1. Процесс *Corex*

Процесс *Corex*, разработанный австрийской фирмой VAI, является наиболее коммерциализированным из всех процессов выплавки чугуна из железорудных материалов вне доменной печи. Первый промышленный агрегат *Corex* (C-1000) производительностью 1000 т чугуна в сутки был

пущен в строй в 1989 году на металлургическом заводе в Претории (ЮАР). Процесс является двухстадийным и реализуется в двух полуавтономных частях одного агрегата – в шахтном восстановительном реакторе и в плавильной печи-газификаторе (рисунок 2.21).

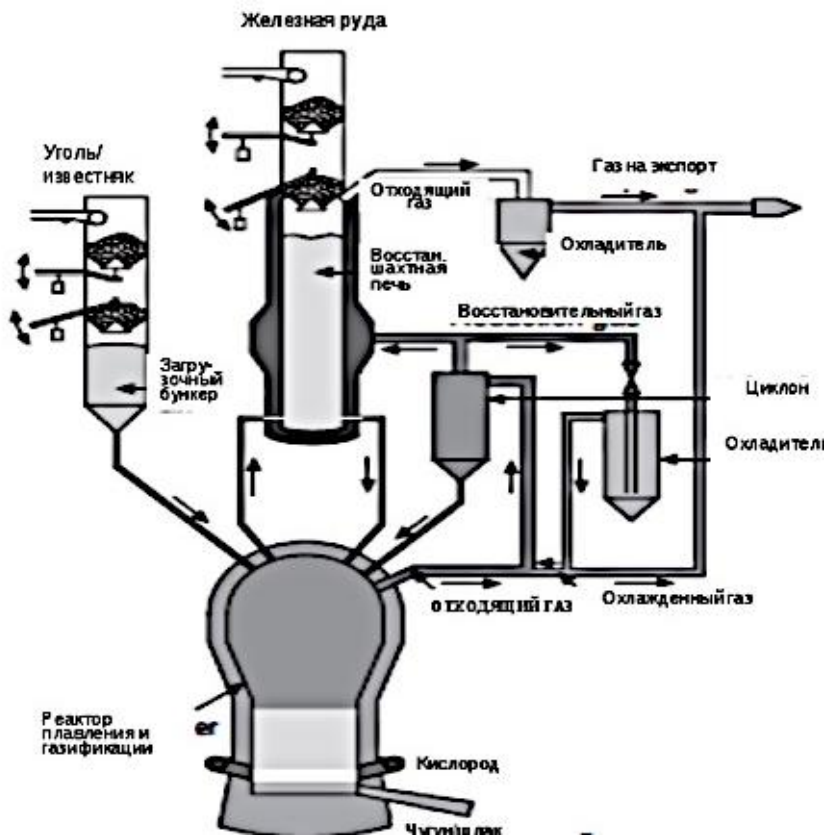


Рисунок 2.21 – Технологическая схема и структура агрегата Corex [28]

В шахтном восстановительном реакторе идет процесс газового восстановления загружаемых сверху (как в

доменную печь) окатышей и/или строго калиброванной (15–30 мм) богатой железной руды. В нижнюю часть шахтного реактора вдувается горячий восстановительный газ, поступающий из плавильной печи-газификатора. Часть газа поступает в самый низ реактора в его осевую зону через шнековые разгрузочные трубы, по которым в плавильную печь из загружается металлизированные окатыши и руда из восстановительного реактора.

Основной поток восстановительного газа вдувается в реактор на более высоком горизонте через фурмы, расположенные по окружности, температура этого вдуваемого газа составляет 800–950 °С. Такую температуру получают, подмешивая к более горячему газу, поступающему из плавильной печи-газификатора и очищенному в циклонах от пыли, охлажденный восстановительный газ. Отходящий газ из шахтного реактора (CO 43–45 %, H_2 – 12–22 %, CO_2 – 30–32 %, N_2+H_2O – 1–6 %, CH_4 – 1–2 %) очищается от пыли и используется в качестве топлива, восстановительного газа или для получения синтез-газа. Частично восстановленные окатыши и руда (степень металлизации 90–93 %) шнеками подаются из шахтного реактора в плавильную печь. Туда же через загрузочные отверстия загружается уголь и кокс, а также мелкая железная руда (до 10 % от всей металлошихты). Слой этих материалов, опускаясь в горн печи, нагревается поднимающимся из горна горячим восстановительным газом.

При нагреве в атмосфере восстановительного газа уголь теряет летучие вещества и коксует до состояния

полукокса. Через фурмы, расположенные по окружности горна плавильной печи, в слой полукокса вдувается технологический кислород. Образующийся при сгорании топлива высокотемпературный ($T \approx 3000\text{--}3300\text{ }^{\circ}\text{C}$) восстановительный газ, проходя через слой опускающегося полукокса, угля и металлизированных железорудных материалов и руды, нагревая их, охлаждается и выходит из плавильной печи-газификатора с температурой около $1000\text{--}1100\text{ }^{\circ}\text{C}$. Частично восстановленные в шахтном восстановительном реакторе окатыши и/или железная руда, а также мелкая железная руда, загружаемая с углем в плавильную печь, плавятся в плавильной печи, образуя чугун и железистый шлак.

Восстановление железа из железистого шлакового расплава в плавильной печи-газификаторе и науглероживание чугуна осуществляется углеродом полукокса и кокса. Потребность процесса в тепле покрывается за счет твердого топлива, сгорающего во вдуваемом в горн кислороде. Образующийся чугун и шлак периодически выпускаются из печи через летки аналогично как в доменной печи. Благодаря наличию в горне плавильной печи-газификаторе насадки из кокса и полукокса, чугун, производимый в агрегате *Corex*, по температуре ($1485\text{--}1525\text{ }^{\circ}\text{C}$) и по составу ($[\text{C}] - 4,7\text{ } \%$; $[\text{Si}] - 0,4\text{--}1,3\text{ } \%$; $[\text{S}] - 0,006\text{--}0,035\text{ } \%$) практически не отличается от доменного.

Требуемые физико-химические и гранулометрические характеристики угля, используемого в процессе *Corex* (средний размер кусков от 20 до 30 мм, зола $< 12\text{ } \%$, сера $<$

0,5 %, CRI < 35 %, CSR > 40 %, летучие 25–35 %), качественно близки к аналогичным характеристикам доменного кокса. Пуск агрегата *Corex* осуществляют только на коксе. Перед остановкой агрегата на ремонт и в него также загружают кокс.

В настоящее время работающие агрегаты *Corex* имеют проектную производительность 2000 т/сутки (модуль C-2000) и 3000 т/сутки (модуль C-3000).

Поскольку процесс *Corex* является энергетически избыточным из-за высокого расхода угля (900–1000 кг/т) и кислорода (500–600 м³/т), агрегаты *Corex* построены либо в комплексе с электростанцией, либо в комплексе с модулем *Midrex*, которые работают с использованием отходящего газа процесса *Corex*. Однако, даже при полном использовании отходящих газов для энергетических целей или для параллельного модуля *Midrex*, себестоимость чугуна процесса *Corex* выше себестоимости доменного чугуна, выплавляемого в современных мощных доменных печах. Большой набор используемого оборудования в модуле *Corex* снижает готовность его к работе, которая на модуле C-3000 на Baosteel в 2009 году достигла лишь 91 % из-за частых остановок для плановых ремонтов и остановок для устранения возникающих неисправностей. С 2008 по 2009 г. расход кокса на этом модуле снижен с 255 до 160 кг/т, а суммарный расход топлива с 1020 до 980 кг/т.

Агрегаты *Corex* пригодны и используются для утилизации таких трудноутилизуемых отходов, как замасленная окалина, пластмассы, органические отходы, угольная

мелочь, доменные шламы. Эти материалы загружаются в плавильную печь в окускованном и/или в неокускованном виде. Их использование в процессе Corex вместо их утилизации на аглофабрике улучшает ее работу.

2.9.2. Процесс Finex

Процесс *Finex* (рисунок 2.22), разработанный совместными усилиями фирмы *VAI* и исследовательского центра корейской фирмы *POSCO*, также как *Corex* является двухстадийным процессом. Он отличается от процесса *Corex* только первой стадией, т.е. стадией предварительного восстановления, в которой используется не кусковый материал, как в процессе *Corex*, а мелкая железная руда крупностью 1,0–8,0 мм.

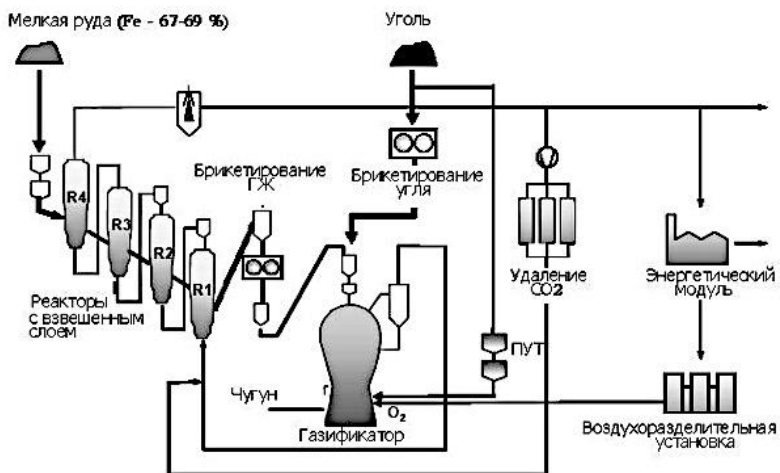


Рисунок 2.22 – Принципиальная схема процесса *Finex* [28]

Железо-рудный концентрат использовать в этом процессе пока не удается из-за его недостаточной крупно-

сти. Предварительное восстановление этой руды осуществляется в противотоке последовательно в 4-х реакторах во взвешенном (в кипящем) слое горячим восстановительным газом, поступающим из плавильной печи-газификатора (рисунок 2.22). Восстановленная руда со степенью металлизации 85–90 % из последнего реактора брикетуется и через загрузочные люки подается в плавильную печь-газификатор. Сюда же подается кусковый уголь, который, попав в верхнюю часть плавильной печи, нагревается встречным потоком горячего восстановительного газа, теряет летучие и коксуеться до состояния полукокса, слой кусков которого образует коксовую насадку в горне.

Через фурмы, расположенные по окружности горна плавильной печи, в нее вдувается технологический кислород, окисляющий твердое топливо перед фурмами генерирующий высокотемпературный ($T \approx 3000\text{--}3300\text{ }^{\circ}\text{C}$) восстановительный газ. Поднимаясь в купольную часть плавильной печи, газ нагревает уголь и брикеты из металлизированной руды. Частично металлизированная железная руда плавится в плавильной печи, образуя чугуны и железистый шлак. Восстановление железа из железистого шлакового расплава в плавильной печи-газификаторе и науглероживание чугуна осуществляется углеродом кускового угля и полукокса. Потребность процесса в тепле покрывается за счет сгорающего перед фурмами полукокса. Образующийся чугун и шлак периодически выпускаются из печи через летки аналогично как в доменной печи. Так же как и в процессе Corex, чугуны, выплавляемый в процессе Finex, по

температуре и химическому составу практически не отличается от доменного чугуна. После нескольких лет отработки техники и технологии на пилотных установках в Корею в 2007 году был пущен в эксплуатацию промышленный модуль *Finex* производительностью 1,5 млн т чугуна в год. Также как и процесс *Corex*, процесс *Finex* является энергетически избыточным из-за высокого расхода угля (850–1000 кг/т) и кислорода (500–600 м³/т) и поэтому требует полного использования энергетического потенциала отходящего газа для достижения экономической целесообразности процесса. Отходящий газ частично используется для получения холодного восстановительного газа, который смешивается с горячим восстановительным газом из плавильной печи, очищенным от пыли в циклоне, и полученная смесь с регулируемой температурой используется для восстановления руды в реакторах. Остаток отходящего газа из реакторов используется для энергетических целей в качестве топлива или может использоваться в качестве восстановительного газа в других процессах

2.9.3. Процесс *Hismelt*

Процесс *Hismelt* вышел на промышленный уровень спустя более 25 лет исследований и отработки технологии на пилотных установках, которые проводились Австралийской компанией *Rio Tinto* в сотрудничестве с фирмой *Midrex*. В отличие от процессов *Corex* и *Midrex* процесс *Hismelt* является одностадийным и современный промышленный вариант его реализуется в плавильно-восстано-

вительном агрегате, напоминающем кислородный конвертер и имеющий водоохлаждаемые металлические стенки (рисунок 2.23).

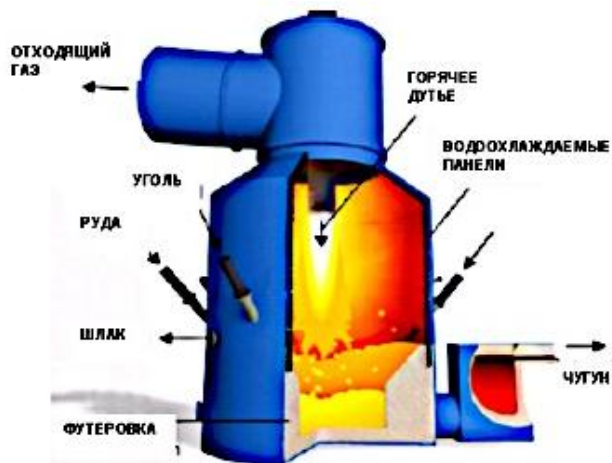


Рисунок 2.23 – Схематический разрез плавильно-восстановительного агрегата *Hismelt* [28]

Мелкая подогретая железная руда через наклонные боковые фурмы, расположенные по окружности, вдувается непосредственно в барботируемый расплав внутри агрегата. Аналогично через наклонные фурмы в стенке агрегата в расплав вдувается измельченный до фракции 3 мм и подсушенный уголь совместно с известковым флюсом, а также обожженный мелкий доломит. Углерод угля растворяется в чугуне, а остальные вдуваемые материалы плавятся и переходят в шлаковую фазу. Железо из железистого шлака восстанавливается углеродом чугуна и частично углеродом угля. Тепло, необходимое для процесса поступает с горячим дутьем (1200°C), обогащенным кислоро-

дом (35 %) и генерируется при дожигании CO, образующегося при восстановлении железной руды. Степень дожигания CO составляет 55–60 %. Горячее дутье вдувается в агрегат с помощью водоохлаждаемой медной фурмы, вводимой сверху по центру агрегата.

Образующийся чугун и шлак выпускают через раздельные летки. Чугун выпускается непрерывно через копильник. Работа агрегата без копильника невозможна как в доменной печи.

Ключевым моментом процесса *Hismelt* является эффективность теплопередачи из верхней зоны, где выделяется тепло от дожигания газа, в нижнюю. Это обеспечивается бурным кипением (эмульгированием) жидкой фазы в пространстве между верхней и нижней зонами. В нижней зоне скапливается чугун. Значительная часть тепла, генерируемого дожиганием и приходящего с горячим дутьем, теряется с охлаждаемой водой водоохлаждаемых стен агрегата и фурм.

Уникальными характеристиками процесса *Hismelt* являются:

1) высокоскоростное вдувание порошкообразных материалов в жидкую фазу, позволяющее использовать ультратонкие фракции этих материалов;

2) высокий уровень содержания FeO в шлаке (5–6 %), который при одновременном содержании углерода в металле 4 %, создает условия для перехода 80–90 % фосфора в шлак.

Это дает возможность перерабатывать фосфористые руды. Применение тонкоизмельченного угля позволяет использовать в процессе различные марки энергетических углей.

Процесс *Hismelt* является также весьма энергоемким. Расход угля в процессе составляет 900–950 кг/т, хотя расход кислорода в нем (150–200 м³/т) существенно меньше, чем в процессах *Corex* и *Finex*. Высокотемпературное тепло отходящих газов используется для выработки пара и электроэнергии. Охлажденный отходящий газ используется как низкокалорийное топливо.

Чугун, выплавляемый в процессе *Hismelt*, отличается от доменного чугуна практическим отсутствием в нем кремния и марганца. Содержание этих элементов и фосфора составляет сотые доли процента, а содержание серы от 0,05 до 0,15 %.

Температура чугуна на выпуске составляет 1400–1500 °С, а содержание углерода – 4,1–4,5 %. Из-за высокого содержания серы весь чугун перед разливкой подвергается десульфурации.

Промышленный комплекс *Hismelt* проектной производительностью 800000 т в год в Квинане был создан как венчурный проект с финансовым участием компаний: *Rio Tinto* (Австралия) – 60 %, *Nucor* (США) – 25 %, *Mitsubishi* (Япония) – 10 % и *Shougang* (Китай) – 5 %. Строительство комплекса началось в январе 2003 года, а горячие испытания – в апреле 2005 года.

Технологическая схема комплекса *Hismelt* приведена на рисунке 2.24.

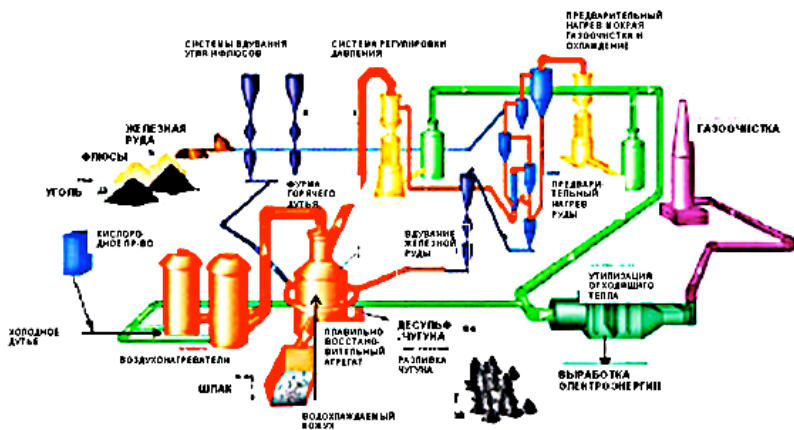


Рисунок 2.24. Технологическая и структурная схема промышленного комплекса *Hismelt* [28]

Комплекс *Hismelt* был спроектирован как энергетически автономный, т.е. работа воздуходувной машины и подогрев руды и выработка электроэнергии обеспечивается за счет энергии получаемого пара. Этот недостаток проекта и ряд других (система подогрева руды во взвешенном слое) затормозили выход комплекса на проектный уровень производительности.

Сложность регулирования и поддержания на требуемом уровне окислительно-восстановительного потенциала жидкой фазы приводили к серьезным авариям (замерзание металла в копильнике, намерзание металла на водоохлаждаемых стенах и их деформация с нарушением герметичности и др.). До настоящего времени информация о выходе комплекса уровень производительности более 80 % от проектного не встречалось.

2.9.4. Процесс Ромелт

Процесс Ромелт бездоменного получения чугуна разработан в Московском институте стали и сплавов под руководством профессора В.А. Роменца – одностадийный процесс жидкофазного восстановления неподготовленных железорудных материалов с использованием в качестве восстановителя энергетических углей осуществляется в плавильно-восстановительной печи прямоугольного сечения (рисунок 2.25), работающем с небольшим разряжением в рабочем пространстве, исключая выбросы газов в атмосферу [29].

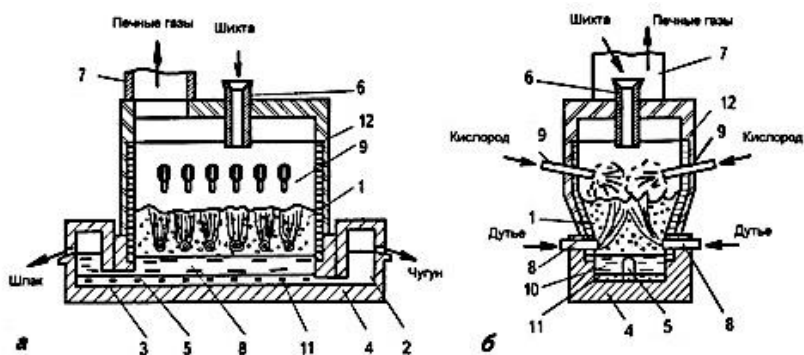


Рисунок 2.25 – Схематичное изображение агрегата Ромелт [29]:
а – продольный разрез; б – поперечный разрез; 1 – слой шлака барботируемый; 2 – металлический сифон; 3 – шлаковый сифон (отстойник); 4 – горн с подиной; 5 – переток; 6 – загрузочная воронка; 7 – дымоотводящий патрубок; 8 – барботажные фурмы нижнего ряда; 9 – фурмы верхнего ряда 10 – слой спокойного шлака; 11 – слой металла; 12 – кессоны водоохлаждаемые

Модуль плавильно-восстановительной печи предназначен для выплавки передельного чугуна из бедных

(45–50 % Fe) труднообогатимых железных руд с глиноземистой пустой породой. В качестве восстановителя и энергоносителя применяется энергетический уголь в виде пыли.

Железородная шихта и уголь подаются в агрегат из расходных бункеров с помощью системы весовых дозаторов и конвейеров без специального смешивания. Загрузка осуществляется через специальное отверстие в своде на шлаковую ванну.

В плавильной ванне при температуре 1500–1600 °С происходит быстрое плавление железосодержащего сырья и замешивание угля в барботируемый слой шлака, который образуется при подаче дутья через фурмы нижнего ряда.

Дутье обеспечивает необходимое барботирование ванны и генерирование тепла в результате неполного сжигания углерода до CO . Образовавшийся восстановительный газ, который содержит CO и H_2 , используется для восстановления оксидов железа шлака, а остаток его дожигается над ванной до CO_2 и H_2O в кислороде, который вдувается в рабочее пространство печи с помощью второго ряда фурм. При этом обеспечивается дополнительный приход тепла в расплавленную ванну.

Капли восстановленного в шлаковой ванне железа науглероживаются, укрупняются и опускаются на подину агрегата через зону спокойного шлака, образуя металлическую ванну с температурой 1375–1450 °С. Полученный чугун содержит, % мас.: 4,0–4,8 C , 0,05–0,15 Mn , 0,01–0,1 Si ,

0,05–0,12 P, 0,025–0,060 S. Он отличается от доменного чугуна более низким содержанием кремния при более кислом шлаке (CaO/SiO_2).

Металл и шлак удаляются из печи через отдельные сифонные устройства с отстойниками безнапорным способом, что обеспечивает поддержание в печи необходимого постоянного уровня металла и шлака. Газы в зависимости от степени их дожигания удаляются из рабочего пространства печи с температурой 1500–1800 °С через дымоотводящий патрубок, проходят котел-утилизатор, мокрую и сухую очистку.

В таблице 2.1 представлены сведения о расходах материалов и выходе побочной продукции при производстве 1 т чугуна процессом Ромелт.

Таблица 2.1 – Удельный расход материалов и выход побочной продукции при производстве 1 т чугуна процессом Ромелт [29]

Величины, единицы измерения	Значения для модулей А, В, С
РАСХОД	
Железная руда, кг	1580-1585
Уголь, кг (Индия)	1345-1375
Известь, кг	170-175
Кислород, м ³	895-910
Сжатый воздух, м ³	300-315
Деминерализованная вода, м ³	6,5-7,0
Электроэнергия, кВт*час	70-100
Производство	
Жидкий чугун, кг	1000
Гранулированный шлак, кг	440-445
Пар энергетических параметров, т	5,5-6,0
Возможное производство электроэнергии, кВт*час/т. жидкого чугуна:	
Всего	1100-1200
Избыточная энергия на сторону	420-650

В таблице 2.1 представлены данные о затратах энергии на выплавку 1 т чугуна различными процессами в условиях Индии.

Таблица 2.1 – Сопоставительные затраты энергии на выплавку 1 т чугуна различными процессами [29]

Затраты	РОМЕЛТ		COREX	Доменная печь	Мини-доменная печь
	М.У.	И.У.	И.У.	И. кокс	И. кокс
Уголь	32,65	27,21	32,33	-	-
Кокс	-	-	-	20,50	24,07
Кислород	1,35	1,18	0,94	0,04	0,0
Всего	34,0	28,39	33,17	20,54	24,07
Потребляется на процесс	23,95	17,92	19,04	15,16	16,34
Продажа или рецилинг	10,05	10,47	14,13	5,38	6,70

Примечание: М.У. – местный уголь; И.У. – импортный уголь; И. – кокс импортный

Из таблицы 2.1 видно, что в условиях Индии процесс Ромелт обеспечивает меньшие затраты энергии на производство чугуна в сравнении с процессом Корекс, приближаясь к затратам энергии на выплавку чугуна в мини-доменных печах.

Отработка технологии процесса Ромелт проводилась в период 1985–1998 гг. на пилотной установке с площадью пода 20 м² в конвертерном цехе №2 ПАО «Новолипецкий металлургический комбинат» с использованием в качестве сырья различных железорудных материалов и дисперсных металлургических отходов, в т.ч. включая конвертерные шламы с высоким содержанием цинка. В качестве топлива использовали энергетические угли различных марок. Проведено более 40 опытных кампаний, во время которых выплавлено более 40000 т чугуна. Цинк в процес-

се Ромелт полностью удаляется с отходящим газом и улавливается в газоочистке в виде оксида.

В 1997 году при участии фирмы Samsung Heavy Industries была сооружена пилотная установка в городе Таеджон (Республика Корея) для отработки технологии переработки в печи Ромелт твердых бытовых отходов. В 2008 г. на заводе фирмы «АВ Metals» (г. Балхаш, Казахстан) пущена в эксплуатацию маломасштабная (мощностью 32 тыс. т. чугуна в год) установка Ромелт (рисунок 2.26). На этой установке помимо производства товарного чугуна успешно осваивается технология плавки на штейн местной медной сульфидной руды [33].

Процесс *Ромелт*, также как и *Hismelt*, является одностадийным, но в отличие от него процесс реализуется с использованием неподготовленной руды различной крупности. Восстановление железа из барботируемого железистого шлакового расплава, образующегося в нижней части агрегата, и науглероживание железа с образованием чугуна осуществляется углеродом загружаемого кускового угля. Потребность процесса Ромелт в тепле покрывается за счет этого угля, часть которого сгорает в кислороде, вдуваемом через фурмы первого ряда, а также за счет тепла, выделяющегося при дожигании CO в верхней части печи за счет кислорода, вдуваемого через фурмы второго ряда.

Также как и процессы *Corex* и *Finex* процесс Ромелт является весьма энергозатратным. Расход угля и кислорода в нем составляет в зависимости от богатства применяемой руды 900–1000 кг/т и 800–900 м³/т.

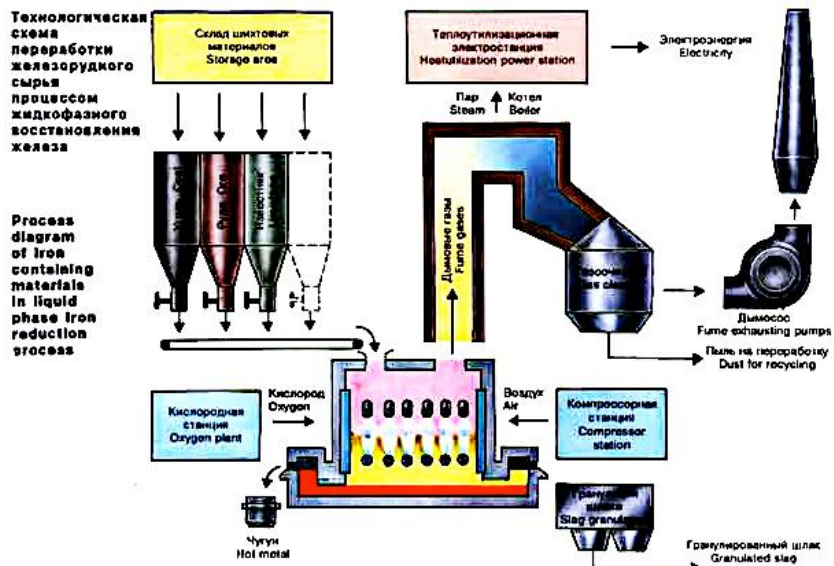


Рисунок 2.26 – Краткая технологическая схема процесса РОМЕЛТ [34]

Высокотемпературный отходящий газ процесса Ромелт после очистки используется для выработки пара и производства электроэнергии. Комплекс Ромелт является энергометаллургическим. Вырабатываемая электроэнергия полностью покрывает потребность комплекса Ромелт и часть ее отдается в общую сеть [28].

Технология Ромелт позволяет перерабатывать бедные железосодержащие руды без предварительного обогащения и имеет большой экспортный потенциал [34].

На технологию и конструкцию печи получено 16 зарубежных патентов, продано 3 лицензии на реализацию технологии Ромелт фирмам «ICF Kaiser Eng.» (США), «Nip-

pon Steel» и «Nisso Iwai Corp.» (Япония), «ROMELT-Sail» (Индия) [35].

Основными работами, выполненными в Центре Ромелт в последние годы [35], являются:

- Технологическое обеспечение контракта на поставку оборудования для завода по производству чугуна по технологии Ромелт в Республике Союз Мьянмы.

- Технологическая концепция переработки бурых железняков Зигаино-Комаровского месторождения процессом Ромелт для ОАО «Белсталь».

- Технология Ромелт и ее применимость для переработки конвертерных шламов и сталеплавильного шлака ПАО «НЛМК».

- Разработка технических решений и выполнение технологических расчетов по использованию технологии Ромелт для переработки железосодержащих руд Бескемпирского месторождения в Мангистауской области, Республика Казахстан для компании «Техногран-Актобе».

- Применение технологии Ромелт для переработки железных руд Эль-Бахарийского месторождения с повышенным содержанием оксидов марганца и соединений щелочных металлов для Хелуанского металлургического комбината (Hadisolb, Арабская Республика Египет).

В настоящее время Центр Ромелт осуществляет научную, маркетинговую и коммерческую деятельность для совершенствования, модернизации и внедрения технологии Ромелт. Среди них [35]:

– Исследование физико-химических закономерностей и механизма процессов, происходящих в реакционной зоне, в том числе с применением термодинамического моделирования.

– Анализ и моделирование гидродинамики барботируемой жидкой шлаковой ванны.

– Разработка схем и алгоритмов расчета технологических показателей процесса Ромелт. Создание программ для управления агрегатом Ромелт.

– Модернизация и модификация технологии Ромелт применительно к различным видам железосодержащего сырья и угля.

– Расчет экономической эффективности и рентабельности технологии при применении различных схем и материалов.

– Разработка по заданию заводов и компаний технологических заданий, технико-коммерческих предложений и технико-экономического обоснования проекта Ромелт.

2.9.5. Технология ORIEN процесса «руда – сталь»

Новейшей российской разработкой в области черной металлургии является технология *ORIEN* процесса «руда – сталь»: производства стали с новым уровнем свойств на качественно другой основе – использовании рудного и энергетического сырья и принципе самоэнергообеспечения, в отличие от вышеописанной технологии *Ромелт* процесса «руда – чугун».

Технология ORIEN относится к процессам «руда – сталь», попытки создания которых неоднократно предпринимались и за рубежом. Такие попытки продолжаются до настоящего времени, включая трансформацию технологии Ромелт в комплексе с агрегатами типа ЭДСП – электродуговая сталеплавильная печь [35].

С позиций металлургического производства процесс ORIEN представляет собой качественно новый тип металлургического завода, сочетающий получение железа прямого восстановления по механизму жидкофазного восстановления под воздействием электрической дуги (ЭДСП), преобразование его в сталь или полуфабрикат в том же агрегате на принципе самоэнергодостаточности.

Технология процесса ORIEN представляет собой одностадийный совмещенный процесс (рисунок 2.27) с минимальным числом технологических операций. В качестве плавильного агрегата в процессе ORIEN используется высокомогущная дуговая сталеплавильная печь последнего поколения. Отличительными особенностями ее являются более высокая номинальная мощность трансформатора, особая система загрузки и система отвода газов без дожигания. Восстановление железа протекает на карботермическом упроне, причём исключительно за счет электроэнергии, генерируемой из собственных энергоресурсов. Источником теплоты служат электрические дуги, создающие наиболее высокий уровень рабочих температур порядка 4000–15000 °С по сравнению с другими металлургическими агрегатами. Температура поверхности металличе-

ской ванны в зоне горения дуг при этом достигает температуры кипения железа 3230 °С [36].

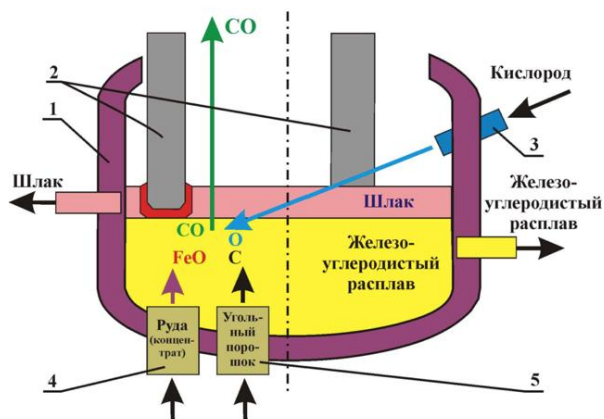


Рисунок 2.27 – Схема процесса ORLEN в ЭДСП [33]

Вторым энергоносителем является тепловая энергия обезуглероживания металлической ванны, представляющем с позиции энергетики процесс сжигания углерода, растворенного в железе, газообразным кислородом. Этот процесс протекает в объеме жидкого металла и поэтому обеспечивает практически полное усвоение тепла. В отличие от электроэнергии эта энергия представляет собой теплоту экзотермической реакции, протекающей в жидком металле при окислении углерода, которая одновременно является реакцией горения углерода.

Высокотемпературное взаимодействие железа с углеродом в атомарной и дисперсной формах позволяет значительно повысить скорость восстановления железа. Она примерно на два порядка превышает скорость восстановления в доменной и шахтной печах и достигает от 20 до

50 кг/(м³·с). Благодаря этому процесс *ORIEN* по объемам производства может конкурировать с доменным производством и другими восстановительными печами.

Целевыми продуктами плавки являются сталь или полупродукт для внепечной обработки, монооксид углерода – потенциальные источники электроэнергии и тепла, а также шлак. Помимо этого данный процесс позволяет получать в качестве товарной продукции железо, паспортную шихтовую заготовку, чугун.

Одновременное производство трех товарных продуктов – стали, электроэнергии и шлака – придаёт процессу *ORIEN* свойства тригенерации.

Возможность получения первичного металлического сырья с разным содержанием углерода – от 0,04 % для черного железа (полуфабриката) до ультравысоких концентраций, превышающих предел растворимости углерода в железе, равный 6,67 %, является одним из главных особенностей железа прямого восстановления, получаемого в процессе *ORIEN*.

Существование системы «Fe–C» с концентрацией углерода *C* выше предела растворимости не противоречит диаграмме «железо – углерод». В этом случае большая часть углерода в металле находится в коллоидной форме, образуя самостоятельную коллоидную систему, имеющую границу раздела фаз с жидким железом, насыщенным *C* до максимального предела 6,67 %. Двойственная форма присутствия углерода в атомно-дисперсном виде и в виде отдельных ультрадисперсных частиц принципиально отли-

чает получаемое в процессе *ORIEN* железо прямого восстановления от известных. Возможность использования этого феномена представляет задачу дальнейших исследований, особенно с позиции возможности создания новых материалов.

Металлургическая природа процесса *ORIEN* не имеет аналогов. Она заключается в предварительном получении исходного сырья – синтикама, подаче его в печь, нагреве и расплавлении железоуглеродных материалов, последующем восстановлении железа с образованием железоуглеродистого расплава различного состава и свойств и преобразованием в углеродистый полупродукт или сталь в одном сталеплавильном агрегате – электродуговой печи. В силу этих причин процесс *ORIEN* носит одностадийный совмещенный характер. Получение железа прямого восстановления протекает в нем параллельно и одновременно с превращением в сталь, будучи совмещенным во времени и пространстве.

Производимое в жидком виде способом *ORIEN* железо прямого восстановления представляет собой качественно новый тип исходного металлического сырья для выплавки стали. Данный процесс устраняет эффект металлургической наследственности и влияние взаимосвязи твердого и жидкого состояния. Эта особенность получаемого металлического сырья открывает возможности для улучшения качества стали и придания ей нового уровня свойств. Одновременное наличие в расплаве железа углерода в двух формах – растворенном и свободном состоянии – по-

зволяет использовать этот эффект для возможного получения новых материалов.

Производство стали способом *ORIEN* строится по гибриднему блочному принципу и включает в себя три блока: блок получения брикетированного синтикома на основе системы « $Fe-C-O$ », сталеплавильный блок в виде комплекса электродуговой печи и энергетический блок.

Природа, механизм, кинетика, термодинамика и энергетика реакции восстановления железа в процессе *ORIEN* отличаются в лучшую сторону от доменной, шахтной и других восстановительных печей. Поэтому дуговая электропечь по этим параметрам является наиболее подходящим агрегатом для получения железа прямого восстановления.

Процесс *ORIEN*, предусматривающий предварительное объединение восстановителя – углерода C с оксидами железа, подачу их в печь по ходу плавления и загрузки в наиболее горячие центральные зоны электродуговой печи, создает необходимые и достаточные условия для полного использования восстановительного потенциала углерода и минимизации его расхода до уровня, близкого к термодинамическому.

Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте технологическую схему переработки железной руды перед плавкой.
2. В чем сущность выщелачивания ценных компонентов руды?

3. Назовите и охарактеризуйте типы выщелачивания ценных компонентов руды.
4. В чем заключаются преимущества непрерывного выщелачивания ценных компонентов руды?
5. Охарактеризуйте технологическую схему рудоподготовки на установке кучного выщелачивания.
6. Какова роль флюсов в доменном производстве?
7. Какие требования предъявляются к флюсам?
8. Перечислите отходы металлургического производства, используемые в качестве железосодержащего сырья.
9. Дайте общую характеристику железных руд, их основные разновидности и химический состав.
10. Перечислите стадии подготовки железных руд перед плавкой в доменной печи.
11. Как влияет подготовка сырья на доменный процесс?
12. Укажите способы дробления и измельчения железных руд. Разберите принцип действия дробилок и мельниц.
13. Укажите основные способы, используемые для обогащения железных руд.
14. Объясните, в чём сущность процесса магнитной сепарации. Укажите применяемое оборудование.
15. Опишите процесс получения офлюсованного агломерата. Назовите составляющие шихты для агломерации.

16. Изложите технологию производства окатышей. Назовите составляющие шихты, применяемое оборудование и принцип его работы.
17. Объясните, как влияет применение агломерата и окатышей на доменный процесс, производительность доменной печи и расход топлива.
18. Какие химические реакции происходят при агломерации?
19. Назовите основные части и зоны доменной печи.
20. Что называют шлаками? Назовите состав шлака.
21. Для чего служат колошник, горн в доменной печи?
22. В какой части доменной печи происходят процессы размягчения и восстановления железа?
23. Какова функция фурм доменной печи?
24. Какой продукт образуется в верхней части горна доменной печи, где приток кислорода достаточно велик и кокс сгорает?
25. Напишите формулу преобразования окислов железа в чугун.
26. Для какой цели служит засыпной аппарат?
27. По какому принципу работает доменная печь?
28. Из каких этапов состоит процесс производства чугуна в доменной печи?
29. Назовите основные химические процессы в доменной печи.
30. В чем заключается различие прямого и косвенного восстановления железа в доменной печи?

31. Назовите причины опускания материалов по всему сечению доменной печи.
32. Что является продуктами доменной плавки?
33. Каких типов выпускается чугун в доменной печи?
34. Чем отличается литейный чугун от передельного?
35. Назовите основные методы интенсификации доменного процесса.
36. Какие показатели изменяются при обогащении дутья доменной плавки кислородом?
37. Что изменяется при вдувании природного газа в домну, в том числе с повышенным давлением?
38. Опишите процессы, проходящие в доменной печи при нагреве шихты, удалении влаги, летучих и разложении углекислых соединений.
39. Укажите, каковы физико-химические основы восстановительных процессов в доменной печи.
40. В чём различие прямого и косвенного восстановления железа?
41. По каким реакциям происходит восстановление оксидов железа?
42. Опишите условия восстановления кремния, марганца, фосфора в доменной печи.
43. Охарактеризуйте поведение серы в доменной печи.
44. В результате каких реакций удаляется сера из чугуна в доменной печи?
45. Охарактеризуйте процессы, протекающие в горне доменной печи.
46. Как происходит образование доменного шлака?

47. Какое значение шлаков в доменном производстве?
48. Опишите процессы науглероживания железа и получение чугуна в доменной печи.
49. Приведите характеристику и назначение продуктов доменного процесса.
50. Охарактеризуйте побочные продукты доменной плавки. Где их используют?
51. Назовите прерывания доменной плавки, которые могут привести к возможным сбоям в работе доменной печи.
52. Охарактеризуйте процесс бесдоменного производства чугуна *Corex*.
53. Охарактеризуйте процесс бесдоменного производства чугуна *Finex*.
54. Охарактеризуйте процесс бесдоменного производства чугуна *Hismelt*.
55. Охарактеризуйте процесс бесдоменного производства чугуна Ромелт.
56. Охарактеризуйте инновационный процесс бесдоменного производства ORIEN.
57. Охарактеризуйте особенности процесса ORIEN.
58. В чём заключаются основные преимущества процессов бесдоменного производства чугуна *Corex*, *Finex*, *Hismelt* и Ромелт.
59. В чём заключаются особенности металлургической природы процесса ORIEN?

Глава 3

СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

В настоящее время доменная печь, как агрегат высокой производительности и весьма экономичный, не имеет конкурентов. Однако доменное производство имеет существенные недостатки: необходимость использования каменноугольного кокса и использование железорудного сырья в виде достаточно прочного кускового материала (агломерата), т.е. для функционирования доменного производства необходимы добыча коксующихся углей, коксохимическое производство, обогащение железных руд, агломерационное производство и т.д. Все это, помимо чисто производственных затрат, связано с решением серьезных экологических проблем.

В настоящее время все большее внимание в мире и развитие получают процессы внедоменного (бескоксового, прямого) получения металла преимущественно вследствие следующих причин [23]:

- дефицита и дороговизны коксующихся углей, ухудшения их качества, отсутствия во многих регионах мира;
- стремления более рационально использовать топливно-энергетические ресурсы и необходимости увеличения в черной металлургии доли наиболее экономичных видов топлива – газа, нефти, некоксующихся углей;

- ограниченности ресурсов скрапа гарантированной чистоты и стабильного состава;

- постоянно возрастающих требований к качеству металла и возможности достижения более высокого качества стали при использовании для ее выплавки металлургического сырья вместо скрапа вследствие повышенной чистоты металлургического сырья по вредным примесям, и, особенно, примесям цветных металлов;

- возможности организации маломасштабной металлургии (строительства мини-заводов) и расширения экономико-географических районов рентабельного металлургического производства на основе получения и использования металлургического сырья, что особенно важно для многих развивающихся стран;

- ужесточение требований к охране окружающей среды, которым бескоксовая металлургия удовлетворяет в большей степени, чем традиционная коксодоменная технология по двухступенчатой схеме чугуна – сталь.

При производстве сталей ответственного назначения, требующих высокой чистоты по примесям цветных металлов, необходимы материалы, практически не содержащие вредных примесей не только серы и фосфора, но и таких цветных металлов как цинк и свинец. Материал, полученный непосредственно из железных руд в результате глубокого обогащения железных руд, сегодня имеет возможности получения не только высокого содержания железа в концентратах, но и заметного очищения их от серы и фосфора. При обычной доменной плавке эти пре-

имущества не могут быть использованы, учитывая такие существенные недостатки доменного производства, как необходимость использования каменноугольного кокса (особенно в отношении содержания серы в коксе) и железорудного сырья в виде достаточно прочного кускового материала (агломерата).

В свете таких обстоятельств организация прямого получения железа непосредственно из железной руды, минуя доменную печь, представляет собой заманчивую инженерную технико-технологическую задачу, решение которой имеет реальные перспективы реального удовлетворения жестких экологических требований рентабельного процесса металлургического производства. Вследствие ужесточения экологического контроля за металлургическим производством и, одновременно, в связи с необходимостью иметь шихтовые материалы, чистые от примесей цветных металлов, непрерывно растут масштабы внедоменного (прямого) производства железа и расширяется фронт исследовательских работ в этом направлении.

Преимущества получения железа непосредственно прямым способом:

1. Имеется возможность не расходовать металлургический кокс, а заменить его другими разновидностями топлива.
2. Возможность получать металл в чистом виде, полностью освобожденный от примесей, в т.ч. фосфора, серы.
3. Высокое содержание железа (до 72 %) концентратах.

4. Возможность применять руду, содержащую ценные компоненты (хром, ванадий, никель).

5. Эффективно для производства губчатого железа. Оно применяется в процессах выплавки стали, а также для изготовления железного порошка.

Физические свойства железа прямого восстановления (металлизированные материалы) и стального лома различаются в основном по следующим физическим свойствам: размеру кусков, кажущейся плотности, удельной поверхности (таблица 3.1). Производными от этих свойств являются различия в теплопроводности, прочности. Для характеристики железа прямого восстановления важное значение имеет такой показатель, как скорость окисления при нормальных и повышенных температурах, не являющаяся чисто физическим свойством, но в значительной мере зависящая от последних [29].

Таблица 3.1 – Физические свойства железа прямого восстановления и стального лома [29]

Материал	Размер кусков, мм	Насыпная масса, т/м ³	Кажущаяся плотность, г/см ³	Общая пористость, %
Металлизированные окатыши	3–20	1,6–2,1	2,7–3,3	45–70
Металлизированная руда	3–20	1,8–2,1	3,5–3,9	45–50
Брикеты:				
холодного брикетирования	До 70	2,8	4,0	25–30
горячего „	„ 70	3,2	5,8	15–20
Лом стальной	6–2500	0,5–2,9	–	–

Величина кусков металлизированных окатышей или руды, используемых при выплавке стали, лежит обычно в пределах 3–20 мм. Нижний предел ограничивается из со-

ображений уменьшения выноса пыли при непрерывной загрузке, а также повышенного окисления при плавлении. Максимальный размер кусков определяется, исходя из способа загрузки материалов в печь и допустимой крупности исходного сырья для агрегатов прямого восстановления.

При использовании металлизированных окатышей доля фракции 8–15 мм обычно составляет 86–93 %. Некоторые сорта руд и окатышей склонны к растрескиванию при восстановлении, поэтому количество мелких фракций (3–8 мм) может возрасти до 30 %, однако такой случай нельзя считать типичным.

Насыпная масса и кажущаяся плотность. Насыпная масса окатышей изменяется в сравнительно узких пределах (см. таблицу 3.1) и превышает характерный для амортизационного лома хорошего качества показатель от 1,2 до 1,5 т/м³. Поэтому эффективность использования емкости бункеров и закроев в случае использования окатышей выше, чем лома. Наиболее высокой насыпной массой обладают брикеты из металлизированных материалов [29].

Высокое значение пористости у металлизированных материалов (45–70 %) обусловлено пористостью исходных железорудных материалов (у окатышей может достигать до 30 %) и уменьшением объема окислов в результате восстановления.

Значение кажущейся плотности сказывается при плавлении металлизированных окатышей с непрерывной загрузкой в жидкую ванну. Частицы материала с плотностью,

более высокой, чем плотность жидкого шлака (от 2,8 до 3,3 г/см³), плавятся быстрее, чем с меньшей, поскольку они погружаются на границу раздела шлак – металл, где теплопередача по сравнению со шлаком выше.

Характерной особенностью губчатого железа является очень большая удельная поверхность, включающая внешнюю поверхность кусков и внутреннюю поверхность открытых пор (последняя превышает первую на несколько порядков).

Удельная поверхность металлизированных материалов составляет 0,2–1,0 м²/г, в отдельных случаях достигая величины 3 м²/г. Для стального лома указанная величина имеет значения 1,5–300 м²/т, что существенно сказывается в различии скоростей окисления губчатого железа и лома.

Большая величина удельной поверхности железа прямого восстановления объясняется высокой пористостью и очень малым размером пор, возникающих в результате изменения кристаллографической структуры при превращении окислов в металлическое железо. Размер микропор изменяется в основном в пределах 0,1–6 мкм, причем в среднем более 90 % объема приходится на поры размером более 1 мкм.

Прочность металлизированных окатышей на раздавливание зависит от свойств обожженных окатышей (прочности, состава) и температуры восстановления. Для неофлюсованных окатышей она находится в пределах 490–1470 Н/окатыш. Указанный минимальный уровень прочности обеспечивает транспортировку, складирование и за-

грузку окатышей в сталеплавильные агрегаты с образованием относительно небольшого количества мелочи.

Для отдельных окатышей и кусков губчатого железа коэффициент теплопроводности варьируется от 2,3 до 9,3 Вт/(м·К)). Теплопроводность компактного железа составляет 29–70 Вт/(м·К), а легковесной шихты (лист, проволока, стружка) – 0,87–2,3 Вт/(м·К), т.е. последняя имеет один порядок с шихтой из губчатого железа.

Низкой теплопроводностью в сочетании с большой удельной поверхностью и химической активностью восстановленного железа определяют повышенную склонность к окислению шихты из губчатого железа. Температура начала интенсивного окисления в зависимости от способа и температуры восстановления находится в пределах 170–300 °С. При указанных температурах поступление тепла от окисления превышает скорость отвода его теплопроводностью.

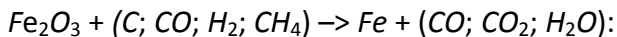
Величина угла естественного откоса окатышей составляет 34–40 °, для мелочи этот показатель несколько выше. Губчатое железо со степенью металлизации более 80 % и содержанием пустой породы менее 12 % обладает достаточной электропроводностью для зажигания на нем дуги в электропечи без принятия специальных мер.

Продукты прямого восстановления магнитны. При погрузке электромагнитом металлизированных окатышей достигается не меньшая производительность, чем при погрузке стального лома хорошего качества.

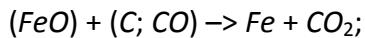
3.1. Способы промышленного решения проблемы прямого получения железа

Решение проблемы получения (в промышленных масштабах) железа, минуя доменный процесс, осуществляется, в основном, следующими способами:

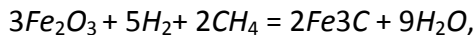
1) восстановление железа из твердых железорудных материалов (твёрдофазное восстановление) взаимодействием с твердыми или газообразными восстановителями по реакциям:



2) восстановление железа в кипящем железистом шлаке (жидкофазное восстановление) по реакциям



3) получение из чистых железных руд карбида железа по реакции:



когда процесс протекает при температуре $\approx 600^\circ C$ и давлении ≈ 4 атм (0,4 МПа), получают зерна 0,1–1,0 мм, содержащие $> 90\%$ Fe_3C .

Под процессами **прямого получения железа** понимают такие химические, электрохимические или химико-термические процессы, которые дают возможность непосредственно из руды, минуя доменную печь, получать металлическое железо в виде губки, порошка или жидкого металла, т.е. основным продуктом прямого восстановления является железорудный материал, в котором большая часть находится в металлическом виде.

В настоящее время предложено более 20 различных способов прямого получения железа [24].

При большой степени металлизации продукт прямого восстановления называется **губчатым железом**, при более низкой (до 90–94 % металлического железа) – **металлизированным сырьем**.

Железо прямого восстановления (губчатое железо) в основном производят в виде металлизированных окатышей: холодных CDRI (Cool Direct Reduced Iron) или горячих HDRI (Hot Direct Reduced Iron), а также горячебрикетированного железа HBI (Hot Briquetted Iron), внешний вид которых представлен на рисунке 3.1 [24].

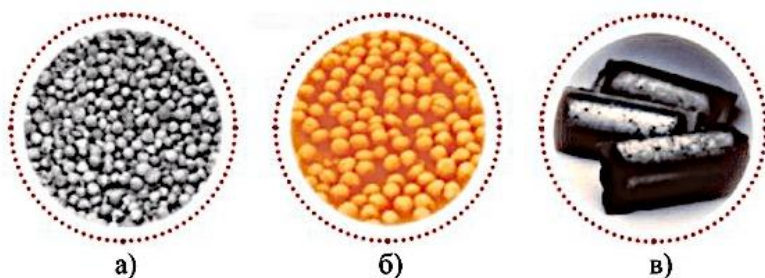


Рисунок 3.1 – Внешний вид железа прямого восстановления CDRI (а), HDRI (б) и HBI (в) [24]

Окатыши CDRI (рисунок 3.1, а) получают в основном в шахтных печах с охлаждением в нижней части печи до 50° С, после чего отправляются на склад.

Окатыши HDRI (рисунок 3.1, б) выгружаются из установки прямого восстановления в горячем состоянии и загружаются в расположенную рядом электропечь при температуре 600 °С и выше.

Горячебрикетированное железо НВІ (рисунок 31, в) получается путем прессования брикетов размерами 30×50×110 мм в формы в виде подушек из металлизированного продукта, который выгружается из печи при температуре около 700 °С [24].

Процессы внедоменного (прямого) получения металла разделены на два больших класса: твердофазные и жидкофазные. В твердофазных процессах удаление кислорода из руды при использовании газообразного или твердого восстановителя происходит при температурах ниже температуры размягчения компонентов шихты. В высокотемпературных процессах восстановление оксидов железа частично происходит при температурах расплавления, а довосстановление – при температуре плавления оксидной и металлической фаз.

Основным назначением металлизированного продукта является переплав в дуговых сталеплавильных печах. В качестве исходного железорудного сырья используют агломерат, окатыши, а в качестве восстановителя – твердое топливо или газ, содержащий H_2 и CO .

По первому способу (твёрдофазного восстановления) в мире работает несколько десятков (общей мощностью около 30 млн т/год), по второму и третьему (жидкофазному восстановлению) – несколько промышленных и полупромышленных установок. В течение почти двух последних десятилетий XX в. и двух начальных десятилетий XXI в. производство металлизированного сырья постоянно возрастало, практически удваиваясь каждые 5–7 лет. За пери-

од 1990–2000 гг. оно увеличилось почти в 2,5 раза. При этом среднегодовые темпы роста составили 7,5–8 %, а в отдельные периоды достигали 13–16 % [23].

Крупнейшим регионом по производству металлургического сырья является Латинская Америка, на долю которой приходится ≈ 40 % всей продукции бескоксовой металлургии. Кроме нее, крупными производителями являются Ближний Восток и Северная Африка, а также Азия. Основные страны, на долю которых приходится ≈ 60 % общего объема производства металлургического сырья, – Венесуэла, Мексика, Индия, Иран и Саудовская Аравия.

В России на базе прямого восстановления работает металлургический комбинат (ОЭМК) в г. Старый Оскол (ввод в эксплуатацию в 1983 г.), металлургические окатыши которого по качеству являются лучшими в мире.

В связи с ужесточением экологического контроля за металлургическим производством и, одновременно, в связи с необходимостью иметь шихтовые материалы, чистые от примесей цветных металлов, масштабы внедоменного производства железа непрерывно растут, одновременно расширяется и фронт исследовательских работ в этом направлении.

3.2. Процессы твёрдофазного восстановления

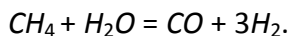
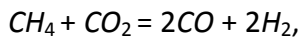
3.2.1. Производство железа в шахтных печах – технология металлизации Мидрекс

Основным и наиболее распространенным способом процесса твёрдофазного восстановления, а также наибо-

лее промышленно-освоенным в мире и в нашей стране является **технология металлизации Мидрекс** (рисунок 3.2). *Мидрекс*-процесс (или *DRI*-технологии – Direct Reduce Iron – технологии прямого восстановленного железа) хорошо изучены и имеет немало бизнес внедрений в различных странах мира (в том числе и в РФ).

Этот процесс осуществляется в невысоких шахтных печах (объем 200 м³ высотой 10–14 м и диаметром от 3,0 до 3,5 м) или ретортах с использованием конвертированного природного газа. В 2001 г. на установках *Мидрекс* было получено 26,8 млн т металлizedированного сырья, что составляет 66,2 % от мирового производства.

Конверсия природного газа состоит в превращении углеводородов путем их разложения на водород и углерод с последующим дожиганием углерода до состояния *CO* при помощи углекислого газа и водяных паров по следующим реакциям:



В конвертер 4 подается смесь природного и колошниковых газов. Конвертер представляет собой футерованный изнутри рекуператор прямоугольной формы, в котором установлены трубы из жароупорной стали, заполненные кусковыми глиноземистыми огнеупорами, пропитанными никелевым катализатором. Снаружи трубы разогреваются сжиганием колошниковых газов. В этих трубах при температуре 1000 °С природный газ при помощи *CO*₂ колошниковых газов конвертируется в восстановительный

газ, содержащий 30 % CO и 70 % H_2 . Восстановительный газ подается в шахтную печь 7 снизу, а сверху производится загрузка железорудного материала в виде окатышей. Исходное сырье должно содержать более 66 % железа и очень мало кремнезема.

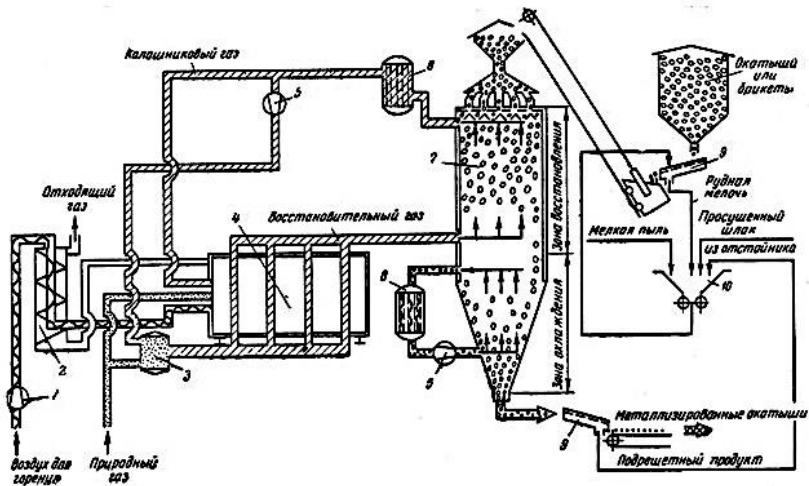


Рисунок 3.2 – Технологическая схема процесса «Мидрекс» [23]:

- 1 – воздуходувка; 2 – теплообменник; 3 – смеситель газов;
- 4 – конвертер; 5 – компрессор; 6, 8 – скруббер для коллоидного газа; 7 – шахтная печь; 9 – вибрационный грохот; 10 – брикетерочный пресс

Восстановительный газ отсасывается из верхней части зоны восстановления, подвергается очистке и охлаждению в скруббере и далее треть объема этого газа поступает в конвертер для конверсии природного газа. Температура окатышей в зоне восстановления $760^{\circ}C$, на выходе из печи $40^{\circ}C$. Продолжительность пребывания в зоне

восстановления 4–6 ч. Суммарная длительность пребывания окатышей в печи 8–12 ч.

Полученные металлизированные окатыши выгружают из печи снизу. Их хранят в бункере, заполненном инертным газом. На производство 1 т сырья расходуется 9,7–11 ГДж природного газа, 80–130 кВт.ч электроэнергии. Степень металлизации составляет 93–96 %.

В 1980-е г.г. XX в. процесс *Мидрекс* был модернизирован. В результате этого охлаждение окатышей в печи было заменено горячим брикетированием, для чего под шахтой размещаются брикетировочные прессы и оборудование для разделения брикетов размеров 30x50x100 мм с последующим охлаждением. В отличие от металлизированных окатышей они не подвержены вторичному окислению и опасности самовозгорания. Вдувание кислорода в поток горячего восстановительного газа приводит к значительному росту температуры газа и шихты, что приводит к росту производительности более чем на 12 %.

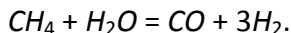
3.2.2. Производство железа в периодически действующих ретортах – технология HYL/Energiron

Другим способом металлизации (твёрдофазного восстановления) является разработанный в Мексике на базе классического процесса Хил-I в периодически действующих ретортах, процесс Хил-III, особенностями которого являются повышенное давление и температура восстановительного газа.

Основная особенность процесса технологии HYL – применение паровой конверсии природного газа, осуще-

ствляемой в аппаратах, в которых расположена кирпичная насадка с добавкой никеля в качестве катализатора.

Конверсия протекает по реакции:



Газ перед конверсией подвергается десульфурации.

Установка Хил-1 (рисунок 3.3) включает четыре реторты 11 (I – IV), ёмкость каждой из которых составляет от 100 до 150 т.

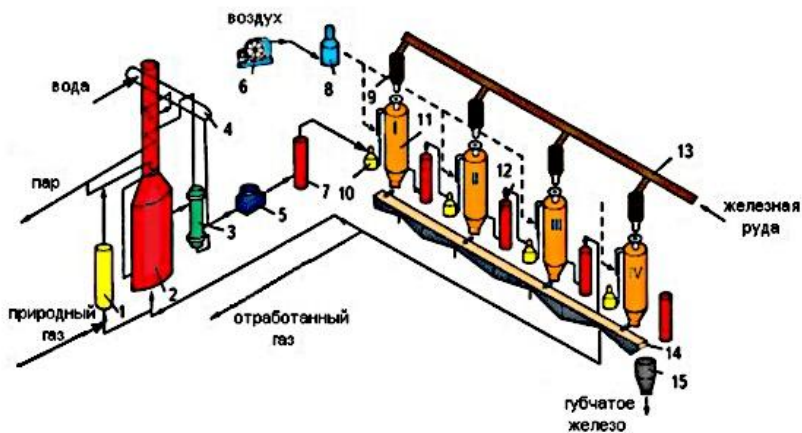


Рисунок 3.3 – Схема установки HYL [25]:

- 1 – десульфуратор природного газа; 2 – установка конверсии;
- 3 – котел-утилизатор; 4 – барабан для производства пара;
- 5 – воздушный охладитель; 6 – воздуходувка; 7 – скруббер;
- 8 – воздухонагреватель; 9 – загрузочный бункер;
- 10 – нагреватель газа; 11 – реторты (I – IV); 12 – скруббер;
- 13 – конвейер подачи руды; 14 – конвейер уборки губчатого железа; 15 – сборный бункер губчатого железа

Получаемый конвертированный газ содержит около 14 % CO , 58 % H_2 , 21 % H_2O и 4–5 % CO_2 . Горячий газ проходит через котел-утилизатор и освобождается от паров воды. Сухой конвертированный газ содержит около 73 % H_2 ,

15–16 % CO и 6–7 % CO_2 . Он подогревается до температуры 980–1240 °С в трубчатых рекуператорах, отапливаемых газом, выходящим из агрегатов восстановления. В этих агрегатах окатыши или руда нагреваются в результате использования физического тепла восстановительного газа, и при температуре 870–1050 °С происходит восстановление железа водородом и оксидом углерода.

На первых установках в качестве агрегатов восстановления применялись реторты (рисунок 3.4), которые переставляются с одной позиции на другую, что обуславливает циклический характер процесса, состоящего из последовательных операций загрузки, нагрева и восстановления шихты, охлаждения и выгрузки губчатого железа.

Реторты загружают и подают газ сверху. В качестве сырья используют чистые руды, содержащие ≥ 60 % железа, крупностью 12–50 мм.

Восстановление ведется в неподвижном слое кусковой руды или окатышей при избыточном давлении 0,35–0,4 МПа и температуре 870–1040 °С. Нагрев руды и компенсация тепловых потерь процесса осуществляют за счет физического тепла восстановительного газа, который нагревают до 980–1240 °С. При выдержке 4–6 часов средняя степень металлизации железа составляет 85 %. Выгрузку губчатого железа производят снизу специальными скребками. Губчатое железо поступает на конвейер, осуществляющий транспортировку губки в сталеплавильное отделение.

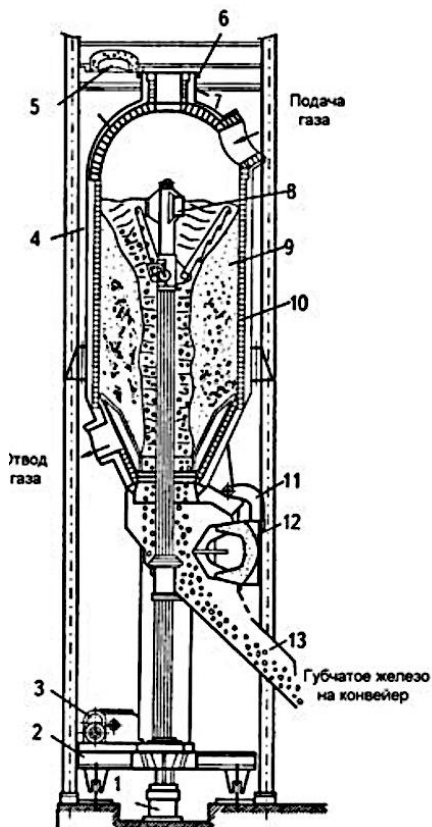


Рисунок 3.4 – Схема конструкции реторты [25]:

- 1 – гидравлический цилиндр; 2 – тележка; 3 – привод;
- 4 – кожух; 5 – крышка; 6 – загрузочная горловина; 7 – площадка для обслуживания;
- 8 – резец с рычагом для удаления губчатого железа; 9 – губчатое железо; 10 – футеровка; 11 – механизм управления откидным днищем; 12 – откидное днище;
- 13 – разгрузочный желоб

В каждой из четырех реторт протекают различные процессы. В одной реторте происходит предварительный нагрев и восстановление шихты газом, выходящим из дру-

гих реторт и прошедшим освобождение от H_2O , и подогрев. В двух ретортах происходит довосстановление железа подогретым газом, получаемым в конверсионной установке. В четвертой происходит науглероживание губчатого железа. Готовое железо поступает на конвейер, а в освобожденную реторту загружают исходную шихту.

Степень восстановления железа в готовом продукте составляет 75–92 %. На 1 т продукта (губчатого железа) затрачивают 600 м³ природного газа и около 36 МДж электроэнергии.

К недостаткам метода относят:

- периодичность процесса;
- неравномерность металлизации по высоте;
- низкая степень металлизации в сравнении с процессами, осуществляемыми в шахтных печах.

3.2.3. Производство железа на движущейся колошниковой решетке

Процесс получения железа на движущейся колосниковой решетке (рисунок 3.5) несколько напоминает работу агломерационной машины. В этом случае конвертируемый газ проходит сверху вниз через слой шихты. Существует разновидность процесса получения железа на движущейся колосниковой решетке, когда вместо конвертированного газа используют твердый восстановитель (каменный уголь, кокс и т.д.). В этом случае сырые окатыши в головной части установки сушат рециркулируемыми газами, после чего окатыши поступают в зону обжига, где в ре-

зультате просасывания горячих газов происходит нагрев и восстановление оксидов железа [24–25].

Основным преимуществом этого процесса является возможность подавать в установку для восстановления неупрочненные обжигом окатыши. Недостатком этого процесса является загрязнение губчатого железа пустой породой, серой и фосфором твердого топлива.

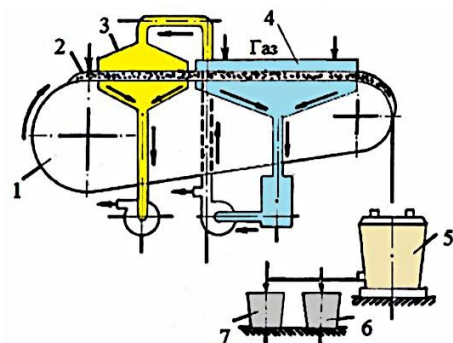


Рисунок 3.5 – Схема процесса получения железа на движущей колосниковой решётке [24–25]:

- 1 – обжиговая конвейерная машина; 2 – шихта; 3 – зона сушки;
4 – зона обжига и восстановления; 5 – электропечь; 6 – ковш для жидкого металла; 7 – ковш для шлака

3.2.4. Производство железа во вращающихся трубчатых печах

Еще одной разновидностью процесса с использованием твердого восстановителя является способ получения железа во вращающихся трубчатых печах (рисунок 3.6).

Вращающиеся печи получили применение в промышленном масштабе для металлизации железорудных материалов главным образом потому, что позволяют пе-

рерабатывать различные руды по химическому и фракционному составу (руды, окатыши, концентраты, пыли, шламы и др.), а в качестве топлива и восстановителя применять коксовую мелочь и уголь всех марок [26].

Вместе с железорудным сырьем в печь загружают уголь в качестве восстановителя, известняк или доломит в качестве десульфуратора. Восстановитель загружают в печь в количестве, превышающем теоретически необходимое для удаления кислорода руды (часть избыточного восстановителя используется как топливо и для защиты металлического железа от вторичного окисления).

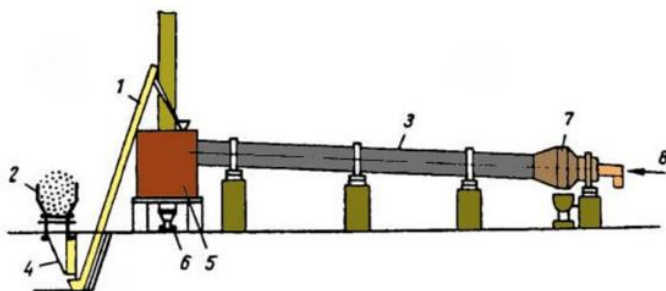


Рисунок 3.6 – Схема установки с применением трубчатых вращающихся печей [24–25]:

- 1 – элеватор; 2 – исходная шихта; 3 – вращающаяся печь;
- 4 – вибропитатель; 5 – пылеуловитель; 6 – уборка пыли;
- 7 – зона горения топлива и плавления материалов; 8 – горелка

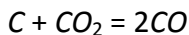
Поскольку процесс восстановления оксидов железа твердым углеродом эндотермичен, вращающиеся печи отапливаются путем сжигания над слоем шихты газообразного, жидкого или твердого топлива в горелке, расположенной в разгрузочном торце печи, или в горелках, рас-

положенных на корпусе по длине печи. При этом сжигание топлива в обоих случаях проводится с недостатком воздуха. Остальной воздух, необходимый для сгорания топлива и дожигания оксида углерода, выделяющегося из шихты при восстановлении, вдувается через фурмы, расположенные на корпусе печи, что позволяет регулировать температуру по ее длине. В зависимости от свойств железорудных материалов и золы топлива-восстановителя (опасность настылеобразования) температура нагрева шихты составляет 1000–1100 °С.

По мере продвижения шихты от загрузочного конца трубчатой печи к разгрузочному, навстречу газообразным продуктам горения, происходит восстановление оксидов железа. Восстановление протекает в основном через газовую фазу при участии твердого углерода.

Степень восстановления наиболее быстро растет в середине и замедляется к концу печи. К концу процесса восстановления, когда образование оксида углерода уменьшается, создаются условия, способствующие проникновению в шихту окислительных газов. В связи с этим напыляемый на поверхность шихты в конце печи избыточный восстановитель предохраняет металлизированный продукт от окисления этими газами. Степень заполнения шихтой печи (сегмент) составляет обычно 10–20 %.

Для достижения высокой производительности вращающейся печи необходимо применять топливо, отличающееся хорошей реакционной способностью, т.к. реакция газификации углерода:



является определяющей в процессе восстановления оксидов железа твердым углеродом.

Потребность углерода на восстановление составляет $\approx 40\text{--}45\%$ от общего расхода углерода в печи, $25\text{--}30\%$ углерода сгорает, а оставшийся выгружается из печи вместе с металлизированным продуктом, защищая его от окисления. Общий расход восстановителя составляет $50\text{--}60\%$ массы железорудного материала.

Большую роль на производительность печи оказывает теплопередача от газов к слою шихты. Тепло от газового потока передается шихте и футеровке.

По мере повышения температуры к концу печи (зона восстановления) решающую роль в теплообмене начинает играть излучение, с помощью которого передается максимальное количество тепла ($> 90\%$). В интенсивно работающих печах теплоотдача в зонах с высокой температурой достигает $175\text{--}230$ тыс. Вт/(м²·К). В этом случае возрастает температура отходящих газов (до $800\text{--}1000$ °С) и для утилизации их тепла используют предварительный нагрев железорудной части сырья (обычно на конвейерных машинах или в шахтных подогревателях). В результате этого повышается тепловой КПД всей установки, значительно снижается расход топлива и одновременно возрастает удельная производительность печи.

На разгрузочном конце трубчатой печи восстановленный материал для предупреждения окисления охлаждается в специальном вращающемся охладителе и после

дробления и последующего магнитного обогащения используется в сталеплавильном производстве.

3.2.5. Производство железа в реакторах кипящего слоя

В основу этого способа положен эффект так называемого кипящего слоя, при котором создаются условия для хорошего контакта мелких железорудных материалов с газообразным восстановителем. Сущность явления кипящего слоя заключается в том, что если через слой зернистого материала пропускать восходящий поток газа, то при небольших скоростях газа твердые частицы будут оставаться неподвижными. Слой будет выполнять роль фильтрующего пористого элемента (рисунок 3.7, а) [27].

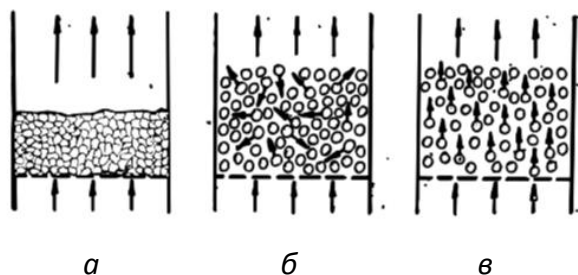


Рисунок 3.7 – Схема слоя зернистого материала при прохождении через него газового потока [27]

По мере увеличения скорости газового потока и по достижении критической величины частички начнут свободно перемещаться. Слой увеличивается в объеме и становится похожим на кипящую жидкость, наступает псевдооживление частиц (рисунок 3.7, б).

Состояние псевдооживления происходит при такой скорости газового потока, при которой статическое давле-

ние слоя будет уравновешено гидродинамическим давлением газового потока. Если превысить эту скорость, то слой из псевдооживленного состояния перейдет в состояние пневмотранспорта и будет уноситься газами (рисунок 3.7, в).

Для создания кипящего слоя под горизонтальную решетку реактора, на которую загружают исходный железорудный материал, подается горячий восстановительный газ с определенной скоростью. Эта скорость зависит от диаметра и плотности частиц и в первом приближении пропорциональна квадратному корню из произведения диаметра частицы на её плотность.

Процессы получения железа в реакторах кипящего слоя имеют ряд недостатков, которые оказывают значительное влияние на работу установок этого типа. К наиболее существенным из них относятся спекание частиц, нарушающее стабильность псевдооживления и очень низкая степень использования газа. Склонность частиц к слипанию начинается при достижении степени металлизации 25–30 % и заметно развивается при 50–60 %. Чем выше температура восстановления, тем выше склонность к слипанию. Слипание уменьшается при наличии на контактной поверхности оксидов железа, пустой породы, при использовании крупнозернистой руды или окатышей, увеличении скоростей газа, восстановлении руды в смеси с неспекающимися материалами, создании на поверхности частиц предохранительной пленки в виде карбидов железа или сажистого углерода.

Чтобы предотвратить спекание восстановленного железа процесс ведется при низкой температуре (около 500 °С) с пропуском через реактор большого количества восстановительного газа. В результате восстановительный процесс сопровождается большим расходом газа и тепла. Железо полученное при этой температуре, характеризуется повышенной пирофорностью (самовозгораемостью на воздухе). Для предотвращения пирофорности полученное железо нагревают до 820–880 °С с последующим охлаждением в восстановительной или нейтральной атмосфере.

Наиболее эффективным способом борьбы со слипанием является применение крупнозернистых материалов: использование сырья фракцией > 4 мм, температура процесса может быть поднята до 900 °С с достижением степени металлизации до 97 %. Однако это связано с повышением расхода газа и пониженной степенью его использования, что является само по себе недостатком процессов кипящего слоя вследствие низкой температуры восстановления и невозможности организации противотока. При восстановлении водородом степень использования его не превышает 5–10 % (температура восстановления 480–540 °С), поэтому восстановление целесообразно проводить в двух- или трехподовых реакторах с использованием рециркуляции газа (рисунок 3.8).

Процесс Fior реализован в виде промышленного модуля производительностью 400000 т/год в г. Пуэрто-Ордас (Венесуэла).

Упрощенная технологическая схема процесса (рисунок 3.8) включает 4 реактора со взвешенным слоем, из которых один используется только для нагрева руды, а остальные три — для ее восстановления с использованием принципа противоточного массообмена.

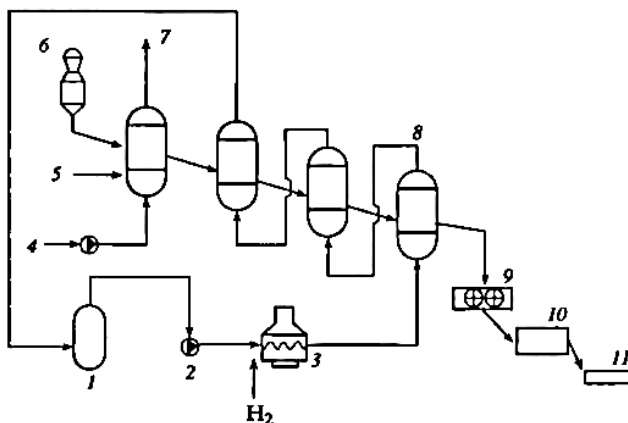
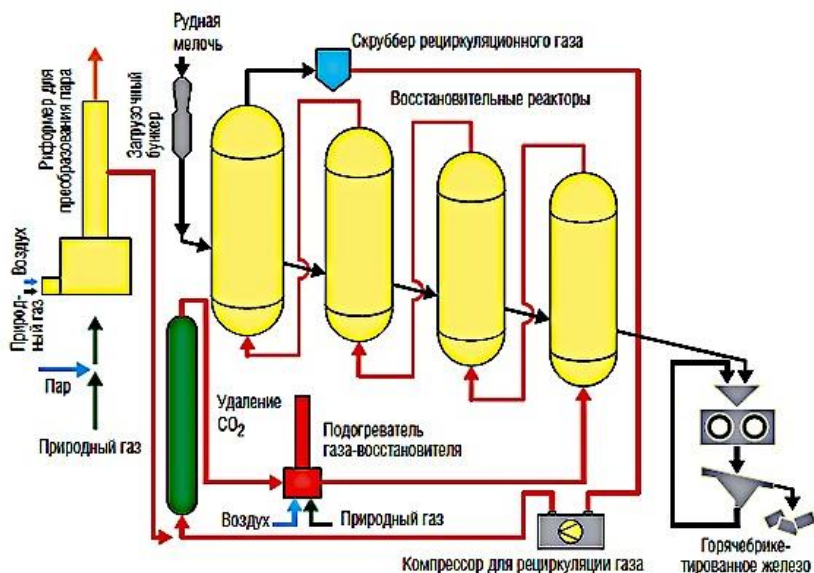


Рисунок 3.8 – Технологическая схема процесса *Fior* [27]
 1 – скруббер; 2 – компрессор; 3 – нагреватель газа восстановительного; 4 – воздух; 5 – природный газ; 6 – железная руда; 7 – отходящий газ; 8 – реакторы восстановительные; 9 – брикет-прессы; 10 – барабанный грохот; 11 – охладитель

Восстановительный газ получают путем очистки от CO_2 и H_2O отходящего газа из первого восстановительного реактора, компремируют его и добавляют к нему водород. После нагрева до заданной температуры восстановительный газ поступает в последний восстановительный реактор, где завершается процесс восстановления оксидов железа и образуется губчатое железо, которое брикетируют, подвергают грохочению и охлаждают.

На производство губчатого железа в г. Пуэрто-Ордас расходуется порядка 3,4 млрд м³ природного газа или 12 % от годового объёма добычи.

Процесс *Finmet* разработан совместными усилиями специалистов фирм *FIOR* (Венесуэла), «*VAI*» (Австрия) и первоначально испытывался в лабораторных условиях и на пилотной установке в Линце, а затем отдельные элементы оборудования и технологии нового процесса (рисунок 3.9) испытывали на действующем заводе Ног (Венесуэла). В конечном счете этот процесс является усовершенствованным процессом *Fior*.



Процесс *Finmet* – это процесс прямого восстановления железной руды в кипящем слое, основанный на при-

менении неагломерированной рудной мелочи в качестве шихты и природного газа для выработки восстановительного газа. Его преимуществом является возможность использования неокускованного сырья.

Агрегат состоит из четырех восстановительных реакторов кипящего слоя, каждый из которых последовательно проходит шихта, состоящая из железорудной мелочи (фракции менее 12 мм). По мере передачи от первого реактора к последнему степень металлизации увеличивается до 91–92 %.

Для создания кипящего слоя в реактор подают горячий восстановительный газ с определенной скоростью. Температура восстановления не высока – 500 °С, чтобы исключить спекание железорудной мелочи. Однако полученное губчатое железо при такой температуре отличается повышенной пирофорностью (самовозгораемостью на воздухе). Поэтому полученное железо необходимо нагревать до температур 820–880 °С, а затем охлаждать в среде нейтральных газов.

Первый завод, применяющий процесс *Finmet*, был построен в Западной Австралии фирмой «BHP» в 20 км от г. Порт-Хедленд. Завод пущен в 1999 году и к концу января 2000 года произвел 400000 т брикетированного губчатого железа. В 2000 году начал работать второй завод, применяющий процесс *Finmet*, построенный фирмой «ORINOCO IRON SA.» в Пуэрто-Ордас (Венесуэла). Технологическая схема процесса *Finmet* использует принцип противоточного восстановления и теплообмена, который реализуется в

четырёх последовательно расположенных реакторах со взвешенным слоем. В модуле *Finmet* производительностью 500000 т/год диаметр реактора равен 4,5 м.

Содержание углерода в губчатом железе можно регулировать составом газа, подаваемого в реактор на заключительной стадии процесса.

Восстановительный газ получают из природного газа путем паровой конверсии. В модуле *Finmet* производительностью 1 млн т губчатого железа в год используется один реформер и два восстановительных блока из 4-х реакторов каждый. Отходящий из верхнего реактора (колошниковый) газ очищается от пыли, компремируется и рециклируется. Часть газа используется в качестве топлива для подогрева восстановительного газа.

Мелкодисперсное губчатое железо из последнего реактора транспортируется пневмотранспортом к валковым брикет-прессам. Брикетирование производится при температуре губчатого железа 650 °С. Получаемые брикеты имеют плотность не менее 5,0 г/см³ и насыпную массу 2,8 т/м³. После грохочения в барабанном грохоте брикеты охлаждаются на ленточном охладителе сжатым воздухом и поступают на склад. Мелочь губчатого железа рециклируется в отделении брикетирования. Мощность одной линии брикетирования составляет около 1 млн т в год. Брикеты можно хранить на открытом воздухе. В отличие от брикетов, получаемых из металлизированных окатышей, брикеты *Finmet* однородны по размеру и форме, не образуют мелочи, не имеют пустот и имеют более высокую на-

сыпную массу и плотность. Все это существенно повышает технико-экономические показатели работы электросталеплавильных печей при использовании этих брикетов.

Брикеты *Finmet* чаще всего используются при выплавке низкоуглеродистых сталей, однако, их можно применять и при выплавке средне- и высокоуглеродистых, а также легированных сталей. Низкое содержание примесей цветных металлов и серы в брикетах *Finmet* способствует повышению качества выплавляемых из них сталей, в частности, повышается деформируемость сталей и уменьшаются поверхностные дефекты. При разливке таких сталей на МНЛЗ уменьшается образование поперечных и продольноповерхностных трещин, а прокатные изделия из такой стали имеют более однородную зернистую структуру, повышенную пластичность и меньше поверхностных дефектов.

3.2.6. Производство железа в печах с вращающимся подом

Процессы получения губчатого железа с использованием некосующегося угля в камерных печах с вращающимся подом (ПВП), в которых в качестве восстановителя используется уголь, а в качестве исходных сырьевых материалов – мелкодисперсные металлургические отходы (доменные шламы, электросталеплавильные и кислородно-конвертерные отходы и отходы прокатного и литейного производств), мелкая железная руда или железорудный концентрат, начали разрабатываться в 1970-х годах [31].

В этих процессах композитные (рудоугольные) окатыши или неокускованные железосодержащие и углеродсодержащие материалы тонким слоем (15–40 мм) загружаются на вращающийся под камерной печи и быстро нагреваются до 1250–1350 °С. Благодаря высокой удельной поверхности контактов между частицами, содержащими углерод и оксиды железа, и высокой температуре восстановления железа из оксидов завершается за время одного оборота пода печи (6–12 мин). Губчатое железо непрерывно разгружается из печи при температуре около 1000 °С и затем либо охлаждается, либо брикетируется, либо горячим используется для выплавки чугуна. Недостатками процессов являются низкая производительность из-за ограничений по теплопередаче и повышенное содержание пустой породы и серы (в зависимости от вида используемого углеродсодержащего материала) в получаемых продуктах. Последнее обстоятельство делает неэффективным использование этих продуктов в качестве компонентов металлошхты при выплавке стали. По этой причине развитие этой технологии привело к созданию комбинированных процессов, завершающихся выплавкой в электропечах чугуна из губчатого железа, полученного в ПВП. Разработанные различными фирмами и опробованные на пилотных установках процессы с описанной технологией отличаются, в основном, видом используемых шихтовых материалов и типом применяемых печей [31].

Технологический процесс *Fastmet*. Основные технические и технологические решения процесса *Fastmet*

базируются на решениях разработанного в 1965 году процесса *Heat Fast*, который предназначался для получения частично металлизированных окатышей из рудоугольных окатышей.

Начиная с 1991 г., процесс в течение нескольких лет отработывался на пилотной установке (диаметр печи с вращающимся подом 2,5 м) в техническом центре фирмы «*Midrex*» (США). В качестве исходных сырьевых материалов использовали железорудный концентрат, а в качестве восстановителя — измельченный уголь, коксовую мелочь или углеродсодержащие мелкодисперсные отходы. Из смеси указанных материалов с добавлением связующего делали окатыши, которые сырыми или после сушки загружали в печь с вращающимся подом слоем в 1–3 окатыша.

Камерную печь отапливали газообразным (природный или коксовый газ), жидким или пылеугольным топливом, которое сжигали в горелках, расположенных над подом печи. Дополнительное тепло в печи выделяется при дожигании *CO*-газообразного продукта реакций восстановления оксидов железа углеродом. Скорость вращения пода (время пребывания окатышей в печи от 6 до 12 мин) регулировали в зависимости от толщины слоя окатышей и других факторов. Несмотря на короткое время пребывания, оксиды железа рудоугольных окатышей при температуре 1290–1345 °С в подовой печи на 85–95 % восстанавливаются до железа, которое частично науглероживается с образованием Fe_3C .

В течение двух лет непрерывной работы на установке достигнута производительность 80–100 кг/м²ч при степени металлизации получаемого продукта 85–95 %. Максимальная однородность по степени металлизации получаемых окатышей и максимальная производительность печи достигались при толщине слоя на поду не более 1–2 окатышей. В связи с высокой тепловой нагрузкой на под печи при тонком слое окатышей межремонтный срок работы печи определяется стойкостью огнеупорных материалов, из которых изготовлен под. Одновременно с отработкой технологии на установке в Какюгаве испытывали различные огнеупорные материалы для пода печи. В 1996 году установка была укомплектована брикет-прессом для получения брикетов из горячих металлизированных окатышей, выгружаемых из печи.

При использовании в качестве исходных сырьевых материалов в процессе *Fastmet* колошниковой пыли доменных печей, цинксодержащих доменных и конвертерных шламов шихту для окатышей готовят, пропорционируя эти шламы с учетом содержания в них углерода и качества получаемого в процессе губчатого железа. При лабораторных испытаниях путем обжига таких окатышей в трубчатой печи, позволяющей имитировать процесс *Fastmet* в печи с вращающимся подом, получили следующие результаты, (таблица 3.2).

Сжигание топлива в ПВП производится с избытком воздуха, в связи с чем отходящий из печи газ полностью окислен и содержит около 2 % кислорода. Тепло отходя-

щего газа используется для подогрева воздуха горения, подаваемого в горелки, а также для сушки окатышей или брикетов. Использование газоочистки с рукавными фильтрами и низкий вынос пыли из камерной ПВП, обусловленный неподвижностью обрабатываемого слоя окатышей, обеспечивают при переработке цинксодержащего сырья получение товарной концентрации цинка в улавливаемой пыли. Более 95 % цинка и свинца, содержащегося в перерабатываемых шламах, возгоняются и улавливаются в виде оксидов рукавными фильтрами газоочистки.

Таблица 3.2 – Химический состав, % по массе, доменных и конвертерных шламов и получаемого губчатого железа [31]

Материал	Fe _{общ}	FeO	C	S	Zn
Колошниковая пыль	40,1	19,2	31,0	0,42	0,01
Доменные шламы	33,0	10,6	31,4	0,49	0,14
Конвертерные шламы	63,2	64,4	0,74	0,10	0,43
Губчатое железо	70,5	67,2	1,13	0,35	0,004

Металлизированные окатыши, полученные на установке в Какогаве с использованием доменных шламов и конвертерных шламов, имели соответственно прочность на раздавливание (кг/окатыш) 100–150 и 50–70 при выходе мелочи губчатого железа $\leq 5\%$ и при степени удаления цинка $> 95\%$. Данная прочность вполне позволяет использовать металлизированные окатыши в качестве компонентов доменной шихты и металлошихты конвертера.

Более серьезную проблему представляет утилизация пыли электросталеплавильных печей, которая из-за высокой концентрации тяжелых металлов относится к

особо опасным веществам. Процесс *Fastmet* позволяет успешно утилизировать и эти пыли с улавливанием возгорающихся оксидов цинка и свинца.

В таблице 3.3 [31] приведены результаты лабораторных имитаций процесса *Fastmet* при использовании пыли электросталеплавильных печей в качестве исходного сырья, а также смеси этой пыли и кека фильтрпрессов доменной газоочистки.

Таблица 3.3 – Химический состав пыли ДСП, угля, губчатого железа и уловленной пыли процесса *Fastmet*

Материал	Fe _{общ}	Fe _{мет}	С	ZnO	PbO
		<i>Пыль ДСП + уголь</i>			
Пыль ДСП	32,23	0,02	1,7	24,2	4,1
Уголь	0,45	0,00	74,0	0,00	0,00
ГЖ	58,09	52,28	2,02	2,18	0,00
Пыль FASTMET	0,05	0,04	0,0	74,33	13,26
		<i>Пыль ДСП + кек фильтр-прессов ДП</i>			
Пыль ДСП	32,23	0,02	1,7	24,2	4,1
Кек фильтр-прессов ДП	33,40	0,00	35,70	1,57	0,0
ГЖ	60,92	51,78	2,0	1,57	0,0

Промышленный завод по переработке металлургических отходов по технологии *Fastmet* производительностью 192000 т/год (по отходам) был построен вблизи металлургического завода Hirohata фирмы «*Nippon Steel*» (схема материальных потоков на заводе *Fastmet* показана на рисунке 3.10, а упрощенная схема поперечного сечения и вид в плане кольцевой камерной ПВП показаны на рисунок 3.11) и начал функционировать в марте 2000 года.

Технология переработки мелкодисперсных отходов кислородно-конвертерного производства стали, содержащих оксиды железа и цинка, включает получение из этих

отходов рудугольных окатышей или брикетов и их металлизацию в ПВП (наружный диаметр печи 21,5 м, рабочая ширина пода 3,75 м). Получаемое губчатое железо (ГЖ со степенью металлизации более 90 %) используется в составе металлошихты в кислородно-конвертерном цехе металлургического завода *Hirohata*, на площадке которого построена фабрика для производства рудугольных окатышей из пыли и шламов доменного и кислородно-конвертерного цехов.

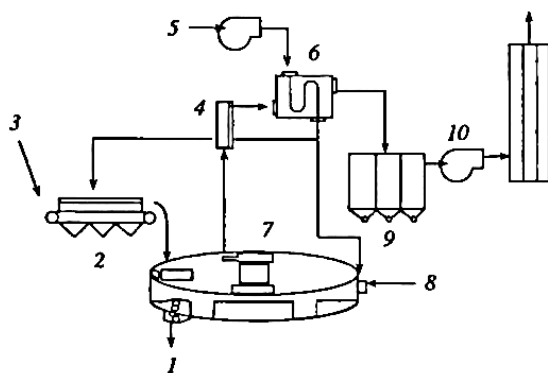


Рисунок 3.10 – Схема материальных потоков в промышленном цехе *Finmet* [31]

- 1 – горячее ГЖ; 2 – конвейерная машина для сушки окатышей;
- 3 – рудугольные окатыши из сталеплавильной пыли; 4 – газоохладитель; 5 – воздуходувная машина; 6 – подогреватель;
- 7 – ПВП; 8 – природный газ; 9 – фильтры; 10 – дымосос

Технология переработки мелкодисперсных отходов кислородно-конвертерного производства стали, содержащих оксиды железа и цинка, включает получение из этих отходов рудугольных окатышей или брикетов и их метал-

лизацию в ПВП (наружный диаметр печи 21,5 м, рабочая ширина пода 3,75 м).

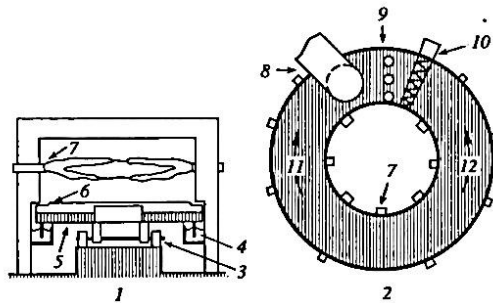


Рисунок 3.11 – Поперечное сечение и вид в плане ПВП [31]:
 1 – поперечное сечение; 2 – вид сверху; 3 – колеса;
 4 – водяной затвор; 5 – под печи; 6 – слой брикетов;
 7 – горелка; 8 – отсос отходящих газов; 9 – система загрузки;
 10 – скребковая система выгрузки;
 11 – направление потока газов; 12 – направление потока твердых материалов

Получаемое ГЖ (степень металлизации более 90 %) используется в составе металлошихты в кислородно-конвертерном цехе металлургического завода Hirohata, на площадке которого построена фабрика для производства рудугольных окатышей из пыли и шламов доменного и кислородно-конвертерного цехов. Сырые окатыши транспортируются на завод *Fastmet* грузовиками. После отсева мелочи на роликовых грохотах окатыши подсушиваются до влажности не более 0,5 % и непрерывно загружаются в ПВП. По окружности ПВП имеется 6 температурных зон, горелки в которых отапливаются природным газом. Металлизированные окатыши перед выгрузкой из ПВП проходят под плитой-холодильником и выгружаются из печи водоохлаждаемыми скребками с температурой около 1000 °С в

специальные контейнеры и транспортируются грузовиками в кислородно-конвертерный цех металлургического завода.

Сжигание топлива в горелках ПВП производится с избытком воздуха, в связи с чем отходящий из печи газ практически полностью окислен и содержит около 2 % кислорода. Отходящий газ по футерованному газоотводу отводится из печи в первичный теплообменник рекуперативного типа, где нагревается воздух до 350 °С, используемый в горелках ПВП и в агрегате для сушки окатышей. С целью снижения температуры отходящего газа до наиболее приемлемого для рекуператора уровня (1000 °С), минимизации содержания оксидов азота и дожигания оставшихся горючих компонентов (H_2 и CO) газ в первичном охладителе разбавляется воздухом и охлаждается путем орошения водой. После рекуператора отходящий газ охлаждается орошением водой во вторичном охладителе до 120 °С и поступает в систему газоочистки (рукавные фильтры), где улавливается мелкодисперсная пыль, содержание цинка в которой (в виде оксида цинка) составляет 60–65 %. Пыль продается производителям цинка в Японии по цене, составляющей примерно одну треть цены металлического цинка. Высокая температура в печи и длительное время пребывания газов в ней способствуют разложению диоксинов и фуранов, а быстрое охлаждение отходящих газов предотвращает их повторное образование. Отходящие газы после газоочистки выбрасываются в дымовую трубу эксгаустером, за счет чего в ПВП создается небольшое раз-

ряжение и предотвращаются выбросы газа из печи. Количество вредных примесей и пыли, выбрасываемых в атмосферу на заводе *Fastmet*, приведено в таблице 3.4 [31].

С момента пуска в марте 2000 года цех за 5 месяцев вышел на уровень производительности 25 т/ч (более 90 % проектной производительности). Удельная производительность ПВП составила 0,1 т/(м²ч) при средней степени металлизации губчатого железа (ГЖ) 91,9 %, что хорошо согласуется с результатами испытаний процесса на демонстрационной установке в Какогаве.

Таблица 3.4 – Количество вредных выбросов на заводе *Fastmet*

Вариант	NO _x , м ³ /ч	SO _x , м ³ /ч	Пыль, кг/ч	Диоксины, нг-ТЕQ/м ³
Гарантированный	< 3,8	< 2,7	< 2,09	< 0,1
Обычный	< 1,98	< 1,98	< 0,12	< 0,1

Средняя степень удаления цинка составила 94 %. Содержание цинка в пыли, улавливаемой рукавными фильтрами, составляет 63,4 % (или 78,9 % ZnO), что превосходит результаты, полученные на пилотной установке, где пробы пыли отбирались непосредственно из потока отходящего газа. Содержание железа в пыли рукавных фильтров не превышает 1 %. За год непрерывной работы завода (с июля 2000 по июль 2001 г.) время простоев < 10 %.

Второй коммерческий завод *Fastmet* был создан на металлургическом заводе Какогава в мае 2001 года. По количеству перерабатываемых отходов производительность завода составляет 16000 т/год, из которых:

Кек шламов доменного цеха..... 2000 т/год

Пыль кислородно-конвертерного цеха7000 т/год
 Пыль электросталеплавильного цеха.....2000 т/год
 Другие отходы..... 1000 т/год.

Химический состав перерабатываемых отходов и получаемых из них окатышей приведен в таблице 3.5, а примеры химического состава получаемого ГЖ и улавливаемой пыли приведены в таблицах 3.6 и 3.7.

Таблица 3.5 – Химический состав перерабатываемых отходов, % по массе [31]

Отходы	Fe	C	Zn	Cl	F	S	Na ₂ O	K ₂ O	CaO	SiO ₂
Доменный шлак	31,8	37,6	1,2	0,07	0,16	0,7	0,2	0,3	3,1	4,1
Пыль ЭСПЦ	31,3	0,2	21,1	0,29	4,84	0,2	1,5	1,4	10,3	6,2
Пыль ККЦ	53,6	0,7	2,5	3,3	0,96	0,1	1,0	5,8	5,0	0,8
Окатыши	39,8	13,3	3,6	1,2	0,82	0,4	0,6	2,4	4,6	4,0

Таблица 3.6 – Химический состав ГЖ, % по массе, получаемого на заводе *Fastmet* [31]

Fe _{общ}	Fe _{мет}	FeO	C	S	Mn	CaO	SiO ₂
68,0	57,8	13,3	2,0	0,52	1,07	4,35	5,95

Таблица 3.7 – Химический состав, % по массе, улавливаемой пыли, получаемой на заводе *Fastmet* [31]

Zn	Pb	Fe _{общ}	Na	K	S	Cl	F	C
56,4	4,99	0,32	3,13	10,79	1,69	4,86	0,15	0,01

Получаемое ГЖ в количестве 10000 т/год используется в составе металлошихты кислородно-конвертерного цеха, а улавливаемая цинксодержащая пыль в количестве 1400 т/год продается производителям цинка. На заводе *Fastmet* горелки в ПВП работают на жидком топливе, получаемом из отходов неф-

тепродуктов и шламов коксохимического производства. Это потребовало модификации используемых на демонстрационном заводе горелок ПВП и оборудования систем газоочистки и утилизации тепла отходных газов. Схема технологической цепи агрегатов на заводе *Fastmet* в Какогаве представлена на рисунке 3.12.

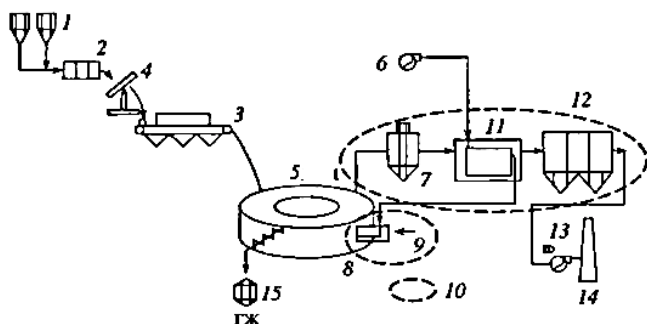


Рисунок 3.12 – Схема цепи агрегатов на заводе *Fastmet* в Какогаве [31]:

1 – бункера шихтовых материалов; 2 – смеситель; 3 – агрегат для сушки окатышей; 4 – гранулятор; 5 – П; 6 – вентилятор воздуха горения; 7 – охладитель отходящего газа; 8 – система разгрузки; 9 – горелки; 10 – модифицированное оборудование; 11 – теплообменник; 12 – рукавные фильтры; 13 – эксгаустер; 14 – дымовая труба; 15 – контейнер для горячего ГЖ

Результаты экспертной оценки топливно-сырьевых и экономических затрат на производство ГЖ процессом *Fastmet* из железной руды (производительность цеха 500000 т/год) и металлургических отходов (производительность 200000 т/год) в расчете на 1 т ГЖ для условий США и Западной Европы приведены в таблице 3.8.

По другим оценкам относительно приведенных в таблице 3.8, для условий Северной Америки капитальные

затраты на строительство модуля *Fastmet* производительностью 500000 т/год составят 90–100 млн дол. США, а себестоимость ГЖ в зависимости от перерабатываемых материалов может составлять 55–95 дол. /т.

Таблица 3.8 – Сопоставительный анализ процессов *Fastmet* – 500000 и 200000 ГЖ т/год

Цех FASTMET – 500000 ГЖ т/год		Цех FASTMET – 200000 ГЖ т/год	
Железная руда, т	1,2 – 1,35	Металлургические отходы, т	1,1 – 1,3
Уголь, т	0,3–0,4	Уголь, т	Не требуется
Связующее, кг	30–40	Связующее, кг	30–40
Топливо, Гкал	0,5–0,7	Топливо, Гкал	0,7–0,9
Электроэнергия, кВт·ч	80–100	Электроэнергия, кВт·ч	100–120
Вода, м ³	1,0–2,0	Вода, м ³	1,0–2,0
Трудозатраты, чел·ч	0,1–0,2	Трудозатраты, чел·ч	0,1–0,2
Экономические затраты, \$ США/т ГЖ:		Экономические затраты, \$ США/т ГЖ:	
на производство	65–75	на производство	30–35
капитальные затраты	13–18	капитальные затраты	14–19
Себестоимость ГЖ	78–93	Себестоимость ГЖ	44–54

Процесс ITmk3. Технологический процесс ITmk3 (Iron-making Technology Mark 3) является разновидностью процесса *Fastmet* и разработан он также фирмами «Midrex» и «Kobe Steel». Название процесса связано с претензиями его разработчиков на большие перспективы развития и применения этого процесса (*Mark 1* – доменный процесс, *Mark 2* – *Midrex-процесс*, *Mark 3* – ITmk3 – процесс получения чугуновых гранул). Технологическая схема процесса ITmk3 (рисунок 3.13) практически не отличается от процесса *Fastmet*. Принципиальным отличием этих двух процессов является температурный режим в ПВП и вид получаемого продукта.

В процессе ITmk3 рудоугольные окатыши восстанавливаются в ПВП в условиях относительно высокой температуры – 1350 °С. При этом практически полностью восстановленное железо науглероживается до содержания углерода 2,5–3,5 % и расплавляется, образуя фасолевидные корольки чугуна размером 3,5–8,0 мм.

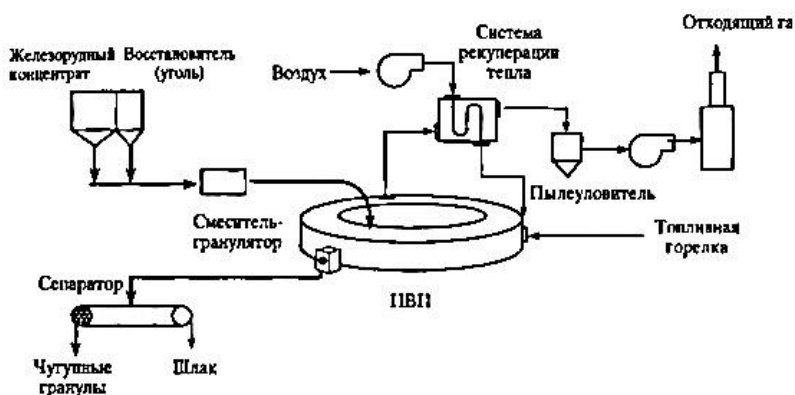


Рисунок 3.13 – Схема процесса ITmk3

Пустая порода окатышей образует шлак, содержание FeO в котором не превышает 2 %, что исключает высокую агрессивность шлака и способствует высокой стойкости огнеупорных материалов пода печи. После охлаждения чугунные корольки отделяются от шлака с помощью магнитной сепарации. Содержание серы в чугунных корольках зависит от ее содержания в применяемом при производстве окатышей угле.

Принципиальные отличия технологических процессов *Fastmet*, *Fast melt* и ITmk3, кроме температурных режимов в ПВП, – в видах получаемого продукта, что нагляд-

но демонстрирует рисунок 3.14 в нижней своей части. В случае процесса *Fastmet* продукцией является губчатое железо, *Fast melt* – жидкая сталь, а в процессе ITmk3 данные комки плавятся в последней зоне этого пода, тем самым получают гранулы чугуна и шлак. Конечным этапом является разделение чугунных комков и шлака.

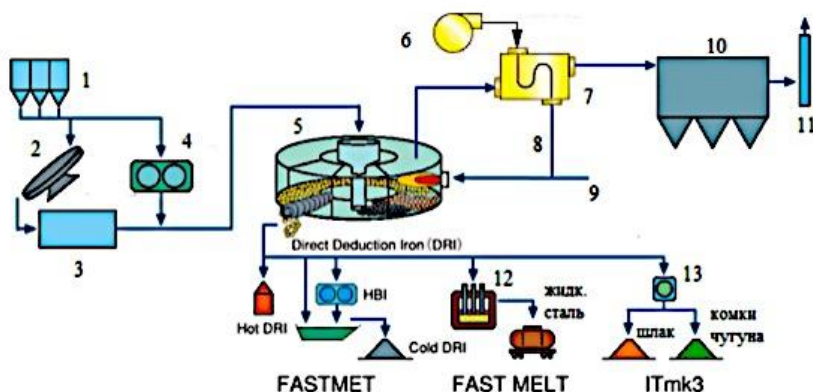


Рисунок 3.14 – Обобщенное сопоставление технологических процессов *Fastmet*, *Fast melt* и ITmk3 [32]

3.2.7. Химико-термический способ получения железа

Метод представляет интерес для получения очень чистого железа из труднообогатимого рудного сырья, содержащего большое количество вредных примесей. Он может быть использован также для получения легированной железной губки из комплексных руд.

Сущность метода заключается в следующем. Железорудный материал подвергается восстановительному обжигу. Полученный продукт обрабатывают технической соляной кислотой, в результате чего железо переходит в рас-

твор в виде хлорида, а пустая порода и другие нерастворимые компоненты остаются в осадке. Раствор отделяют от осадка фильтрацией и подвергают кристаллизации. Полученные кристаллы направляются на восстановление газообразным восстановителем. Схема технологического процесса получения железа по этому методу включает следующие операции (рисунок 3.15).

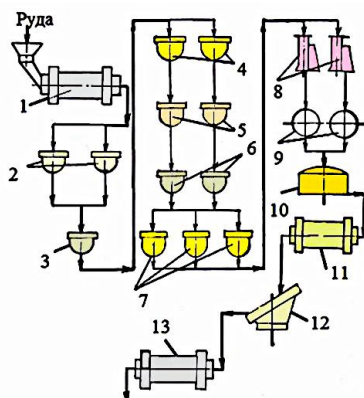


Рисунок 3.15 – Схема технологического процесса прямого получения железа химико-термическим способом [27]:

1 – печь восстановительного обжига; 2 – реакторы растворения; 3, 5 – промежуточные емкости; 4 – фильтры; 6 – выпарные аппараты; 7 – кристаллизаторы; 8 – центрифуга; 9 – вакуумная сушилка; 10 – печь сушки хлоридов; 11 – печь окисления хлоридов; 12 – гранулятор; 13 – печь восстановления

Усредненная на рудном дворе руда поступает в дробильное отделение, а затем в печь обжига. Для ускорения процесса обжиг руды проводится с использованием твердого восстановителя. Для этого приёмные бункеры мельниц оборудуются дозаторами для приготовления шихты, состоящей из руды и твердого восстановителя.

Подготовленная шихта поставляется в печь для восстановительного обжига. Обжиг проводится при температуре от 900 до 1000 °С. После обжига руда поступает в реакторы растворения руды, заполненные соляной кислотой. Начальная стадия растворения происходит очень бурно и сопровождается выделением водорода. По мере снижения концентрации кислоты и сокращения поверхности твердой фазы скорость реакции растворения падает. Для ускорения процесса на конечном этапе реакционный объём подогревается паром с температурой 80–90 °С, подаваемом в паровые рубашки реакторов. Выделяющийся при растворении водород после очистки направляется в печь восстановления хлоридов, где используется как газообразный восстановитель. Пары соляной кислоты, сконденсировавшиеся в процессе растворения, поступают в систему сбора кислоты, откуда направляются в реактор растворения.

Полученная в результате растворения пульпа подаётся в фильтры для отделения раствора от нерастворимого остатка. Отфильтрованный раствор поступает в выпарные аппараты, где проводится выпаривание до насыщения по хлористому железу. Далее раствор направляется в кристаллизаторы, из которых смесь кристаллов и раствора подается на центрифуги.

Из центрифуг кристаллы направляются в печь сушки и затем в печь восстановления хлоридов, отапливаемую природным газом. Для восстановления хлоридов используется водород. Температура восстановления составляет от

600 до 700 °С. Отходящий из печей газ, содержащий водород и пары воды, подвергается осушке, очистке и используется как восстановитель при восстановлении хлоридов. Кислота, образующаяся в результате охлаждения и очистки отходящих газов, поступает в систему сбора соляной кислоты, откуда направляется в реакторы растворения руды.

Таким образом, для данного способа характерно обратное использование соляной кислоты и водорода. Потери кислоты восполняются за счет периодического введения в процесс свежей кислоты, а потери водорода за счет введения водорода, вырабатываемого водородной станцией. По этому способу возможно получение очень чистого губчатого железа с содержанием железа в губке до 99,5 %. Вместе с тем, способ позволяет получать из комплексных руд, переработка которых в настоящее время ведется с большими потерями легирующих элементов, железо с регулируемым составом легирующих, путём селективного восстановления хлоридов, в результате которого происходит почти полное извлечение легирующих.

Однако способ пока еще не нашёл широкого промышленного применения. В перспективе способ может быть использован для получения железа непосредственно из месторождения руд. При этом в разведанное месторождение закачивается соляная кислота, железо растворяется, образуя хлориды железа. Раствор поднимается на поверхность, обезвоживается, и полученные кристаллы хлоридов восстанавливаются до чистого железа.

3.2.8. Ядерные печные агрегаты в металлургии

Черная металлургия является крупнейшим потребителем топлива. В связи с тем, что запасы органического топлива ограничены, усложняется его добыча, повышается стоимость, увеличивается дефицит коксующихся углей, большое внимание уделяется исследованию перспектив использования в черной металлургии тепла ядерных реакторов. Новый источник энергии, заложенный в ядрах атомов урана и плутония, по своим энергетическим возможностям превосходит все ранее найденные и используемые виды энергии. Одним из преимуществ ядерной энергии является концентрация ее в очень малом объеме. Соотношение масс угля и урана, необходимых для выработки одинакового количества энергии, составляет 24000:1 [32].

Основными перспективными направлениями использования тепла высокотемпературных атомных реакторов являются: производство и нагрев восстановительных газов, газификация угля, получение водорода из воды с последующим использованием его для восстановления железа. Большое внимание уделяется вопросам создания атомных энергометаллургических комплексов.

Как показывают расчеты, преобразование тепловой энергии в электрическую, а затем снова в тепловую в металлургическом производстве приводит к потере 60–70 % первичной энергии. Этим оправдано стремление к непосредственному использованию выделяемой в атомном реакторе энергии в ее первичном виде. Препятствием служит то, что в реакторе с газовым охлаждением температура охладителя 500–750 °С, что ограничивает его применение

в металлургии. Для восстановления железа температура газа должна быть не ниже 1000 °С.

Современная технология получения черных металлов требует достаточно высоких температур: выплавка чугуна – 1600 °С, нагрев – 1400 °С, термическая обработка проката – 1250 °С.

Напрямую воспользоваться атомными реакторами в настоящий момент невозможно, т.к. подобные температуры наблюдаются лишь внутри активной зоны. Применение атомной энергии требует принципиального изменения всей технологии черной металлургии.

Есть классический путь использования атомной энергии – преобразовать ее в электрическую, но генеральный путь развития черной металлургии на базе атомной энергии другой. Необходимо коренное изменение технологии, что, прежде всего, означает переход к прямому восстановлению железа.

В настоящий момент существуют три принципиально отличающихся друг от друга вида технологических процессов такого рода с участием атомной энергии.

Первый – высокотемпературное восстановление. Процесс требует 1600 °С. Так как атомные реакторы такой температуры дать не могут, главным агрегатом служит струйно-плазменный реактор, использующий для генерации плазмы ядерную энергию (рисунок 3.16).

Восстановительный газ – водород, смешанный или без посторонних примесей, расплавляет железо и его сплавы, восстанавливает, и в виде дождя жидких капель

металл попадает в плавильную печь, где идут операции легирования.

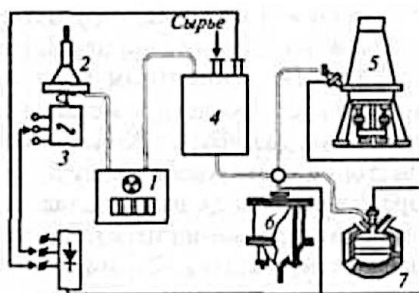


Рисунок 3.16 – Принципиальная схема атомно-плазменного металлургического комплекса [32]:

- 1 – атомный реактор; 2 – паровая турбина;
- 3 – генератор тока; 4 – блок подогрева сырья и получения газа-восстановителя; 5 – плазменная шахтная печь; 6 – плазменная руднотермическая или плавильная печь; 7 – струйно-плазменный реактор

Второй процесс – среднетемпературное восстановление, температура протекания процесса 900 °С. Восстановитель – чистый водород или с примесью окиси углерода. Железо находится в твердом состоянии, образуя при восстановлении своеобразную губку. Метод позволяет полностью без промежуточных звеньев использовать атомно-энергетическую установку. Большую часть газа-восстановителя нагревают в теплообменнике атомного реактора, где температура сравнительно невелика, далее к такому «холодному» газу подмешивают более горячий, нагретый за счет электроэнергии ядерного реактора.

Третий процесс – низкотемпературное восстановление, при котором тепло поставляется исключительно

атомным реактором. В данном методе в чистом виде используется ядерная энергия.

Конечным продуктом всех схем являются железо, вода и углекислый газ, причем воду можно снова использовать для получения водорода и кислорода. Таким образом, появляются реальные возможности осуществить замкнутый цикл восстановления железа, создать безотходное производство.

В нашей стране разработана схема ядерно-металлургического комплекса (ЯМК). Предварительные расчеты показали, что использование тепла ядерных реакторов непосредственно для восстановления более эффективно по сравнению с использованием этого тепла на стадии получения восстановительных газов.

В разработанной схеме ЯМК предусмотрены: высокая производительность агрегата, непрерывность процесса, рециркуляция восстановительных газов, т.к. агрегаты устанавливаются в непосредственной близости от ядерных реакторов. В качестве теплоносителя (от реакторной установки) выбран гелий. Восстановителем выбран природный газ, конвертируемый теплом гелия, нагретого от атомного реактора. При этом, согласно разработанной схеме, железорудные материалы должны поступать в шахтную печь, где при температуре около 850 °С произойдет восстановление железа.

Получаемый продукт предусмотрен для использования в качестве шихтового материала в сталеплавильных печах. По схеме ЯМК отходящие из шахтной печи газы

должны очищаться от H_2O и CO_2 и многократно использоваться.

3.3. Технологический анализ сырьевой базы сталеплавильного производства

Количественные показатели спроса на компоненты металлошихты для производства стали – чугуна, лом черных металлов и металлизированное сырье (Direct Reduction Iron – DRI) свидетельствуют в первом, по меньшей мере, приближении о долевом участии основных процессов в производстве стали.

Мартеновский процесс, долгое время державший монополию в области производства стали, уступил в конце 60-х годов XX века место более производительному кислородно-конвертерному. В итоге дальнейшая борьба после сокращения долевого участия мартеновского процесса производства стали шла уже в рамках представленной на рисунке 3.17 схемы классического производства стали между конвертерным и набирающим силу электросталеплавильным процессом. Вместе с тем, такие недостатки классической схемы, как высокие стартовые капитальные затраты при строительстве нового производства, необходимость предварительного окускования шихты, использование кокса в качестве основного энергоносителя и восстановителя и ограниченные ресурсы качественного лома черных металлов на волне всплеска интереса к строительству новых заводов, работающих по новым не «стереотипным» бездоменным технологическим схемам – так называемым Green Steel технологиям DRI-производства метал-

лизованного сырья, т.е. прямого восстановления железа, обусловили стремление к сокращению технологической цепочки и снижению зависимости от использования кокса – основного восстановителя и источника тепла в классической схеме производства стали [33; 37].

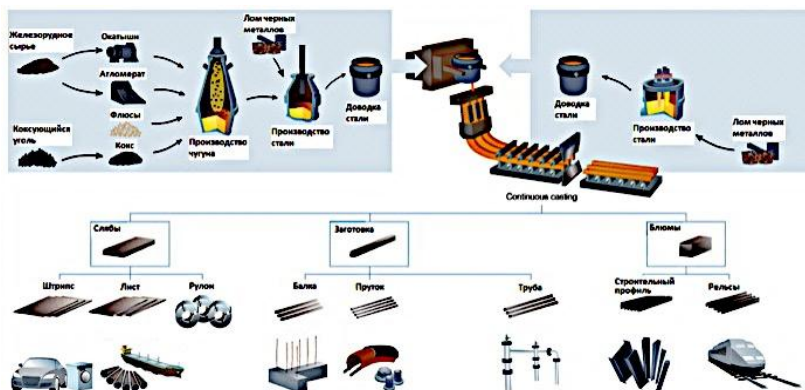


Рисунок 3.17 – Схема классического производства стали [37]

Так называемая «зеленая» компания за снижение «углеродного влияния» жизнедеятельности человечества на окружающую среду в свете ожидаемого глобального изменения климата дополнила интерес к новым процессам: «прямое получение железа» и «бескоксая металлургия» (рисунок 3.18) [37].

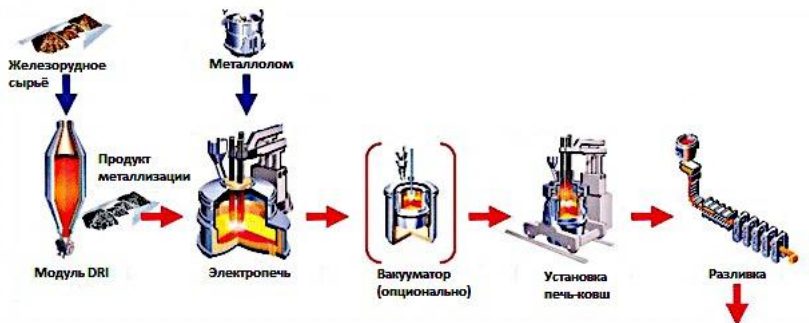


Рисунок 3.18 – Схема производства стали из металлургического полупродукта [37]

Сложившееся в мире на настоящий момент соотношение ($\cong 70 / \cong 30$ %) между конвертерным и электросталеплавильным процессами в общем объеме производства стали в ближайшей перспективе сохранится в виду крайне малой доли новых процессов твердофазного и жидкофазного получения железа (5–6 % от всей «бескоксовой металлургии»), полупродукт которых может выступать в составе металлошихты в качестве полноценной альтернативы металлическому лому [37].

В качестве восстановителя в новых процессах твердофазного получения железа используют продукты конверсии (перевода в CO и H_2) природного газа или продуктов процесса газификации углей, наиболее активно развивающегося в Индии.

В жидкофазных процессах основным восстановителем и источником тепла является уголь.

В общем виде схема реализации многообразия идей «бескоксовых» процессов производства металлizedованного продукта приведена на рисунке 3.19 [37].

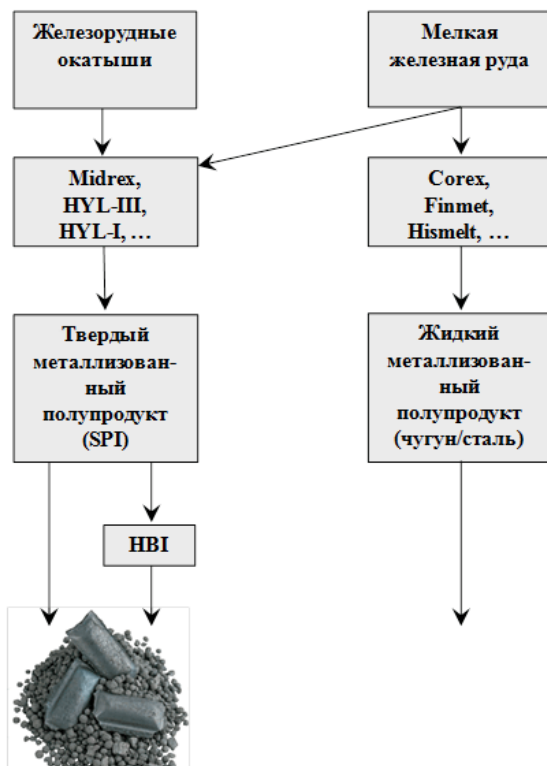


Рисунок 3.19 – Классификация новых процессов производства железа [37]

Основные недостатки новых процессов производства железа, среди которых числятся низкая удельная производительность агрегатов, необходимость использования шихты с высоким содержанием железа и низким содержанием пустой породы и примесных элементов, высокая

потребность в энергоносителях и кислороде, а также высокие требования к условиям хранения и транспортировки определяют условия целесообразности строительства установок по DRI-производству металлizedованного сырья, даже при наличии определённых преимуществ относительно других компонентов шихты [37]:

- стабильность химического состава;
- низкое содержание нежелательных примесей (сера, фосфор);
- отсутствие сопутствующих элементов (свинец, медь);
- простота хранения, погрузки/выгрузки, транспортировки;
- высокая насыпная плотность;
- возможность подачи в электропечь без остановки процесса плавления;
- габаритное сырьё гарантирует сохранность электродов от механических повреждений.

В свете такого подхода металлizedованное сырьё DRI-производства в качестве полупродукта в составе металлошихты ЭДСП может пока выступать как полноценная альтернатива металлическому лому, в частности, лишь ограниченно, преимущественно при производстве высококачественных марок стали. Отмеченное диктует необходимость не упускать из вида возможности трансформации классической схемы производства стали (см. рисунок 3.17).

3.3.1. Технологии получения жидкой стали к концу XX века

В течение многих столетий уровень экономической мощи того или иного государства определялся в первую

очередь количеством выплавленной стали. При этом основную массу составляли так называемые рядовые марки стали, а доля качественных и высококачественных марок была невелика [38].

Настоящий период развития металлургии характеризуется коренным изменением как масштабов производства качественной и высококачественной стали, так и ее доли в общем производстве и методов получения. Это связано с рядом множественных обстоятельств, среди которых доминирующая роль принадлежит резкому росту требований новых отраслей техники к качеству стали, что существенно изменило в последние годы положение дел в сталеплавильной промышленности.

Современная металлургия переживает сложнейший период ускоренной модернизации. К концу XX в., наряду с трансформацией технологий классического производства стали, возникли новые способы получения железа непосредственно из железорудных материалов, получившие общее название «прямое получение железа» (англ. DI или DRI: Direct Reduced Iron). В результате технико-технологических инноваций появились возможности производства стали и сплавов, содержащих ничтожно малое количество газов, гарантированно низкое содержание вредных примесей, неметаллических и других нежелательных включений при минимальном развитии ликвации, обеспечивающие потенциал роста промышленного производства без существенного увеличения объёма выплавляемой стали.

Технико-технологический прогресс коснулся всех без исключения способов классического производства стали (рисунок 3.20).

Конвертеры	Бессемеровский или томасовский, конвертер (воздушное дутье)	Кислородное дутье			
		Верхнее дутье	Донное дутье	Комбинированное дутье	Нижнее дутье
					
Мартеновская печь					
Электродуговая печь					
Индукционная печь					

Рисунок 3.20 – Классические схемы способов выплавки стали [39]

3.3.2. Мартеновский способ выплавки стали

Мартеновский способ выплавки стали в свое время позволил из доступного сырья получать конструкционную и спецсталь как на больших, так и на малых металлургических предприятиях [40].

Отличительной особенностью мартеновской печи является ее температурный режим (рисунок 3.21). Подвергающаяся большим ударным механическим нагрузкам при завалке шихты плавильная ванна мартеновской печи (рисунок 3.22), конструктивно выкладывается на прокладках из картона или фанеры из высоко кондиционных огнеупо-

ров, нагревается свыше $1300\text{ }^{\circ}\text{C}$ не продолжительно, но вследствие заполнения расплавом имеет немалый срок службы. До более чем $1500\text{ }^{\circ}\text{C}$ большую часть времени плавки нагрет у мартеновской печи её свод, не испытывающий механических нагрузок, и поэтому его срок службы также долгий [40].

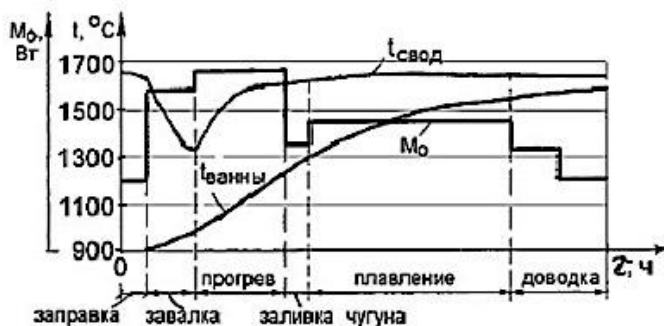


Рисунок 3.21 – Температурно-тепловая диаграмма мартеновской печи [40]

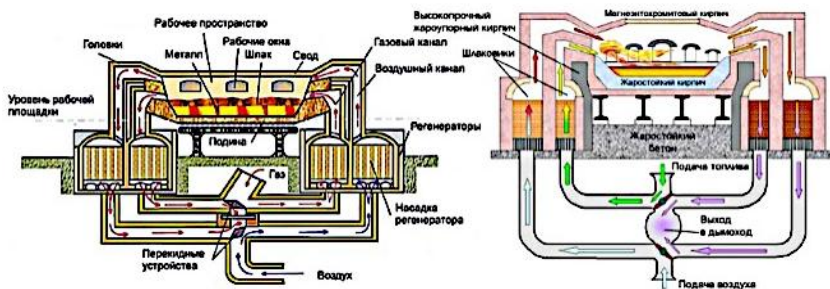


Рисунок 3.22 – Схемы устройства мартеновской печи [40]

До широкого распространения электродуговой плавки, во всем превосходящей мартеновскую, значительная часть спецсталей выплавлялась в кислых мартеновских печах с ванной из динасового кирпича или кварцевой на-

бойки. Кислая мартеновская плавка требует очень чистой шихты с содержанием вредных примесей не более 0,025 %, т.к. в процессе кислой плавки удалить из расплава серу и фосфор невозможно. Поэтому уже тогда для получения в мартенах спецсталей использовался так называемый дупекс-процесс: ординарная шихта переплавлялась в основной мартеновской печи), а затем жидкий полупродукт переливался в кислую печь. После 1965–66 гг. кислая мартеновская плавка систематически нигде не производилась.

Для основной (щелочной) мартеновской плавки ванны делают из магнезитовых материалов: кирпича, наварки. Свод может быть и кислым, и основным, т.к. он с металлом и шлаком не контактирует, но, если динасовый свод служит 200–250 плавов, то магнезитохлоритовый – более 1000. Основная мартеновская печь выдает (с учетом времени профилактической наварки подины) 2–3 плавки в сутки: с 1 м² подины снимается до 10 т/с металла.

Существуют 2 разновидности основной мартеновской плавки: скраповая и скрап-рудная. При скраповой плавке на предприятиях с сопутствующим мартеновским производством избыток кислорода в расплаве создается обогащением им вдуваемого воздуха, а на стадии кипения ванны кислородным дутьем, как в конверторе. Скрап-рудная плавка осуществляется на металлургических предприятиях с мартеновскими цехами. Избыточный кислород поступает в печь с оксидами железной руды. Скрап-рудный процесс экономически эффективнее и технологически удобнее, т.к. исключает потери кислорода, необхо-

димось в оборудовании для его получения и позволяет точнее воздействовать на процесс плавки.

Тепловая работа мартеновской печи заключается в следующем. Воздушный вентилятор непрерывно подает дутье, которое перекидным клапаном направляется в один из регенераторов 5 (рисунок 3.23 – правый регенератор), насадка которого предварительно нагрета [41].

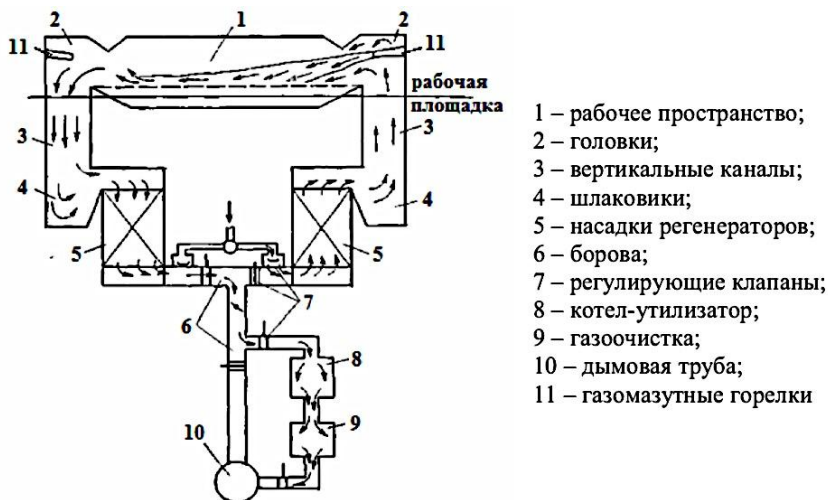


Рисунок 3.23 – Схема мартеновской печи [41]

В регенераторе 5 воздух за счет накопленного тепла насадки нагревается до 1000–1200 °С и, проходя через шлаковик 4 и вертикальный канал 3, поступает в правую головку 2 печи. Из головки 2 горячий воздух совместно с топливом, подаваемым через газомазутную горелку 11, поступает в рабочее пространство печи, где происходит воспламенение топлива и формирование факела пламени, имеющего температуру 1800–1900 °С.

Продукты сгорания топлива (и переходящие в них газообразные продукты окислительного рафинирования) покидают рабочее пространство за счет тяги трубы с температурой 1650–1700 °С через противоположную (левую) головку 2. Далее газы движутся по вертикальному каналу 3 в шлаковик 4, где происходит оседание крупной плавильной пыли и капель жидкого шлака. Затем дымовые газы с температурой 1500–1550 °С поступают в левый регенератор, насадка 5 которого нагревается, аккумулируя тепло отходящих продуктов горения. По истечении определенного промежутка времени наступает момент, когда насадка правого регенератора уже не способна нагревать воздух до заданного уровня (1000–1200 °С), а насадка левого регенератора перегревается настолько, что не способна эффективно аккумулировать тепло отходящих газов. Тогда производят, так называемую, «перекидку клапанов», изменяя направление движения газовых потоков в печи путем открытия/закрытия соответствующих регулирующих клапанов. В результате холодный воздух направляется через хорошо нагретый левый регенератор, а продукты сгорания уходят в правую сторону печи, постепенно нагревая остывший правый регенератор. Реверсирование газовых потоков производят каждые 5–20 мин в зависимости от тепловой мощности насадок регенераторов [41].

Дымовые газы выходят из насадки регенератора с температурой 500–700 °С и по системе боровов направляются в котел-утилизатор (для утилизации тепла) и газоочи-

стку, и покидают газовую систему печи через дымовую трубу, высота которой обеспечивает требуемую тягу.

*Основные особенности и разновидности
мартеновского процесса*

Отличительные особенности мартеновского способа получения стали путем сплавления лома и чугуна на подине отражательной печи, следующие [41]:

1. Недостаток собственного тепла процесса для проведения плавки. Для плавления твердых шихтовых материалов и нагрева жидкого металла и шлака до заданной температуры, а также для компенсации значительных тепловых потерь, вызываемых большой продолжительностью плавки, недостаточно физического и химического тепла шихтовых материалов. Недостаток тепла компенсируется сжиганием топлива в рабочем пространстве печи и зависит от разновидности процесса, вместимости печи, продолжительности плавки и др.

2. Окислительный характер атмосферы рабочего пространства создается в результате подачи воздуха на горение с избытком (сверх теоретически необходимого на 15–20 %), что обеспечивает полное сгорание топлива в пределах рабочего пространства печи и более эффективное использование выделяющегося при этом тепла. Продукты сгорания топлива при этом состоят из окислительных газов CO_2 , H_2O , O_2 и некоторого количества нейтрального азота N_2 . Кроме повышения эффективности использования топлива, газовая фаза рабочего пространства оказывает окислительное воздействие на ванну: за время плавки ванна

поглощает до 3 % кислорода (от массы металла), который расходуется на окисление примесей (и частично железа).

3. Основное количество тепла к ванне поступает сверху от факела, поэтому температура шлака выше, чем металла: на 70–100 °С в начале доводки и 20–50 °С в конце плавки. Выравниванию температуры по глубине ванны способствуют пузырьки CO , выделяющиеся в результате окисления углерода и приводящие к «кипению» ванны, однако некоторый перепад температур по глубине ванны все же сохраняется. По длине печи температура металла также неодинакова: под факелом температура металла несколько выше, чем у отводящих головок.

4. Участие пода печи в протекающих процессах, которое проявляется в «подовом» кипении ванны и влиянии на состав шлака.

5. Участие шлака в процессах тепло и массообмена. Поскольку металл большую часть плавки находится под слоем жидкого шлака, то передача тепла от факела, кислорода из атмосферы или твердых окислителей, а также процессы удаления серы и фосфора протекают при обязательном участии шлака. По существу руководство ходом плавки заключается в воздействии на состав и свойства шлака с целью получения металла нужного состава и качества.

Разновидности мартеновского процесса определяются соотношением между потребностью в кислороде для окислительного рафинирования ($V_{O_2}^{ТРЕБ}$) и поступлением кислорода из окислительной атмосферы печного про-

странства за время плавки ($V_{O_2}^{ATM}$). Потребность в кислороде зависит от количества окисляющихся примесей, определяемых исходным составом металлошихты и требуемым содержанием углерода в металле на выпуске. Поступление же кислорода в ванну за время плавки определяется продолжительностью процесс, окислительными свойствами печной атмосферы, а также физико-химическими свойствами и количеством шлака. Все эти факторы находятся в тесной взаимосвязи с компонентным составом металлошихты: соотношение чугуна и лома. Таким образом, соотношение между поступающим кислородом и потребностями в нем может быть различным в зависимости от доли чугуна в шихте, что и определяет основные разновидности (варианты) мартеновского процесса: скрап-рудный, скрап-процесс и скрап-угольный мартеновский процесс.

Основные разновидности мартеновского процесса

1. Скрап-рудный процесс используется при наличии жидкого чугуна (на комбинатах с полным циклом), доля которого в составе металлошихты составляет 50–70 %. В этом случае $V_{O_2}^{ТРЕБ} > V_{O_2}^{ATM}$, поэтому для компенсации недостатка в кислороде и интенсификации окислительного рафинирования недостающий кислород вводят с твердыми окислителями (агломерат, окатыши, железная руда) в самом начале процесса (в завалку) – до 10–20 % от массы металлошихты. Если при высоком расходе чугуна в мартеновских печах процесс вести без интенсификации твердыми окислителями, то продолжительность плавки увеличи-

вается вследствие недостаточной скорости поступления кислорода из атмосферы рабочего пространства печи.

2. Скрап-процесс используется на заводах, не имеющих доменного производства, поэтому основной составляющей металлической шихты является металлический лом. Доля твердого чугуна обычно составляет 25–45 %. В этом случае $V_{O_2}^{ТРЕБ} = V_{O_2}^{АТМ}$, поэтому дополнительных источников кислорода не требуется. Твердые окислители используют в небольших количествах (до 1–2 %) по ходу плавки (в период доводки) для синхронизации обезуглероживания и нагрева ванны. Поэтому основным источником кислорода в этом случае является печная атмосфера.

3. Карбюраторный (скрап-угольный) процесс применяется при расходе чугуна до 15 %, т.е. при доле лома 85–100 %. При таком варианте плавки, вследствие большой ее продолжительности, поступление кислорода из газовой фазы больше потребностей в нем, то есть содержание углерода в исходной шихте оказывается значительно меньше, чем требуется для нормального ведения процесса. Для связывания избыточного кислорода, поступающего в ванну из атмосферы рабочего пространства, в шихту вводят углеродсодержащие материалы (карбюраторы): антрацит, графит, кокс, каменный или древесный уголь и др.

В зависимости от вида огнеупорных материалов, используемых для футеровки мартеновской печи, существует две разновидности мартеновского процесса – кислый и основной.

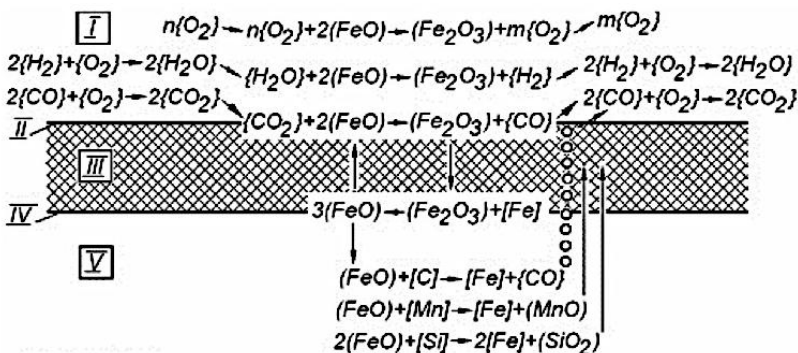
Кислые мартеновские печи футеруют динасовым кирпичом с наварным подом из кварцевого песка, поэтому плавку ведут под кислым шлаком, что исключает возможность удаления серы и фосфора. В этом случае для получения качественной стали требуется высокое качество исходной шихты, что существенно повышает стоимость кислой стали. Вместе с тем, при наличии хорошей шихты, благодаря самораскислению металла под воздействием кислой футеровки и углерода (растворенного в металле) и малой газопроницаемости кислого шлака, выплавляемая сталь характеризуется чистотой по сере и фосфору, низким содержанием кислорода, газов и неметаллических включений, имеющих округлую форму и не деформирующихся при прокатке. В результате кислая сталь обладает меньшей анизотропией механических свойств, поэтому ее используют для изготовления изделий ответственного назначения (коленчатых валов, роторов турбин и др.). Однако несмотря на высокие качества кислой мартеновской стали, область ее применения постепенно сужается, что связано с постоянным улучшением качества стали, выплавляемой в основных сталеплавильных агрегатах, а также высокой стоимости кислой стали.

Основные мартеновские печи футеруют огнеупорными материалами на основе магнезита, доломита и магнезитохромита, что позволяют работать со шлаками высокой основности и выплавлять качественную сталь из шихты любого качества. Кроме того, преимуществами основного процесса является более высокая производительность и

стойкость футеровки. Поэтому подавляющее количество металла, получаемого мартеновским способом, выплавляют в основных мартеновских печах.

Закономерности окислительного рафинирования и шлакообразования в мартеновском процессе

В классическом варианте мартеновской плавки (без продувки кислородом) жидкий металл постоянно находится под слоем шлака, поэтому передача кислорода в металл протекает через слой шлака при участии оксидов железа (рисунок 3.24).



I – газ; II – поверхность раздела газ-шлак; III – шлак; IV – поверхность раздела шлак-металл; V – металл

Рисунок 3.24 – Схема передачи кислорода из газовой фазы мартеновской печи в металл и окисления его примесей [41]

Прямое окисление жидкого железа кислородом газовой фазы имеет ограниченное развитие в случаях попадания брызг металла в газовую фазу и местного оголения металла в местах бурного кипения ванны.

Параллельно с окислением железа и его оксидов протекают восстановительные процессы вследствие нако-

пления в шлаке избыточного количества оксидов железа. Восстановителями железа при этом являются все окисляющиеся примеси – углерод, кремний, марганец и фосфор.

Соотношение между окислительными и восстановительными процессами определяется расходом твердых окислителей. Так, при скрап-рудном процессе на шлакообразование расходуется 2,5–3,5 % (от садки) оксидов железа, что соответствует 3–4 % твердых окислителей. При расходе твердых окислителей в завалку 10–15 % (без продувки кислородом), происходит восстановление части твердых окислителей (5–10 %), что ведет к увеличению выхода годного на 3–5 % и более (при содержании железа в твердых окислителях более 50 %). При использовании кислородной продувки без твердых окислителей, окислительный процесс преобладает над восстановительным, что ведет к уменьшению выхода годного, однако компенсируется ростом производительности.

Окисление углерода. Окисление углерода в жидкой ванне протекает на протяжении периодов плавления и доводки преимущественно до CO (на 85–90 %) с последующим окислением до CO_2 в пределах рабочего пространства. Источниками кислорода при этом являются газовая фаза печи и твердые оксиды железа, вносимые в ванну в виде твердых окислителей и окалины (ржавчины) лома.

В классическом варианте мартеновского процесса окисление углерода, протекающее на протяжении практически всей плавки (начиная с заливки жидкого чугуна) во

многим определяет результаты процесса, поскольку в результате активного кипения ванны интенсифицируются тепло- и массообменные процессы, что ведет к выравниванию химического состава ванны и температуры металла, способствует удалению содержащихся в металле газов и всплыванию неметаллических включений, улучшает условия удаления серы и фосфора.

Интенсивность удаления углерода возрастает с увеличением температуры металла и интенсивности подвода окислителя. При этом, интенсивность присадок твердых окислителей ограничивается эндотермическим эффектом реакции обезуглероживания $(FeO) + [C] = Fe + \{CO\} - Q$, а интенсивность продувки кислородом ограничивается только недопустимостью бурного течения процесса с выбросами металла и шлака. В зависимости от интенсивности поступления кислорода в ванну и периода плавки скорость окисления углерода может изменяться в широких пределах:

- 0,2–1,0 % C/ч в период плавления при активном обезуглероживании кислородом твердых окислителей, по мере израсходования которых скорость реакции снижается;

- 0,2–0,6 % C/ч в период рудного кипения в зависимости от интенсивности присадок твердых окислителей;

- 0,1–0,3 % C/ч в период чистого кипения в зависимости от удельной нагрузки на подину, определяемой вместимостью печи;

– до 2 % C/ч при продувке ванны кислородом с интенсивностью 20–30 м³/(т·ч).

Таким образом, скорость окисления углерода минимальная, когда кислород в ванну поступает только из атмосферы печи. При этом интенсивность поступления кислорода, выражаемая в количестве кислорода (кг), поступающем в металл через 1 м² площади пода печи за 1 час, изменяется в широких пределах: от 3–5 кг/(м²·ч) при малой тепловой мощности и слабой окислительной способности газовой фазы печи до 10–15 кг/(м²·ч) в случае интенсификации сжигания топлива кислородом.

Место протекания реакции окисления углерода может изменяться в зависимости от условий в ванне. В начале периода плавления при скрап-рудном процессе она протекает преимущественно на границе «жидкий металл – твердые окислители». По мере образования шлака углерод начинает окисляться и на границе «шлак-металл». К концу плавления и в начале доводки, если шлак гетерогенный, реакция в основном протекает на границе «металл-шлак», что называют «подшлаковым кипением», при котором вследствие вспенивания шлака ухудшается теплопередача. При формировании гомогенного шлака реакция окисления углерода переносится на границу «подина – металл», то есть протекает «подовое кипение». При таком ходе процесса обеспечивается интенсивное перемешивание ванны всплывающими с поверхности подины пузырьками CO, что благоприятно влияет как на нагрев ванны, так

и на дегазацию металла и удаление из него неметаллических включений.

В силу указанного участия пода печи в процессах мартеновские печи делают с длинной, но неглубокой ванной, стремясь обеспечить при данной емкости печи возможно большую площадь пода. Например, длина ванны 450-т мартеновской печи составляет 18,3 м, ширина 5,6 м (площадь пода 102 м^2) а максимальная глубина ванны (в середине печи) – 1,05 м.

Учитывая важное значение непрерывного окисления углерода по ходу плавки, а также постоянное и регулируемое поступление кислорода в ванну из атмосферы рабочего пространства для получения заданной концентрации углерода в готовой стали необходимо иметь некоторый запас по углероду в металлошихте, величина которого, в зависимости от вместимости печи, принятого технологического режима плавки и т.д., может изменяться в пределах 0,6–1,8 %.

Окисление кремния. Кремний, обладающий высоким сродством к кислороду, в условиях основной мартеновской печи окисляется полностью и необратимо в течение периода плавления. При этом кремний чугуна окисляется в самом начале периода плавления, а кремния металлолома – по мере расплавления последнего. Образующийся кремнезем переходит в состав первичного шлака в виде силикатов железа, а по мере растворения CaO – образует прочные силикаты кальция, что препятствует вос-

становлению кремния при высоких температурах конца плавки.

Поведение марганца. Марганец, обладающий умеренным химическим сродством к кислороду, по ходу мартеновской плавки может, как окисляться, так и восстанавливаться в зависимости от условий процесса. В начале периода плавления вследствие благоприятных условий (низкой температуры, высокой окисленности ванны и высокого содержания в шлаке SiO_2 , легко взаимодействующего с MnO), идёт интенсивное окисление марганца. В середине плавления реакция $[Mn] + (FeO) = (MnO) + Fe$ приближается к равновесию, а к концу периода плавления возможно восстановление марганца (углеродом или железом) из-за повышения температуры металла. В период рудного кипения (полировка в периоде доводки) из-за повышения окисленности шлака при вводе твердого окислителя и понижения температуры равновесие реакции окисления марганца сдвигается вправо – в сторону окисления. Повышение содержания марганца в металле в период чистого кипения также связано с повышением температуры. Кроме окисленности ванны и температуры, степень окисления марганца зависит от полноты скачивания шлака:

– при скрап-рудном процессе со скачиванием шлака в период плавления и доводки, остаточное содержание марганца в металле составляет 10–20 %, что связано со значительным удалением марганца с первичным шлаком периода плавления;

– при скрап-процессе без спуска шлака в период плавления, остаточное содержание марганца может достигать 50–60 %.

Дефосфорация металла наиболее интенсивно протекает в период плавления, чему благоприятствуют умеренные температуры и наличие железистых шлаков, основность которых повышается по мере растворения известняка. При переделе низкофосфористого чугуна требуемая глубина удаления фосфора обеспечивается уже в период плавления при его проведении с обильным спуском шлака. При необходимости дефосфорацию проводят в период рудного кипения, для чего, после скачивания шлака периода плавления, осуществляют наводку нового высокоосновного окислительного шлака присадками извести и твердых окислителей. Для достижения высоких показателей дефосфорации металла необходимо по расплавлению иметь основность не менее 1,8–2,0, увеличивая её до 2,5–3,0 с повышением температуры ванны. В целом зависимости от шлакового режима плавки из металла удаляется от 90 до 98 % фосфора.

Десульфурация металла в мартеновских печах активно протекает в период доводки, чему благоприятствует формирование высокоосновного шлака, большая продолжительность процесса и поверхность взаимодействия металла со шлаком вследствие большой площади подины и кипения ванны, а также возможность многократного обновления шлака путем скачивания и наведением нового низкосернистого шлака высокой основности.

Однако, учитывая окислительный характер процесса и высокую окисленность шлаков, для удаления серы из металла в мартеновских печах необходимо соблюдение:

- отпления печи чистым по сере топливом (содержание серы в мазуте не более 0,5 %) во избежание перехода серы из газовой фазы в металл;

- снижения содержания SiO_2 в шлаке периода доводки до 12–15 % (и менее) путем скачивания шлака периода плавления с целью формирования высокоосновного шлака оптимального количества (слой шлака не должен превышать 100–150 мм).

Даже при соблюдении всех перечисленных требований степень десульфурации в моношлаковом режиме не превышает 50–60 % (коэффициент распределения серы L_s составляет 5–10). Для глубокого удаления серы (< 0,015 %) необходимо многократное обновление шлака, что удлиняет плавку и повышает удельный расход топлива. Поэтому при высоких требованиях к качеству стали по сере процесс десульфурации завершают при ковшевой обработке.

Шлакообразование и шлаковый режим мартеновской плавки

Количество, состав и свойства шлака (шлаковый режим) определяют ход и результаты мартеновского процесса, поскольку шлак участвует как в рафинировании металла, так и в его нагреве.

Шлакообразование в мартеновской плавке начинается в период прогрева лома и получает существенное развитие сразу после заливки чугуна – в начале плавления.

Первичный шлак, образующийся в период прогрева, состоит главным образом из оксидов железа и относительно меньшего количества оксидов марганца, кремния и кальция. По ходу плавления состав шлака непрерывно изменяется вследствие окисления примесей чугуна, усвоения флюсов и твердых окислителей, а также скачивания шлака. При этом характер изменения содержания основных компонентов шлака по ходу основной мартеновской плавки примерно такой же, что в кислородно-конвертерном процессе. Вместе с тем, следует выделить ряд отличий:

- содержание CaO в шлаке до середины периода плавления не превышает 15–20 %, увеличиваясь во второй половине плавления до 40–45 %. В период доводки, как правило, содержание CaO плавно увеличивают до значений от 45 до 48 %;

- содержание SiO_2 в шлаке при скрап-рудном процессе прямо пропорционально количеству кремния в чугуне и кремнезема в руде и обратно пропорционально расходу известняка в завалку. По мере усвоения известняка содержания кремнезема в период плавления снижается с 30–35 % (в начале) до 20–25 % (в конце). В период доводки происходит дальнейшее уменьшение содержания SiO_2 в шлаке: до 15–20 % при работе без обновления шлака и присадках до 2 % извести; до 8–12 % и менее при многократном скачивании и наведении шлака (для глубокой десульфурации и дефосфорации металла);

- содержание оксидов железа в шлаке изменяется в зависимости от присадок твердых окислителей, текущей

концентрации углерода в металле, а также температуры ванны. В начале периода плавления при скрап-рудном процессе наблюдается максимальное содержание оксидов железа, достигающее 25–30 %. Во второй половине периода плавления содержание оксидов железа уменьшается до 8–14 % в результате их расходования на окисление углерода и за счет усвоения известняка;

– содержание MgO в мартеновских шлаках всегда выше, чем в конвертерных, что связано с большой продолжительностью мартеновской плавки, приводящей к увеличению износа основной футеровки. Так, в период плавления содержание магнезии в шлаке повышается до 10–12 % и увеличивается до 14–16 % в период доводки. Во избежание загущения шлака (замедления тепло- и массообмена) нежелательно повышение содержания в нем MgO сверх 12–14 % по расплавлению и 14–16 % – по завершению периода доводки;

– содержание глинозема в шлаке изменяется в зависимости от расхода боксита, применяемого для ускорения шлакообразования и разжижения основного шлака: при плавке без использования боксита содержание Al_2O_3 в конечном шлаке составляет 2–6 %, а при применении боксита (или шамотного боя) может достигать 10–12 %.

Количество шлака быть достаточным для успешного проведения плавки, то есть обеспечивать минимальную продолжительность плавки и достаточную степень рафинирования металла от вредных примесей. Продолжительность плавки, зависящая, как правило, от интенсивности

теплопередачи от факела, определяется толщиной шлакового слоя: удовлетворительная теплопередача от факела в ванну наблюдается при толщине слоя невспученного шлака 40–70 мм. При сопоставимых условиях проведения плавки толщина шлакового слоя зависит от удельной нагрузки на подину. Поэтому в печах с малой удельной нагрузкой на подину (до 2–2,5 т/м²) можно работать без спуска шлака в период плавления, а в печах с большой удельной нагрузкой (3,5–5 т/м²) необходим спуск шлака для улучшения условий теплопередачи от факела к металлу. Это также позволяет удалить из печи значительное количество P_2O_5 , SiO_2 , сократить расход известняка в завалку и продолжительность периода плавления. При скрапрудном процессе спуск шлака начинают сразу после заливки чугуна и продолжают весь период плавления, добиваясь минимальной толщины шлака, которая определяется имеющимися возможностями удаления шлака. Так, при спуске шлака через шлаковые отверстия и «ложный порог» среднего завалочного окна (путем постепенного разрушения «ложного порога») толщину слоя шлака можно уменьшить от 60 до 70 мм, что обеспечивает удовлетворительный нагрев ванны в период плавления. Принудительным удалением шлака при помощи гребка или перевернутой мульты, надетой на хобот завалочной машины, толщину шлакового покрова можно довести до 30–40 мм.

Если количество шлака, оставшегося в печи по завершению периода расплавления, недостаточно для удаления серы и фосфора до заданных пределов, а также за-

щиты металла от газов (водород и азот) во время чистого кипения, то в период доводки наводят дополнительное количество шлака присадками шлакообразующих.

При необходимости глубокого удаления вредных примесей количество шлака увеличивают путем его обновления – многократного скачивания и наведения нового шлака нормальной толщины, не препятствующей теплопередаче от факела.

При проведении предварительного раскисления металла в печи (при выплавке сталей, легированных тугоплавкими ферросплавами), для уменьшения восстановления фосфора в металл и угара элементов-раскислителей и легирующих, непосредственно перед раскислением необходимо максимально полно скачивать шлак.

Материальный баланс мартеновского процесса

Основной мартеновский процесс позволяет выплавлять сталь требуемого качества из чугуна и скрапа любого состава и в любой пропорции. Это является главным его преимуществом перед конвертерным процессом, поэтому основным отличием материального баланса мартеновской плавки (при любом варианте ее реализации) является повышенный расход лома.

Для оценки ресурсоемкости мартеновского процесса в таблице 3.8 приведен материальный баланс выплавки углеродистой стали скрап-рудным и скрап-процессом (на 100 кг металлошихты).

**Таблица 3.9 – Материальный баланс
мартеновской плавки [41]**

Статья баланса	Количество, кг/100 кг металлошихты	
	скрап-рудный	скрап-процесс
Расход материалов		
Чугун *	50-60	25-35
Лом	40-50	65-75
Твердые окислители	5-15	1-3
Топливо (в условных единицах)	8-13	15-20
Известняк	4-8	-
Известь	2-4	4-6
Боксит	0,5-1,5	0,5-1,5
Фуговка печи	2-3	1-2
Кислород атмосферы печи	1-2	1,5-2,5
Кислород дутья	0-4	-
Выход продуктов		
Готовая жидкая сталь	95-100	90-95
Шлак	12-15	8-10
Корольки металла в шлаке	0,5-1,0	0,3-0,6
Газы	8-11	4-6

* Жидкий при скрап-рудном и твердый при скрап-процессе

Характерными особенностями материального баланса мартеновского процесса, отличающими его от конвертерного, являются:

- меньший удельный расход чугуна, составляющий 550–600 кг/т при скрап-рудном процессе и 300–350 кг/т при скрап-процессе;

- возможность вести плавку на жидком и твердом чугуне, что обусловлено использованием топлива для отопления печи;

- меньший расход металлошихты, составляющий 1000–1050 кг/т при скрап-рудном процессе и от 1050 до 1100 кг/т при скрап-процессе, что обусловлено отсутствием потерь с пылью и выбросами, меньшим угаром примесей металлошихты, а также «приваром» железа из твердых окислителей (для скрап-рудного процесса);

– более высокий выход годного, достигающий для скрап-рудного процесса 100 % (и более), что связано с низким угаром железа и примесей металлошихты, а также с тем, что потери металла от окисления перекрываются восстановлением железа из твердых окислителей (твердые окислители в состав металлошихты не входят);

– высокий расход твердых окислителей, являющихся основным источником кислорода для скрап-рудного процесса, и достигающий 15 % (и более) при ведении плавки без продувки кислородом;

– основным источником кислорода для окислительно-го рафинирования при скрап-процессе является окислительная атмосфера печного пространства;

– отсутствие потерь металла с выбросами и минимальные потери с пылью;

– использование топлива для отопления печей, расход которого составляет 80–140 кг/т для скрап-рудного и 160–220 кг/т для скрап-процесса;

– возможность использования в качестве основного флюса известняка, что обусловлено наличием внешних источников тепла.

Тепловой баланс мартеновского процесса

Высокий расход лома и подовая конструкция печи обеславливает необходимость подвода тепла извне, что осуществляют сжиганием в рабочем пространстве печи топлива, расход которого определяется тепловым балансом плавки. Для оценки энергоемкости мартеновского процесса в таблице 3.10 приведен тепловой баланс скрап-

рудного и скрап-процесса при выплавке углеродистой стали (на 100 кг металлошихты).

Таблица 3.10 – Тепловой баланс мартеновской плавки [41]

Приход		Расход	
Наименование	%	Наименование	%
Физ. тепло жидкого чугуна	0-15	Нагрев стали и шлака	20-25
Тепло реакций окисления примесей, догорания CO до CO ₂ и реакций шлакообразования	10-20	Нагрев и эндотермические реакции восстановления твердых окислителей и разложения известняка	1,0-10
Тепло сжигания топлива (недостаток тепла)	45-60	Нагрев, выделяющихся из ванны CO и CO ₂	1,5-2,0
Физическое тепло воздуха, подаваемого для горения*	25-30	Потери тепла с дымовыми газами	45-60
		Потери тепла через кладку и с охлаждающей водой	15-25
Итого	100	Итого	100

* Часть тепла, уносимого из рабочего пространства отходящими газами, возвращается в виде тепла подогрева газа и воздуха.

Характерными особенностями теплового баланса мартеновской плавки (в отличие от кислородно-конвертерного процесса) являются:

- низкая доля тепла экзотермических реакций, не превышающая 20 % прихода, что объясняется большим количеством перерабатываемого лома, содержащего меньше примесей и требующего больше тепла и времени на расплавление, а также более высокие потери тепла;

- высокие потери тепла через кладку и с охлаждающей водой, составляющие 15–25 %, что связано с громоздкой конструкцией печи и высокой длительностью плавки;

- высокие потери тепла с отходящими дымовыми газами, что связано продолжительным отоплением печи и образованием больших количеств продуктов сгорания, уходящих из печи с температурой 1650–1700 °С. Около половины уносимого тепла возвращается в плавку с нагретым

тым воздухом, поэтому реальные потери с отходящими газами, как правило, не превышают 30 %. Причем это тепло частично используется в котлах-утилизаторах, что улучшает использование тепла процесса;

– основным источником тепла в мартеновском процессе является тепло сжигания топлива в рабочем пространстве печи, покрывающее 45–60 % потребностей. При этом, с учетом того, что до 30 % тепла безвозвратно теряется с отходящими газами (с учетом регенерации тепла), полезное использование тепла сгорающего в рабочем пространстве топлива составляет 50–55 %. Низкая эффективность использования топлива объясняется длительностью мартеновского процесса, нацеленного на переработку значительных количеств стального лома.

Недостаток собственного тепла процесса, компенсируемый сжиганием большого количества топлива в рабочем пространстве печи, обуславливает более высокий удельный расход тепла на выплавку стали (по сравнению с конвертерным процессом), составляющий для большегрузных печей (450–900 т) 2100–4200 МДж/т. Снижение удельного расхода тепла возможно в результате сокращения продолжительности плавки и увеличения вместимости печей. При этом общая энергоемкость выплавки стали в мартеновских печах (15–17 ГДж/т) меньше энергоемкости конвертерной стали, что обусловлено более высоким расходом металлолома.

Кроме того, следует отметить отличительные особенности теплового баланса мартеновской плавки, проводимой скрап-рудным и скрап-процессом:

- при работе скрап-процессом отсутствует поступление тепла с жидким чугуном и меньшее количество тепла выделяется при протекании реакций окисления примесей, что обуславливает большую продолжительности плавки и более высокий расход топлива – 160–220 кг/т;

- при скрап-рудном процессе значительное количество тепла (до 10 %) расходуется на эндотермические реакции с участием оксидов железа твердых окислителей, которое компенсируется дополнительным поступлением тепла с жидким чугуном и теплом от окисления его примесей, что обеспечивает сокращение длительности плавки и расхода топлива до 80–140 кг/т;

- минимальный расход топлива наблюдается при высоком расходе жидкого чугуна и продувке ванны кислородом (скрап-кислородный мартеновский процесс), максимальный при самом низком расходе твердого чугуна в скрап-процессе. Однако общая энергоемкость скрап-процесса с учетом прошлых затрат значительно меньше, чем скрап-рудного.

Перспективы мартеновского процесса

Основной мартеновский процесс, созданный как способ переработки в сталь больших количеств металлолома, являлся основным способом производства жидкой стали до середины XX века, чему способствовали следующие его достоинства:

- возможность работы на любом соотношении чугуна и лома в шихте за счет использования внешнего источника тепла от сжигания топлива;

- универсальность в переработке металлошихты любого состава и качества с получением сталей широкого сортамента (от углеродистых до высоколегированных);

- низкие потери металла (с угаром, пылью и выбросами) и высокий выход годного, особенно при работе скрап-рудным процессом;

- возможность получения требуемого качества металла за счет развитой поверхности взаимодействия «металл-шлак», большой продолжительности процесса и возможности многократного обновления шлака в процессе плавки;

- низкая газонасыщенность стали благодаря низкой интенсивности продувки и проведению периода «чистого кипения», в ходе которого снижается окисленность металла, происходит удаление водорода;

- использование разнообразных видов топлива с высоким (с точки зрения печей) коэффициентом использования, превышающим 50 %, за счет регенерации тепла отходящих газов.

С появлением с середины XX века кислородно-конвертерного и электросталеплавильного процессов отчетливо вскрылись недостатки мартеновского производства:

- большая продолжительность процесса и низкая производительность, что обусловлено сущностью нагрева и рафинирования на подине большой площади;

- сложность в синхронизации работы мартеновских печей и непрерывной разливки стали вследствие большой длительности мартеновской плавки (по отношению к разливке) и значительных ее колебаний от плавки к плавке;

- сложная конструкция печи, большой расход огнеупорных материалов и доля ручного труда при ремонте;

- низкая степень автоматизации и более тяжелые условия труда;

- более значительные выбросы газов и пыли в окружающую среду вследствие низкой газоплотности рабочего пространства.

По этим причинам мартеновский процесс неуклонно вытесняют кислородно-конвертерный и электросталеплавильный. Переходным вариантом от мартеновской печи к более высокопроизводительным способам производства стали является двухванный сталеплавильный агрегат, более приспособленный к продувке металла кислородом.

3.3.3. Производство стали в двухванных сталеплавильных агрегатах

Практика использования в мартеновском процессе кислородного дутья показала, что эффективность его при-

менения по мере повышения интенсивности продувки снижается:

– выделяющееся при окислении углерода по реакции $[C] + \frac{1}{2}\{O_2\} = \{CO\}$ тепло используется неэффективно из-за значительного увеличения объема газов и сокращения времени их пребывания в рабочем пространстве печи, поэтому не достигается теоретически ожидаемое улучшение теплового баланса (от замены кислорода твердых окислителей на кислород дутья) и уменьшение расхода топлива;

– повышается вероятность выбросов металла и шлака через пороги завалочных окон вследствие бурного окисления углерода и вспенивания ванны;

– ухудшается использование тепла от окисления CO до CO_2 над ванной из-за недостатка времени пребывания газов в рабочем пространстве печи, вследствие чего догорание CO завершается в элементах газоотводящей системы;

– снижается стойкость футеровки свода, а также газоотводов и насадок регенераторов из-за их перегрева;

– увеличивается вынос плавильной пыли (до 80 г/м^3) и шлака с отходящими газами, что снижает выход годного и ухудшает условия работы шлаковиков и регенераторов, а также системы газоочистки.

В итоге, при интенсивной продувке мартеновской ванны кислородом (более $20 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{час}$) не только ухудшаются условия работы конструктивных элементов печи, но и снижается эффективность использования тепла процесса, поэтому не достигается теоретически ожидаемое улучшение теплового баланса и уменьшение расхода топлива. Та-

ким образом, оказалось, что мартеновская печь, и конструктивно, и технологически, плохо приспособлена к интенсивной продувке кислородом.

Для эффективного использования преимуществ от использования кислородного дутья и повышения производительности мартеновских цехов без значительных капитальных затрат в конце пятидесятих годов XX века был создан **двухванный сталеплавильный агрегат (ДСА)**, адаптированный к интенсивной продувке металла кислородом и вписывающийся в существующие здания мартеновских цехов (в отличие от кислородных конвертеров). Принципиально ДСА представляет из себя две совмещенные мартеновские печи с более глубокими ваннами, позволяющими проводить продувку с высокой интенсивностью до $1\text{--}2 \text{ м}^3/\text{т}\cdot\text{мин}$. При этом тепло отходящих газов (в том числе и от дожигания СО) в ДСА используется не для нагрева воздуха, а для нагрева загружаемых твердых шихтовых материалов (металлолома), для чего ванны работают последовательно: в одной проводится окислительное рафинирование, в другой – нагрев шихты. Эффективное использование тепла отходящих газов для нагрева лома позволило отказаться от регенераторов, что существенно упростило конструкцию ДСА (по сравнению с мартеновской печью). При этом удалось сохранить высокую долю лома в шихте (до 40–45 %) при минимальном расходе топлива.

Таким образом, создание ДСА было вызвано необходимостью повышения производительности мартеновских цехов при сохранении всех их преимуществ, по переработке, в частности, достаточно высокой доли металлолома (до 40–45 %) в шихте и более полного использования тепла, которое выделяется над ванной при дожигании CO до CO_2 при высокой интенсивности продувки ванны O_2 .

Устройство и принцип работы двухваннного сталеплавильного агрегата

Классическая двухваннная печь представляет собой плавильный агрегат с двумя ваннами, двумя головками, двумя вертикальными каналами, двумя шлаковиками и системой боровов и перекидных клапанов (рисунок 3.25).

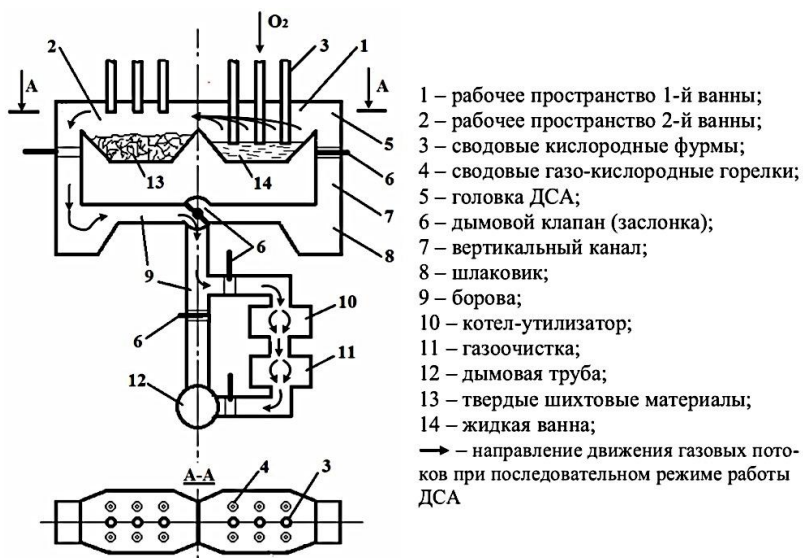


Рисунок 3.25 – Схема двухваннного сталеплавильного агрегата [41]

Рабочее пространство ДСА имеет две ванны под общим сводом. Каждая ванна, конструкция которой идентична мартеновской, снабжена сталевыпускным отверстием и шлаковыми летками, расположенными на задней стенке, тремя завалочными окнами в передней стенке и тремя сводовыми кислородными фурмами. Для отопления печи каждая ванна оборудована топливно-кислородными горелками, которые обычно устанавливают в своде (по 6 на каждую ванну), что улучшает эффективность теплопередачи.

Принцип работы ДСА заключается в синхронной работе ванн в различных технологических режимах: когда в одной ванне (1-я ванна на рисунке 3.25) идет продувка металла кислородом, в другой ванне (2-я ванна) твердая шихта (металлолом, добавочные материалы) подогревается за счет тепла отходящих от первой ванны газов, дожигания CO до CO_2 и горения топлива (при необходимости). Дымовые газы покидают рабочее пространство ДСА со стороны ванны, где идет прогрев твердой шихты – первая половина плавки, которую часто называют холодным периодом. По окончании продувки металла в первой ванне (горячая ванна) осуществляют выпуск металла и шлака, а во второй – заливку чугуна, по завершению которой с помощью перекидных клапанов изменяют направление движения газов и, одновременно, начинают продувку во второй ванне. При этом в первой ванне приступают к следующей плавке, проводя операции по заправке ванны, завалке твердых шихтовых материалов и их прогреву.

Для организации такой работы ванн требуется вести процессы в них со смещением на половину продолжительности, т.е. конец плавки в одной ванне должен соответствовать середине плавки в другой.

Основная особенность технологии выплавки стали в ДСА заключается в том, что прогрев твердых шихтовых материалов (лома) осуществляется, главным образом, дымовыми газами, поступающими из смежной ванны, в которой проводится продувка металла кислородом, сопровождающаяся выделением большого количества CO . При этом источниками тепла для нагрева твердых шихтовых материалов, состоящих из металлолома и флюсов (известь и разжижители), являются:

- физическое тепло дымовых газов, имеющих температуру 1700–1750 °С;
- тепло реакции окисления выделяющегося при продувке металла в смежной ванне CO до CO_2 ;
- тепло сжигания топлива, подаваемого через сводовые горелки.

Использование тепла при такой организации движения дымовых газов достаточно эффективно, поскольку за время движения обеспечивается полное окисление CO до CO_2 , а тепло воспринимают холодные твердые материалы с высокой поглощательной способностью. Это позволяет существенно упростить конструкцию ДСА, отказавшись от регенераторов. Кроме нагрева лома, при прохождении газов через «холодную ванну» происходит частичное оседание крупной плавильной пыли.

Для предотвращения перегрева кладки газоотводящей системы (боровов и шлаковиков) в шлаковиках осуществляют охлаждение отходящих газов с 1400–1500 до 900–1000 °С, путем распыления воды через форсунки. Это также улучшает степень улавливания пыли и обеспечивает получение рыхлого шлака, который легко удаляется при ремонтах. Оставшееся теплосодержание дымовых газов используется для выработки пара в котлах-утилизаторах.

Режим работы ДСА, обеспечивающий использование тепла отходящих газов для нагрева металлолома в смежной ванне, называют последовательным. Изменение направления движения газов (перекидка) производится один раз в середине плавки.

При такой организации процесса интенсивность продувки металла кислородом, определяющая длительность окислительного рафинирования, должна подбираться с учетом продолжительности прогрева твердых шихтовых материалов в смежной ванне до требуемой температуры 1100–1200 °С. С повышением интенсивности продувки длительность рафинирования уменьшается и должен сокращаться период прогрева. Однако при этом повышается объем и скорость отходящих газов, что ухудшает теплопередачу и увеличивает длительность нагрева, которая также зависит от доли металлолома в шихте. Поэтому с уменьшением доли лома в шихте (и массы металлозавалки) возможно повышение интенсивности продувки до 1–1,5 м³/(т·мин). Обычно же, при доле лома 30–35 %, ха-

ракторной для ведения плавки в ДСА, интенсивность продувки составляет $0,4-0,6 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{мин})$.

При такой интенсивности продувки длительность плавки в ДСА составляет 3–4 часа, а металл из ванн выпускается попеременно каждые 1,5–2 часа. При этом, за счет эффективного использования физического и химического тепла отходящих газов, выплавку стали в ДСА возможно вести при доле лома до 35–40 % при минимальном расходе топлива (10–15 кг/т), расходуемого в основном на поддержание печи в рабочем состоянии во время ее заправки.

*Технология плавки стали в двухванновых
сталеплавильных агрегатах при
последовательном режиме работы*

Технологический цикл выплавки стали в каждой ванне ДСА можно условно разделить на два периода:

1. «Холодный» период, в течение которого осуществляется заправка печи, завалка и прогрев шихты, заливка чугуна.

2. «Горячий» период, в течение которого осуществляется продувка ванны кислородом и выпуск металла и шлака, совмещенный с операциями по раскислению и легированию металла в ковше.

Первая половина плавки проводится как в мартеновском процессе. Отличительной особенностью является то, что нагрев шихты осуществляется, в основном, физическим и химическим (дожигание CO до CO_2) теплом дымовых газов, образующихся в соседней ванне, а тепло топлива играет незначительную роль.

Вторая половина плавки – окислительное рафинирование, проводится как в кислородном конвертере, но с меньшей интенсивностью продувки, что связано с необходимостью синхронизации процессов обезуглероживания и нагрева лома в соседних ваннах, а также ограниченной пропускной способностью дымового тракта. Удельная интенсивность продувки в двухваннных печах обычно составляет 0,4–0,6 м³/(т·мин) или 25–35 м³/(т·ч). При увеличении пропускной способности дымового тракта, сокращении продолжительности первых операций (заправки и завалки) и повышении интенсивности подачи топлива в период прогрева возможно увеличение интенсивности продувки до 1–1,5 м³/(т·мин).

Таким образом, технология плавки стали в ДСА сочетает в себе элементы мартеновского и конвертерного процессов. При этом обязательным условием эффективной работы ДСА в последовательном режиме является синхронность работы двух ванн, что достигается при строгом соблюдении графика проведения операций в каждой ванне. Примерный график совмещения основных операций и их продолжительности приведен на рисунке 3.26.



Рисунок 3.26 – График совмещения операций при плавке стали в двухваннных печах и примерная их продолжительность (% от общей длительности плавки)[41]

На ДСА (садка каждой ванны 250–300 т) общая продолжительность цикла в одной ванне составляет 3–4 ч, а выпуск металла из печи осуществляется каждые 1,5–2 ч.

Таким образом, технологический цикл плавки стали в каждой ванне ДСА состоит из следующей последовательности технологических операций: заправка, завалка и прогрев шихты, заливка чугуна, продувка, выпуск, совмещенный с раскислением и легированием металла.

Заправка печи проводится для восстановления изношенных за время плавки участков наварки ванны, передней, задней и разделительной стенок. Заправку производят магнезитовым порошком или обожженным доломитом во время выпуска плавки. Для улучшения качества ремонта футеровки в период заправки снижают интенсивность продувки в смежной ванне или отводят дымовые газы напрямую, то есть через головку ванны, в которой осуществляют продувку.

Завалка шихтовых материалов, в которые входит металлолом и флюсы (главным образом известь), проводят в последовательности, обеспечивающей хорошее теплоусвоение и сокращения периода прогрева: на подину загружают слой легковесного лома, затем расчетное количество извести (обычно 4–6 % от массы металлошихты) и оставшееся количество лома. Твердые окислители и известняк, как правило, не используют из-за эндотермичности процессов их усвоения. После завалки шихты производят подсыпку «ложных порогов» доломитом или дробленым известняком для увеличения емкости ванны.

Прогрев шихты, фактически протекающий с начала ее завалки, осуществляется преимущественно физическим и химическим теплом дымовых газов, образующихся в соседней ванне. Для обеспечения полного дожигания CO до CO_2 над ванной, где осуществляется прогрев шихты, осуществляют подачу кислорода через сводовые фурмы или организуют подсос воздуха через ближайшее к «горячей» ванне завалочное окно (путем частичного его открытия). Требования к прогреву шихты идентичны мартеновскому процессу – температура нагрева лома должна составлять 1100–1200 °С. Недогрев шихты ведет к «закозлению» заливаемого чугуна, ухудшению усвоения кислорода и удлинению периода продувки, а также может стать причиной выброса шлака и металла из печи вследствие скачкообразного роста скорости окисления углерода кислородом оксидов железа, накопленным в шлаке в начале продувки. Перегрев лома ведет к его поверхностному окислению, что

при заливке чугуна вызывает бурное окисление углерода и также может привести к выбросу металла и шлака из печи. Признаком нормального подогрева является оседание легковесного лома и оплавление кромок тяжеловесного металла. Температура прогрева шихты контролируется визуально и зависит от длительности периода прогрева и тепловой нагрузки (расхода топлива) печи.

Заливка чугуна в двухваннных печах является периодом, соответствующим середине плавки. Продолжительность этого периода определяется организационными возможностями и обычно составляет 30–40 минут. Ускорение заливки нежелательно из-за возможных выбросов металла и шлака при бурном протекании реакции обезуглероживания чугуна оксидами железа металлолома.

Продувка ванны кислородом, основная технологическая операция плавки, начинается после заливки чугуна и ведется без остановки до достижения заданного содержания углерода. Режим продувки характеризуется интенсивностью подачи кислорода и положением фурм.

Удельная интенсивность подачи дутья в двухваннных печах обычно колеблется в пределах 0,4–0,6 м³/(т·мин). Фурмы при нормальном режиме продувки опускают в шлак, стараясь держать их концы на границе «шлак-металл», что улучшает усвоение O₂, уменьшает разбрызгивание шлака и металла и минимизирует опасность прогара фурм. Для ускорения растворения извести в начале продувки одну или две фурмы поднимают выше уровня шлака и осуществляют поверхностный обдув, что способствует

насыщению шлака оксидами железа, повышению температуры ванны и жидкоподвижности шлака. Поверхностная продувка используется для ускорения нагрева ванны за счет реакции окисления CO до CO_2 над ванной.

Требования к чистоте кислорода, применяемого в период продувки в ДСА менее жесткие, чем в конвертерном процессе. Это, главным образом, связано с меньшей температурой в реакционных зонах при относительно низкой интенсивности продувки, что минимизирует процесс перехода азота в металл. Поэтому в двухваннных печах продувку металла допускается вести не техническим (чистота 99,5 %), а технологическим (чистота 95 %) O_2 .

В процессе продувки важно обеспечить синхронность процессов обезуглероживания и нагрева металла. Обезуглероживание осуществляется кислородом дутья и контролируется по расходу кислорода, а также промежуточным анализом химического состава металла (при расчетном содержании углерода 1,0–1,5 %). Нагрев ванны обеспечивается теплом экзотермических реакции окисления железа и примесей металла, теплом сжигания топлива и частичного дожигания CO до CO_2 над ванной. Коррекция температуры металла по ходу продувки производится по результатам замера температуры следующим образом:

- перегрев ванны снимается присадкой твердого окислителя, окалины или металлолома (но не позже, чем за 10–20 минут до начала выпуска плавки);
- недогрев ванны устраняется увеличением тепловой нагрузки или организацией поверхностной продувки (пу-

тем подъема одной или нескольких фурм над ванной), при которой увеличивается поступление тепла к ванне от дожигания CO до CO_2 и окисления железа.

При достижении заданных значений содержания углерода в металле и температуры его нагрева продувку прекращают.

Поведение примесей металлошхты и формирование шлака в период продувки подчиняются закономерностям, характерным для кислородно-конвертерного процесса. При этом, в отличие от конвертерного процесса, в ДСА возможно скачивание и наведение шлака без остановки продувки, что улучшает удаление серы и фосфора. Основное отличие шлакового режима ДСА от мартеновского процесса заключается в том, что в двухванных печах нет необходимости в спуске первичного шлака для улучшения нагрева ванны, т.к. во время продувки ванна нагревается в основном теплом экзотермических реакций окисления компонентов металла, а не теплом факела. Состав и свойства шлака по ходу продувки корректируют присадками извести и плавикового шпата, обеспечивая формирование жидкоподвижного гомогенного шлака основностью по отношению CaO/SiO_2 на уровне 2,5–3,5 ед.

Выпуск плавки проводят сразу после прекращения продувки или через 4–6 минут после ее окончания для снятия переокисленности металла и шлака. В процессе выпуска, как и при других вариантах сталеплавильных процессов, производят раскисление и легирование металла. Продолжительность выпуска составляет ≈ 10 мин, что

обеспечивает хорошее усвоение подаваемых в ковш раскислителей и легирующих.

Показатели работы и перспективы двухванных печей

Распространение двухванных печей в 60–70-х годах XX века определилось их преимуществами в сравнении с мартеновскими печами:

- в 4–5 раз более высокая производительность, обусловленная активным использованием газообразного кислорода для окислительного рафинирования;

- возможность установки ДСА на месте существующих мартеновских печей без реконструкции здания и изменения грузопотоков в цехе, что обеспечивает повышение производительности мартеновских цехов при минимальных капитальных затратах;

- в 3–5 раз меньше расход топлива, что связано с эффективным использованием тепла дымовых газов и сокращением тепловых потерь за более короткое время плавки;

- низкий удельный расход огнеупоров (4–5 кг в сравнении с 12–15 кг на мартеновских печах), что объясняется сокращением продолжительности плавки;

- более простая конструкция печи и сокращение объемов ремонтных работ.

Эти достоинства определили распространение печей такого типа для замены мартеновских печей, работающих скрап-рудным процессом. Однако опыт эксплуатации ДСА выявил следующие их недостатки по отношению к мартеновским печам:

– пониженный выход годного (89–92 %), что связано с большим угаром примесей металлошихты и железа, а также высокими потерями железа с пылью при интенсивной продувке кислородом;

– ограниченные возможности по переработке лома (не более 35–40 %) и высокий расход жидкого чугуна, что связано с технологической сущностью процесса, основанного на продувке жидкой ванны кислородом при ограниченном времени на прогрев твердой шихты;

– необходимость четкой синхронизации процессов в смежных ваннах, что усложняет управление работой ДСА;

– высокие и неконтролируемые подсосы холодного воздуха в печь, что ухудшает использование тепла и усложняет управление плавкой;

– повышенное содержание плавильной пыли в отходящих газах и усложнение системы газоочистки;

– увеличенный расход кислорода (до 70–80 м³/т) при относительно низкой степени его усвоения ванной, что связано с увеличением его расхода на дожигание CO до CO_2 ;

– выбивание большого количества запыленных дымовых газов из печи в цех, что ухудшает условия труда, затрудняет обслуживание печи, загрязняет воздушный бассейн.

Существенное ухудшение условий труда вследствие выбивания дымовых газов из печи является одним из главных недостатков двухваннных печей, работающих в последовательном режиме, предусматривающем использо-

вание отходящих газов для нагрева лома. Выбивание газов из рабочего пространства происходит через завалочные окна при поднятых заслонках и по периметру закрытых заслонок, а также через стационарные желоба для заливки чугуна и амбразуры сводовых фурм. Основной причиной этого явления является повышение давления в рабочем пространстве при ограниченной пропускной способности дымового тракта и повышенной интенсивности продувки.

Частичное решение этой проблемы возможно при уменьшении давления в печи за счет увеличения тяги, однако при этом ухудшается использование тепла дымовых газов из-за увеличения скорости их движения и количества подсосов холодного воздуха в печь. Более существенное сокращение неорганизованных выбросов пыли и газов из двухвальной печи обеспечивается при ее переводе на прямоточный режим работы, при котором дымовые газы отводятся из каждой ванны через ближайшую головку. В этом случае ванны в тепловом отношении работают изолированно друг от друга, а нагрев твердой шихты производится за счет увеличения расхода топлива. Несмотря на это, сохраняется требование в синхронной работе смежных ванн, поскольку пропускная способность газоотводящего тракта и газоочистки ограничены. Утилизация тепла дымовых газов при таком режиме работы осуществляется только в котле-утилизаторе, что ухудшает использование тепла процесса.

Более простым с конструктивной точки зрения вариантом последовательного ДСА является двухвальный ста-

леплавильный агрегат, вертикальный канал которого расположен между ваннам. Однако такой вариант, хотя и упрощает конструкцию ДСА, но ограничивает технологические возможности процесса, не позволяя, при необходимости, использовать тепло дымовых газов для нагрева металлолома в смежной ванне.

Таким образом, двухванная печь имеет много эксплуатационных недостатков, а по своим технологическим показателям не может конкурировать с более производительными кислородными конвертерами. Поэтому двухванные агрегаты различной конструкции были промежуточным вариантом при переходе от мартеновского к конвертерному и электросталеплавильному способам производства стали.

3.4. Конвертерное производство стали

3.4.1. *Сущность конвертерного производства стали*

Конвертерный способ получения стали был предложен в 1856 году английским механиком Генри Бессемером и заключался в выплавке жидкой стали из жидкого чугуна без затрат топлива в результате окисления примесей металла кислородом воздуха. Разработанный в 1860 году Г. Бессемером агрегат для продувки чугуна воздухом, названный конвертером (от англ. converter – преобразователь; от лат. converto – изменяю, превращаю), представлял собой вращающийся вокруг горизонтальной оси сосуд, состоящий из металлического кожуха, футерованного изнутри динасовым огнеупорным кирпичом (рисунок 3.27). Воздух для продувки подавался через шамотные фурмы (с

отверстиями для подачи воздуха – соплами), вставленные в футеровку дна конвертера.

Таким образом, бессемеровский процесс – процесс получения жидкой стали из чугуна в конвертере с кислой футеровкой (бессемеровский конвертер) в результате окислительного рафинирования металла O_2 воздуха, подаваемого снизу (через днище). При продувке кислород воздуха окисляет примеси чугуна, в результате чего он превращается в сталь, а тепло экзотермических реакций окисления и физическое тепло жидкого чугуна обеспечивают нагрев стали до температуры выпуска ($\approx 1600^\circ C$).

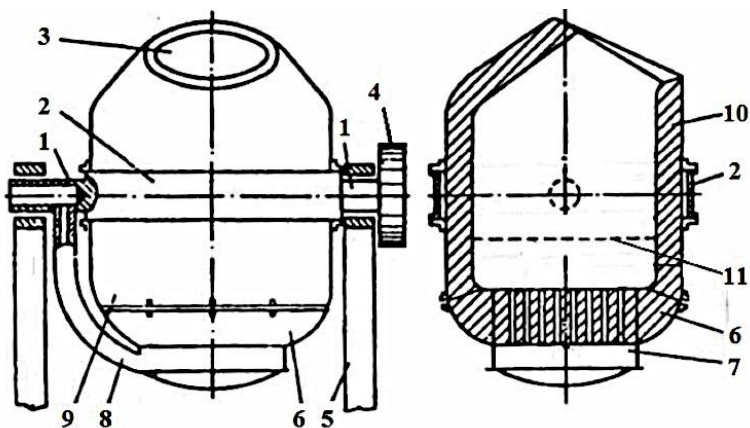


Рисунок 3.27 – Устройство конвертера с донным воздушным дутьем [41]:

- 1 – цапфы; 2 – опорное кольцо; 3 – отверстие горловины;
- 4 – зубчатое колесо привода поворота; 5 – опорная станина;
- 6 – отъемное днище с фурмами; 7 – воздушная коробка;
- 8 – патрубок для подачи дутья; 9 – корпус конвертера;
- 10 – футеровка; 11 – уровень металла в спокойном состоянии

Наличие кислой футеровки предопределяло работу бессемеровского конвертера с кислыми шлаками, поэтому

бессемеровский процесс не позволял проводить удаление из металла серы и фосфора и применялся только для передела низкофосфористых чугунов.

Проблема удаления из металла серы и фосфора была решена англичанином Сиднеем Томасом, предложившим в 1878 году проводить окислительное рафинирование чугуна воздухом в конвертере с основной футеровкой (на основе доломита). Это позволило вести продувку при наличии высокоосновного шлака (наводимого присадками извести), что обеспечивало удаление фосфора и частично серы. Способ переработки высокофосфористых чугунов путем продувки воздухом снизу в конвертере с основной футеровкой получил название *томасовского*.

Конвертерные процессы с донным воздушным дутьем стали первыми способами производства жидкой стали в массовых количествах (применявшийся в то время пудлинговый процесс обеспечивал получение железа в тестообразном состоянии, а масса плавки в тигельном процессе обычно не превышала 50 кг).

Сравнительный анализ эффективности окислительного рафинирования при донной продувке металла воздухом в бессемеровских и томасовских конвертерах показал, что недостатки этих процессов могут быть минимизированы при обогащении дутья кислородом, т.е. путем уменьшения содержания в дутье азота, ухудшающего как тепловой баланс плавки, так и качество металла.

Основные достоинства и недостатки конвертерных процессов с воздушным дутьем представлены ниже.

Достоинства конвертерных процессов	Недостатки	
	Бессемеровский процесс	Томассовский процесс
1. Высокая скорость рафинирования и производительность на единицу ёмкости агрегата и одного трудящегося	1. Повышенное содержание азота в стали (до 0,015–0,025 %), из-за воздушного дутья при окислительном рафинировании. Итог – бессемеровская и томассовская сталь обладают повышенной хрупкостью и склонностью к старению	
2. Простота устройства конвертера – низкие капитальные затраты и расходы по переделу	2. Невозможность переработки металлолома из-за отсутствия внешних источников тепла и больших теплотерь с отходящими газами (25–30%)	
2. Не требуется применения топлива	3. Невозможность удаления <i>S</i> и <i>P</i> (кислая футеровка и шлак), что обуславливает высокие требования к составу шлак	

Так, применение дутья, обогащенное кислородом до 40 %, позволило на треть сократить продолжительность продувки, перерабатывать до 10–15 % лома и снизить концентрацию азота до 0,006–0,009 %. Однако дальнейшее увеличение концентрации кислорода в дутье привело к значительному сокращению стойкости днищ конвертера, вследствие возникновения у фурм зон высоких температур из-за протекания экзотермических реакций окисления составляющих чугуна. Это не позволило использовать кислородное дутье в бессемеровском и томасовском процессах. Повышение содержания O_2 в донном дутье до 50 % при сохранении стойкости футеровки достигалось при продувке металла смесями O_2-CO_2 и $O_2-H_2O_{\text{пар}}$, однако эти вариан-

ты отличались повышенной стоимостью и не нашли широкого применения. Кислородное дутье в конвертерном производстве стали активно использовать только после разработки процесса продувки сверху, через водоохлаждаемую фурму.

Продувка металла в конвертере кислородом сверху была впервые реализована на заводах австрийской компании VOEST в г. Линце (в 1952 г.) и г. Донавице (в 1953 г.). Конвертерный процесс с продувкой кислородом сверху получил несколько названий:

1) LD-процесс (от нем. Linz Dusenferfahren – фирменный процесс в г. Линце или по первым буквам названий городов Linz и Donawitz);

2) BOP-процесс (от англ. Basic Oxygen Process – основной кислородный процесс);

3) кислородно-конвертерный процесс (в отечественной практике).

В период с 1955 по 1975 гг. бессемеровский и томасовский процессы были вытеснены кислородно-конвертерными процессами различных разновидностей.

Современный кислородно-конвертерный процесс

Кислородно-конвертерный процесс – это способ выплавки стали из жидкого чугуна с добавкой лома в конвертере с основной футеровкой путем продувки газообразным кислородом без дополнительного подвода тепла извне. Технологический процесс плавки осуществляется за счет химической теплоты экзотермических реакций и физического тепла, вносимого жидким чугуном.

Разнообразие химического состава перерабатываемого чугуна, а также требований к качеству выплавляемого металла, привело к возникновению многих разновидностей конвертерного способа производства стали: «классический» с верхней продувкой (через водоохлаждаемую фурму); с нижней (донной) продувкой (через донные фурмы); с комбинированной продувкой).

Для повышения доли перерабатываемого лома созданы варианты кислородно-конвертерных процессов с использованием дополнительных источников тепла.

Несмотря на разнообразие вариантов кислородно-конвертерных процессов, можно выделить (по сравнению с мартеновским и электросталеплавильным процессами) следующие общие их достоинства:

- более высокая производительность – у мартеновских и дуговых печей 100–150 т/ч, а у конвертера 400–500 т/ч;
 - более низкие капитальные затраты;
 - меньшие расходы по переделу, в число которых входит стоимость электроэнергии, топлива, огнеупоров, сменного оборудования и др.;
 - не требуются внешние источники тепла;
 - высокая степень автоматизации и механизации производства, что улучшает условия труда и облегчает ведение процесса;
 - ритмичность конвертерного процесса облегчает синхронизацию работы конвертера с установками непрерывной разливки стали (УНРС)
- и недостатки:

- наличие высокотемпературной реакционной зоны;
- образование большого количества отходящего газа ($\approx 70 \text{ м}^3/\text{т}$) с высокой концентрацией плавильной пыли;
- низкий выход годного вследствие повышенного угара примесей металлошихты, а также больших потерь металла с пылью (в отходящих газах, со шлаком и выбросами);
- ограниченные возможности переработки металлолома (обычно 22–28 % от массы металлошихты), обусловленные отсутствием внешних источников тепла;
- высокий удельный расход жидкого чугуна (более 800 кг/т стали), что связано как с низким выходом годного, так и ограничениями по переработке металлолома.

Несмотря на имеющиеся недостатки, высокие технико-экономические показатели кислородно-конвертерного процесса обусловили его бурное развитие и, в настоящее время, доля стали выплавляемой конвертерным способом превышает 60 %.

Среди всех разновидностей конвертерных процессов наиболее широкое распространение получил «классический» кислородно-конвертерный процесс с верхней продувкой.

Устройство кислородного конвертера с верхней продувкой

Кислородный конвертер представляет собой поворачивающуюся на цапфах емкость грушевидной формы, футерованную изнутри, и снабженную леткой для выпуска стали и отверстием сверху для ввода в полость конвертера кислородной фурмы, отвода газов, заливки чугуна, загруз-

ки лома и шлакообразующих и слива шлака (рисунок 3.28). Вместимость (садка) действующих конвертеров составляет 50–450 т. В массу садки включают металлический лом, жидкий и твердый чугун, ферросплавы и восстанавливаемое из руды Fe , применяющееся в качестве окислителя.

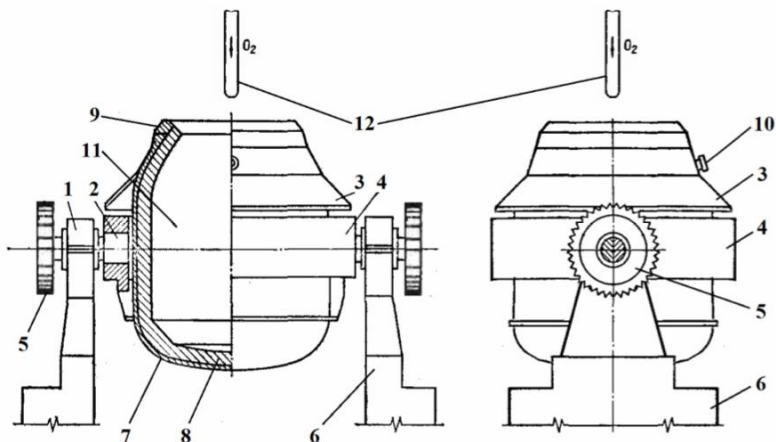


Рисунок 3.28 – Устройство кислородного конвертера с верхней продувкой [41]:

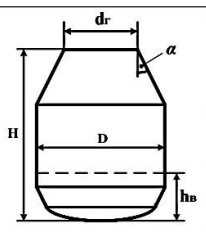
1 – опорный подшипник; 2 – цапфа; 3 – защитный кожух; 4 – опорное кольцо; 5 – ведомое зубчатое колесо привода поворота; 6 – опорная станина; 7 – корпус; 8 – футеровка; 9 – шлем; 10 – сталевыпускное отверстие; 11 – рабочее пространство; 12 – O_2 -фурма (в нерабочем положении)

Рабочее пространство конвертера конструктивно состоит из трех частей:

- горловина – суживающаяся верхняя часть;
- цилиндрическая часть;
- днище, которое может быть либо сферическим, либо иметь суживающуюся коническую часть, к которой примыкает сферическое днище.

Размеры рабочего пространства конвертера, определяемые при проектировании, должны обеспечивать высокую интенсивность продувки без выбросов металла через горловину при минимальных капитальных затратах и высокой стойкости футеровки. Размеры некоторых конвертеров приведены ниже.

Емкость, т	Высота рабочего пространства Н, м	Диаметр рабочего пространства D, м	Отношение Н/D	Удельный объем, м ³ /т	Глубина ванны h _в , м	Диаметр горловины d _г , м
100	7,65	4,00	1,90	0,96	1,50	1,65
200	9,50	5,95	1,60	1,03	1,78	3,10
300	9,27	6,55	1,41	0,87	1,90	3,43



Повышение производительности конвертеров, достигаемое при высокой интенсивности продувки, провоцирует бурное течение процесса, сопровождающееся выбросами, которые уменьшают выход годной стали и требуют периодических остановок конвертера для удаления настелей металла с горловины и входной части газоотводящего тракта (фартук и котел-утилизатор). Основные параметры, определяющие возможность работы конвертера без выбросов – это удельный объем (объем рабочей полости, приходящийся на 1 т жидкой стали, м³/т) и отношение высоты рабочего объема к его диаметру – Н/D.

Удельный объем должен находиться в оптимальных пределах. Если он недостаточен, то при продувке возникают выбросы вспенивающегося металла и шлака, количество которых увеличивается с повышением интенсивности подачи кислорода и уменьшением числа сопел. При

избыточном удельном объеме неоправданно возрастают габариты конвертера и высота конвертерного цеха, теплоотдающая поверхность кожуха и теплопотери, расход огнеупоров на футеровку. Практика конвертерного производства показывает, что продувка металла без выбросов обеспечивается при объеме рабочего пространства конвертера, превышающем в 5–7 раз объем расплава в спокойном состоянии. Поэтому для современных конвертеров емкостью 100–450 т (при интенсивности продувки 150–250 м³/мин кислорода на одно сопло фурмы) величина удельного объема составляет 0,8–1,0 м³/т, причем она уменьшается при росте емкости конвертера.

Оптимальное соотношение **H/D** для современных конвертеров емкостью 100–450 т составляет 1,35–1,90, понижаясь с ростом вместимости агрегатов. Последнее связано с тем, что расстояние от уровня ванны в спокойном состоянии до верха горловины, достаточное для предотвращения выбросов (при интенсивности продувки от 150 до 250 м³/мин кислорода на одно сопло фурмы) составляет 6–8 м. При выборе величины H/D необходимо учитывать ее влияние на эффективность процесса:

– уменьшение H/D повышает вероятность выбросов, но улучшает условия эксплуатации футеровки (из-за ее удаления от высокотемпературной реакционной зоны) и процессы удаления серы и фосфора (из-за роста площади контакта «металл-шлак»);

– повышение H/D снижает вероятность выбросов, но ведет к увеличению высоты здания цеха и капитальных затрат на его сооружение.

Глубина ванны жидкого металла в спокойном состоянии изменяется от 1,0 до 2,0 метров, возрастая с увеличением емкости конвертера и интенсивности продувки. Уменьшение глубины ванны менее 1 метра ведет к повышенному разгару футеровки днища вследствие приближения к нему высокотемпературной реакционной зоны, а увеличение глубины более 2 метров ухудшает тепло- и теплообменные процессы в ванне, замедляя плавление стального лома.

Диаметр горловины составляет обычно 40–60 % от диаметра цилиндрической части, увеличиваясь с емкостью конвертеров (100–400 т) от 1,5 до 4,5 м. При выборе диаметры горловины исходят из того, что она должна обеспечивать завалку стального лома в один прием (сокращение длительности плавки) при минимизации теплопотерь и подсосов воздуха из атмосферы. Исходя из этого, горловина не должна быть больше, чем это необходимо для загрузки шихты.

Угол наклона стенок горловины к вертикали должен составлять 20–25 °, что обеспечивает минимальный абразивный износ футеровки при достаточном расширении цилиндрической части.

Корпус конвертера сварной (толщина 20–110 мм) глуходонный или с отъемным днищем, что облегчает ремонт футеровки, но усложняет конструкцию крепления и

жесткость корпуса в целом. Во избежание коробления под воздействием высоких температур верхнюю часть корпуса горловины укрепляют массивным шлемом, который в случае повреждения легко заменить. В нижней части горловины к корпусу приваривают защитный кожух, предотвращающий попадание выбросов металла и шлака на опорное кольцо и систему крепления конвертера.

Опорное кольцо через систему креплений воспринимает нагрузку от конвертера и передает ее через цапфы и опорные подшипники на фундамент. Система крепления конвертера компенсирует температурные деформации корпуса конвертера и предотвращает их передачу на опорное кольцо и цапфы, защищая последние от перекоса и повышенного износа опорных подшипников.

Механизм поворота служит для выполнения технологических операций конвертерной плавки (заливки чугуна, выпуск стали, слив шлака и др.), и обеспечивает вращение конвертера со скоростью 0,1–1 об/мин. Механизм поворота может быть односторонним (для конвертеров до 100–150 т) и двусторонним (для большегрузных конвертеров), позволяющим более равномерно распределить нагрузки на опорное кольцо при повороте конвертера.

Собственно механизм поворота современного конвертера состоит из нескольких электродвигателей и редукторов (4–8 шт), закрепленных на станине, т.е. представляет собой навесной многодвигательный привод, что обеспечивает его компактность и надежность (даже при выходе из строя одного двигателя).

Футеровка. Футеровка конвертера работает в тяжелых условиях, подвергаясь воздействию высоких температур, физико-химического воздействия металла и шлака, термических напряжений, ударных воздействий и др. Футеровку выполняют двухслойной, состоящей из арматурного слоя толщиной 110–250 мм, примыкающего к корпусу (защита корпуса от прогара и уменьшение теплопотерь), и рабочего слоя, толщиной 500–750 мм. Арматурный слой выполняют из доломитового или магнезитохромитового кирпича, а рабочий – из огнеупорных материалов на основе доломита и (или) магнезита на связке из каменноугольной смолы или пека. Стойкость футеровки (рабочего слоя), измеряемая числом плавов от одного капитального ремонта до другого, определяется обычно износом шлакового пояса (центральная часть) и зависит от вида (способа производства) огнеупоров:

Вид огнеупоров	безобжиговые	термообработанные	обожженные с пропиткой смолой
Стойкость, плавов	400-700	800-900	
Расход, кг/т стали	4-5	2-3	

Чаще всего для кладки рабочего слоя применяют необожженные кирпичи из смолодоломита (35–37 % MgO , 45–65 % CaO) или смолодоломитомagneзита (50–8 % MgO , 12–45 % CaO), которые проще в изготовлении и дешевле. При этом, после выполнения рабочего слоя, производят обжиг футеровки до 1100–1200 °С, в ходе которого происходит коксование смолы и футеровка приобретает повышенную прочность, термостойкость и шлакоустойчивость (стойкость к химическому воздействию шлака).

Кроме качества огнеупоров на стойкость футеровки оказывают влияние технологические параметры процесса. Так, отрицательное влияние на стойкость футеровки оказывают следующие факторы:

- повышение температуры (при выплавке низкоуглеродистых сталей), поскольку это вызывает размягчение огнеупоров и ускоряет их взаимодействие со шлаком;

- увеличение жидкотекучести и количества шлака;

- снижение основности шлака, вызывающее усиление взаимодействия кремнезема шлака с основными оксидами футеровки с образованием силикатов кальция и магния;

- повышение содержания оксидов железа, образующих с основными оксидами футеровки легкоплавкие ферриты кальция и магния;

- повышение содержания в металлошихте (чугуне) кремния, при окислении которого в начале продувки образуется кремнезем, реагирующий с основной футеровкой, и повышается количество шлака;

- повышение расхода сыпучих материалов и количества в них пустой породы;

- увеличение длительности интервалов между продувками, при которых происходит окисление коксовой пленки на поверхности футеровки (кислородом воздуха) и растрескивание (скалывание) огнеупоров под действием термических напряжений при охлаждении.

Интенсивность износа футеровки по ходу плавки максимальна в начальный период продувки, когда в шлаке

повышенное содержание SiO_2 и FeO , и в конце плавки при повышенной температуре и окисленности шлака. Поэтому все мероприятия, связанные с уменьшением продолжительности этих двух периодов, приводят к повышению стойкости футеровки.

Разрушающее воздействие шлака на футеровку существенно снижается при повышении содержания магнезии до 8–12 %, поэтому в качестве шлака часто применяют доломитизированную известь, обожженный доломит или магнезит. Однако главным мероприятием, обеспечивающим повышение стойкости футеровки, является систематическое горячее торкретирование футеровки или раздув шлака. Горячее торкретирование (факельное или полусухое) заключается в нанесении на изношенные участки кладки огнеупорной массы (с помощью торкрет-машины), приваривание которой обеспечивает восстановление футеровки. Раздув шлака, проводимый в конце плавки (после выпуска стали) азотом через верхнюю фурму, также обеспечивает ремонт футеровки в результате налипания шлака на поверхность кладки. Периодичность проведения операций по восстановлению футеровки зависит от ее текущего состояния. Регулярное применение для ремонта футеровки торкретирования или раздува шлака позволяет повысить стойкость футеровки до 5–10 тыс. плавов.

Кислородная фурма конвертера верхнего дутья выполнена из трех concentрично расположенных стальных труб и снабжена снизу медной головкой с соплами (рисунк 3.29). Полости, образованные трубами, служат для по-

дачи кислорода, подвода и отвода охлаждающей воды. Наиболее часто применяют фурмы с центральной подачей кислорода, в зазоре между трубами при этом циркулирует охлаждающая вода. Для уменьшения термических напряжений, вызываемых различным удлинением труб, фурма оборудована компенсаторами, либо подвижными сальниковыми уплотнениями (между трубами).

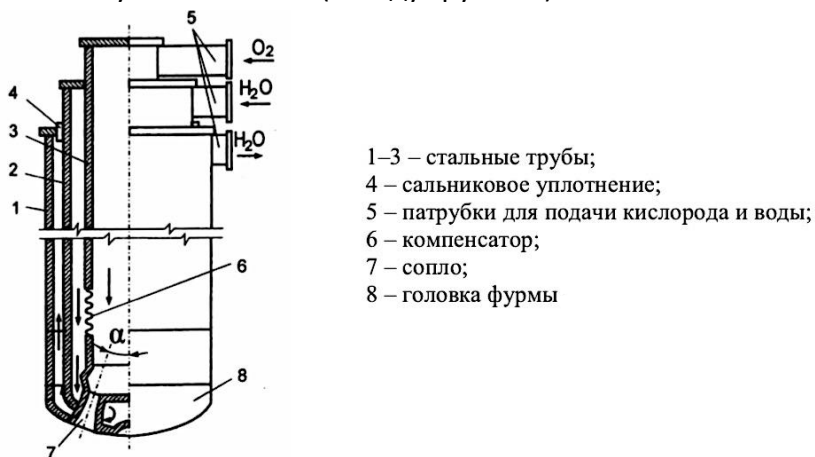


Рисунок 3.29 – Фурма с центральной подачей кислорода [41]

Головка (наконечник) фурмы, испытывающая максимальные тепловые нагрузки, делается сменной (стойкость до 250 плавков) и выполняется из меди, обладающей высокой теплопроводностью. Количество сопел в фурмах современных конвертеров составляет от 3 до 7, повышаясь с увеличением емкости конвертеров и интенсивности продувки. Увеличение количества сопел обеспечивает рассредоточение дутья по объему ванны и более «мягкую» продувку, а также позволяет повышать расход дутья при ми-

нимальном количестве выбросов. Для стабильного и полного усвоения кислорода дутья необходимо достаточное заглубление кислородных струй в объем ванны, для чего используют конструкционную форму сопел Лаваля, обеспечивающих формирование струй дутья с высокой кинетической энергией и скоростью. При высоте расположения фурмы над ванной 1–3 м, давлении O_2 перед фурмами 1–1,5 МПа и расходе дутья 200–300 м³/мин (через одно сопло), такая конструкция обеспечивает формирование кислородных струй со скоростью до 500 м/с, заглубляющихся в металл на 1–1,5 м. Число и диаметр сопел рассчитывают так, чтобы продувка шла без выбросов при требуемом расходе кислорода, интенсивность подачи которого в современных конвертерах изменяется от 2,5 до 5–7 м³/т·мин. Диаметр критического сечения сопел составляет от 25 до 60 мм. Угол наклона оси сопел к вертикали (α) составляет 10–20 °, повышаясь с увеличением количества сопел, что позволяет повысить степень рассредоточения дутья по объему ванны.

Фурма оборудована механизмом перемещения, обеспечивающим ее подъем и опускание при выполнении технологических операций плавки и по ходу продувки. Скорость подъема и опускания фурмы изменяется в пределах 0,1–1 м/с.

3.4.2. Технология кислородно-конвертерной плавки

При переделе низкофосфористых чугунов конвертерную плавку проводят в одношлаковом режиме (наибо-

лее простой и распространенный вариант), а технологический цикл плавки состоит из следующих операций:

Наименование	Продолжительность, мин	Схематическое изображение на рисунке 15
Завалка лома	3-4	а
Заливка чугуна	3-4	б
Продувка	10-25	в
Замер температуры, взятие пробы и ожидание анализа	3-4	
Выпуск металла	5-10	г
Слив шлака	1-2	д
Осмотр и подготовка конвертера к очередной плавке, в т. ч. торкретирование	0-5	
Общая длительность цикла (плавки)	25-50	

До начала плавки проводят ее **шихтовку**, т.е. определяют расходы материалов, обеспечивающие при данных условиях получение металла заданной массы, температуры, содержания углерода, фосфора и серы.

Плавку начинают с загрузки в конвертер лома. При этом **завалка лома** проводится в наклонном положении конвертера (на 40–60 °) при помощи совка (рисунок 3.30, а), объем которого должен обеспечивать загрузку всего лома на плавку в один прием, что сокращает длительность этой операции. При использовании нескольких видов лома в совке их располагают так, чтобы в конвертер сначала падал легковесный лом, а затем тяжеловесный – это минимизирует разрушение футеровки при загрузке. Для равномерного распределения лома по днищу конвертер наклоняют в противоположную от загрузки сторону. Для ускорения шлакообразования после завалки лома в конвертер загружают часть извести (20–40 %) – эту операцию

проводят в вертикальном положении конвертера с помощью автоматизированной системы дозирования.

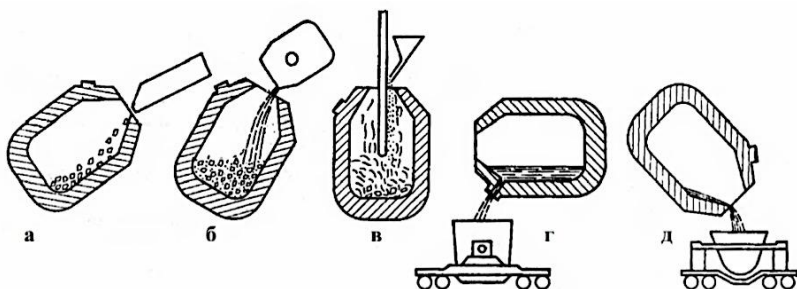


Рисунок 3.30 – Схематическое изображение технологических операций конвертерной плавки [41]:

а – завалка лома; б – заливка чугуна; в – продувка;
г – выпуска металла; д – слив шлака

Заливка чугуна (известного химического состава и температуры) в требуемом количестве осуществляется через горловину наклоненного конвертера в один прием при помощи чугуновозного заливочного ковша соответствующей вместимости (рисунок 3.30, б). Перед заливкой чугуна производят скачивание шлака, покрывающего зеркало металла в ковше.

После заливки чугуна конвертер поворачивают в вертикальное рабочее положение, в полость конвертера вводят фурму и начинают продувку (рисунок 3.30, в). В первой трети продувки в конвертер через горловину загружают оставшуюся часть извести и другие шлакообразующие (плавиковый шпат, твердые окислители и др.). Загрузка осуществляется по ходу продувки (без остановки продувки) порциями, не превышающими 1 % массы ме-

талла, во избежание переохлаждения ванны и нарушения нормального хода плавки.

В течение продувки протекают следующие технологические процессы:

1) окисление составляющих жидкого металла (углерода, кремния, марганца, фосфора, железа и др.) с выделением тепла, расходуемого на расплавление лома и нагрев металла до требуемой температуры;

2) образование из продуктов окисления примесей металлошихты и шлакообразующих шлака, основность которого по ходу продувки возрастает до 3–4 ед.;

3) удаление в шлак фосфора (до 90–95 %) и серы (30–50 %);

4) формирование высокотемпературного потока газов, состоящего преимущественно из CO (менее 10–15 % CO_2) и содержащего до 100–150 г/м³ пыли (мелкодисперсных частиц Fe_2O_3), который отводится через горловину конвертера и подвергается в дальнейшем дожиганию, охлаждению и очистке;

5) расплавление стального лома (завершается в течение первых 2/3 длительности продувки) и нагрев металла до заданной температуры (1580–1660 °С) за счет тепла экзотермических реакций окисления.

В зависимости от интенсивности подачи кислорода (2,5–7 м³/т·мин) и удельного расхода кислорода на процесс (45–55 м³/т) продувка продолжается 10 до 25 минут. Момент окончания продувки обычно определяют по израсходованию расчетного количества кислорода. К этому

моменту металл должен быть нагрет до необходимой температуры и содержать заданное количество углерода, а содержание серы и фосфора в нем не должно превышать допустимых для данной марки стали пределов.

Замер температуры металла и отбор проб на химический анализ производят с помощью специального зонда (в вертикальном положении конвертера) или с помощью ручных пробоотборников и термопар (в горизонтальном положении конвертера). Если основные параметры плавки – содержание углерода и температура металла – находятся в заданных пределах, то приступают к выпуску металла и сливу шлака.

Если по содержанию углерода и (или) температуре металла имеются отклонения от заданных значений, то проводят операции по коррекции плавки (таблица 3.11).

При выборе способа исправления плавки следует учитывать, что любая технологическая операция по корректировке плавки, проводимая в конвертере, нежелательна, поскольку удлиняет цикл плавки и сбивает ритм производства, а также может влиять на качество металла (насыщение азотом и кислородом) и стойкость футеровки. Поэтому во избежание проведения додувки металла в конвертере изначально ведут продувку на пониженное содержание углерода (на 0,03–0,05 % ниже заданного) с последующим науглероживанием в ковше, а операции по охлаждению плавки проводят только в ковше. Нагрев же металла до требуемого уровня в современных конвертер-

ных цехах также проводят в ковше на агрегатах типа «печь-ковш».

После любой корректировки, проведенной в конвертере, снова отбирают пробы металла и шлака, измеряют температуру, и приступают к выпуску металла.

Таблица 3.11 – Технологические операции по исправлению плавки [41]

Отклонение величин от заданных		Технологические операции по исправлению плавки
[С]	t _м	
норм.	>	- охлаждение металла в конвертере путем присадки чистого лома, твердого чугуна, известняка или доломита; - охлаждение в ковше путем опускания в металл (на некоторое время) крупного куска металла (сляба) с продувкой инертным газом).
норм.	<	- додувка при повышенном положении фурмы с науглероживанием в ковше; - введение в ванну ферромарганца (или силикомарганца) и додувка; - нагрев в ковше на агрегате «печ-ковш».
>	норм.	- додувка с последующим охлаждением в ковше.
<	норм.	- науглероживание в ковше присадками молотого кокса (графита) на струю металла при его выпуске или жидким чугуном, заливаемым в ковш до начала выпуска.
>	<	- додувка до заданного содержания углерода с нагревом теплом экзотермических реакций (возможна присадка легкоокисляющихся ферросплавов).
>	>	- присадка твердых окислителей с последующей выдержкой; - додувка с последующим охлаждением в ковше.
<	<	- додувка с присадкой в конвертер чугуна или легкоокисляющихся ферросплавов и последующим науглероживанием в ковше (при необходимости); - науглероживание в ковше с последующим нагревом на агрегате «печь-ковш».
<	>	- охлаждение в конвертере или в ковше с последующим науглероживанием в ковше.

Выпуск металла из конвертера проводят через сталевыпускное отверстие (рисунок 3.30, г) в ковш. В процессе выпуска проводят раскисление и легирование стали (введением ферросплавов и алюминия в заданном количестве), поэтому для полного расплавления и равномерного распределения в объеме металла вводимых присадок длительность этой операции не должна быть < 5 мин (обычно 5–10 минут). Во избежание попадания в ковш конвертерного шлака, ухудшающего усвоение раскислите-

лей и легирующих, проводят его «отсечку» механическим (например, забрасывая внутрь конвертера в конце выпуска специальные шары, выполняющие роль пробки) или пневматическим (подавая инертный газ в сталевыпускное отверстие снаружи) методами.

Слив шлака осуществляют в шлаковую чашу через горловину конвертера (рисунок 3.30, д), наклоняя его в противоположную от летки сторону.

Осмотр и подготовка конвертера к очередной плавке сводятся к осмотру и оценке состояния футеровки конвертера и наличия на горловине настелей. При обнаружении дефектов футеровки проводят восстановление изношенных участков торкретированием (в зависимости от состояния футеровки торкретирование может проводиться каждую плавку или через 5–10 плавков). Повышение стойкости футеровки обеспечивается также нанесением на нее шлакового гарнисажа путем раздува шлака азотом.

Дутьевой режим плавки – взаимодействие кислородной струи с жидкой ванной

Дутьевой режим плавки должен обеспечивать выполнение следующих основных требований:

- высокая скорость окислительного рафинирования при наиболее полном и стабильном усвоении кислорода, а также минимальном образовании дыма;
- быстрое формирование основного шлака;
- отсутствие выбросов металла и шлака;
- минимальное содержание газов в конечном металле;
- максимальная стойкость футеровки.

Для выполнения этих требований необходимо одновременно с высокой интенсивностью продувки обеспечить максимальную поверхность контакта между кислородом дутья и металлом. Если при донной продувке это обеспечивается рассредоточенным расположением донных фурм, то при верхней продувке через водоохлаждаемую фурму равномерное распределение дутья по объему ванны осложняется по следующим причинам:

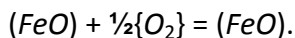
- конструкция фурмы не допускает ее заглублиения в металл и для снижения вероятности прогара при продувке ее устанавливают над металлом на расстоянии не менее 0,8–1,0 м;

- для внедрения кислородной струи в металл на достаточную глубину (до 1 м), обеспечивающую высокое усвоение кислорода, необходимо обеспечивать формирование кислородных струй (выходящих из фурмы) со скоростью до 500 м/с и более.

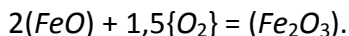
Внедрение кислородной струи в металл сопровождается образованием реакционной зоны, форма и размеры которой определяются скоростью струи и вязкостью металла. Характерные варианты взаимодействия струи O_2 -дутья с металлом приведены на рисунке 3.31.

При малой скорости струи в месте встречи с поверхностью металла (низкое давлением кислорода в фурме или большое расстояние от поверхности металла) формируется реакционная зона в виде неглубокой открытой лунки без образования брызг металла (рисунок 3.31, а). В этом случае кислород дутья расходуется на поверхностное

окисление металла (при отсутствии шлака в начале процесса), преимущественно по реакции



При наличии шлака кислород дутья окисляет шлак по реакции



Примеси металла окисляются под действием кислорода оксидов железа шлака. Степень усвоения кислорода металлом и скорость рафинирования при таком режиме продувки минимальны, поэтому в производственной практике не используются.

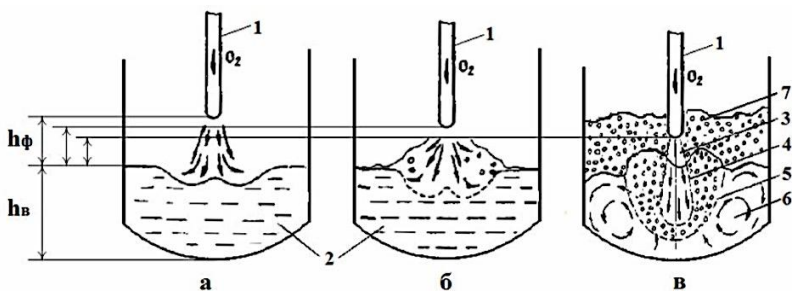


Рисунок 3.31 – Схема взаимодействия струи кислородного дутья с металлом при малой (а), средней (б) и высокой (в) кинетической энергии струи [41]:

- 1 – кислородная фурма; 2 – ванна «спокойного» металла;
- 3 – струя кислородного дутья; 4 – первичная реакционная зона;
- 5 – вторичная реакционная зона; 6 – зона циркуляции металла;
- 7 – газо-шлако-металлическая эмульсия

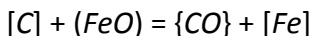
С увеличением скорости струи глубина реакционной зоны возрастает и образуются волны с большими амплитудами колебания, приводящими к отрыву части жидкости от гребней волны и образованию брызг металла и шлака (рисунок 3.31, б). Использование кислорода в этом

случае улучшается, но оно остается неполным. Поэтому в производственной практике такие режимы продувки используют только для ускорения растворения извести в начале окислительного рафинирования.

В производственных условиях при высокой скорости струи дутья образуется реакционная зона, глубоко проникающая в объем металла и состоящая из двух зон – первичной и вторичной (рисунок 3.31, в).

Первичная реакционная зона представляет собой газовую полость (O_2 , CO_2 и CO), в которой полностью окисляются капли (брызги) металла. В результате протекания окислительных реакций температура в первичной реакционной зоне достигает 2500–3000 °С, а образующиеся при окислении металла шлаковые частицы (в основном оксиды железа) и газы (CO и CO_2) выносятся во вторичную зону.

Вторичная реакционная зона представляет собой пространство, в котором окисление примесей металла протекает под действием кислорода оксидов железа, образовавшихся в первичной зоне, прежде всего FeO . Вследствие протекания эндотермической реакции окисления углерода



и контакта вторичной зоны с основной массой относительно холодного металла температура в ней составляет не более не более 2000–2200 °С. Всплывание пузырьков монооксида углерода и шлаковых частиц обеспечивает интенсивное перемешивание металла во вторичной зоне и

высокую степень удаления примесей металла, в т.ч. и углерода.

Восходящие потоки газа и шлака во вторичной реакционной зоне приводят к формированию циркуляционных потоков в прилегающих областях металла (зона б, рисунок 3.31, в), вследствие чего в реакционную зону вовлекаются новые порции металла, ускоряются тепло и массообменные процессы. Таким образом, в окислительный процесс, начавшийся в первичной реакционной зоне, вовлекается весь объем металла.

Интенсивный восходящий поток газов, образующихся при окислении углерода, приводит к вспениванию шлака и образованию над металлом газо-шлако-металлическую эмульсии (мелкие капли металла также присутствуют в объеме шлака). Вспенивание шлака, при котором газо-шлако-металлическая эмульсия занимает всю цилиндрическую часть конвертера над ванной, является обязательным условием нормального протекания операции продувки металла кислородом сверху, поскольку обеспечивает высокое усвоение кислорода, минимизирует попадание азота в металл из атмосферы, а также снижает вынос пыли с отходящими газами. При подъеме эмульсии до горловины начинаются выбросы, что является недопустимым режимом продувки.

Размеры реакционной зоны при верхней подаче дутья зависят от параметров дутьевого режима (давления кислорода, диаметра сопла, расстояния фурмы от поверхности ванны), текущего содержания углерода в ме-

талле и скорости его окисления. При малых скоростях окисления углерода, наблюдаемых в начале и конце плавки, длина реакционной зоны возрастает, а диаметр уменьшается. Повышение скорости окисления углерода приводит к обратному эффекту. Это связано с изменением интенсивности восходящего потока газов (из CO и CO_2), оказывающего сопротивление проникновению кислородной струи вглубь ванны.

Таким образом, условия взаимодействия кислородного дутья с ванной оказывает определяющее влияние на ход и результаты окислительного рафинирования. Наилучшие условия этого взаимодействия обеспечиваются только при оптимальном сочетании параметров дутья.

*Закономерности окислительного рафинирования
и шлакообразования*

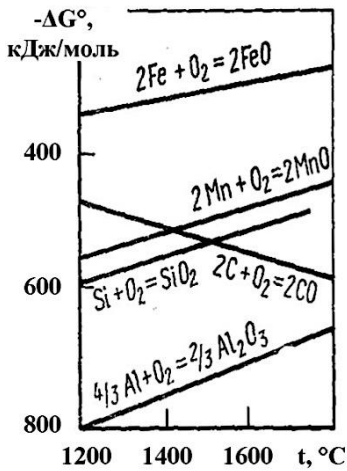
В период продувки в образующихся в результате внедрения кислорода дутья в металл реакционных зонах протекают реакции окисления элементов металлошихты: углерода, кремния, марганца, железа и др. Исходя из условий взаимодействия кислородной струи с жидкой ванной, окисление примесей металла протекает посредством окисления железа в «первичной» реакционной зоне с последующим окислением других составляющих металла кислородом оксидов железа во «вторичной» реакционной зоне. Итоговые реакции окисления представляют собой реакции с участием газообразного кислорода. Последовательность превращений в процессе окисления основных примесей металлошихты приведена ниже.

Первичная реакционная зона			Вторичная реакционная зона			
$\{O_2\} +$	$\begin{array}{ l} [C] \\ [Si] \\ [Mn] \\ Fe \end{array}$	$\begin{array}{ l} \{CO_2\} \\ (SiO_2) \\ (MnO) \\ (FeO) \end{array}$	$(FeO) = Fe + [O]$	$(FeO) +$	$\begin{array}{ l} [C] \\ [Si] \\ [Mn] \\ [O] \end{array}$	$\begin{array}{ l} \{CO_2\} \\ (SiO_2) \\ (MnO) \end{array}$

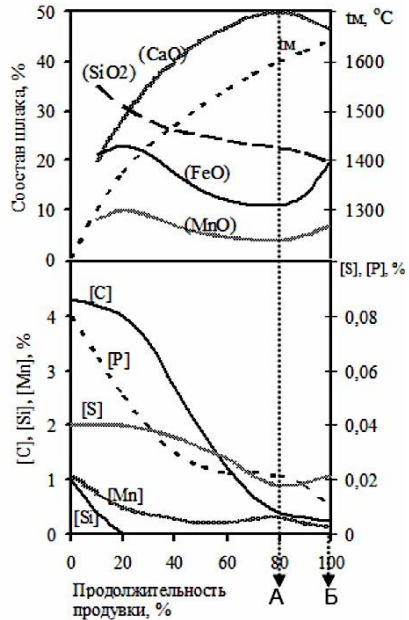
Таким образом, в первичной реакционной зоне вдуваемый в ванну кислород расходуется на полное окисление металла, а удаление примесей из металла во вторичной реакционной зоне (и вовлекаемых в нее объемов металла) протекает по реакциям косвенного окисления, в которых окислителем является оксид железа и растворенный в металле кислород. То есть, во вторичной реакционной зоне происходит перераспределение кислорода между образовавшимся в первичной реакционной зоне оксидом железа и обладающими более высоким химическим сродством к кислороду примесями металла.

Последовательность, глубина и скорость окислительных реакций определяется термодинамическими и кинетическими условиями. Температурные зависимости химического сродства (изменения свободной энергии Гиббса реакций окисления) основных примесей металла, а также динамика составов металла и шлака в период продувки, приведены на рисунке 3.32.

При температурах до 1450–1500 °С, характерных для начала продувки, наибольшим химическим сродством к кислороду из постоянных примесей металла обладают кремний и марганец (рисунок 3.32, а). Поэтому в начале продувки кислород преимущественно расходуется на окисление этих примесей.



а)



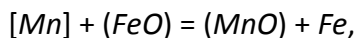
б)

Рисунок 3.32 – Зависимость ΔG° некоторых реакций от температуры (а) и динамика состава металла и шлака в процессе продувки (б) [41]

Кремний полностью окисляется за первые 3–4 мин продувки, а образующийся кремнезем связывается в основном шлаке в прочные силикаты кальция (например, $2CaO \cdot SiO_2$). Поэтому активность кремнезема в основных шлаках минимальна, что препятствует обратному восстановлению кремния в металл даже в конце плавки при высоких температурах.

Марганец, как и кремний, интенсивно окисляется в начале продувки к 1/3 продолжительности продувки окисляется до 80–90 % марганца, содержащегося в металло-

шихте. В дальнейшем поведение марганца определяется равновесием экзотермической реакции

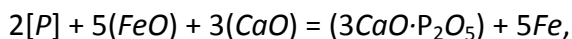


протеканию которой в прямом направлении способствует высокая окисленность шлака, пониженная температура и активность оксида марганца в шлаке. Поэтому с ростом температуры ванны и понижением окисленности шлака (во 2-й половине продувки), окислившийся ранее марганец частично восстанавливается, что обычно наблюдается при выплавке среднеуглеродистых сталей (линия А на рисунке 3.32, б). Этот процесс активнее протекает при работе под основным шлаком, в котором MnO не образует прочных соединений (силикатов и фосфатов), а его активность достаточно высока. При выплавке низкоуглеродистых сталей ($[C] < 0,1 \%$) в конце продувки наблюдается вторичное окисление марганца, что связано с повышением содержания оксидов железа в шлаке (линия Б на рисунке 3.32, б).

Конечное содержание марганца в металле определяется исходным его содержанием в металлошихте, шлаковым режимом плавки (основность, окисленность и режим скачивания) и конечным уровнем углерода в металле, влияющим на температуру металла на выпуске и окисленность металла и шлака. В обычных условиях выплавки рядовых марок сталей с содержанием углерода более 0,1 % в металле остается 20–30 % Mn от общего содержания его в шихте (степень окисления марганца составляет 70–80 %). При выплавке низкоуглеродистой стали степень удаления марганца может достигать 85–90 %.

Окисление углерода происходит в течение всего периода продувки, однако скорость этого процесса изменяется в зависимости от температуры ванны, определяющей величину сродства углерода к кислороду, интенсивности продувки и содержания углерода в ванне. В начале продувки (рисунок 3.32, б), когда интенсивно окисляются кремний и марганец, скорость окисления углерода не превышает 0,10–0,15 %/мин. По мере повышения температуры металла и снижения концентрации кремния и марганца, имеющих высокое химическое сродство к кислороду, скорость окисления углерода возрастает и после 1/3 продолжительности продувки достигает максимального значения – до 0,5 %/мин (определяется только интенсивностью продувки). Высокая скорость окисления углерода наблюдается вплоть до его остаточного содержания в металле 0,1–0,2 %, ниже которого скорость окисления углерода резко снижается из-за возникновения диффузионных затруднений. При этом вдуваемый в ванну кислород расходуется преимущественно на окисление железа, в результате повышается окисленность шлака (линия Б на рисунке 3.32, б).

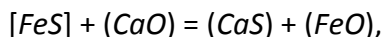
Дефосфорация, т.е. удаление из металла в шлак фосфора, осуществляется под действием оксидов железа и кальция по экзотермической реакции



для успешного протекания которой необходимы повышенные основность и окисленность шлака и умеренная температура. Наилучшие условия для удаления фосфора

создаются в первой половине продувки при сравнительно низкой температуре и быстром формировании высокоосновного окислительного шлака. По мере снижения окисленности шлака и роста температуры во второй половине продувки скорость дефосфорации снижается (рисунок 3.32, б), однако может снова возрастать при выплавке низкоуглеродистых сталей ($[C] < 0,1 \%$). Степень удаления фосфора при одношлаковом режиме плавки составляет 80–90 % для сталей с содержанием углерода более 0,1 % и повышается до 95 % (и выше) для низкоуглеродистых сталей. Поэтому конвертерный передел низкофосфористых чугунов, содержащих менее 0,1–0,2 % фосфора, проводят в одношлаковом режиме, обеспечивающем получение фосфора в стали на уровне 0,010–0,015 %.

Десульфурация в кислородном конвертере происходит в течение всей продувки и, главным образом, путем удаления серы из металла в шлак (менее 5 % серы удаляется с газом в виде SO_2) по реакции



протеканию которой благоприятствуют повышенные температуры и наличие основного восстановительного шлака. В окислительных условиях конвертерной плавки с верхней продувкой невозможно получить низкое содержание оксидов железа (менее 10 %). Поэтому, несмотря на высокую основность шлака, интенсивность перемешивания ванны и повышенные температуры, степень десульфурации в одношлаковом режиме ведения процесса обычно составляет 30–50 %. В этих пределах степень удаления серы повыша-

ется с ростом основности шлака и повышения температуры (снижается вязкость и ускоряется диффузия компонентов в шлаке), поэтому удаление серы в шлак преимущественно протекает во второй половине плавки (рисунок 3.32, б). При этом глубину десульфурации можно повысить путем увеличения количества шлака, однако операция по скачиванию и наведению нового шлака существенно удлиняет плавку, поэтому в современных конвертерных цехах окончательную десульфурацию проводят при ковшевой обработке стали.

Шлакообразование и шлаковый режим плавки

Шлаковый режим конвертерной плавки (состав, вязкость, количество шлака и скорость его формирования) оказывает сильное влияние на качество стали, выход годного металла и стойкость футеровки.

Сущность шлакообразования заключается, главным образом, в растворении кусковой извести (и других шлакообразующих) в продуктах окисления примесей чугуна (SiO_2 , MnO , FeO), образующихся в начале продувки. Этот процесс осложняется тугоплавкостью самой извести (температура плавления CaO составляет $2570\text{ }^\circ\text{C}$) и образованием тугоплавких силикатов ($2CaO\cdot SiO_2$, $3CaO\cdot SiO_2$) на поверхности кусков извести, препятствующих дальнейшему растворению. Вместе с тем, для скоротечных конвертерных процессов важно обеспечить быстрое формирование основного гомогенного шлака, способного поглощать вредные примеси и минимизировать вынос пыли с отходящими газами и поглощение азота из атмосферы.

В кислородно-конвертерном процессе с верхней подачей дутья имеются благоприятные условия для шлакообразования (растворения извести):

- высокая температура в зоне шлакового пояса (до 2000 °С), обеспечиваемая близостью реакционной зоны;
- интенсивное перемешивание ванны под действием струи кислорода и выделяющегося из ванны CO .

Однако без принятия специальных технологических мероприятий растворение извести может завершаться только к концу продувки. Для ускорения шлакообразования необходимо создавать условия для образования между компонентами шлака легкоплавких соединений, способных плавиться при температурах конвертерной ванны. Наиболее эффективны в этом отношении CaF_2 и оксиды железа (в меньшей степени MnO). Поэтому в конвертер в начале продувки присаживают плавиковый шпат (CaF_2), а обогащение шлака оксидами железа достигают, начиная продувку при повышенном положении фурмы.

Расход извести (обычно 5–10 % от массы металлошихты) определяется исходя из получения шлака заданной основности (от 2,5 до 4,0), обеспечивающей требуемую глубину удаления вредных примесей. Повышение основности более 4,0 вызывает снижение химической активности шлака, вследствие повышения его вязкости, что ведет к необходимости повышения расхода разжижающих добавок, таких как плавиковый шпат, что нецелесообразно. Расход плавикового шпата обычно составляет 0,2–0,5 %.

По ходу продувки, вследствие растворения извести и окисления-восстановления примесей металлошихты, состав шлака изменяется (рисунок 3.32, б):

- в начале плавки (первая треть продувки) в шлак активно переходят оксиды кремния, марганца и железа, составляющие первичный шлак;

- по мере растворения извести и насыщения шлака CaO (до 50–55 %), основность шлака повышается до заданного уровня;

- содержание кремнезема в шлаке, начиная с трети продолжительности продувки, непрерывно снижается, достигая в конце плавки уровня 15–20 %;

- содержание оксидов железа в шлаке (кроме FeO в сталеплавильных шлаках присутствует Fe_2O_3 , количество которого в 3–4 раза ниже содержания FeO) резко снижается в период наиболее интенсивного окисления углерода (середина продувки), когда сильное развитие получает реакция окисления углерода за счет оксидов железа шлака;

- в середине продувки, вследствие понижения окисленности шлака и роста температуры, происходит восстановление марганца и снижение содержания его оксида в шлаке;

- по мере удаления серы и фосфора шлак обогащается сульфидами и фосфатами;

- в конце продувки, особенно при выплавке низкоуглеродистой стали ($\{C\} < 0,1 \%$), начинает окисляться железо и содержание FeO (и Fe_2O_3) в шлаке возрастает, причем тем значительнее, чем до более низкого содержания угле-

рода в металле ведут продувку. При этом концентрация всех остальных компонентов снижается.

Состав конечного шлака кислородно-конвертерной плавки изменяется в широких пределах и зависит от состава металлошихты, принятой основности и степени обезуглероживания.

Количество образующегося шлака определяется содержанием кремния и фосфора в шихте, уровнем основности и кратностью (количеством обновлений) шлака. Поэтому при переделе обычных чугунов одношлаковым процессом количество шлака составляет 10–16 % от массы металлошихты, а при переделе высокофосфористых чугунов двух- или трехшлаковым процессом увеличивается до 25–30 % и более.

Поведение железа и выход годного металла

Железо, в кислородно-конвертерном процессе, в зависимости от периода продувки может, как восстанавливаться (углеродом во время присадки твердых окислителей и в период интенсивного окисления углерода в середине продувки), так и окисляться (в период интенсивного формирования шлака в начале и конце плавки при $[C] < 0,1\%$). В целом же, учитывая окислительный характер процесса, в кислородно-конвертерных процессах наблюдается окисление железа, так как обычно присаживаемое количество оксидов железа в виде твердых окислителей ($< 1\%$ от садки) меньше их количества, необходимого для формирования шлака (2–3 %). Кроме потерь железа со шлаком, в конвертерном процессе можно выделить еще ряд

статей, снижающий выход годного металла – выход жидкой стали (%) из металлошихты:

- потери железа в виде оксидов со шлаком при проведении плавки без твердых окислителей составляют 1,5–2,5 % и повышаются с уменьшением содержания углерода в стали (при присадке твердых окислителей, вносимые с ними оксиды железа компенсируют потери железа со шлаком из металлошихты);

- потери железа с отходящими газами в виде пыли (мелкодисперсных частичек оксидов железа), образующейся в подфурменной реакционной зоне в результате испарения железа с последующей его конденсацией и окислением до Fe_2O_3 . При среднем выходе газа в кислородных конвертерах $\approx 70 \text{ м}^3/\text{т}$ и содержании в нем пыли (в основном оксиды железа) $100\text{--}150 \text{ г}/\text{м}^3$, потери железа в результате испарения составляют 0,5–1,5 % от массы металла и уменьшаются при сокращении длительности продувки;

- потери металла со шлаком в виде корольков – мелких капель металла, «запутавшихся» в шлаке. Содержание корольков в шлаке зависит от его свойств: в жидкоподвижных железистых шлаках, образующихся при выплавки низкоуглеродистой стали ($< 0,1\% [C]$) оно составляет 2–3 %, а при выплавке высокоуглеродистой стали ($> 0,5\% [C]$), содержание корольков в шлаке повышается до 4–5 %. При количестве шлака 11–16 % (от массы металлошихты), потери металла с корольками составляют 0,4–0,8 % и повышаются с увеличением количества и вязкости шлака;

– потери металла с выносами и выбросами. Вынос мелких капель металла отходящими газами наблюдается в начале продувки, когда поверхность металла не защищена шлаком и усиливается при приближении фурмы к поверхности ванны. Выбросы металла и шлака наблюдаются в период наиболее интенсивного окисления углерода, то есть тогда, когда в результате вспенивания пузырьками CO уровень металла и шлака в конвертере сильно повышается, достигая горловины. Общие потери металла с выбросами и выносами составляют в среднем около 1 %;

– угар примесей металлошихты (углерод, кремний, марганец и др.) в конвертерном процессе при доле чугуна в металлошихте 72–78 % составляет 4–5 % (от массы металлошихты), возрастая с повышением доли чугуна и количества окисляющихся примесей. При использовании стального лома неизбежный угар снижается, т.к. содержание окисляющихся элементов в ломе значительно ниже, чем в чугуне. Замена каждые 10 % чугуна металлоломом снижает неизбежный угар примерно на 0,7 %;

– наличие загрязнений в ломе и миксерный шлак, попадающий с чугуном, снижают фактическую массу металлошихты и выход годного. Количество миксерного шлака в заливочном ковше (сразу после скачивания) составляет 0,2–0,7 % от массы чугуна, а замусоренность лома в зависимости от его качества может изменяться от 0 (для оборотного лома) до 2 % (для амортизационного лома). В целом можно считать, что в результате этого фактора выход годного дополнительно снижается минимум на 0,5 %.

В целом общие потери металлошихты (*Fe* и примесей) при плавке стали в конвертерах с верхней подачей дуга составляют от 9 до 13 %, а выход жидкого металла с учетом всех потерь составляет 87–91 % от массы металлической шихты. Таким образом, расход металлошихты в конвертерном процессе может изменяться в зависимости от условий проведения плавки от 1100 до 1150 кг/т, что значительно превышает расходные коэффициенты по металлошихте других вариантов сталеплавильных процессов.

Материальный баланс конвертерной плавки

Материальный баланс конвертерной плавки выражает закон сохранения вещества и позволяет оценить материалоемкость производства металла и эффективность использования материальных ресурсов.

Материальный баланс конвертерной плавки с верхней продувкой при переделе обычных чугунов одношлаковым процессом, приведен в таблице 3.12.

Таблица 3.12 – Материальный баланс конвертерной плавки с верхней продувкой в одношлаковом режиме (на 100 кг металлошихты) [41]

Задано		Получено	
Наименование	кг	Наименование	кг
Чугун жидкий	72-78	Металл жидкий	87-91
Лом металлический	22-28	Шлак	13-16
Твердые окислители (окатыши, агломерат)	0,0-0,5	Корольки металла в шлаке	0,4-0,8
Известь	4-8	Газ	8-11
Плавиковый шпат	0,2-0,4	Выносы и выбросы	0,5-1,0
Дугье	6-8	Потери железа с пылью	0,5-1,5
Футеровка конвертера	0,5-1,0		
Итого	115-120	Итого	115-120

Характерными особенностями материального баланса кислородно-конвертерного процесса являются:

– высокий удельный расход жидкого чугуна, составляющий при различном его расходе и составе от 800 до 900 кг на 1 тонну жидкого металла;

– высокий расход металлошихты (чугун и лом), составляющий 1100–1150 кг/т жидкого металла, что связано как с высоким расходом чугуна, так и значительными потерями металла по ходу продувки, а также минимальным расходом твердых окислителей;

– минимальный расход твердых окислителей, используемых, как правило, по ходу продувки для коррекции температуры ванны;

– отсутствие внешних источников топлива;

– значительные потери металла с пылью;

– наличие выносов и выбросов и связанные с этим потери металла.

Таким образом, кислородно-конвертерный процесс отличается от мартеновского и электросталеплавильного не только высоким потреблением чугуна, но и металлошихты в целом, т.е. большей емкостью главных видов материальных ресурсов. Это, главным образом, связано с технологической сущностью конвертерного передела, как процесса, проводимого без использования внешних источников тепла. Это предопределяет как повышенный расход чугуна и высокий угар примесей. Так и повышенные потери металла с пылью, выносами и выбросами.

Охлаждающие добавки конвертерной плавки

Практика продувки жидкого передельного чугуна кислородом сверху показала, что количество выделяюще-

гося при окислении примесей чугуна тепла значительно превышает потребности в нем. Следовательно, для получения заданной температуры металла в конце продувки (1600–1650 °С) в кислородно-конвертерной плавке обязательно применяют охлаждающие добавки (охладители) – металлический лом, твердые окислители (железная руда, агломерат, окатыши, окалина), известняк (доломит). Расход охладителей определяется тепловым балансом плавки и, в основном, зависит от температуры чугуна и его химического состава.

Основным охладителем конвертерной плавки является стальной лом, при использовании которого избыточное тепло процесса расходуется на его нагрев и расплавление.

При переделе обычных чугунов теплоемкость лома позволяет использовать его с расходом 22–28 %. Достоинствами лома, определяющими его использование в качестве основного охладителя, являются:

- образование металлолома лома при разливке и прокатке стали (оборотный лом) в количестве 20–30 % (от массы жидкой стали), переработка которого удешевляет процесс, вследствие низкой себестоимости оборотного лома;
- известный химический состав и низкое содержание вредных примесей в оборотном ломе, что облегчает ведение плавки и не требует повышения расхода шлакообразующих;

– минимальное количество окисляющихся примесей (по сравнению с чугуном), что способствует увеличению выхода годного.

Использование металлического лома в конвертерной плавке имеет недостатки:

– подготовка лома к плавке требует выполнения ряда операций, связанных с порезкой, пакетированием и др.;

– операция по завалке лома увеличивает продолжительность плавки и повышает вероятность повреждения кусками лома футеровки конвертера;

– завалка лома в начале плавки ведет к «холодному» началу продувки, что осложняет шлакообразование;

– охлаждающее воздействие лома не затрагивает высокотемпературной подфурменной реакционной зоны, поскольку лом находится под слоем жидкого чугуна;

– амортизационный лом имеет повышенную замусоренность и неизвестный состав, что осложняет ведение плавки.

Несмотря на отмеченные недостатки, переработка в конвертере оборотного лома однозначно оправдана. Что касается амортизационного лома, то целесообразность его использования определяется в каждом конкретном случае индивидуально.

При использовании в качестве охладителей твердых окислителей избыточное тепло процесса расходуется на их нагрев и восстановление железа из оксидов, поэтому охлаждающий эффект окислителей в 3–3,8 раза выше, чем у лома, а допустимый расход может составлять 6–9 %.

По сравнению с металлоломом использование в качестве охладителей твердых окислителей имеет ряд преимуществ:

- загрузка окислителей, являющихся сыпучими материалами, производится в процессе продувки (без остановки), т.е. не требует отдельной операции и, кроме того, исключает «холодное» начало продувки;

- твердые окислители, находящиеся при продувке в слое шлака, оказывают охлаждающее воздействие на высокотемпературную подфурменную зону, что повышает стойкость футеровки шлакового пояса;

- содержащиеся в окислителях оксиды железа ускоряют шлакообразование, способствуя растворению извести;

- кислород твердых окислителей, связанный с оксидами железа, участвует в процессах окислительного рафинирования, что ведет к сокращению расхода газообразного кислорода.

Недостатками твердых окислителей при их использовании в качестве основного охладителя являются:

- низкое содержание железа ведет к уменьшению выхода годного, поскольку «привар» железа из окислителей не компенсирует угара примесей из чугуна;

- высокое содержание пустой породы (главным образом SiO_2), ведет к повышению расхода извести и количество шлака, что способствует росту потерь железа.

В итоге, твердые окислители в конвертерной плавке используют только для корректировки температуры ме-

талла по ходу продувки (или при доводке плавки), т.е. в качестве дополнительного охладителя с расходом до 2 %.

При использовании в качестве охладителей известняка или доломита тепло расходуется на разложение содержащихся в них карбонатов ($CaCO_3$ и $MgCO_3$). Охлаждающая способность доломита и известняка в 2–2,5 раза больше, чем у лома, а допустимый расход при их использовании в качестве основных охладителей может составлять 9–14 %. При этом единовременные присадки извести (доломита) по ходу продувки не должны превышать 1 % от массы шихты (охлаждение ванны при введении 1 % извести составляет 20–25 °С).

Преимущества этих охладителей аналогичны твердым окислителем. Их дополнительным достоинством является частичная (возможно полная) замена извести, а также минимальное количество кремнезема. Редкое их использование в качестве охладителей связано с существенным уменьшением выхода годного, что связано с минимальным содержанием железа.

Тепловой баланс конвертерной плавки

Тепловой баланс конвертерной плавки с верхней продувкой при переделе обычного чугуна на низкоуглеродистую сталь при использовании в качестве основного охладителя стального лома приведен в таблице 3.13.

Характерными особенностями теплового баланса кислородно-конвертерного процесса являются:

– замкнутость теплового баланса – отсутствие отопления;

– нагрев ванны до заданной температуры производится за счет двух основных источников тепла – физического тепла чугуна и тепла экзотермических реакций;

– доля физического тепла чугуна в тепловом балансе > 50 %, поэтому температура заливаемого чугуна определяет возможности процесса по переработке лома;

– низкие потери тепла, связанные с теплоотводом в окружающую среду через корпус и горловину конвертера (в межплавочные периоды) и с охлаждением фурмы водой.

Таблица 3.13 – Тепловой баланс конвертерной плавки с верхней продувкой [41]

Приход		Расход	
Наименование	%	Наименование	%
Физическое тепло жидкого чугуна	50-55	Физическое тепло: металл	60-65
Тепло экзотермических реакций,	45-50	шлак	12-17
в том числе: окисление примесей	35-45	газ	8-10
окисление железа	5-6	Тело на нагрев и восстановление железа, теряемого с корольками	2-5
тепло шлакообразования	4-5	Тепло пыли, выносов и выбросов	0,5-1,5
		Тепловые потери через футеровку, горловину и фурму	3-4
Итого	100	Итого	100

Расход тепла на собственно процесс плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья составляет от 1850 до 1950 МДж/т, что значительно меньше, чем в мартеновском или электрошлакоплавильном процессах. Это связано со скоротечностью процесса и отсутствием в конвертерном процессе внешних источников тепла. Однако, если учитывать энергоемкость производства и подготовки шихтовых материалов, то общие энергетические затраты на производство конвертерной стали (с учетом всех предшествую-

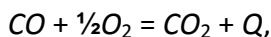
щих затрат) составляют 18–20 ГДж/т, что существенно выше, чем в других вариантах сталеплавильных процессов. Это в основном связано с высоким расходом чугуна, энергоёмкость производства которого (16–18 ГДж/т) существенно выше, чем энергетические затраты на подготовку лома ≈ 200 МДж/т. Поэтому одним из основных направлений развития конвертерного процесса является поиск способов увеличения доли перерабатываемого лома.

Переработка лома в конвертерах

Основным недостатком конвертерных процессов является ограниченные возможности по переработке металлического лома, что связано с замкнутостью теплового баланса конвертерной плавки. Повышение расхода металлолома, играющего в конвертерных процессах роль охладителя, возможно только путем увеличения приходных статей теплового баланса, либо уменьшения расходных статей. Исходя из этого, все известные способы повышения доли лома в шихте конвертерных процессов можно объединить в две основные группы.

1. Способы, позволяющие лучше использовать тепло самого процесса, т.е. уменьшающие расходные статьи баланса:

– дожигание CO в полости конвертера путем частичной подачи кислорода через двухъярусную фурму в верхнюю часть полости конвертера над ванной. Теоретически, количества тепла, выделяющегося над ванной в результате протекания реакции:



достаточно для переработки до 50 % лома, однако на практике, вследствие низкого усвоения выделяющегося тепла ванной, реальное увеличение доли лома не превышает 10–15 %. При этом резко увеличивается температура и количество отходящих газов, повышается трудоемкость их очистки, снижается стойкость футеровки конвертера и растет угар железа и его потери со шлаком;

- повышение температуры заливаемого в конвертер жидкого чугуна путем снижения потерь тепла при его транспортировке от доменного цеха, что возможно в результате следующих мероприятий: теплоизоляция зеркала металла в ковше, увеличение емкости ковшей и применение ковшей миксерного типа, снижение оборота ковшей в результате улучшения логистики и др.;

- снижение потерь тепла путем улучшения организации производства, уменьшения продолжительности простоев, сокращения времени на остановки для отбора проб и т.п.;

- исключение использования твердых окислителей для коррекции теплового уровня процесса путем переноса операции по коррекции температуры в сталеразливочный ковш.

2. Способы дополнительного подвода тепла, главным образом, путем подогрева лома (в полости конвертера или в специальных устройствах):

- предварительный подогрев лома вне конвертера (в совке) газовой горелкой является наиболее простым способом, не требующим капитальных затрат и времени

плавки. Однако нагрев лома этим путем возможен только до температур 400–500 °С;

– подогрев лома вне конвертера (в совке или корзине) в специальных устройствах (камерах) сжиганием жидкого или газообразного топлива является более эффективным, но требует значительных капитальных затрат;

– подогрев лома вне конвертера (в совке или корзине) теплом отходящих газов является самым эффективным в теплотехническом отношении методом, однако связан с большими конструктивными и технологическими проблемами;

– подогрев лома в полости конвертера сжиганием газообразного или жидкого топлива (с помощью топливно-кислородной горелки) позволяет производить эффективный нагрев лома вплоть до температур его плавления, однако увеличивает продолжительность плавки на длительность подогрева;

– введение в шихту добавок, при окислении которых выделяется большое количество тепла (уголь, кокс, карбид кальция, карбид кремния, ферросплавы и т.п.). В зависимости от стоимости, химического состава и способа ввода (в кусковом виде или в порошкообразном в струе кислорода) добавок, эффективность этого метода существенно разнится. Так, эффективность вдувания пылевидного угля в металл с кислородом дутья намного выше, чем введение в шихту кускового кокса (или антрацита). При этом, несмотря на высокий тепловой эффект окисления карбидов кремния и кальция (или ферросплавов) эффективность использова-

ния таких материалов для повышения расхода лома существенно ограничивается их стоимостью;

– предварительное расплавление лома в специальных печах с получением синтетического чугуна является самым эффективным, но дорогостоящим способом увеличения расхода лома.

Конвертерные процессы с донной продувкой кислородом

При замене воздушного дутья на кислородное в бессемеровском и томасовском процессах натолкнулись на проблему, связанную с резким снижением стойкости футеровки прифурменных зон (днища) вследствие повышения температур в реакционных зонах. Поэтому на смену бессемеровскому и томасовскому процессам пришел кислородно-конвертерный процесс с верхним дутьем. Однако разработка способов донной продувки металла кислородом продолжалась, поскольку при эксплуатации конвертеров с верхней подачей дутья выявились следующие недостатки:

1. Высокие потери железа с отходящими газами, шлаком, выбросами и выносами. В результате уменьшается выход годного металла (увеличивается расход металлошихты) и повышается трудоемкость очистки отходящих газов.

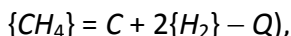
2. Неполное и непостоянное от плавки к плавке усвоение вдуваемого кислорода ванной, что повышает стоимость передела и осложняет управление плавкой.

3. Большая дополнительная высота, требующаяся для размещения кислородных фурм. Вследствие этого, во-

первых, повышаются капитальные затраты; во-вторых, исключается размещение конвертеров в существующих зданиях мартеновских цехов.

Для использования донной продувки кислородом требовалось так организовать процесс, чтобы предотвратить активное взаимодействие струй кислорода с металлом непосредственно у выхода из фурм, т.е. отодвинуть вглубь металла реакцию зону, вызывающую интенсивное разрушение (эрозию) днища, вследствие развития в ней высоких температур ($> 2000\text{ }^{\circ}\text{C}$) и наличия повышенной концентрации оксидов железа. Это стало возможным при донной подаче кислорода в кольцевой оболочке из углеводородов, которая предотвращает контакт кислорода с чугуном непосредственно у фурм и обеспечивает охлаждение прифурменной зоны. Охлаждение околофурменной зоны происходит в результате протекания следующих процессов:

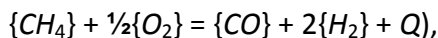
– разложение (термическая диссоциация) углеводородов (например, метана по реакции:



сопровождающееся поглощением тепла;

– растворение углерода в металле с поглощением тепла ($C = [C] - Q$);

– неполное горение углеводородов (например, метана по экзотермической реакции:



выделение тепла при котором меньше, чем расход тепла на нагрев и разложение углеводородов и потери с отходящими газами – H_2 и CO .

Таким образом, кольцевая оболочка из углеводородов и образующихся восстановительных газов (CO и H_2) не только охлаждает прифурменные зоны, но и предотвращает окисление железа вдуваемым кислородом непосредственно у фурм, способствуя отводу реакционных зон вглубь металла (от фурм). В качестве углеводородов применяют природный газ, пропан, мазут и др. Расход углеводородов, обеспечивающий высокую стойкость днища, определяется видом топлива: для природного газа составляет 3-4 м³/м³ кислорода, для пропана – 1,5-2 м³/м³, для мазута – 0,02–0,04 л/м³ кислорода. При избыточном расходе защитного топлива может происходить даже зарастание днища у фурм. При оптимальных расходах углеводородов стойкость днища составляет 300–400 плавов.

Устройство конвертера с донной продувкой

Основной отличительной особенностью конвертеров с донной продувкой является отъемное (съемное) днище, в котором располагают донные фурмы. Количество донных фурм по мере роста емкости конвертеров (от 30 до 250 т) повышается от 8 до 22 шт, что объясняется стремлением к рассредоточению дутья по объему ванны при увеличении площади днища. Донные фурмы выполняют из двух концентрически расположенных стальных труб, в зазор между которыми (толщиной 0,5–2,0 мм) подают угле-

водороды, а по центральной трубе (диаметр 24–50 мм) – O_2 (рисунок 3.33).

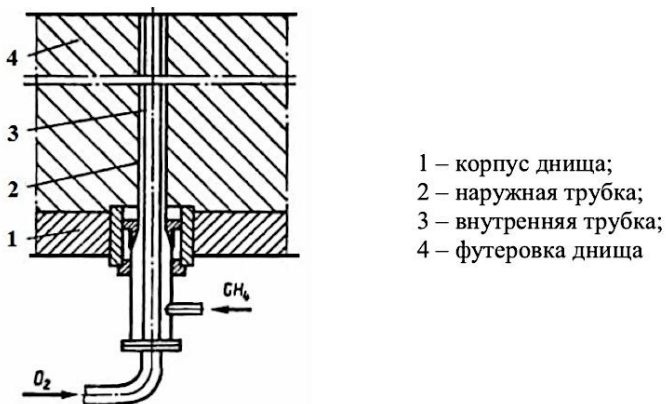


Рисунок 3.33 – Устройство фурмы донной продувки [41]

Подача кислорода, защитной среды (углеводородов) и инертных газов (азот – в межплавочный период и аргон – в конце продувки) осуществляется по системе трубопроводов (с регулируемыми устройствами), проходящих через цапфы и обеспечивающих возможность продувки при повороте конвертера.

Наличие фурм в днище конвертера донного дутья исключает возможность ремонта футеровки днища торкретированием, поэтому срок службы футеровки днища определяется свойствами огнеупоров и составляет от 400–700 (из смолодоломита) до 1000 (из магнезитоуглеродистых огнеупоров) плавов. Поскольку стойкость стен конвертера при их периодическом ремонте существенно выше (до 5000 плавов и более), то днища конвертеров донного дутья делают отъемными (съёмными) и за время

кампании конвертера несколько раз меняются (смена днища длится от 8 до 12 ч). Такой регламент работы позволяет сократить общую продолжительность горячих ремонтов и простоев конвертера, а значит повысить его производительность.

Равномерное распределение фурм по площади днища позволяет при высокой интенсивности продувки добиться большего (по сравнению с верхней продувкой) рассредоточения дутья по объему ванны (и лучшего его усвоения) и вести процесс без образования выносов и выбросов. Эта особенность процесса дает возможность при проектировании конвертеров донного дутья уменьшать их удельный объем до 0,7–0,8 м³/т и величину отношения высоты рабочего пространства к его диаметру (H/D) до 1,2–1,3, что снижает капиталоемкость их строительства. Кроме того, увеличение диаметра конвертера донного дутья (по сравнению с высотой) позволяет производить заливку чугуна и выпуск стали без опасности залива фурм (при этом в межпродувочные периоды плавки через фурмы продувают воздух или азот).

Конструкция других элементов конвертеров с донной и верхней продувкой идентична.

Особенности технологии конвертерного процесса

Плавка в конвертере с донной продувкой кислородом при использовании обычного низкофосфористого (менее 0,2 % P) чугуна проводится в одношлаковом режиме по традиционной технологии кислородно-конвертерного процесса. Однако из-за конструктивных особенно-

стей конвертера, изменения условий перемешивания ванны и интенсификации массообменных процессов, в поведении составляющих металла и шлака, а также технологии плавки имеется ряд отличий.

1. Дутьевой режим. Условия взаимодействия кислорода с жидкой ванной при донной продувке наиболее благоприятны, поскольку дутье поступает в ванну снизу и рассредоточено, что обеспечивает более равномерное перемешивание ванны и распределение кислорода по ее объему. При этом существенно облегчаются гидродинамические условия формирования реакционной зоны и параметры дутьевого режима:

- для исключения канального режима продувки, при котором струи кислорода пронизывают ванну, давление кислорода в донных фурмах составляет 0,3–0,5 МПа;

- в результате охлаждения околофурменных зон за счет использования углеводородов температура в первичной реакционной зоне снижается до 1800–2000 °С;

- рассредоточение дутья по объему ванны и более спокойное протекание продувки позволяет повысить интенсивность подачи кислорода (до 7–8 м³/т·мин) без образования выносов и выбросов, способствует уменьшению дымовыделения и окисления железа, улучшению и стабилизации усвоения кислорода и извести;

- при нормальном (пузырьковом) режиме продувки возможно обеспечение практически полного усвоения кислорода, поскольку струя окислителя всегда затоплена, а

интенсивность перемешивания ванны значительно выше, чем при верхнем подводе дутья.

2. Шлакообразование при донной подаче дутья и использовании кусковой извести ухудшается вследствие снижения температуры шлака и содержания в нем оксидов железа. Снижение температуры шлака вызвано перенесением высокотемпературной реакционной зоны из верхних горизонтов ванны в объем металла. Уменьшение содержания оксидов железа связано с интенсификацией перемешивания металла и шлака и большей продолжительностью взаимодействия образующихся в первичной реакционной зоне оксидов железа с примесями металла. В результате содержание оксидов железа в шлаке при содержании углерода в металле $> 0,1$ % обычно не превышает 5–6 % и только при снижении концентрации до $< 0,05$ % происходит повышение содержания оксидов железа в шлаке до 15–20 %, однако оно остается в два и более раза меньше, чем при верхнем дутье.

Вследствие низкого содержания оксидов железа и невозможности регулирования окисленности шлака изменением положения фурмы растворение кусковой извести при донной подаче дутья возможно только в конце продувки при остаточном содержании углерода менее 0,05 %. Поэтому использование кусковой извести при донной продувке не обеспечивает быстрого формирования высокоосновного гомогенного шлака и существенно снижает возможности по удалению серы и фосфора при выплавке стали с содержанием углерода более 0,1 %. В этих условиях

достижение требуемой глубины дефосфорации и десульфурации при выплавке углеродистой стали в конвертерах с донной подачей кислорода возможно только при использовании порошкообразной извести, вдуваемой непосредственно в реакционную зону в струе кислорода. При этом создаются благоприятные условия для шлакообразования, которое переносится в первичную реакционную зону, имеющую высокие температуры и содержащую достаточное количество шлакообразующих оксидов (FeO , SiO_2 , MnO и др.), образующихся вследствие окисления капель металла.

Вносимые в реакционную зону частицы извести, имеющие высокую реакционную поверхность вследствие малых размеров (до 0,15–0,20 мм), растворяются в оксидном расплаве с высоким содержанием FeO уже в пределах первичной реакционной зоны, формируя первичный известково-железистый шлак, взаимодействие которого с металлом обеспечивает дефосфорацию и десульфурацию примерно как при верхнем дутье с самого начала продувки.

Вдувание порошкообразной извести с плавиковым шпатом проводят в течение первой 1/2–2/3 длительности продувки. Расход извести составляет 40–80 кг/т, возрастая при увеличении содержания кремния в чугуна, а расход плавикового шпата достигает 4 кг/т.

3. Особенности поведения компонентов металла.

– Углерод. Интенсивное перемешивание ванны и более равномерное распределение кислорода по объему

ванны существенно увеличивают поверхность контакта металл–газ, что облегчает образование и выделение пузырьков CO , то есть ускоряет протекание реакции обезуглероживания. А обогащение отходящих газов продуктами диссоциации углеводородов, приводящее к снижению парциального давления CO в газовой фазе, позволяет проводить более глубокое обезуглероживание (до содержания углерода 0,01 %) без значительных потерь железа со шлаком.

– Железо. Из-за более активного окисления углерода и более продолжительного контакта первичного железистого шлака с металлом, окисленность металла и шлака по ходу продувки ниже, чем при верхней продувке. Так, содержание FeO в шлаке по ходу продувки не превышает 5–6 %, повышаясь до 15–20 % только при содержании углерода менее 0,05 %. Кроме того, донная продувка обеспечивает снижение потерь металла с пылью вследствие испарения железа (реакционная зона находится в глубине металла), а также минимизирует выбросы-выносы. В результате, по сравнению с верхней продувкой, возможно увеличение выхода годного на 1,5–2 %.

– Кремний при донной продувке, как и при верхней подаче дутья, полностью и необратимо окисляется в самом начале продувки.

– Марганец при донной продувке окисляется примерно в два раза меньше (на 30–40 %), чем при верхней подаче дутья (до 70–80 %), что связано с низкой окисленностью шлака.

– Фосфор при донной продувке с использованием порошкообразной извести удаляется более полно, чем при верхней подаче дутья. Этому способствует быстрое формирование известково-железистого шлака непосредственно в реакционных зонах и значительная поверхность взаимодействия «металл–шлак» при всплывании капель первичного шлака из реакционных зон через объем металла.

– Сера при донной продувке с использованием порошкообразной извести удаляется как при верхней подаче дутья, то есть практически в течение всей продувки. При этом, благодаря интенсификации перемешивания, низкой окисленности шлака и большой поверхности его взаимодействия с металлом, степень удаления серы при донной продувке достигает 50–60 % (при верхней подаче дутья 30–50%). Кроме того, в результате существенного повышения поверхности контакта «газ–металл» количество серы, удаляемой в газовую фазу возрастает до 10–15 %.

– Водород, образующийся в результате термического разложения вдуваемых углеводородов, частично растворяется в металле до содержания 8–10 *ppm* (*ppm* – от лат. *part per million* – часть на миллион – миллионная часть единицы, характеризует концентрацию растворенного вещества в десяти тысячных процента), что вынуждает по окончании окислительного рафинирования проводить продувку металла в конвертере аргоном (редко азотом) в течение 0,5–1,5 мин.

– Азот при донной продувке (при идентичном качестве дутья) растворяется в металле в меньшей степени (по сравнению с верхней продувкой), что объясняется уменьшением подсоса воздуха в полость конвертера из атмосферы, меньшей температурой в реакционных зонах и сокращением длительности взаимодействия азота дутья с металлом. Последнее объясняется тем, что в случае верхней продувки азот проходит двойной путь (сначала сверху вниз, затем снизу вверх).

4. Технологические особенности конвертерного процесса с донной продувкой отличаются от классической технологии по следующим параметрам:

– в период плавки через фурмы постоянно подаются газы: кислород и углеводороды в период продувки, аргон для удаления из металла водорода после продувки, азот (воздух) в межпродувочные периоды для предотвращения засорения и перегрева фурм;

– заливка чугуна в конвертер проводится при положении конвертера, близком к горизонтальному, чтобы жидкий чугун не заливал фурм. При этом для защиты фурм от попадания брызг чугуна и шлака через них подают азот или воздух;

– за время продувки, продолжительностью 10–15 мин, расходуется 45–55 м³/т кислорода и 4–5 м³/т природного газа (1–2 м³/т пропана, 2–3 л/т жидкого топлива);

– по завершению окислительного рафинирования (перед выпуском) проводят кратковременную (в течение 0,5–1,5 мин) продувку металла аргоном (иногда азотом) для

удаления водорода, содержание которого при этом снижается с 8–10 до 3–4 ppm. Расход аргона на продувку составляет 1–2 м³/т;

- отбор пробы металла проводится в горизонтальном положении конвертера, во избежание залива фурм;

- в межпродувочные периоды для исключения попадания металла и шлака на фурмы, а также их охлаждения, через фурмы подают азот или воздух. Расход азота (воздуха) при этом составляет 15–20 м³/т.

5. Тепловой баланс плавки при донной подаче дутья, несмотря на использование в качестве охладителя углеводородов, ухудшается. Это связано в основном с тем, что окисление углеводородов в условиях конвертерной ванны происходит неполно, а выделяющееся тепло не компенсирует расходов энергии на разложение углеводородов. Кроме того, сокращается поступление тепла от окислительных реакций вследствие уменьшения окисления железа. В результате доля лома в шихте при донной подаче дутья снижается на 2–5 % по сравнению с верхней продувкой.

Преимущества и недостатки кислородно-конвертерной плавки с донной продувкой

Конвертерный процесс с донной подачей кислорода по сравнению с верхней подачей дутья, обладая значительно лучшими условиями взаимодействия дутья с ванной, имеет следующие основные преимущества:

- отсутствие выносов и выбросов вследствие более равномерного распределения кислорода по объему ванны и меньшего ее вспенивания;

- стабильное и высокое (практически полное) усвоение кислорода ванной, что облегчает управление плавкой;
- есть резерв для повышения интенсивности продувки, следовательно, производительности конвертера на 5–10 %;
- сокращаются потери железа со шлаком в виде оксидов до 0,5-1,0 % (от массы металлошихты (в 2–3 раза по сравнению с верхней продувкой));
- уменьшается (в 2 и более раза) вынос пыли с отходящими газами вследствие более низких температур в реакционных зонах, а также поглощения крупных частиц пыли при прохождении через слой металла и шлака. В результате сокращаются потери железа с пылью (< 0,5 %) и облегчается газоочистка;
- увеличивается выход годного металла на 1,5–2 % вследствие уменьшения потерь железа в виде пыли и с оксидами шлака, а также исключения выносов и выбросов;
- снижаются потери марганца со шлаком, а также улучшаются результаты дефосфорации и десульфурации;
- уменьшается поглощение азота дутья вследствие понижения температуры в зоне взаимодействия кислорода и металла;
- снижается окисленность ванны и угар ферросплавов при раскислении и легировании;
- создаются благоприятные условия для организации дувания в ванну различных инертных газов (аргона, азота) и порошкообразных материалов (извести, графита, угля и др.);

- появляется возможность выплавки стали с очень низким (до 0,01 %) содержанием углерода без переокисления шлака и значительных потерь железа;

- уменьшается требуемая высота цеха, то есть снижаются капитальные затраты на его сооружение.

Недостатками конвертерного процесса с донной продувкой являются:

- ухудшение теплового баланса плавки и сокращение доли перерабатываемого лома на 2–5 % по сравнению с верхней продувкой;

- необходимость использования порошкообразной извести для успешного шлакообразования, что осложняет технологию подготовки и введения извести;

- насыщение металла водородом, поступающим из углеводородов, что вынуждает продувать металл перед выпуском нейтральным газом (аргоном или азотом);

- необходимость подачи газа (воздух, азот) через фурмы в межпродувочные периоды для исключения забивания фурм и их охлаждения;

- низкая стойкость днищ конвертеров (до 1000 плавов), что ведет к дополнительным простоям конвертера, связанным с заменой днищ;

- усложнение конструкции трактов подачи дутья и порошкообразных шлакообразующих (известь и плавиковый шпат).

В связи с отмеченными недостатками конвертерный процесс с донной продувкой целесообразно применять только в специфических условиях: при переделе вы- соко-

фосфористых и ванадийсодержащих чугунов, а также при выплавке особонизкоуглеродистой стали ($< 0,050 \% C$). При переделе обычных чугунов на сталь с нормальным содержанием углерода предпочтительна верхняя подача дутья, которая позволяет работать на кусковой извести и обеспечить меньшие эксплуатационные расходы, связанные с ремонтом днищ и обслуживанием трубопроводов.

Конвертерные процессы с комбинированной продувкой

Стремление совместить преимущества конвертерных процессов с верхней (возможность регулирования процесса шлакообразования путем изменения режима продувки, использование кусковой извести и др.) и донной (интенсивное перемешивание ванны, уменьшение окисленности металла и шлака, снижение количества выбросов и угара, возможность глубокого обезуглероживания металла и др.) продувкой привело к созданию комбинированных конвертерных процессов, предусматривающих следующие принципиально различающиеся варианты продувки:

- 1) верхняя и донная подача кислорода;
- 2) верхняя подача кислорода и донная подача инертного газа.

Конвертерный процесс с комбинированной (верхней и донной) подачей кислорода обладает наибольшими технологическими возможностями, но по конструкции является самым сложным. Поэтому наибольшее распространение получил конвертерный процесс с верхней подачей кислорода и донной подачей нейтрального газа через

фурмы (диаметром до 10 мм) или пористые огнеупорные блоки, имеющие направленные каналы диаметром от 0,5 до 1,5 мм. Такая технология значительно проще, чем с комбинированной подачей кислорода, но позволяет сохранить основное преимущество донной продувки – хорошее перемешивание ванны и связанные с ним технологические преимущества. Удельная интенсивность подачи нейтрального газа изменяется от 0,01 до 0,5 м³/т·мин в зависимости от конструкции продувочных устройств и периода продувки. В качестве нейтрального газа обычно используют азот, который намного дешевле аргона. Продувка металла азотом в течение всей плавки приводит к повышению содержания его в металле, поэтому для снижения содержания азота в последние 2–4 минуты продувки через дно подают аргон, а после завершения окислительного рафинирования ванну могут дополнительно продувать аргоном в течение 1–3 мин. Суммарный расход нейтральных газов обычно не превышает 1,5–1,7 м³/т стали.

Отличительной особенностью вариантов донной подачи нейтрального газа через фурмы и пористые блоки является то, что при использовании фурм через них необходимо подавать газ в течение всего периода плавки во избежание их заливания металлом и шлаком. При вдувании газов через пористые огнеупорные блоки из-за малого диаметра (1–1,5 мм) газопроводящих каналов (пор), жидкий металл в них не затекает даже при прекращении подачи газа, поэтому подача газов может начинаться и прекра-

щаться в любой момент плавки. Для сокращения расхода инертного газа в межпродувочные периоды донные фурмы обычно переводят на воздушное дутье, которое значительно дешевле азота. Другой отличительной особенностью донных фурм является то, что при их использовании не допускается ремонт футеровки днища торкретированием, тогда как при применении пористых продувочных блоков такой ремонт возможен при использовании специальных пористых смесей.

Количество донных фурм или продувочных блоков увеличивается пропорционально вместимости конвертера и интенсивности продувки от 4 до 16 шт при использовании многоканальных продувочных блоков и до 24 шт при применении одиночных фурм. Размещают продувочные устройства равномерно от центра днища в пределах 0,6–0,7 его диаметра. Стойкость продувочных устройств сопоставима со стойкостью футеровки днища и составляет до 1000 плавков.

Количество донных продувочных устройств, их размещение и внутренний диаметр определяются емкостью конвертера и необходимой интенсивностью продувки.

Таким образом, технология комбинированной продувки металла кислородом сверху и нейтральными газами снизу является наиболее перспективным вариантом конвертерного процесса поскольку совмещает в себе все достоинства верхней и донной продувки и в то же время требует минимальных затрат на переоборудование конвертера (верхнего дутья) и цеховых коммуникаций.

3.5. Ковшевая обработка стали

Требования к качеству стали постоянно ужесточаются, что обусловлено стремлением получать более высокие эксплуатационные свойства стальных изделий, а также особыми требованиями по чистоте и температуре металла при непрерывной разливке, имеющей наибольшее распространение. Достижение этих требований непосредственно в сталеплавильных агрегатах усложняет ведение плавки и увеличивает ее продолжительность, а в ряде случаев невозможно по технологическим условиям. Поэтому на большинстве современных металлургических предприятий достижение заданных параметров качества стали обеспечивается поэтапно:

- на первом этапе в сталеплавильном агрегате получают полупродукт, удовлетворяющий требованиям по содержанию углерода и фосфора, а также имеющий температуру, обеспечивающую возможность его дальнейшей обработки;

- на втором этапе различными методами ковшевой (внеагрегатной) обработки производят окончательную доводку металла по химическому составу и температуре в сталеразливочном ковше.

Сталеразливочный ковш – футерованная изнутри емкость (с формой усеченного конуса) с выпускным отверстием в днище, перекрываемым шиберным затвором или стопором, предназначенная для кратковременного хранения, транспортировки, дополнительного рафинирования и разливки металла.

Современными способами ковшевой обработки обеспечивается:

- достижение минимальных колебаний содержания легирующих элементов и раскислителей при значительно меньшем, чем в сталеплавильном агрегате, их угаре;

- корректировка температуры металла в ковше путем нагрева или охлаждения, а также усреднение температуры и состава металла в объеме ковша;

- получение металла с низким содержанием кислорода и неметаллических оксидных включений путем вакуум-углеродного раскисления, обработки раскисленными шлаками, тщательного перемешивания, введения сплавов редкоземельных металлов, кальция и т.д.;

- производство стали с необходимым низким содержанием серы, вплоть до концентраций серы $< 0,003$ %, в результате ковшевой обработки основными раскисленными шлаками, продувки десульфуризирующими порошками, введением в металл сплавов кальция и др.;

- снижение содержания водорода в металле до пределов, исключающих возможность образования флокенов ($< 0,0002$ %) и уменьшение содержания азота в стали вакуумированием;

- получение ультранизких содержаний углерода (до $0,005$ % и менее) в специальных сталях путем продувки расплава кислородом в вакууме при интенсивном перемешивании.

Такое разделение процессов позволяет не только добиться требуемых свойств металла (с большей эффек-

тивностью, чем в печи), но и существенно улучшить показатели работы сталеплавильных агрегатов, ограничивая их задачи проведением окислительного рафинирования и нагрева металла.

В настоящее время наиболее широко используются следующие технологии ковшевой обработки стали:

- раскисление и дегазация стали;
- легирование и модифицирование стали;
- продувка инертным газом с целью дегазации, удаления неметаллических включений, выравнивания химического состава и температуры;
- вакуумирование с целью дегазации и глубокого обезуглероживания;
- обработка стали синтетическими шлаками и шлакообразующими смесями;
- продувка стали порошкообразными материалами;
- комплексная обработка стали.

Наилучшие результаты воздействия на качество металла достигаются при использовании комбинированных способов ковшевой обработки, когда в одном или нескольких, последовательно расположенных агрегатах, осуществляется ряд операций.

Раскисление и дегазация стали

Существующие варианты сталеплавильных процессов не обеспечивают получение металла, не содержащего элементы, которые в обычных условиях являются газами – кислород, водород и азот. Неизбежность содержания указанных газов в стали связана с условиями ведения плавки:

– наличием кислорода, азота и водорода в шихтовых материалах;

– окислительное рафинирование, как правило, осуществляется с участием газообразного кислорода, содержащего также азот;

– в качестве топлива применяются углеводороды, являющиеся источником водорода, а для сжигания топлива используется воздух, содержащий кислород и азот;

– рабочее пространство сталеплавильных агрегатов сообщается с атмосферным воздухом, содержащим эти газы.

Указанные элементы, находящиеся в металле в виде газовых пузырей, соединений (оксидов, гидридов, нитридов), жидких или твердых растворов, оказывают существенное влияние на свойства металла, поэтому вопросам удаления газов из металла всегда уделяют особое внимание.

Влияние кислорода на свойства стали и способы раскисления

В ходе окислительного рафинирования металл неизбежно насыщается кислородом, концентрация которого увеличивается к концу плавки по мере нагрева и обезуглероживания металла. Содержание кислорода в жидком металле в конце окислительного рафинирования, как правило, не превышает 0,1 %, что ниже предела его растворимости в жидком железе (0,23 % при 1600 °С), поэтому кислород в металле на выпуске находится в растворенном состоянии. Однако при охлаждении металла, и, особенно, при его затвердевании и полиморфном превращении γ -Fe

в α -Fe, растворимость кислорода резко снижается, достигая при обычных условиях ($< 10^{-4}$ %). В итоге избыточный кислород выделяется из раствора и реагирует с примесями металла с образованием мелкодисперсных оксидных неметаллических включений, ухудшающих механические свойства стали. В процессе обработки давлением это может быть причиной плохой деформируемости стали в горячем состоянии и ее пониженной пластичности. В процессе эксплуатации – способствует охрупчиванию (старению) стали.

Для устранения отрицательного влияния кислорода осуществляют раскисление стали, которое заключается в удалении кислорода из металла или связывании его в прочные оксиды глобулярной формы, влияние которых на свойства стали незначительно.

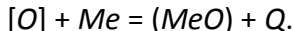
По степени раскисленности, характеризующей полноту удаления из металла растворенного в нем кислорода, стали подразделяют «кипящие», «спокойные» и «полуспокойные». Спокойные стали, содержащие минимальное количество растворенного кислорода, имеют наилучшие свойства, но более высокую стоимость изготовления. Кипящие и полуспокойные стали имеют худшие свойства, поэтому применяются для изготовления деталей ответственного назначения. Их преимуществами является более низкая стоимость по материалам и более высокий выход годного при разливке в изложницы. Однако с повсеместным распространением непрерывной разливки последнее преимущество «кипящих» и «полуспокойных» сталей не

реализуется, поэтому объемы их производства минимальны.

В современном производстве стали применяют следующие способы раскисления стали: глубинное (осаждающее), диффузионное (обработкой синтетическими шлаками) и вакуумно-углеродное (обработкой вакуумом).

Глубинное (осаждающее) раскисление и легирование стали

Глубинное (осаждающее) раскисление заключается в связывании растворенного в стали кислорода в нерастворимые оксиды в результате введения в металл элемента-раскислителя с последующим удалением продуктов раскисления (оксидов) в шлак. Если условно обозначить элемент-раскислитель через Me , то процесс глубинного раскисления в общем виде можно описать реакцией:



Образующиеся в результате реакций раскисления малорастворимые в металле оксиды, имеющие низкую в сравнении с металлом плотность, всплывают в шлак или выносятся конвективными потоками металла. Происходит отделение новой шлаковой фазы, напоминающее образование осадка в низкотемпературных физико-химических процессах – отсюда название метода «осаждающий». Введение раскислителей в глубину металла предопределило другое название этого способа раскисления – «глубинное».

Для успешного проведения раскисления элементы, используемые в качестве раскислителей, должны удовлетворять следующим основным требованиям:

- иметь высокое химическое сродство к кислороду (раскислительную способность), больше чем у железа;
- обеспечивать образование нерастворимых в металле оксидов с минимальной плотностью и температурой плавления, что облегчает их удаление из расплава (минимизирует количество неметаллических включений) или обеспечивает получение включений глобулярной формы;
- иметь низкую стоимость и доступность (недефицитность);
- обладать способностью к улучшению свойств стали;
- способствовать уменьшению отрицательного влияния на свойства стали других вредных (серы, азота, водорода);
- продукты раскисления, оставаясь в стали, должны способствовать измельчению зерна.

В настоящее время нет ни одного раскислителя, который был бы наилучшим по всем предъявляемым требованиям. Поэтому в производственной практике при выборе элементов-раскислителей исходят из их стоимости и доступности, и наиболее часто раскисление спокойной стали проводят введением в металл на выпуске трех элементов – марганца, кремния, алюминия (и их сплавов). Расход марганца и кремния выбирается так, чтобы остаточное содержание этих элементов в металле после раскисления находилось в пределах, установленных для выплавляемой стали (для углеродистой стали 0,4–0,6 % *Mn* и 0,17–0,35 % *Si*) с учетом их угара, а расход алюминия составляет 250–350 г/т, повышаясь по мере снижения кон-

центрации углерода. Марганец и кремний вводятся в металл в виде ферросплавов, а алюминий – в виде слитков, гранул, проволоки или сплавов с кремнием, кальцием и др.

Наиболее полное усвоение раскислителей обеспечивается при следующем режиме их введения в ковш:

- раскислители необходимо вводить равномерно в период наполнения от 20 до 50 % объема ковша;

- подачу раскислителей следует проводить последовательно по мере роста их раскислительной способности – сначала в металл вводится марганец, имеющий относительно невысокое сродство к кислороду, затем кремний и в последнюю очередь алюминий, являющийся наиболее сильным раскислителем;

- температура металла на выпуске должна быть минимальной с учетом необходимого перегрева для компенсаций тепловых потерь при раскислении и последующих технологических операций;

- усвоение раскислителей, особенно сильных (алюминий и др), повышается при их введении вглубь металла в виде проволоки или гранул (в струе инертного газа);

- при расчете расхода ферросплавов для раскисления (легирования) необходимо учитывать остаточное содержание в металле после продувки вносимыми ферросплавами тех элементов и их угар (таблица 3.14).

Таблица 3.14 – Угар ведущего элемента при раскислении стали в ковше [41]

Ведущий элемент ферросплава	Угар* элемента ферросплава при содержании углерода в металле на выпуске, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Марганец	25-35	20-30	15-20
Кремний	30-40	25-35	20-25
Алюминий	100		
* количество элемента-раскислителя (%), окислившегося в процессе введения в металл в результате взаимодействия с кислородом металла, шлака и атмосферы.			

Кроме вышеуказанных элементов, для раскисления стали используются *V*, *Ti*, *Zr*, *Nb*, а также щелочноземельные (*Ca*, *Mg*, *Ba*) и редкоземельные (*Ce*, *La*, *Nd*, *Pr*) металлы и их сплавы с кремнием и алюминием. Однако усложнение и удорожание раскисления стали применением дорогостоящих материалов оправдано только при производстве высококачественных легированных сталей (и сталей специального назначения).

Глубинное раскисление получило наиболее широкое распространение в промышленной металлургии по следующим причинам:

- технологическая простота реализации;
- небольшая продолжительность раскисления (до 5–10 минут), что позволяет совмещать эту операцию с выпуском металла в ковш.

Основным недостатком глубинного способа раскисления является образование в объеме металла мелкодисперсных оксидных неметаллических включений, не все из которых успевают всплыть из металла в шлак за время ковшевой обработки. Процесс удаления из металла от неметаллических включений осложняется также тем, что их

образование продолжается по мере охлаждения металла (при его выдержке в ковше и разливке) вследствие смещения равновесия экзотермических реакций раскисления вправо и повышения активности растворенного в металле кислорода. Поэтому при глубинном методе раскисления невозможно получить сталь, совершенно чистую от неметаллических включений.

Снижения количества продуктов раскисления (неметаллических включений) в металле добиваются за счет организации перемешивания металла (продувкой инертным газом) и изменением свойств оксидных включений. На свойства образующихся при раскислении оксидов воздействуют изменением состава и последовательности введения раскислителей. При этом удалению оксидных включений в шлак способствуют следующие их свойства:

- низкая смачиваемость металлом (межфазное натяжение между металлом и шлаковыми включениями), что облегчает отделение включений от металла;

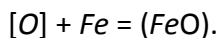
- хорошая смачиваемость шлаком (высокое межфазное натяжение между шлаком и оксидными включениями), что облегчает поглощение (ассимиляцию) включений в объем шлака;

- низкая температура плавления, обеспечивающая присутствие оксидных включений в размягченном или жидком виде, что ускоряет процесс их укрупнения за счет слипания (коагуляции) и слияния (коалесценции) друг с другом, приводя к быстрому всплыванию в шлак.

Очень часто с целью получения в металле легкоплавких и хорошо всплывающих оксидных соединений применяют так называемые комплексные раскислители, представляющие собой сплав нескольких раскислителей: силикомарганец (сплав кремния и марганца), силикокальций (сплав кремния и кальция), сплав АМС (сплав алюминия, марганца и кремния), сплав КМК (сплав кремния, марганца и кальция) и др.

Диффузионное раскисление стали

Диффузионное раскисление заключается в удалении из металла кислорода путем его естественной диффузии в шлак, обладающий минимальной окисленностью (характеризуется концентрацией оксидов железа). При этом в соответствии с законом распределения (закон Нернста) концентрация кислорода в металле уменьшается, стремясь к равновесию с новым раскислительным шлаком. Минимально возможное остаточное содержание кислорода после диффузионного раскисления можно определить распределение кислорода между металлом и шлаком по равновесию реакции:



Таким образом, при диффузионном способе раскисления продукты раскисления (неметаллические включения) не остаются в металле, что является основным преимуществом данного способа перед глубинным.

Для успешного проведения диффузионного раскисления необходимо выполнение следующих условий:

- наличие легкоплавкого жидкоподвижного шлака с минимальным содержанием оксидов железа;

- большая поверхность взаимодействия металла со шлаком, облегчающая диффузионные процессы;

- низкая концентрация вредных примесей (особенно фосфора), способных переходить в металл.

В конвертерах и мартеновских печах выполнение указанных условий проблематично и связано с большими затратами материалов и удлинением плавки:

- в окислительной атмосфере сложно добиться понижения концентрации оксидов железа в печном шлаке менее 3 %;

- раскисление шлака и металла в печи требует значительных расходов восстановителей (углерод, кремний, алюминий) вследствие их повышенного угара при контакте с окислительной атмосферой;

- происходит полное восстановление находящегося в шлаке фосфора и переход его в сталь.

Главным же недостатком диффузионного раскисления в сталеплавильных агрегатах является большая продолжительность процесса, обусловленная низкой скоростью диффузии кислорода в металле и шлаке. Поэтому при выплавке стали в конвертерах и мартеновских печах диффузионное раскисление металла не используют. Этот вид раскисления естественным образом реализуется при проведении восстановительного периода плавки в дуговых электросталеплавильных печах. Однако вследствие значительной продолжительности и больших расходов раскис-

лителей (шлака) восстановительный период плавки в дуговых печах проводится только при производстве высококачественных легированных сталей из легированного металлолома, что позволяет минимизировать потери легирующих со шлаком.

Более эффективно применение диффузионного раскисления стали в ковше при обработке синтетическими шлаками по следующим технологическим вариантам:

– при выпуске металла в ковш, в который предварительно заливается жидкий синтетический шлак (или загружаются легкоплавкие шлакообразующие смеси), что обеспечивает дробление металла и шлака с образованием шлакометаллической эмульсии с большой поверхностью взаимодействия;

– при обработке металла синтетическим шлаком в ковше (или специальном агрегате) с интенсивным перемешиванием продувкой инертным газом;

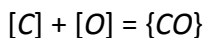
– при вдувании шлакообразующей смеси в металл в струе инертного газа с образованием в объеме металла жидкого раскислительного шлака.

Благодаря значительной поверхности взаимодействия металла с раскислительным шлаком, скорость диффузионного раскисления существенно повышается по сравнению с раскислением в печи. Однако повышается вероятность загрязнения металла шлаковыми включениями, остающимися в металле. Кроме того, проведение диффузионного раскисления в ковше связано с затратами на приготовление жидкого синтетического шлака или шла-

кообразующие смеси. Поэтому в чистом виде этот вариант раскисления не используют. Эффект от диффузионного раскисления используется при обработке металла высокоосновными восстановительными шлаками, применяемыми при ковшевой десульфурации стали. При таком варианте обработки, одновременно с удалением серы, происходит дополнительное раскисление металла, что повышает качество стали и является экономически оправданным.

Вакуум-углеродное раскисление стали

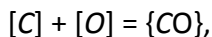
Вакуум-углеродное раскисление заключается в удалении кислорода в результате смещения равновесия реакции:



в сторону образования CO путем снижения парциального давления CO в газовой фазе.

Понижение парциального давления CO в газовой фазе достигается обработкой стали в вакууме или продувкой металла нейтральным газом, в котором парциальное давление CO близко к нулю («химический вакуум»). Главным преимуществом вакуумно-углеродного раскисления является то, что газообразные продукты реакции не растворяются в металле и полностью удаляются из него.

Теоретически, исходя из равновесия реакции:



снижение давления над металлом до 100 Па (0,001 атм) при температуре 1600 °С и содержании углерода 0,2 %, обеспечивает удаление кислорода до $[O] = 10^{-5} \%$.

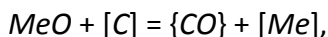
Однако на практике, вследствие кинетических ограничений (наличие шлака, низкая концентрация кислорода, протекание других процессов), термодинамическое равновесие не достигается. Поэтому, в промышленных условиях при уровне вакуума 100–200 Па, остаточное содержание кислорода в стали с содержанием углерода 0,2 % составляет 0,002–0,004 %, что выше раскислительной способности кремния, но меньше, чем у алюминия.

Несмотря на это, проведение вакуум-углеродного раскисления стали перед окончательным раскислением-легированием позволяет существенно сократить образование в стали эндогенных неметаллических включений.

Существенным недостатком этого способа раскисления является необходимость сложного и дорогостоящего оборудования. Несмотря на это, вакуумная обработка стали находит все более широкое применение при производстве высококачественных сталей. Это связано с тем, что вакуумная обработка, помимо углеродного раскисления, способствует протеканию других процессов, обеспечивающих повышение качества стали:

- удаление из металла растворенных газов – азота, и особенно, водорода;

- разрушения оксидных неметаллических включений в стали по реакциям типа



равновесие которых сдвигается вправо при понижении давления. Практически удается частично разрушить только жидкие включения оксидов железа и марганца, а более

прочные и тугоплавкие соединения (оксиды кремния, алюминия и др.) при такой обработке не удаляются.

Таким образом, вакуум-углеродное раскисление, как самостоятельная операция, применяется для обработки нераскисленного металла при производстве стали, свободной от крупных оксидных включений и их локальных скоплений. А при вакуумной обработке стали, предварительно раскисленной глубинным способом, решаются, в первую очередь, задачи дегазации и удаления эндогенных неметаллических включений.

Водород в стали

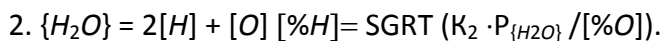
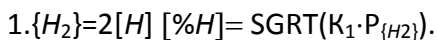
Растворимость водорода в железе скачкообразно повышается при его расплавлении и увеличивается по мере роста температуры жидкого металла, поэтому в ходе высокотемпературных сталеплавильных процессов обеспечиваются условия для насыщения металла водородом, источниками которого являются:

- пердедельный чугуны, содержащий 4–12 ppm водорода;
- металлолом, особенно легированный титаном, ванадием, ниобием и другими гидридообразующими элементами (до 8–10 ppm). Дополнительным источником водорода, поступающего с ломом, является гидратная влага (особенно в ржавом ломе);
- гидратная влага, поступающая с добавочными материалами и флюсами;

– водород и водяные пары печного пространства, поступающие от сжигания углеводородного топлива или из атмосферы;

– раскислители и легирующие (например, содержание водорода в ферромарганце составляет 20–40 ppm, а в ферросилиции 10–15 ppm). Поэтому, несмотря на относительно небольшой расход этих материалов, их перед использованием обязательно просушивают и прокаливают.

Водород из указанных источников может переходить в металл непосредственно (из металлошихты и раскислителей) или посредством газовой фазы по реакциям:



Из выражений для констант равновесия этих реакций следует, что содержание водорода в металле увеличивается пропорционально корню квадратному из парциального давления водорода (или водяного пара) в газовой фазе, что называют «законом квадратного корня». По аналогичным реакциями происходит растворение водорода в шлаке с последующим переходом водорода в металл.

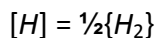
Таким образом, несмотря на наличие шлака, в процессе выплавки стали невозможно исключить насыщения жидкого металла водородом, содержание которого к концу плавки может достигать 8–12 ppm (обычно 6–8 ppm). Однако в процессе разлива и затвердевания стали растворимость водорода резко уменьшается – линейно при охлаждении в жидком состоянии и скачкообразно при переходе из жидкого состояния в твердое. Это ведет к интен-

сивному выделению из металла водорода в газовую фазу, что вызывает нарушение целостности металла и образование различных дефектов в литой стали: газовые пузыри, трещины (разрывы), флокены (особой формы газовые пузыри) и др. Оставшийся в твердом растворе водород искажает кристаллическую решетку металла, в результате чего его хрупкость возрастает, а пластичность уменьшается. На некоторых хромоникелевых и хромоникельвольфрамовых сталях наблюдаются так называемая водородная хрупкость и образование трещин вследствие напряжений, вызываемых водородом.

Таким образом, избыточное содержание водорода в стали (сверх растворимости в α -Fe при нормальных температурах) оказывает отрицательное воздействие на ее свойства, устранение которого возможно при снижении концентрации водорода до 1,0–1,5 ppm или связывании водорода в прочные соединения – гидриды.

Для снижения содержания водорода в металле и ослабления его вредного влияния на качество стали применяют следующие методы:

1. Организация постоянного кипения ванны по ходу плавки, обеспечивающая удаление водорода в пузырьках CO, образующихся при окислении углерода. Удаление водорода из металла происходит по реакции

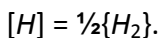


вследствие того, что парциальное давление водорода в пузырьках CO равно нулю, что смещает равновесие реакции вправо. Однако вследствие протекания обратного

процесса кипение ванны не обеспечивает решение вопроса рафинирования металла от водорода.

2. Продувка инертными газами (обычно используют аргон, реже – азот) обеспечивает удаление водорода в всплывающих пузырьках, давление водорода в которых близко к нулю. Удаление водорода до 2 ppm возможно только при повышенном расходе газа – более 2 м³/т. Однако эта технологическая операция обязательно проводится в ковше после выпуска плавки с целью усреднения химического состава и температуры металла, а также удаления неметаллических включений. В этом случае при расходе газа 0,1–0,2 м³/т степень удаления водорода не превышает 20–30 %.

3. Обработка металла вакуумом, в ходе которой вследствие снижения давления водорода в газовой фазе ускоряется реакция перехода водорода из металла в газовую фазу:



Эффективность способа, определяемая глубиной вакуума и продолжительностью обработки, достигает 70–80 % и более.

4. Выдержка закристаллизовавшегося металла при повышенных температурах (400–700 °С) обеспечивает диффузию избыточного водорода в атомарном состоянии через кристаллическую решетку железа с последующим удалением с поверхности слитка в атмосферу. Повышенные температуры увеличивают скорость диффузии, однако эффективность способа определяется массой слитка и дли-

тельности обработки. Этот способ применяют для окончательного удаления водорода (до 2–3 ppm) из заготовок флокеночувствительных марок сталей небольшого сечения и массы, для чего их помещают в обогреваемые колодцы.

5. Добавка гидридообразующих элементов (*Se, La, Ti, Ta, V, Nb* и др), повышающих растворимость водорода в стали за счет образования прочных соединений – гидридов, выделение водорода из которых в самостоятельную фазу при охлаждении не происходит (дефекты не образуются).

6. Наложение электрического поля, обеспечивающее выделение на катоде атомарного водорода ($H^+ + e = H$) с последующим образованием молекул водорода и их удалением в газовую фазу. Однако в силу технологической сложности этот метод удаления водорода не применяется. Несмотря на большое количество методов борьбы с водородом в стали, необходимо использовать все способы, чтобы исключить попадание водорода в металл в процессе плавки (минимальная влажность воздуха, кислорода, топлива, минимум влаги в добавочных материалах и т.п.).

Азот в стали

В обычных условиях плавки невозможно получить сталь, не содержащую азот, что объясняется наличием азота в шихтовых материалах и атмосфере рабочего пространства, а также увеличением растворимости азота в жидком железе с повышением температуры.

Источниками поступления азота в металл в процессе выплавки, ковшевой обработки и разливки стали являются:

- передельный чугу́н, содержащий 0,003–0,006 % азота;

- металлический лом, в котором в зависимости от технологии выплавки и химического состава содержание азота обычно изменяется от 0,002 до 0,012 %, а в легированных азотом сталях достигает 0,5 % и более;

- воздух, используемый для сжигания топлива, а также поступающий в печное пространство из атмосферы содержит 79 % азота;

- кислород, применяемый для продувки ванны, содержит от 0,5 (технический кислород) до 5 % (технологический кислород) азота.

Растворение азота в металле, как и для водорода, подчиняется общей закономерности – закону квадратного корня (закон Сиверта), согласно которому равновесное содержание азота в жидкой стали $[N]$ пропорционально корню квадратному из парциального давления азота ($P\{N_2\}$) в газовой фазе. Математически эта зависимость выводится из константы равновесия реакции $\{N_2\} = 2[N]$

$$[N] = \sqrt{K \cdot P\{N_2\}}.$$

На растворение азота в металле оказывают влияние следующие факторы:

- повышение температуры, что повышает растворимость азота в металле и облегчает диссоциацию прочных молекул азота. На практике процесс поглощения азота из

газовой фазы значительно ускоряется при повышении температуры до 2500 °С и более, что реализуется в реакционных зонах при продувке металла кислородом и в зоне электрических дуг (при выплавке стали в дуговых печах);

- повышение концентрации азота в атмосфере и, особенно, в кислороде, используемом для окислительного рафинирования, существенно ускоряют процесс растворения азота;

- окислительные сталеплавильные шлаки, имеющие ограниченную растворимость азота (до 0,01 %) защищают металл от перехода азота из атмосферы печи или из дутья. Поэтому для минимизации перехода азота в металл из газовой фазы необходимо исключать оголения металла и контакта его с азотсодержащей атмосферой;

- увеличение концентрации нитридообразующих примесей (хром, марганец, ванадий, титан, алюминий, церий и другие редкоземельные металлы) повышает растворимость азота в стали;

- повышение концентрации элементов, образующих прочные соединения с железом (углерод, фосфор, сера), снижают растворимость азота. С другой стороны, увеличение содержания поверхностно-активных элементов (кислород, сера), находящихся на границе раздела фаз, препятствуют как переходу азота в металл, так и его удалению.

Несмотря на защитную роль шлака, концентрация азота в металле в конце плавки составляет 0,002–0,012 %, что определяется особенностями технологии (обычно, в ки-

слородно-конвертерной и мартеновской стали содержится 0,002–0,005 % *N*, в электростали – 0,006–0,012 % *N*). В процессе выпуска, раскисления–легиrowания и разлиwки, концентрация азота может повышаться на 0,001–0,003 %.

Указанные концентрации меньше растворимости азота в жидком железе, но существенно выше растворимости азота α -*Fe* в области нормальных температур, которая составляет менее 0,0015 %. Избыточный азот может находиться в металле в растворенном виде (в виде пересыщенного твердого раствора) или выделяться в отдельную нитрид-фазу. Выпадение азота из твердого раствора в виде нитридов (нитриды железа и др.), называемое старением металла, ведет к возникновению напряженности в структуре металла, повышению его твердости и хрупкости. Вредное влияние азота особенно заметно для малоуглеродистых сталей, которые должны иметь высокие пластические свойства. Особенно вредно ухудшение свойств металла с повышенным содержанием азота при эксплуатации в условиях низких температур.

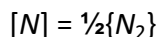
Таким образом, повышенное содержание азота на свойства стали в большинстве случаев оказывает отрицательное влияние, понижая ударную вязкость стали и ухудшая ее пластичность. При этом, если в процессе производства стали (до ее затвердевания) связать растворенный в металле азот в прочные тугоплавкие нитриды (Si_3N_4 , *AlN*, *VN*, *TiN*, *ZrN* и др.), то можно не только подавить вредное влияние азота, но и обеспечить получение мелкозернистой структуры стали и повышение ее прочности. Это использу-

ется при производстве высокопрочных сталей, при этом их дополнительно легируют азотом до 0,5 % и более. Однако в большинстве случаев азот считается вредной примесью, ухудшающей качество стали. Снижение вредного воздействия азота возможно при ограничении его содержания в металле или связывании в нитриды, выделяющиеся из жидкого металла в виде мелких включений, способных служить центрами кристаллизации железа, т.е. обеспечивающих измельчение зерна стали.

Для снижения содержания азота в металле и ослабления его вредного влияния на качество стали применяют следующие методы:

1. Использование чистых по азоту материалов, особенно кислородного дутья, используемого для окислительного рафинирования. Предпочтительно применение технически чистого кислорода, содержание азота в котором не превышает 0,5 %.

2. Организация постоянного кипения ванны по ходу плавки в результате окисления углерода. Выделяющийся монооксид углерода экранирует металл от азотсодержащей атмосферы, а также возможно удаление азота в всплывающих пузырях CO , давление азота в которых минимально. Однако вследствие эндотермичности, реакция



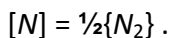
получает слабое развитие.

3. Предохранение металла от соприкосновения с азотсодержащей атмосферой в зоне повышенных температур, достигаемое путем создания защитного слоя вспененного

шлака. Другим вариантом минимизации перехода азота в металл является охлаждение высокотемпературных зон присадками твердых окислителей, что менее эффективно. Предохранение металла от контакта с азотсодержащей атмосферой при выпуске, ковшевой обработке и разливке стали, кроме шлака, обеспечивается созданием инертной атмосферы – выпуск и разливка могут производиться в защитной оболочке из аргона.

4. Продувка металла аргоном, кроме удаления водорода, способствует некоторому удалению азота. Однако вследствие низкой скорости диффузии азота, его удаление при продувке металла минимально. Аргон играет более существенную роль при его использовании для создания защитной оболочки при выпуске или разливке металла.

5. Обработка металла вакуумом, в ходе которой из-за снижения давления азота в газовой фазе облегчается протекание реакции



Однако из-за низких скоростей диффузии азота в металле его удаление при вакуумировании в промышленных условиях составляет не более 10–20 %

6. Введение в жидкую сталь нитридообразующих элементов (*Si, Al, V, Ti, Zr* и др.), обеспечивающих связывание избыточного азота в прочные тугоплавкие нитриды, которые выделяются из жидкого металла в виде мелких включений и служат центрами кристаллизации железа. Это не только предотвращает старение стали, но и обеспечивает

измельчение структуры слитка и повышение прочностных свойств стали.

Таким образом, удаление азота из металла представляет собой достаточно сложную задачу, решение которой связано с большими затратами и усложнением технологии. Поэтому на практике пользуются возможными технологическими мероприятиями по предотвращению перехода азота в металл, а избыточный азот связывают в тугоплавкие нитриды, предотвращающие старение металла и не оказывающие существенного отрицательного влияния на свойства стали.

Контрольные вопросы

1. Приведите общую характеристику сталеплавильных процессов.
2. Опишите принятую классификацию стали по химическому составу.
3. Опишите принятую классификацию стали по качеству и способу производства.
4. Опишите принятую классификацию стали по степени раскисления и назначению.
5. Объясните сущность процесса получения стали. Основные реакции сталеплавильных процессов.
6. Опишите процесс шлакообразования при производстве стали, состав шлаков.
7. Объясните сущность и способы раскисления стали. Приведите реакции.

8. Опишите влияние газов (водорода H , кислорода O_2 , азота N) на свойства стали, дайте характеристику современных методов дегазации стали.
9. Перечислите неметаллические включения (НМВ) в стали, источники их возникновения и опишите способы их вывода из стали.
10. Запишите реакции удаления серы из металла в сталеплавильных процессах и укажите условия, необходимые для этих реакций.
11. Изложите сущность мартеновского процесса получения стали.
12. Изложите сущность кислородно-конвертерного процесса получения стали.
13. Опишите устройство кислородного конвертера. Чем футеруют кислородный конвертер?
14. Приведите конструкцию кислородной фурмы, укажите её назначение.
15. Охарактеризуйте шихтовые материалы кислородно-конвертерного процесса, требования к ним.
16. Опишите периоды плавки в кислородном конвертере.
17. Опишите особенности шлакообразования в кислородном конвертере.
18. Опишите реакции окисления примесей в конвертере: кремния, марганца, фосфора, углерода.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В России достаточно активно идет процесс трансформации существующих производственных технико-технологических мощностей, ориентированных на выпуск металлургического продукта, обеспечивающего индустриально-необходимые потребности задаваемого качества железо-углеродистых конструкционных материалов. При этом особое внимание уделяется технологическим аспектам инновационного совершенствования процессов производства стали с гарантированно низким содержанием вредных примесей в результате использования комбинации применяемых технико-технологических способов горнорудного и металлургического производства, позволяющих обеспечивать условия для роста многих отраслей промышленного производства без увеличения объема выплавляемой стали.

Современные агрегаты горнорудного и металлургического производства укомплектовываются системами автоматических систем управления (АСУ) технологическими процессами (ТП), что способствует обеспечению производить наиболее высококачественный, экономически выгодный (с относительно низкой энергоемкостью) и экологически чистый металл без примесей серы и фосфора, пригодный для удовлетворения самых высоких требований различных отраслей потребителей, включая авиа-, судо- и транспортное машиностроение.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Магнетит: свойства. – URL: <https://dzen.ru/a/YAFGyV0OniKG9D13> (дата обращения: 29.02.2024).

2. Формы рудных тел. – URL: <http://www.yurii.ru/ref3/refaem-2.php> (дата обращения: 29.02.2024).

3. Способы разработки рудных. – URL: <https://pandia.ru/text/80/280/14252.php> (дата обращения: 01.03.2024).

4. Белевитин, В.А. Технология конструкционных материалов: заготовительное производство: учебн. пособие / В.А. Белевитин, С.Ю. Коваленко, А.В. Суворов. – Челябинск. Изд-во ЧГПУ, 2014. – 379 с.: ил., табл.; 20 см. – ISBN 978-5-85716-998-8.

5. Системы разработки рудных месторождений в различных горно-геологических условиях. – URL: <https://helpiks.org/4-11205.html> (дата обращения: 01.03.2024).

6. Шеховцов, В.С. Перспективные способы разработки месторождений: учебн. пособие / В.С. Шеховцов, Ю.К. Влашкин. – Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2004. – 258 с.

7. Щелканов, В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений / В.А. Щелканов. – Москва: Недра, 1974. – 232 с. – URL: <https://search.rsl.ru/ru/record/01007032911> (дата обращения: 01.03.2024).

8. Шнайдер, М.Ф. Совмещение подземных и открытых разработок рудных месторождений / М.Ф. Шнайдер, В.К. Вороненко. – Москва: Недра, 1985. – 132 с.

9. Дробилки конусные. – URL: https://euromining.ru/konusnye-drobilki?utm_source=yandex&utm_medium=cpc&utm_campaign=73279052&utm_content=12012280293&utm_t

erm=---autotargeting&yclid=783500373 7485344767 (дата обращения: 01.03.2024).

10. Крэйг, И.М. Производство чугуна, железа и стали / И.М. Крэйг. – URL: <https://metalspace.ru/production-science/technology/iron-furnace/725-innovatsionnye-tekhnologii-dlya-domennykh-pechej.html> (дата обращения: 01.03.2024).

11. Симанков, А.М. Доменная плавка с использованием в шихте антрацита / А.М. Симанков, Ю.С. Юсфин, И.Э. Шепетовский и [др.]. – URL: <https://metalspace.ru/production-science/technology/iron-furnace/726-domennaya-plavka-s-ispolzovaniem> (дата обращения: 03.03.2024).

12. Воскобойников, В.Г. Общая металлургия: учебник для вузов. – 6-изд., перераб и доп. / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. – Москва: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 768 с. – 253 с.: ил. – ISBN 5-94628-062-7.

13. Самые крупные карьеры России. – URL: <https://dzen.ru/a/XApXusgUagCvZsbX> (дата обращения: 03.03.2023).

14. Белевитин, В.А. Железородная подготовка производства конструкционных материалов: учебн. пособие / В.А. Белевитин. – Челябинск: Изд-во «ЦИЦЕРО», 2017. – 61 с.: ил.

15. Бражников, А.И. Бесконтактный одноканальный времяимпульсный расходомер жидкости / А.И. Бражников, В.А. Белевитин, Е.В. Бражникова и [др.] // Металлург. – 2004. – № 11. – С. 16–25.

16. Brazhnikov, A.I. Ultrasonic control of the fluid-flow velocity without N.I. Brazhnikov's undocking of a pipeline / A.I. Brazhnikov, V.A. Belevitin, F.I. Brazhnikov, E.L. Ivanov // Journal of

Engineering Physics and Thermophysics. – 2006. – Т. 79. – No 2. – С. 345–353.

17. Минаев, А.А. О моделировании пластического формоизменения раскатов с неравномерным распределением температуры по сечению на пластилиновых моделях / А.А. Минаев, Е.Н. Смирнов, В.А. Белевитин // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1992. – № 4. – С. 57–59.

18. Смирнов, Е.Н. Технология конструкционных материалов: производство горячекатаных блюмов и сортовых заготовок: учебн. пособие / Е.Н. Смирнов, В.А. Белевитин, В.А. Скляр и [др.]. – Челябинск: Изд-во Челябинского государственного педагогического университета, 2016. – 188 с.

19. Белевитин, В.А. Операционно-зачетные работы по общеслесарной производственной практике: учебн. пособие / В.А. Белевитин, А.В. Суворов, Е.П. Меркулов. – Челябинск: Изд-во Челябинского государственного педагогического университета, 2015. – 183 с.

20. Гнатышина, Е.А. Профессионально-педагогическое образование на рубеже веков: коллективная монография / Е.А. Гнатышина, Г.А. Герцог, А.В. Савченков и [др.]. – Челябинск: Изд-во Челябинского государственного педагогического университета, 2014. – 304 с.

21. Карпенко, А.Г. Материаловедение. Расходные материалы автотранспортной техники: учебн. пособие / А.Г. Карпенко, В.А. Белевитин. – Челябинск: Изд-во Челябинского государственного педагогического университета, 2013. – 226 с.

22. Белевитин, В.А. Материаловедение: учебн. пособие. – Челябинск: Изд-во Челябинского государственного педагогического университета, 2012. – 236 с.

23. Способы прямого получения железа. – URL: <https://mydocx.ru/9-40192.html> (дата обращения: 06.03.2024).

24. Способы прямого восстановления железа, характеристика продукции и сырья. – URL: <https://metallurgist.pro/protsessy-pryamoogo-vostanovleniya-zheleza> (дата обращения: 06.03.2024).

25. Скляр, В.А. Инновационные и ресурсосберегающие технологии в металлургии: учебн. пособие / В.А. Скляр. – Донецк: ДонНТУ, 2014. – 224 с.

26. Заяц, Т.М. Новые процессы и материалы в металлургии: учебн. пособие / Т.М. Заяц. – Гомель: ГГТУ им. П.О. Сухого, 2018. – 58 с.

27. Казармщиков, И.Т. Производство основных конструкционных материалов: учебн. пособие / И.Т. Казармщиков. – Оренбург: ГОУ ОГУ, 2008. – 279 с.

28. Курунов, И.Ф. Лекционный материал / И.Ф. Курунов. – URL: <https://studfile.net/preview/7283929/> (дата обращения: 07.03.2024).

29. Процесс Ромелт: бездоменное получение чугуна. – URL: <https://uas.su/books/srmp/522/razdel522.php> (дата обращения: 07.03.2024).

30. Прямое восстановление железа в реакторах кипящего слоя. – URL: <https://vitalii skliar.wixsite.com/index/single-post/2017/11/21/прямое-восстановление-железа-в-реакторах-кипящего-слоя> (дата обращения: 07.03.2024).

31. Получение губчатого железа в печах с вращающимся подом. – URL: [https:// metallurgist.pro/poluchenie-gubchatogo-zheleza-v-pechah-s-vraschayuschimsya-podom](https://metallurgist.pro/poluchenie-gubchatogo-zheleza-v-pechah-s-vraschayuschimsya-podom) (дата обращения: 07.03.2024).

32. Современные печные агрегаты: методич. разработка, сост.: М.А. Ларин и др. – Нижний Новгород: НГТУ им. Р.Е. Алексеева, 2017. – 32 с.

33. Новые процессы в металлургии. Основные тезисы по технологиям жидкофазного восстановления железа. Часть 1. – URL: https://dzen.ru/a/X_saPfkGsWhyFTJh (дата обращения: 07.03.2024).

34. Ввод проекта «Ростеха». – URL: <https://www.Kommersant.ru/theme/2868>; <https://www.Kommersant.ru/doc/4196357>(дата обращения: 08.03.2024).

35. Инновационный научно-учебный центр «РОМЕЛТ». – URL: <https://misis.ru/university/struktura-universiteta/centre/49/> (дата обращения: 08.03. 2024).

36. Дорофеев, Г.А. Основные металлургические характеристики процесса ORIEN / Г.А. Дорофеев, П.Р. Янтовский, К.Г. Смирнов, Я.М. Степанов. // Известия ТулГУ. Технические науки. 2017. – Вып. 1. – С. 42–49.

37. Тенденции развития современной металлургии и новые процессы получения железа [Электронный ресурс]. – URL: <https://metalspace.ru/production-science/technology/iron-furnace/281-tendentsii-razvitiya-sovremennoj-metallurgii-i-novye-protsessy-polucheniya-zheleza.html> (дата обращения: 09.03.2024).

38. Metallurgiya stali. – URL: <https://2uch.ru/textbook/detu/cor/ffithe> (дата обращения: 10.03.2024).

39. Особенности кислородно-конвертерного способа производства стали. – URL: <https://promzn.ru/metallurgiya/konverternoe-proizvodstvo-stali.html> (дата обращения: 10.03.2024).

40. Мартеновская печь: история, устройство, принцип работы, применение. – URL: <https://clubpechnikov.ru/martenovskaya-pech/> (дата обращения: 10.03.2024).

41. Шаповалов, А.Н. Теория и технология производства стали: учебн. пособие / А.Н. Шаповалов. – Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2015. – 176 с. – URL: http://nf.misis.ru/Download/mt/Teoriy_i_tehnologiy_proizvodstva_stali.pdf (дата обращения: 10.03.2024).

42. Белевитин, В.А. Ультразвуковой контроль качества кованых валов / В.А. Белевитин, Н.И. Бражников // Сталь. – 2000. – № 4. – С. 47–48.

40. Голубчик, Р.М. О выборе оптимального соотношения диаметров валков и заготовки для винтовой прокатки / Р.М. Голубчик, В.К. Воронцов, В.А. Белевитин // Сталь. – 1982. – № 8. – С. 64–66.

41. Смирнов, Е.Н. Развитие подходов к исследованию на физических моделях механизмов «залечивания» дефектов сплошности осевой зоны непрерывнолитой заготовки / Е.Н. Смирнов, В.А. Скляр, В.А. Белевитин и [др.] // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2016. – Т. 59. – № 5. – С. 322–327.

Учебное издание

Белевитин Владимир Анатольевич

**Металлургическое производство
железо-углеродистых
конструкционных материалов**

Учебное пособие

ISBN 978-5-907869-01-1

Работа рекомендована РИС ЮУрГГПУ
Протокол № 30 от 2024 г.

Издательство ЮУрГГПУ
454080, г. Челябинск, пр. Ленина, 69

Редактор Е.М. Сапегина
Компьютерная верстка В.А. Белевитин

Подписано в печать 04.042024 г.
Формат 60x841/16
Объем 12,36 уч.-изд. л; 23,54 усл.п.л.
Тираж 100 экз. Заказ №

Отпечатано с готового оригинал-макета
в типографии ЮУрГГПУ
454080, г. Челябинск, пр. Ленина, 69