

Министерство образования и науки Российской Федерации

САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ  
ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

---

Приоритетный национальный проект «Образование»  
Национальный исследовательский университет

*В. Н. МИХАЙЛОВСКИЙ   П. В. КОВАЛЕВ*

## **ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДОВ**

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЁМНО-ПЛАНИРОВОЧНЫХ  
РЕШЕНИЙ, СОСТАВА И КОЛИЧЕСТВА  
ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО  
И ПОДЪЁМНО-ТРАНСПОРТНОГО  
ОБОРУДОВАНИЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ЦЕХОВ**

Санкт-Петербург

Издательство Политехнического университета

2013

УДК 669.184:669.141.245 (075.8)  
ББК 34.327я73  
М 691

*Михайловский В. Н.* **Основы проектирования металлургических заводов. Определение объёмно-планировочных решений, состава и количества основного технологического и подъёмно-транспортного оборудования сталеплавильных цехов:** учеб. пособие / В. Н. Михайловский, П. В. Ковалев. СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2013. – 215 с.

Изложены основы технологии проектирования металлургических предприятий и принципы выбора рациональных объёмно-планировочных решений современных сталеплавильных цехов. Приводится обоснование связи технологии выплавки, внепечной обработки и разливки металла с принимаемыми объёмно-планировочными решениями. Дается описание многообразия компоновочных решений основных участков сталеплавильного цеха. В учебном пособии изложены методики определения выбора необходимого состава и количества основного технологического и подъёмно-транспортного оборудования сталеплавильного цеха и расчеты пропускной способности основных его производственных участков.

Учебное пособие предназначено для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению подготовки магистров «Металлургия». Оно также может быть использовано при обучении в системах повышения квалификации и в учреждениях дополнительного профессионального образования. Учебное пособие может быть полезно инженерно-техническим работникам проектных институтов и электросталеплавильных цехов.

Работа выполнена в рамках реализации программы развития национального исследовательского университета «Модернизация и развитие политехнического университета как университета нового типа, интегрирующего мультидисциплинарные научные исследования и надотраслевые технологии мирового уровня с целью повышения конкурентоспособности национальной экономики».

Печатается по решению редакционно-издательского совета Санкт-Петербургского государственного политехнического университета.

ISBN

© Михайловский В. Н., Ковалев П. В., 2013  
© Санкт-Петербургский государственный  
политехнический университет, 2013

## ОГЛАВЛЕНИЕ

|                                                                                                           |     |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Введение .....                                                                                            | 5   |
| 1. Технология проектирования металлургического предприятия.....                                           | 10  |
| 1.1. Стадийность проектирования.....                                                                      | 10  |
| 1.1.1. Обоснование проектирования и строительства.....                                                    | 11  |
| 1.1.2. Проект.....                                                                                        | 13  |
| 1.1.3. Рабочая документация.....                                                                          | 14  |
| 1.2. Задание на проектирование.....                                                                       | 15  |
| 1.3. Состав проектной документации.....                                                                   | 19  |
| 2. Производительность цеха, количество и ёмкость<br>сталеплавильных агрегатов.....                        | 23  |
| 2.1. Определение количества и ёмкости устанавливаемых<br>в цехе конвертеров.....                          | 24  |
| 2.2. Определение количества и ёмкости устанавливаемых<br>в цехе дуговых электросталеплавильных печей..... | 47  |
| 3. Подача жидкого чугуна в сталеплавильный цех.....                                                       | 68  |
| 4. Подача металлического лома в сталеплавильный цех.....                                                  | 86  |
| 4.1. Подача металлического лома в конвертерный цех.....                                                   | 88  |
| 4.2. Подача металлического лома в электросталеплавильный<br>цех.....                                      | 100 |
| 5. Подача сыпучих материалов и ферросплавов в сталеплавильный<br>цех.....                                 | 110 |
| 5.1. Подача сыпучих материалов и ферросплавов в<br>конвертерный цех.....                                  | 113 |
| 5.2. Подача сыпучих материалов и ферросплавов в<br>электросталеплавильный цех.....                        | 119 |
| 6. Отвод и очистка дымовых газов от сталеплавильных агрегатов...                                          | 122 |
| 6.1. Отвод и очистка дымовых газов от конвертера.....                                                     | 122 |
| 6.1.1. Отвод газов по нерегулируемой схеме.....                                                           | 123 |
| 6.1.2. Отвод дымовых газов по регулируемой схеме.....                                                     | 129 |
| 6.1.3. Охладители конвертерных газов.....                                                                 | 132 |
| 6.1.4. Очистка конвертерных газов.....                                                                    | 137 |
| 6.2. Отвод и очистка дымовых газов от дуговой<br>электросталеплавильной печи.....                         | 140 |
| 7. Уборка шлака.....                                                                                      | 145 |

|                                                                                               |     |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 7.1. Уборка шлака из конвертерного цеха.....                                                  | 146 |
| 7.2. Уборка шлака из электросталеплавильного цеха.....                                        | 151 |
| 8. Внепечная обработка металла, подготовка и ремонт футеровки<br>сталеразливочных ковшей..... | 154 |
| 8.1. Установка ковш-печь.....                                                                 | 154 |
| 8.2. Установка вакуумирования металла.....                                                    | 161 |
| 8.3. Подготовка и ремонт футеровки сталеразливочных<br>ковшей.....                            | 171 |
| 9. Разливка стали.....                                                                        | 183 |
| 10. Подготовка и ремонт футеровки промежуточных ковшей.....                                   | 208 |
| Библиографический список.....                                                                 | 213 |

## **ВВЕДЕНИЕ**

Уровень технико-экономических показателей действующего сталеплавильного производства в значительной степени определяется уровнем технических решений, принятых при проектировании металлургического завода. В связи с тем, что от момента возникновения замысла строительства и начала проектирования сталеплавильного цеха до ввода его в эксплуатацию проходит около 3–5 лет, а также в условиях постоянной модернизации производства к качеству технических решений, которые закладываются при проектировании цеха, предъявляются исключительно высокие требования.

Выбор рациональных объёмно-планировочных решений и определение минимально необходимого технологического и подъёмно-транспортного оборудования являются одними из основных задач, решаемых при проектировании цеха.

В то же время объёмно-планировочные решения основываются на вполне конкретной технологии выплавки, выпечной обработки и разливки стали. Учитывая возможное дальнейшее совершенствование производства уже после ввода объекта в эксплуатацию, принимаемые на стадии проектирования объёмно-планировочные решения должны без серьезных затруднений обеспечить как реконструкцию цеха, так и размещение в нем новых видов оборудования.

Настоящее учебное пособие является теоретическим пособием к учебной дисциплине «Основы проектирования металлургических заводов», а также пособием к курсовому и дипломному проектированию.

Приступая к курсовому или дипломному проектированию, студент должен детально ознакомиться с особенностями заданного марочного и размерного сортамента стали с тем, чтобы составить технологическую схему производства, обеспечивающего получение

металла высокого качества с наилучшими технико-экономическими показателями.

В соответствии с выбранной технологической схемой производства стали студент должен разработать объёмно-планировочные решения по цеху и определить необходимый состав и количество технологического и подъемно-транспортного оборудования. Таким образом, в процессе работы над проектом студент получает комплексное представление о связи технологических процессов производства стали с техническими решениями по их реализации на примере конкретного оборудования с определенным его расположением в цехе.

Основные принципы проектирования сталеплавильных цехов были разработаны в середине прошлого столетия. Их основой являлось использование нормативно-справочных материалов. Оценка количества устанавливаемого оборудования проводилась либо путем расчета задолженности каждого агрегата на одну законченную технологическую операцию, либо путем построения графиков их загрузки. Эти методы в отдельных случаях продолжают использоваться в проектной практике и в настоящее время. Однако со второй половины XX века в черной металлургии начали происходить существенные структурные преобразования, которые сопровождались полной сменой традиционных способов получения стали. Естественно, что в этих условиях старые методы так называемого аналогового проектирования (когда менялись только емкость и количество сталеплавильных агрегатов, а принципы разработки объёмно-планировочных решений по цеху оставались прежними) не могли полностью использоваться. В этот же период серьезно изменился и характер производства.

До распада Советского Союза в нашей стране почти весь металл, отправляемый на разливку, доводился до конечного марочного состава непосредственно в сталеплавильном агрегате и в ковше во время его слива из агрегата. Преимущественным способом выплавки

стали в тот период являлся мартеновский и устаревший двухшлаковый электросталеплавильный. Плавки в этих агрегатах продолжались несколько часов, и длительность их носила распределенный характер, что приводило к рассогласованию графика выпусков металла и вызывало задержки в их обслуживании. Согласованность периодов выпусков плавов с их разливкой довольно часто отсутствовала. Автоматизированная система управления таким стохастичным характером производства создана не была. Главным рычагом управления в этих условиях являлся «голосовой» талант руководителя смены.

В последующие годы в связи с развитием рыночной экономики в нашей стране произошла коренная ломка структуры металлургического производства. Появились новые высокопроизводительные сталеплавильные агрегаты: кислородные конвертеры и современные электродуговые печи. Функция этих агрегатов заключается не в доведении металла до конечного марочного состава, а в выполнении промежуточной роли, суть которой сводится к расплавлению шихтовых материалов, проведению процесса дефосфорации, частичной десульфурации, нагреву металла до температуры выпуска 1590–1650°C и непосредственному выпуску полупродукта. Окончательная доводка металла до марочного химического состава осуществляется на установках внепечной обработки металла.

Замена технологии разлива стали в изложницы на технологию непрерывной разлива стали позволила оптимизировать структуру металлургического производства за счет сокращения цикла прокатного производства и увеличения на 10–15 % выхода годного металла. Возникла технологическая линия, которая включает помимо сталеплавильного агрегата и установки печь-ковш еще и установку непрерывной разлива стали.

Важным моментом в обеспечении стабилизации процессов как в сталеплавильном агрегате, так и на установках внепечной обработки стали является необходимость в разливке на МНЛЗ («машина непрерывной разлива стали») серии плавов в одно сечение. Это предпо-

деляет разливку одной марки стали для всей серии. Количество плавов в серии может существенно колебаться, но никогда не опускается меньше 6–8 плавов подряд. На передовых предприятиях величина серии достигает 60–80 плавов.

Сокращение длительности плавки как в конвертере, так и в дуговой печи до 45–60 минут позволило успешно сочетать ее с продолжительностью обработки стали на установке печь-ковш и непрерывной разливкой.

Современные дуговые печи и кислородные конвертеры, установки ковш-печь и МНЛЗ могут успешно эксплуатироваться только в единой технологической линии. Производительность этой линии определяется продолжительностью операций на самом ее медленном участке.

Работа всего основного технологического оборудования производственной линии должна быть строго синхронизирована между собой, начиная от подачи шихтовых материалов и заканчивая выдачей литых заготовок с МНЛЗ. Только в этом случае будет обеспечено высокое качество продукции при минимальных потерях рабочего времени. Для того чтобы сохранить высокий темп работы агрегатов, необходимо обеспечить управление всей технологической линией производства специализированной автоматизированной многоуровневой системой управления. Каждый вид основного оборудования линии (сталеплавильный агрегат, ковш-печь, установка вакуумирования металла, МНЛЗ) должен быть снабжен локальными самостоятельными автоматизированными системами управления технологического процесса. Такие решения позволят при минимальной численности рабочего персонала получать максимальное количество качественной металлургической продукции.

Современные технологические линии производства стали настолько серьезно отличаются от старых производственных схем, что вписать их даже с необходимой реконструкцией в здания старых мартеновских цехов не представляется возможным. В этой связи в на-



стоящее время организуются новые сталеплавильные производства с новыми объемно-планировочными решениями.

В настоящем учебном пособии описываются и обобщаются современные объемно-планировочные решения по проектированию и организации работы сталеплавильных цехов. Это позволит студенту в процессе работы над курсовым или дипломным проектом самостоятельно решать вопросы компоновки цеха в конкретных условиях производства.

Настоящее пособие не может охватить всего многообразия принимаемых в сталеплавильном производстве технических решений по применяемому оборудованию и их компоновке в цехе. Однако приводимые примеры в дальнейшем помогут воспользоваться ими как аналогами для творческого осмысленного применения.

# **1. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРЕДПРИЯТИЯ**

## **1.1. СТАДИЙНОСТЬ ПРОЕКТИРОВАНИЯ**

Решение о проектировании металлургического предприятия принимается после изучения спроса и экономичности его продукции на внутреннем и внешнем рынках. В качестве заказчика проекта могут выступать как частные инвесторы, так и государственные структуры. Металлургическая отрасль промышленности является весьма капиталоемкой с затратами на проектирование и строительство от нескольких миллионов рублей (для небольших объектов) до нескольких миллиардов рублей (для крупных объектов, таких как металлургический завод полного цикла или его отдельные основные производственные цеха) с длительным сроком окупаемости (до семи лет). В этой связи капитальные затраты могут вкладываться в строительство только после детальной проработки всего комплекса проблем, связанных как с объектом, так и его инфраструктурой. Поскольку производство готовой продукции проектируемого объекта может реализовываться по нескольким вариантам технологических схем и оборудования, то предварительно необходимо выбрать вариант с меньшими затратами на строительство и с лучшими технико-экономическими показателями его работы. Поэтому проектные материалы разрабатываются путем последовательного проектирования от общего к частному с постепенной и постоянной их детализацией.

В первую очередь проектируются общие контуры металлургического предприятия, намечаются основные его решения, а затем переходят к детальной разработке всех частей проекта. Последовательность проектирования от общего к частному обусловлена установленным порядком проектирования по стадиям, различием задач, решаемых на каждой из них, а также соответствующим этим задачам составом разрабатываемых проектных материалов. В настоя-

шее время принято, что проектирование должно осуществляться в три стадии: *обоснование проектирования и строительства, проект и рабочая документация*. Первая стадия ранее (иногда и в настоящее время) носила название ТЭО («технико-экономическое обоснование»).

### **1.1.1. Обоснование проектирования и строительства**

Основной задачей *обоснования проектирования и строительства* объекта является доказательство экономической целесообразности и необходимости проектирования и строительства данного предприятия, обоснование профиля и сортамента продукции, обеспеченности железорудным и иными видами сырья, технологическим и энергетическим топливом, энергетическими и водными ресурсами, трудовыми ресурсами, выбор района размещения и площадки для строительства и выявление кооперативных связей проектируемого предприятия с другими предприятиями в части ремонтного и энергетического хозяйства, транспорта, водоснабжения и т. д.

На стадии *обоснования проектирования и строительства* основным объектом исследования является инфраструктура, внешние связи, влияние внешних факторов на экономику строительства и производства предприятия при выводе его на полную мощность. Вопросы внутризаводской экономики рассматриваются укрупнено в такой степени, чтобы можно было правильно определить ориентировочную стоимость строительства и его эффективность. Состав цехов и хозяйств определяется в основном путем применения агрегатов и цехов аналогов с введением в технико-экономические показатели поправочных коэффициентов, учитывающих технический прогресс и специфические особенности района размещения проектируемого объекта.

*Обоснование проектирования и строительства* разрабатывают на полную проектную мощность предприятия с выделением очередей строительства и ввода в эксплуатацию. На этой стадии проектирования практически во всех случаях имеет место многовариантная разработка. Это связано с необходимостью получения определенного ко-

личества заданного вида продукции, а также с неопределенностью путей их достижения. Может рассматриваться несколько различных площадок строительства, обеспечение сырьем различного качества из нескольких источников, возможность выплавки стали с использованием как жидкого чугуна, так и металлизированного рудного сырья и металлического лома, использование энергетических, водных ресурсов различного качества и мест их доставки и т. д. Из множества различных вариантов выбираются «сквозные», которые рассматриваются во всех частях проекта. Обычно из-за большого объема работ в качестве «сквозных» выбирается не более двух вариантов, которые по экспертной оценке представляются наиболее подходящими для детальной проработки. Остальные варианты рассматриваются чаще всего в технологической части проекта с их экономической оценкой. Естественно, что точность проработок по «сквозным» вариантам выше, чем по локальным. В настоящее время проектирование с использованием современных вычислительных средств позволяет детально рассматривать значительно большее количество вариантов (более двух). На основании сопоставления рассматриваемых вариантов технических решений выбирается вариант с лучшими технико-экономическими показателями, который и рекомендуется к реализации.

*Обоснование проектирования и строительства* оформляется в виде записки с чертежами. Объём материалов, передаваемых заказчику, зависит от сложности объекта проектирования. Во всяком случае, объём этих материалов должен быть минимальным, но достаточным для анализа принятых решений.

Заказчик рассматривает представленные материалы *обоснования проектирования и строительства* предприятия и утверждает их (иногда вносятся замечания для учета на следующей стадии проектирования).

Утверждение и согласование *обоснования проектирования и строительства* предприятия является основанием для выполнения изыскательских и проектных работ, а также научно-

исследовательских и опытно-промышленных работ по новым видам сырья и новым технологическим процессам.

### **1.1.2. Проект**

На данной стадии проектирования рассматриваются и решаются следующие вопросы: схемы транспортных потоков сырья и готовой продукции; специализация и кооперация производства; технологии производства, обеспечивающие высокую производительность труда; состав оборудования и связанных с ним планировочных, строительных и других решений; потребности производства в исходном сырье, материалах, энергии, воде, топливе и других ресурсах; состав проектируемой очереди строительства; рациональное использование намечаемого для строительства земельного участка; выбор генерального плана и схемы генерального плана предприятия на его полное развитие; объёмно-планировочные, архитектурные и конструктивные решения; применение автоматизированных систем управления технологическими процессами и производством; обеспеченность производственным персоналом; создание условий труда и бытового обслуживания персонала на предприятии и на строительстве; экономика и организация производства; организация строительства и осуществление его в нормативные сроки; охрана водоемов, почвы и атмосферного воздуха от загрязнения сточными водами и промышленными выбросами; восстановление (рециркуляция) нарушенных земель и охрана недр; сметная стоимость строительства; технико-экономические показатели, включая производительность труда, себестоимость продукции, эффективность и рентабельность производства, уровень его механизации, автоматизации и энерговооруженности; экономическая эффективность капитальных вложений и др.; качество намечаемой к производству продукции. В составе проекта выполняются следующие необходимые расчеты: материального и теплового балансов для процессов как восстановительной, так и окислительной плавки, потребности в оборудовании различного назначения, строительных конст-

рукций и сооружений, оценки воздействия на окружающую среду (ОВОС), себестоимости продукции, сроков окупаемости, возврата кредитов и т. п.

На данной стадии детально разрабатываются объёмно-планировочные решения всех объектов предприятия по утвержденному варианту *обоснования проектирования и строительства*, и выбирается оборудование по техническим или рабочим проектам конкретных его поставщиков.

*Проект* оформляется в виде записки с чертежами и передается заказчику.

*Проект* со сводной сметой после его утверждения заказчиком и согласования в установленном порядке в соответствующих инстанциях является основанием для разработки рабочей документации, финансирования, планирования и материально-технического снабжения строительства.

### **1.1.3. Рабочая документация**

*Рабочая документация* в виде рабочих чертежей и смет разрабатывается в соответствии с утвержденным *проектом* в детализации, достаточной для заказа материалов, оборудования и осуществления строительно-монтажных работ. На данной стадии проектирования пояснительная записка не представляется, так как технические решения на этой стадии соответствуют принятым на стадии *проекта*.

В отдельных случаях, когда возникает необходимость строительства небольшого объекта в составе производственного цеха или вне его, используются исключения из традиционной стадийности проектирования. На первой стадии в этом случае разрабатываются, главным образом, мероприятия по размещению вновь устанавливаемого оборудования и связанного с ними сооружений. Такая стадия носит различные наименования. Чаще всего используется терминология ОПП (основные проектные предложения) или ППП (предпроектные проработки). После рассмотрения и утверждения такой стадии

проектирования выполняется стадия *рабочий проект*. Стадия *рабочий проект* включает в себя разработку рабочих чертежей без выполнения особой стадии *проект*. Однако в этом случае в составе *рабочего проекта*, помимо рабочих чертежей и смет, представляются все материалы, предусмотренные стадией *проект*. Если рабочая документация стадии *проект* не требует дополнительного согласования, то стадия *рабочий проект* требует согласования во всех предусмотренных правилами инстанциях.

## 1.2. ЗАДАНИЕ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ

Основные характеристики объекта по производительности и сортаменту готовой продукции совместно с исходными данными по площадке строительства, обеспечению сырьевыми материалами, присоединением намечаемого к строительству предприятия к инженерным сетям и коммуникациям приводятся в задании на проектирование. Задание на проектирование составляет и подписывает заказчик. Однако заказчик, в большинстве случаев, не представляет в полном объеме перечень и полноту исходных данных, необходимых для выполнения проекта, поэтому к разработке задания обычно привлекается проектная организация, имеющая опыт в разработке проектов аналогичных объектов.

Обычно на разработку проектной документации объявляется тендер, в котором участвует несколько проектных фирм, имеющих лицензию на такую деятельность. Фирма, предложившая предпочтительные условия по срокам, стоимости и качеству проектных работ, выигрывает тендер, и с ней заказчик заключает контракт на выполнение объема работ, предусмотренных заданием на проектирование.

В качестве примера ниже приведено задание на проектирование реконструкции сталеплавильного производства на действующем металлургическом предприятии. Курсивом выделены наименования основных пунктов задания, ниже изложено их содержание.

### 1. *Основание для проектирования.*

Улучшение структуры и технико-экономических показателей предприятия.

*2. Вид строительства.*

Реконструкция действующего мартеновского цеха в электросталеплавильный цех (ЭСПЦ) и новое строительство.

*3. Стадийность проектирования.*

Основные проектные предложения (ОПП).

*4. Требования по вариантной разработке.*

Размещение нового электросталеплавильного цеха рассмотреть в двух вариантах:

- с использованием здания и части оборудования и сооружений существующего мартеновского цеха;
- на площадке демонтируемого здания прокатного цеха.

Проектная фирма может предложить и другие варианты размещения нового цеха на территории предприятия по её усмотрению.

*5. Источник финансирования.*

Кредитные средства.

*6. Особые условия строительства.*

Строительство в условиях действующего предприятия.

*7. Основные технико-экономические показатели объекта, в том числе производительность, производственная программа.*

Годовое производство стали — 400 тыс. тонн литых заготовок.

Марочный состав выплавляемых сталей:

- сталь углеродистая обыкновенного качества (ГОСТ 380-2005);
- сталь арматурная (ГОСТ 5781-82).

Литая квадратная заготовка сечением 150×150 мм и 200×200 мм.

В составе объектов нового строительства необходимо предусмотреть: отделение переработки металлического лома; установку ковш-печь; установку вакуумирования стали; МНЛЗ (машина непрерывного литья заготовок) с холодильником; склад литой заготовки.

*8. Исходные данные по оборудованию.*

Принять по аналогам, согласовав их с Заказчиком.



*9. Требования к качеству, конкурентоспособности и экологическим параметрам продукции.*

В составе ОПП должны быть разработаны технические решения, обеспечивающие достижение технико-экономических показателей работы реконструируемого производства на уровне мировых аналогов, позволяющие повысить производительность и снизить себестоимость продукции, а также уменьшить влияние на окружающую среду.

*10. Требования к технологии. Режим предприятия.*

На первом этапе строительства сооружается только отделение непрерывной разливки стали (ОНРС). Жидкая сталь будет поступать в ОНРС от мартеновских печей в существующих сталеразливочных ковшах.

Объекты комплекса нового цеха должны быть разработаны с учетом их дальнейшего расширения.

Режим работы предприятия — трёхсменный четырёхбригадный, 365 суток в году по непрерывному графику.

*11. Основные требования к конструктивным решениям и материалам несущих и ограждающих конструкций.*

При использовании в составе нового цеха существующего здания или его части металлоконструкции должны быть проверены на возможность применения с учетом физического состояния и требований нормативной документации с разработкой решений по приведению в соответствие нормам.

*12. Основные требования к инженерному и технологическому оборудованию.*

Определить виды и объёмы необходимых энергоносителей, сырьевых материалов для проектируемых объектов, разработать технические решения по объектам комплекса с учетом использования на предприятии существующих мощностей и при необходимости разработать варианты их реконструкции или строительства новых.

*13. Выделение очередей и пусковых комплексов, требования по перспективному расширению предприятия.*

1 этап — строительство отделения непрерывной разливки стали с агрегатами внепечной обработки металла.

2 этап — завершение строительства ЭСПЦ.

*14. Требования и условия к разработке природоохранных мер и мероприятий.*

В соответствии с требованиями действующих нормативных документов Российской Федерации.

*15. Требования по ассимиляции производства.*

Планируется на последующих этапах реконструкции предприятия.

*16. Требования по разработке инженерно-технических мероприятий гражданской обороны и мероприятий по предупреждению чрезвычайных ситуаций.*

Не требуется.

*17. Требования к выполнению экономической части ОПП и определению сметной стоимости строительства.*

Экономическая часть проекта выполняется заказчиком. В составе ОПП приводятся необходимые данные для расчета себестоимости продукции и экономической эффективности принимаемых технических решений.

Стоимость строительства принимается по аналогам.

*18. Объем работ по проектным предложениям.*

Пояснительная записка в составе:

- исходные данные;
- объем производства и сортамент продукции;
- технологические решения по сталеплавному производству для каждого этапа реконструкции;
- оценка стоимости строительства по вариантам, сравнение капитальных затрат;
- архитектурно-строительные решения;

- технико-экономические показатели;
- основные решения по генплану и транспорту;
- основные решения по объектам комплекса, инженерным сетям и сооружениям;
- основные решения по защите окружающей среды;
- объемы строительно-монтажных работ;
- технологические чертежи ЭСПЦ и генплан.

#### *19. Границы проектирования.*

ОПП разрабатываются в пределах площадки предприятия.

#### *20. Требования о необходимости выполнения демонстрационных материалов.*

Не требуется.

Задание на проектирования содержит в своём составе несколько приложений. Например, для рассматриваемого случая прилагаются: чертежи районов генерального плана предприятия, на территории которых намечается размещение вновь сооружаемых объектов; чертежи зданий, оборудования и сооружений, намечаемых к реконструкции или демонтажу: химический состав, температура и способ доставки жидкого чугуна из доменного цеха, химический состав и характеристика всех используемых на предприятии шихтовых материалов; технические условия на присоединение к источникам снабжения, инженерным сетям и коммуникациям, а также другие материалы с исходными данными, необходимыми для осуществления проектных работ.

### **1.3. СОСТАВ ПРОЕКТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ**

**1. Технологическая часть** проекта является основной при проектирования объекта. В этой части определяются первоначальные параметры проектируемого объекта: выбираются варианты технологических процессов, объёмно-планировочные решения, состав, количество и характеристики основного технологического и подъёмно-транспортного оборудования; выполняются технологические рас-

четы, на основе которых выдаются задания на разработку остальных частей проекта. Размещение дополнительного оборудования, сооружений и коммуникаций различного назначения, определяемых другими участниками проектирования, осуществляется только по согласованию с ведущим технологом объекта.

**2. Строительная часть.** В строительной части проекта выполняются расчеты и чертежи: железобетонных конструкций (КЖ) с определением их объёма, металлических конструкций (КМ) с определением их видов и массы, а также объёмы земляных работ.

**3. Энергетическая часть.** Энергетическая часть проекта включает следующие составляющие: электрохозяйство, газовое хозяйство, теплосиловое хозяйство, водоснабжение и канализация.

**Электрохозяйство.** В этой части проекта определяются потребляемые объектом электрические мощности, выбор и месторасположения электрических подстанций и решений по передаче электрической энергии от внешних электросетей до подстанции и дальнейшей её передачи от подстанции к проектируемому объекту. Определяется необходимость в сооружении компенсирующих фликкер-эффект устройств. Если такая необходимость имеет место, разрабатывается проектная документация на сооружение такого устройства. В составе проекта разрабатываются мероприятия, обеспечивающие бесперебойное снабжение электрической энергией объектов и оборудования с непрерывным циклом работы, остановка которых может привести к аварийным ситуациям с оборудованием и человеческими жертвами. В составе электрической части проекта разрабатываются технические решения по обеспечению электроэнергией всех электроприёмников проектируемого объекта.

**Газовое хозяйство.** В соответствии с потребностями проектируемого объекта в газовых энергоносителях определяются внешние или проектируются внутренние источники обеспечения его работы. Чаще всего потребности объекта в природном газе обеспечиваются от внешнего источника, а потребности в кислороде, азоте и аргоне — от

проектируемой кислородной станции (если существующая станция не обеспечивает возросших потребностей в этих газах). В составе проекта разрабатываются трубопроводные системы подвода газов от источников снабжения к участкам его потребления.

**Теплосиловое хозяйство.** В состав теплосилового хозяйства входят системы обеспечения объекта сжатым воздухом и паром.

**Водоснабжение и канализация.** Все вновь проектируемые объекты обязаны обеспечиваться бессточными замкнутыми системами оборотного водоснабжения с сооружением при необходимости нескольких оборотных циклов. Отводимые сточные воды подвергаются обязательной очистке.

**4. Отопление и вентиляция.** Системы отопления зданий и помещений должны обеспечить в них температуру, предусмотренную санитарными нормами.

Вентиляционные системы должны обеспечивать обмен воздухом в соответствии с санитарными нормами условий микроклимата на рабочих местах.

**5. Генеральный план и транспорт.** На выделенной площадке строительства производится размещение всего комплекса проектируемых объектов по заданным исполнителями других частей проекта габаритным чертежам. Проектируемые объекты должны располагаться в соответствии с технологической схемой производства. В составе внутрицехового и междцехового транспорта используется железнодорожный, автомобильный, конвейерный транспорт. Проектирование транспорта включает расчет объёма грузооборота и выбор вида транспорта с определением количества всех видов транспортных средств.

**6. Организация строительства.** В этой части проекта разрабатываются мероприятия по организации строительных работ, и представляются предложения по срокам строительства. На основании объёмов строительно-монтажных работ определяется потребность в

основных строительных материалах и конструкциях, строительных машинах и механизмах.

**7. Охрана окружающей среды.** В этой части проекта приводятся основные мероприятия по охране окружающей среды, предотвращению загрязнения воздушного бассейна, почвы и водоёмов. Представляются характеристики и объёмы сточных вод и вредных выбросов, размеры санитарно-защитной зоны.

**8. Автоматизация.** В этой части проекта разрабатываются автоматизированные системы управления производством (АСУП) и автоматизированные системы управления технологическими процессами (АСУТП).

**9. Охрана труда и техника безопасности.** Основной целью этой части проекта является обеспечение здоровых и безопасных условий труда, предупреждения возникновения профессиональных заболеваний и производственных травм.

**10. Сметная часть.** В составе проекта представляется оценка стоимости строительства в соответствии с требованиями государственных стандартов Российской Федерации. Стоимость оборудования на стадии рабочей документации принимается по цене поставщика. Стоимость строительно-монтажных работ принимается по единым расценкам и ценникам на монтаж оборудования в ценах года намечаемого строительства с поправкой на стесненные условия (если они имеют место).

**11. Численность трудящихся.** Численность персонала по комплексу строительства объекта определяется исходя из производственной программы, состава и режима работы предприятия, уровня механизации и автоматизации технологических процессов с учетом возможного совмещения профессий и расширения зоны обслуживания.

**12. Экономическая часть.** В экономической части проекта приводятся основные экономические показатели строительства и эксплуатации объекта, такие как удельные капитальные затраты, стои-

мость основных производственных фондов, себестоимость продукции, стоимость передела, отпускная стоимость продукции, размер прибыли, срок окупаемости капитальных вложений и др.

## **2. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЦЕХА, КОЛИЧЕСТВО И ЁМКОСТЬ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ**

Производительность сталеплавильного цеха и сортамент его продукции определяются в основном потребностями смежных производств в металле (кузнечного, прокатного, литейного и т. п.).

Определив производительность цеха и сортамент выплавляемого металла, необходимо установить рациональное количество и ёмкости сталеплавильных агрегатов, поскольку они в значительной мере определяют технико-экономические показатели работы всего цеха.

Подход к выбору количества и ёмкости конвертеров и дуговых электросталеплавильных печей отличается. Для кислородного конвертера основным видом металлошихты (как правило, на 80–90 %) является жидкий чугун, который является основным носителем физического и химического тепла. Для электросталеплавильного производства основными видами металлошихты являются твердые материалы (металлический лом, металлизированные окатыши, синтиком и др.), а жидкий чугун носит подсобный характер и может использоваться только там, где для этого имеются условия.

Использование жидкого чугуна в больших количествах для конвертерного производства возможно только в том случае, если предприятие имеет в своем составе доменный цех или может получать чугун со стороны от расположенного вблизи доменного цеха соседнего предприятия. То есть конвертерный цех жестко связан с источником поступления жидкого чугуна. Как известно, единожды задутые доменные печи работают без перерыва в течение нескольких лет. Остановить производство жидкого чугуна в доменной печи на несколько суток, неоднократно в течение года, практически не представляется возможным. Кислородный конвертер работает именно в таком режиме, когда в течение года он несколько раз останавливается на смену футеровки и, следовательно, прекращает на это время потребление



жидкого чугуна. Таким образом, при установке в конвертерном цехе одного конвертера из доменного цеха жидкий чугун на время замены футеровки конвертера должен отправляться другому потребителю. Однако при проектировании металлургического предприятия, с тем чтобы не увеличивать капитальные затраты на строительство, стремятся сбалансировать потребности в материалах всех своих подразделений. В этом случае для доменного цеха остается один вариант — направлять избыток жидкого чугуна на разливочную машину. Технико-экономические показатели работы металлургического предприятия улучшаются с ростом единичных производителей продукции (объема доменных печей, ёмкости конвертера и т. п.). Так, для доменной печи объемом в 5000 м<sup>3</sup> суточный выпуск чугуна достигает 10000 т, и оказывается выгоднее установить второй конвертер, чем сооружать большое количество разливочных машин для чугуна. Кроме того, наибольший экономический эффект достигается в том случае, если на рынок поступает конечная продукция предприятия, а не ее промежуточный продукт (в данном случае — твердый чугун вместо проката).

Этих недостатков не имеет электросталеплавильное производство. Остановки, связанные с выводом на ремонты футеровки и оборудования в этом цехе, не вызывают осложнений в смежных подразделениях завода.

## **2.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И ЁМКОСТИ УСТАНОВЛИВАЕМЫХ В ЦЕХЕ КОНВЕРТЕРОВ**

Кислородный конвертер является ёмкостью, в которой осуществляется передел жидкого чугуна и охладителя (отдельно или совместно с металлическим ломом, твердым чугуном, железной рудой и синтикомом) в сталь путем окисления примесей металлошихты чистым кислородом (99,5 %), подаваемым через фурму сверху или в оболочке углеводородного топлива снизу. Объём конвертера и его конфигурация должны быть выбраны таким образом, чтобы способствовать улучшению шлакообразования, массопереноса в ванне, уменьшению

износа футеровки, потерь тепла через футеровку и с газами, а также механических потерь металла, в том числе с выбросами.

Корпуса конвертеров изготавливается из гнутых и штампованных обечаек и свариваются электросваркой. Толщина листов обечаек для конвертеров большой емкости (свыше 250 тонн) принимается около 100 мм в цилиндрической части и 60–70 мм в горловине и сфере днища. Корпус конвертера размещается в опорном кольце. Свободное опорное кольцо позволяет значительно уменьшить напряжение в корпусе конвертера при температурных деформациях. При авариях с корпусом конвертера его простой уменьшаются, так как в этом случае осуществляется только замена корпуса, а опорное кольцо с цапфами остаются прежними. Но вместе с тем это создает и дополнительные трудности, связанные с креплением корпуса конвертера к опорному кольцу. Наибольшее распространение получили опорные кольца прямоугольного сечения, обеспечивающие наименьший перепад температур. Из опыта работы конвертеров установлено, что расширение корпуса конвертера не одинаково во всех точках центральной части, в связи с этим был разработан принципиально новый способ крепления корпуса к опорному кольцу с помощью двух вертикальных (меридиональных) тяг, одной фиксированной опоры и одной горизонтальной тяги.

Привод конвертера воспринимает большие статические и динамические нагрузки. При этом динамические нагрузки, возникающие при загрузке конвертера, срыве настыли, продувке и других операциях, могут в несколько раз превышать статические, поэтому привод конвертера должен иметь достаточный запас мощности и прочности. Поиски в создании компактных и обеспечивающих полную компенсацию инерционных нагрузок механизмов привели к созданию навесных приводов (рис. 2.1).

Навесной двухступенчатый цилиндрический редуктор связан с электродвигателем посредством зубчатой муфты. Выходной вал редуктора представляет собой конусную полую втулку, в которую вхо-

дит конец вала шестерни специального редуктора. Каждый навесной привод уравновешен и удерживается от проворота двумя пружинными буферами двустороннего действия 8. Буферы опираются на цапфы, запрессованные одной стороной в корпус специального редуктора, а другой — в корпус редуктора навесного привода через сферические опоры с заложенной в них твердой смазкой. Все навесные приводы снабжены встроенными дисковыми электромагнитными тормозами.

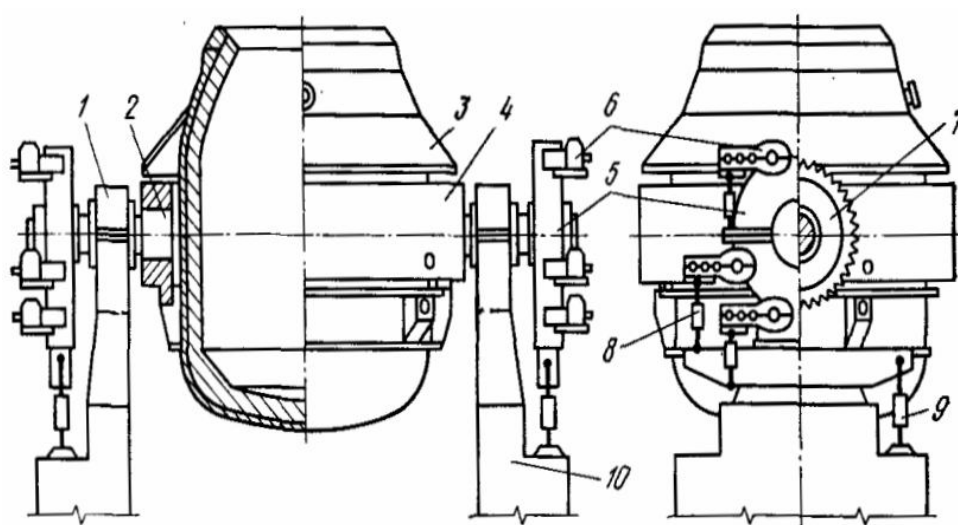


Рис. 2.1. Кислородный конвертер с навесным многодвигательным приводом: 1 — опорный подшипник; 2 — цапфа; 3 — защитный кожух; 4 — опорное кольцо; 5 — корпус ведомого колеса; 6 — навесной электродвигатель с редуктором; 7 — ведомое зубчатое колесо; 8 — демпфер навесного электродвигателя; 9 — демпфер корпуса ведомого колеса; 10 — опорная станина

Специальный одноступенчатый редуктор 7 навешен на коническую шейку цапфы конвертера и закреплен на ней гайкой.

Корпус специального редуктора фиксируется от проворота вокруг цапфы буферным устройством 9, связывающим балку редуктора с балкой 10 станины и служащим для смягчения динамических ударов при пусках и остановках и для гашения колебания корпуса после остановки.

При нагружении буферного устройства усилием, превосходящем предварительный натяг пружины, пружины сжимаются, поглощая кинетическую энергию, а возникающие при этом динамические колебания гасятся гидравлическим демпфером.

В настоящее время во всем мире изготавливаются, в основном, конвертеры с навесными приводами, конструктивное оформление которых имеет ряд частных отличий.

Конвертеры большой емкости, в связи с увеличением их массы, снабжаются двусторонними навесными приводами. Опоры конвертера монтируются обычно на металлических станинах или стойках.

Слив стали и шлака из конвертера осуществляется в ковши, установленные на самоходных тележках, передвигающихся по железнодорожным путям, уложенным на полу цеха между станинами конвертера (см. рис. 2.2). Для обеспечения уборки последствий выбросов из конвертера железнодорожные пути под ним выполняются уширенной колеи от 3,6 до 5,0 м (в зависимости от емкости конвертера). Между путями в районе расположения конвертера выполняется с заглублением от 0,5 до 1,5 м, с тем чтобы выпадающий мусор не перекрывал железнодорожные рельсы.

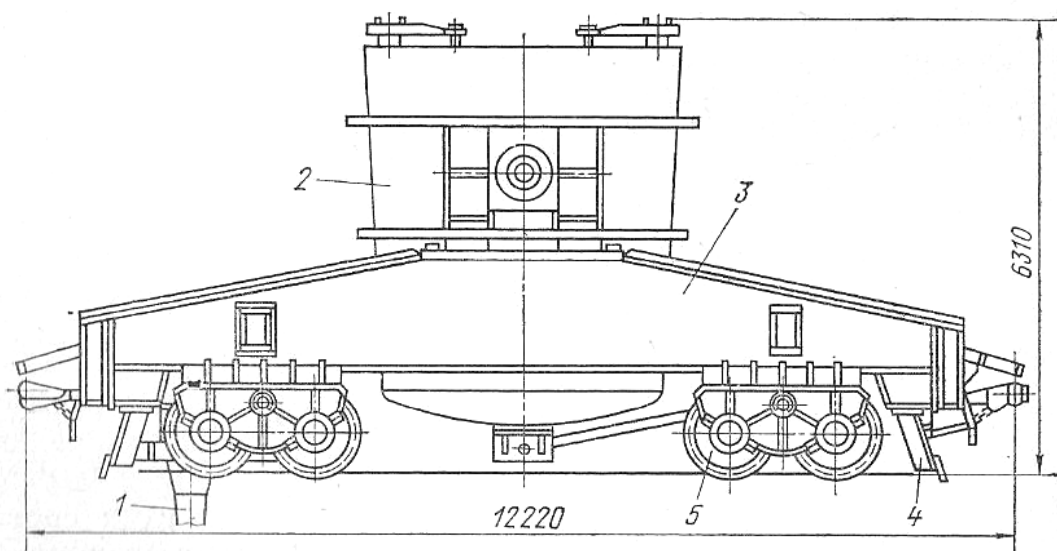


Рис. 2.2. Сталевоз для ковша емкостью 300 т:

- 1 — держатель токосъемников; 2 — ковш; 3 — тележка;  
4 — скребок; 5 — ходовое колесо

С целью направления «полета» выбросов из конвертера в межпутевое заглубление на стойках конвертера монтируются отбойные щиты. Эти щиты выполняются стационарными в случае установки глуходонных конвертеров или подвижными при установке конвертеров с отъемным днищем. Поворот щитов вызывается необходимостью пропуска домкратного устройства и телескопического подъемника при ремонте футеровки конвертера.

Для защиты обслуживающего персонала от возможных выбросов из конвертера металла и шлака, а также от теплоизлучений при повалке конвертер закрывается защитным металлическим экраном на всю его высоту по периметру выреза в рабочей площадке.

Защитный экран имеет ворота со стороны обслуживания выпускного отверстия.

Производительность конвертерного цеха находится в функциональной зависимости от продолжительности плавки и массы годного металла. Процесс выплавки стали в кислородном конвертере включает следующие основные производственные операции:

$$\tau_{\text{пл}} = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 + \tau_4 + \tau_5 + \tau_6 + \tau_7,$$

где  $\tau_{\text{пл}}$  — продолжительность конвертерной плавки, мин.;  $\tau_1$  — продолжительность завалки металлического лома, мин.;  $\tau_2$  — продолжительность заливки жидкого чугуна, мин.;  $\tau_3$  — продолжительность продувки металла кислородом, мин.;  $\tau_4$  — продолжительность отбора проб на химический анализ стали и шлака, замера температуры металла и ожидание анализа, мин.;  $\tau_5$  — продолжительность слива металла, мин.;  $\tau_6$  — продолжительность слива шлака, мин.;  $\tau_7$  — неучтенные задержки, мин.

Продолжительность всех операций, кроме  $\tau_3$ , определяется степенью механизации и уровнем организации производства.

Заливка жидкого чугуна в конвертер  $\tau_2$  обычно осуществляется в один прием. В зависимости от емкости конвертера для этой цели применяются заливочные чугуновозные ковши соответствующей ем-

кости, и используются мостовые заливочные краны соответствующей грузоподъемности. В этой связи продолжительность данной операции практически не зависит от емкости конвертера и осуществляется за 2–3 минуты.

Такие же условия имеют место при завалке металлического лома в конвертер  $\tau_1$  в один прием, продолжительность операции составляет 2–3 минуты. В отдельных случаях, когда для завалки металлического лома используются не один, а два или три загрузочных совка это время увеличивается в соответствующее число раз.

Для того чтобы получить на момент окончания продувки металла кислородом данные по химическому составу стали и температуре, необходимо производить отбор проб металла и шлака, а также осуществлять измерения температуры металла. Эти данные позволяют оперативно принимать решение о завершении плавки и начале слива металла или, если результаты химического анализа и температуры окажутся за пределами нормы для данной марки стали, продолжить продувку (додувку) металла и вторично осуществить отбор проб и измерить температуру металла.

В цехах старой планировки отбор проб и измерение температуры  $\tau_3$  производится при наклоне конвертера. Для этого прекращается продувка металла кислородом, из полости конвертера выводится кислородная фурма, и осуществляется наклон конвертера. Отбор пробы на химический анализ стали осуществляется вручную посредством забора металла металлической ложкой. Замер температуры производится также вручную вводом термопары в металл. Для защиты обслуживающего персонала при выполнении этих операций используется специальная тележка с термозащитным экраном. На выполнение этих операций затрачивается около 4–5 минут. Эти временные затраты включаются в продолжительность плавки, так как нельзя приступить к сливу металла из конвертера, не получив данных о химическом составе стали и ее температуре. При общей длительности плавки в 35–40 минут временные затраты на эти операции составляют 10–

12 %, что существенно сказывается на производительности конвертера.

С целью сокращения или даже полного исключения затрат времени на операции, связанные с отбором проб и измерением температуры стали, современные конвертерные цеха оборудуются зондовыми устройствами, позволяющими производить эти операции без повалки конвертера. Зондовые устройства вводятся в полость конвертера либо через отверстие в подъемном газоходе, либо через отверстие в шлемовой части самого конвертера (рис. 2.3). В конечной части водоохлаждаемого зонда размещаются датчики температуры, датчики температуры вместе с приспособлением для отбора пробы металла, датчики температуры с определением содержания углерода, датчики температуры и окисленности металла. Перед окончанием продувки металла кислородом в полость конвертера до погружения в металл вводится термозонд, который позволяет за 2 минуты определить содержание углерода и температуру стали, а также взять пробу на полный химический анализ стали без повалки конвертера.

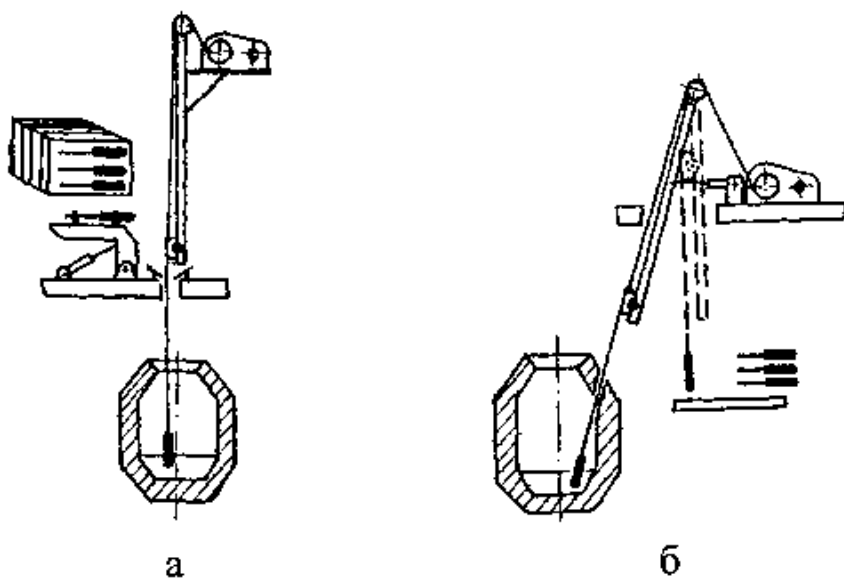


Рис. 2.3. Введение зонда: *а* — через окно кессона;  
*б* — через шлемовую часть конвертера

После получения химического состава и температуры металла в заданных для этой марки стали пределах продувку прекращают, поднимают кислородную фурму, наклоняют конвертер и осуществляют слив металла в сталеразливочный ковш, установленный на специальную тележку, которая перемещается по рельсовым путям, уложенным на полу цеха.

Слив металла из конвертера  $\tau_4$  производится через сталевыпускное отверстие (летку) по команде оператора с главного поста управления или со вспомогательного поста на рабочей площадке. Во время слива в сталеразливочный ковш под струю металла добавляют раскислители и легирующие материалы. Поскольку при сливе стали её струя по мере наклона конвертера перемещается в горизонтальной плоскости, вместе с наклоном конвертера производится и перемещение тележки со сталеразливочным ковшом вслед за струей металла. В зависимости от емкости конвертера слив металла осуществляется за 4–7 минут.

После слива металла сталеразливочный ковш направляется на установку внепечной обработки (чаще всего, ковш-печь).

Известно, что процессы десульфурации, раскисления и легирования на установке ковш-печь наиболее успешно осуществляются в восстановительной или нейтральной атмосфере. В этой связи недопустимо оставление окислительного шлака на поверхности металла перед подачей его на внепечную обработку. В конечной стадии слива металла из конвертера в сталеразливочный ковш вместе с металлом затягивается окислительный шлак. Для того чтобы уменьшить количество этого шлака, осуществляется «отсечка» шлака с использованием различных приспособлений.

Существует много способов предупреждения попадания шлака в ковш, например, закрытие летки после выпуска плавки шаром-стопором, который покрыт слоем огнеупорной обмазки из смеси магнезитового порошка.



Приспособление для отсечения шлака вводят во время выпуска металла при помощи машины. Штанга машины, которая охлаждается водой, имеет сжимающее приспособление для крепления подвески шара-стопора. Поверхность шара, имеющую неровности («ежи»), предварительно обмазывают огнеупорным материалом (60–65 % магнезитового порошка) и сушат в течение четырех часов при температуре 300°C. Плотность шара меньше, чем у расплавленного металла, и больше, чем у шлака. После ввода шара-стопора в полость конвертера за 0,5–1,0 минуту до окончания выпуска металла он погружается в шлак и плавает на границе раздела шлака и металла. Вместе с последними порциями металла шар затягивается в сталевыпускное отверстие, и происходит отсечка шлака. Недостатком такого способа является недостаточно надежная отсечка шлака от металла, вследствие чего часть окислительного шлака попадает вместе с металлом в ковш.

Более эффективными являются другие способы отсечки шлака, которые основываются на принудительном закрытии сталевыпускного отверстия. К таким способам относятся следующие: использование стопора из алюмосиликатных огнеупоров с добавлением карбида кремния, содержащего углерод (стопор вводится в отверстие принудительно на штанге, которая охлаждается водой (рис. 2.4, *а*); использование шиберного скользящего затвора (рис. 2.4, *б*); использование пневматического стопора (рис. 2.4, *в*), который при появлении шлака обеспечивает перекрытие сталевыпускного отверстия механическим путем или газом, подающимся в отверстие. Для еще более точного отсекания шлака применяют специальные индикаторы шлака, например, электромагнитные. В соединении с пневматическим отсекателем шлака такие индикаторы позволяют ограничить попадание шлака в ковш до 0,4 %, в то время как при обычной практике шлак может попасть в ковш в количестве 0,5–1,5 %.

Слив шлака  $\tau_5$  за 2–3 минуты производится разворотом конвертера в противоположную сторону от слива стали. Шлак сливается через горловину конвертера в шлаковый ковш, установленный на само-

ходной тележке и перемещающийся по тем же железнодорожным путям, что и стелевозная тележка. Так же как и при сливе стали вместе с наклоном конвертера осуществляется перемещение шлаковой тележки вслед за струей шлака.

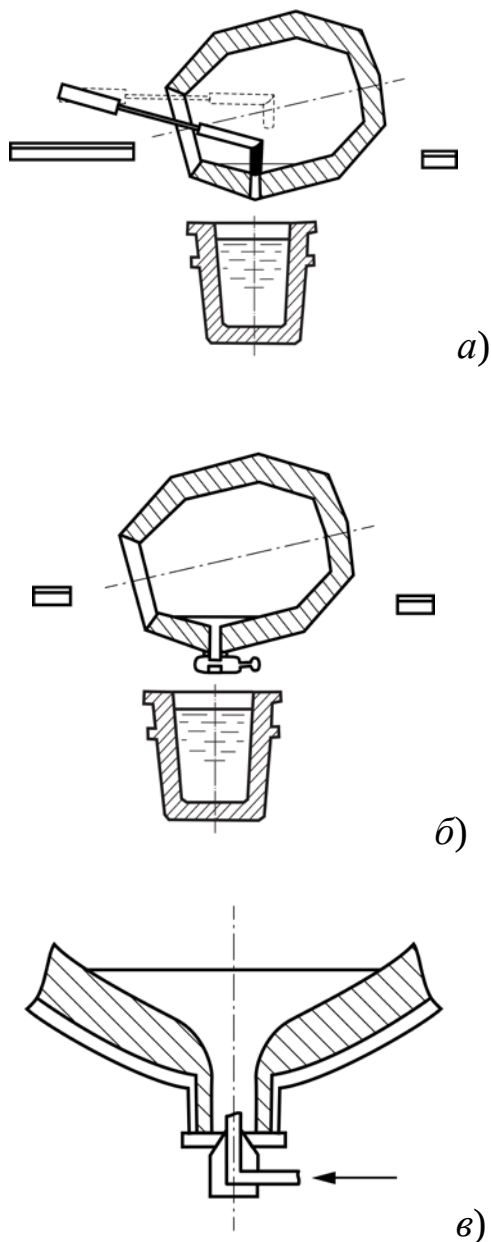


Рис. 2.4. Схемы отсекаания шлака: *а* — огнеупорным стопором; *б* — шиберным затвором; *в* — пневматическим затвором

Продолжительность продувки металла кислородом  $\tau_3$  зависит от целого ряда технологических факторов, таких как химический состав и температура чугуна, количество металлического лома, расход извести, интенсивность продувки металла кислородом и др. Продолжительность продувки металла кислородом определяется потребным количеством кислорода на окисление примеси металла и выбранной интенсивностью продувки:

$$\tau_3 = \frac{\omega_d}{i_{O_2}},$$

где  $\omega_d$  — расход кислородного дутья, м<sup>3</sup>/т металла;  $i_{O_2}$  — удельная интенсивность продувки, м<sup>3</sup>/(т·мин.).

Таблица 2.1

**Продолжительность отдельных операций  
конвертерной плавки, мин.**

| Операции                                                      |            | Емкость конвертера, т |     |     |     |     |     |
|---------------------------------------------------------------|------------|-----------------------|-----|-----|-----|-----|-----|
|                                                               |            | 400                   | 300 | 200 | 150 | 100 | 50  |
| Завалка скрапа ( $\tau_1$ )                                   |            | 3,0                   | 3,0 | 3,0 | 3,0 | 3,0 | 3,0 |
| Заливка чугуна ( $\tau_2$ )                                   |            | 3,0                   | 3,0 | 3,0 | 3,0 | 3,0 | 3,0 |
| Отбор проб, замер температуры и ожидание анализа ( $\tau_4$ ) |            | 4,0                   | 4,0 | 4,0 | 4,0 | 4,0 | 4,0 |
| Слив металла ( $\tau_5$ )                                     |            | 7,0                   | 6,0 | 5,0 | 4,0 | 4,0 | 4,0 |
| Слив шлака ( $\tau_6$ )                                       |            | 3,0                   | 2,0 | 2,0 | 2,0 | 2,0 | 2,0 |
| Подготовка конвертера                                         | } $\tau_7$ | 3,0                   | 3,0 | 3,0 | 3,0 | 3,0 | 3,0 |
| Неучтенные задержки                                           |            | 3,0                   | 3,0 | 3,0 | 3,0 | 3,0 | 3,0 |

Количество кислородного дутья, израсходованного на выгорание примесей металла и шлакообразование, определяется из расчета материального и теплового балансов конвертерной плавки. Расчет может быть выполнен по учебному пособию [1]. Нормативная длительность отдельных периодов плавки в конвертерах различной емкости приведена в табл. 2.1.

В особых случаях (например, при переделе фосфористых или высокомарганцовистых чугунов) возникает необходимость проведения операции промежуточного скачивания шлака. Продолжительность конвертерной плавки при этом увеличивается.

К неучтенным задержкам  $\tau_7$  относятся: раздув шлака для нанесения гарнисажа на футеровку конвертера с целью продления его рабочей компании, выполнение небольших ремонтных работ, срыв настывшей с горловины конвертера, обслуживание выпускного отверстия и т. п.

Время выхода конвертера на смену футеровки определяется ее стойкостью. На протяжении всей истории развития кислородно-конвертерного производства происходило постоянное совершенствование процесса выплавки металла, а также повышение качества огнеупорных материалов, используемых для футеровки конвертера. Стойкость футеровки конвертера из безобжиговых смолосвязанных огнеупоров составляет 400–600 плавов (2–5 кг/т стали). Предварительная термическая обработка этих огнеупоров позволяет несколько увеличить предел расхода огнеупоров дополнительно на 50–100 плавов.

Существенный прогресс в увеличении стойкости футеровки огнеупоров был достигнут за счет использования огнеупоров нового типа — периклазоуглеродистых огнеупорных материалов. Использование периклазоуглеродистых огнеупоров позволило довести стойкость футеровки конвертеров без использования методов искусственного воздействия на неё до 1000 плавов.

В период между постепенным переходом футеровки конвертеров от безобжиговых смолосвязанных огнеупоров на периклазоуглеродистые огнеупоры для повышения стойкости мест их наибольшего износа широкое применение получили методы горячего ремонта футеровки. К таким методам относятся торкретирование футеровки и метод «раздува шлака». В этой связи показатели стойкости футеровки зависят не только от вида используемых огнеупорных материалов футеровки, но и от используемых методов ее горячего ремонта.

Торкретирование футеровки конвертера — это метод горячего ремонта футеровки путем нанесения с помощью торкрет-машины огнеупорной массы на изношенные участки футеровки. При факельном торкретировании (рис. 2.5) в полость конвертера вводится водоохлаждаемая торкрет-фурма. Через неё подают кислород, а также (с помощью сжатого воздуха) торкрет-массу, состоящую из магнезитового порошка и коксовой пыли. При сгорании кокса в кислороде образуется факел, температура которого достигает 1800–2000°С. При такой температуре огнеупорный порошок переходит в пластическое состояние и прочно сваривается с футеровкой.

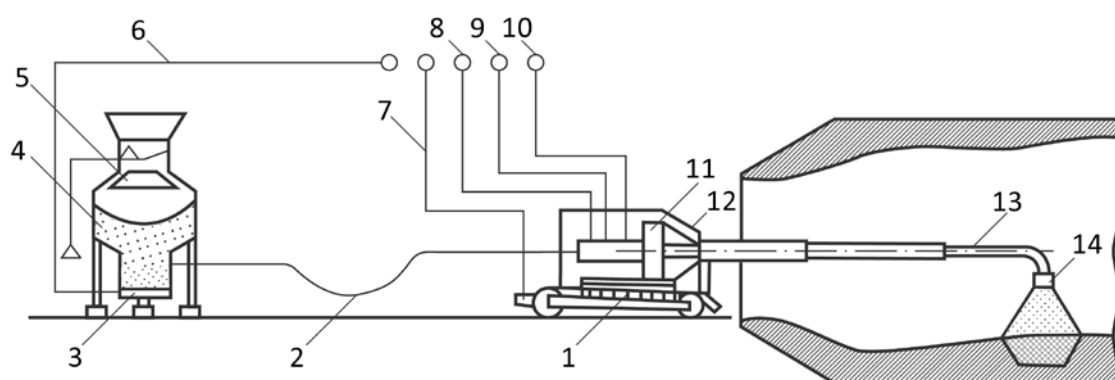


Рис. 2.5. Оборудование для факельного торкретирования:

1 — гусеничная ходовая часть; 2, 8 — гибкие шланги для подачи материалов; 3 — аэрирующее устройство; 4 — бункер; 5 — клапанный затвор; 6 — трубопровод сжатого воздуха; 7 — кабель для подвода электроэнергии; 9, 10 — шланги для охлаждения фурм; 11 — манипулятор; 12 — кабина; 13 — торкрет-фурма; 14 — сопло фурмы

Торкретированию подвергают как всю поверхность футеровки, так и её отдельные участки. Торкретирование начинают после износа футеровки примерно на половину её допустимой величины. Продолжительность торкретирования колеблется в пределах 4–20 минут, периодичность её проведения — через 2–18 плавов, толщина наносимого слоя — 5–100 мм.

Весьма эффективным способом увеличения срока службы футеровки конвертера является её ошлакование путем раздува шлака.

После слива металла и части шлака оставшуюся её часть в конвертере загущают добавкой обожженного доломита. Для снижения окисленности шлака в конвертер помимо доломита вводится углеродсодержащий материал (чаще всего коксовая мелочь). Далее через сопла кислородной фурмы в шлак вдувают азот высокого давления (8–14 МПа) с расходом 600–1200 м<sup>3</sup>/мин. Шлак разбрызгивается и налипает на футеровку. Этот огнеупорный слой не допускает прямого контакта огнеупорных изделий футеровки с жидким металлом и шлаком во время продувки металла кислородом, предотвращая, таким образом, окисление углерода и эрозию периклазоуглеродистых огнеупоров.

При ошлаковании футеровки и её торкретировании уменьшается число холодных ремонтов футеровки, требующих затрат тяжелого ручного труда; кроме того, снижается расход формованных огнеупоров. Однако при торкретировании и ошлаковании футеровки дополнительно расходуются порошкообразные материалы (магнезитовый порошок, доломит, смеси на основе извести и др.). Существенное увеличение стойкости футеровки конвертеров до 5–10 тыс. плавов при значительно меньшей стоимости порошкообразных материалов по сравнению со стоимостью формовочных огнеупоров предопределило повсеместное использование этого способа увеличения срока службы футеровки [2].

Продолжительность холодного ремонта футеровки конвертеров зависит от их ёмкости, конструктивного исполнения и применяемых средств механизации.

Корпус конвертера выполняют либо с отъемным днищем, либо с цельносварным кожухом без разъема. Отъемное днище выполняется в двух видах: как приставное, так и вставное. Приставное днище обычно крепят к нижней части корпуса конвертера при помощи кронштейнов, специальных болтов и клиньев, позволяющих быстро отсоединять и присоединять днище.

Ломка футеровки конвертера производится с помощью специальной машины на гусеничном или колесном ходу.

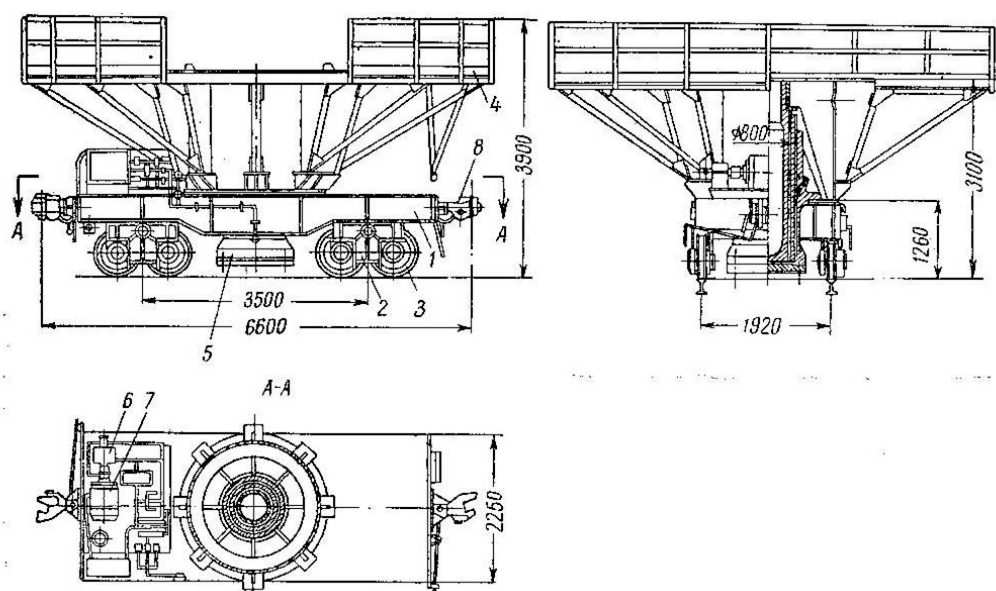


Рис. 2.6. Домкратная тележка:

- 1 — рама тележки; 2 — балансирующие тележки; 3 — скаты;
- 4 — подъемный стол; 5 — телескопический домкрат;
- 6 — лопастной насос; 7 — электродвигатель;
- 8 — автосцепка

После окончания рабочей компании футеровки конвертера с отъемным днищем под конвертер по железнодорожным путям сталеваза подают домкратную тележку (рис. 2.6), с помощью которой

днище снимается и вывозится на самостоятельный ремонт. После этого конвертер наклоняют, подводят к нему машину для ломки футеровки (рис. 2.7) и через горловину вводят стрелу. Включением гидроцилиндров наклона стрелы, наклона и поворота манипулятора стрелу ориентируют в требуемом направлении. Затем штангу с бойком перемещают к футеровке. После этого включают подачу воздуха в пневмоударник и пробивают в футеровке дорожку. Полная длина дорожки от горловины к днищу пробивается последовательными перемещениями пневмоударника со штангой по стреле и машины по площадке. Затем конвертер поворачивают на  $180^\circ$ , перемещают машину и пробивают такую же дорожку на противоположной стороне футеровки. При повороте конвертера в вертикальное положение горловиной вниз футеровка обрушается и высыпается в короб, установленный на шлаковозе. Если футеровка обрушилась не полностью, то стрелу ориентируют на оставшуюся часть, и пневмоударником производят дополнительное обрушение. Бой огнеупоров после ломки футеровки конвертера направляется на утилизацию.

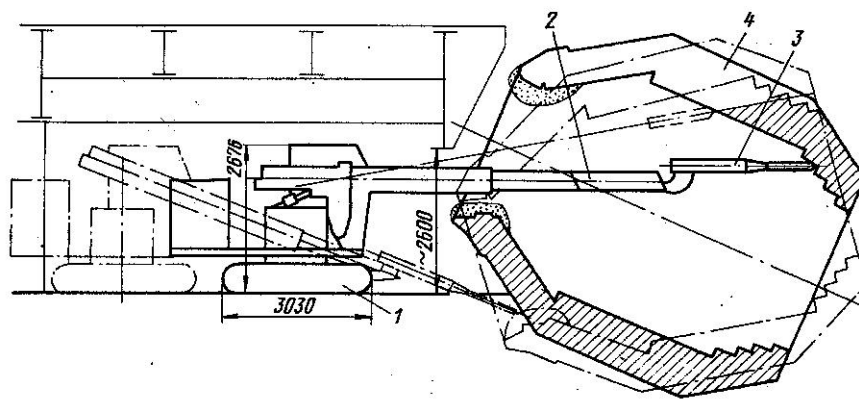


Рис. 2.7. Ломка футеровки конвертера с отъемным днищем: 1 — ходовая часть машины для ломки футеровки; 2 — удлинитель; 3 — пневмомолот; 4 — конвертер

Ломка отработанных огнеупоров и кладка новой футеровки вставного или отъемного днища осуществляются вне конвертера



обычно в ковшевом пролете и производятся одновременно с работами по замене футеровки его корпуса.

После ломки футеровки под конвертер устанавливается телескопический подъемник (рис. 2.8), с помощью которого осуществляется подача огнеупоров для кладки новой футеровки. По завершении кладки футеровки телескопический подъемник убирается, а на его место подается домкратная тележка с футерованным днищем. Днище крепится к корпусу конвертера, и домкратная тележка убирается.

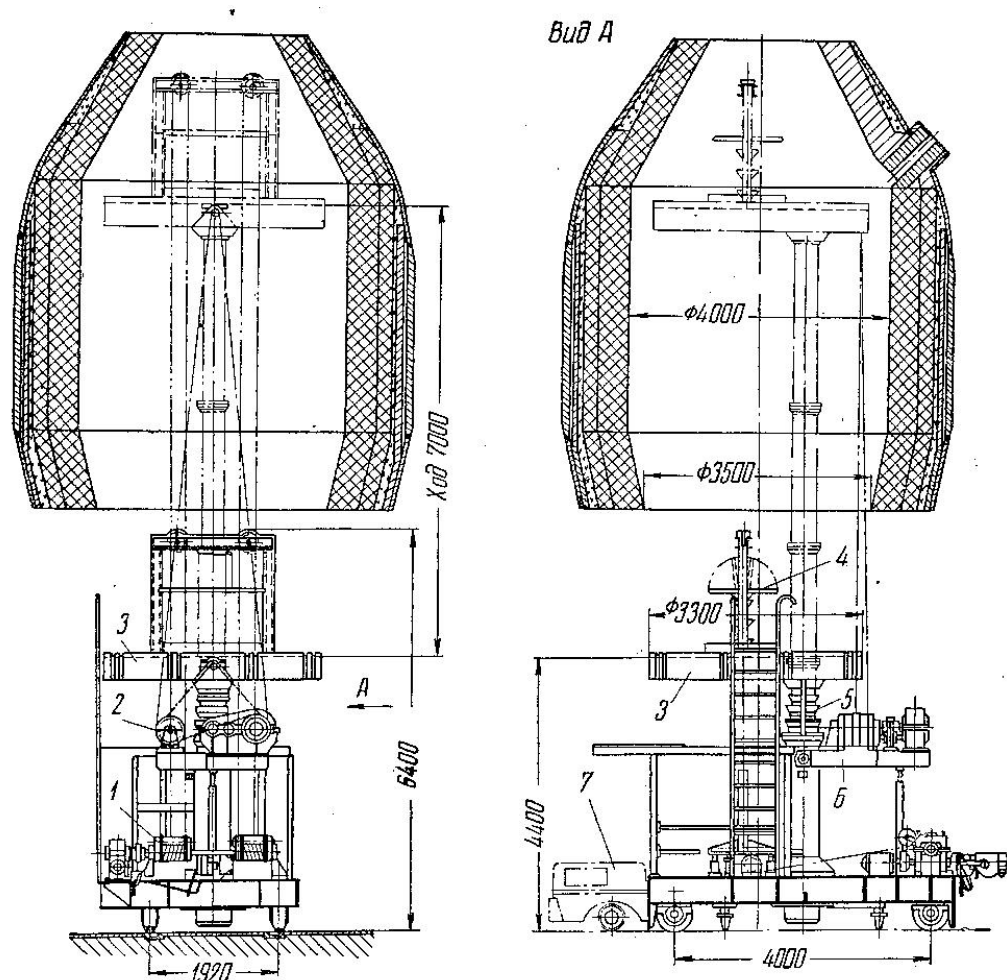


Рис. 2.8. Телескопический подъемник:

1 — канатный подъемник; 2 — разгрузочное устройство от перекосов; 3 — рабочая площадка; 4 — откидная площадка; 5 — гидроцилиндр; 6 — электропривод; 7 — автопогрузчик

В случае использования цельного корпуса конвертера увеличивается время на ломку отработанной и кладку новой футеровки, так как помимо удаления футеровки стенок требуется осуществить и ломку футеровки днища (рис. 2.9).

Кладка новой футеровки может производиться только сверху через горловину конвертера. В этом случае телескопический подъемник для подачи огнеупоров может устанавливаться только над горловиной конвертера. Район над горловиной насыщен различными механизмами, основным из которых является подъемный газоход охладителя конвертерных газов. Для того чтобы разместить телескопический подъемник над горловиной конвертера, необходимо решать задачу откатки в сторону нижней части подъемного газохода (рис. 2.10).

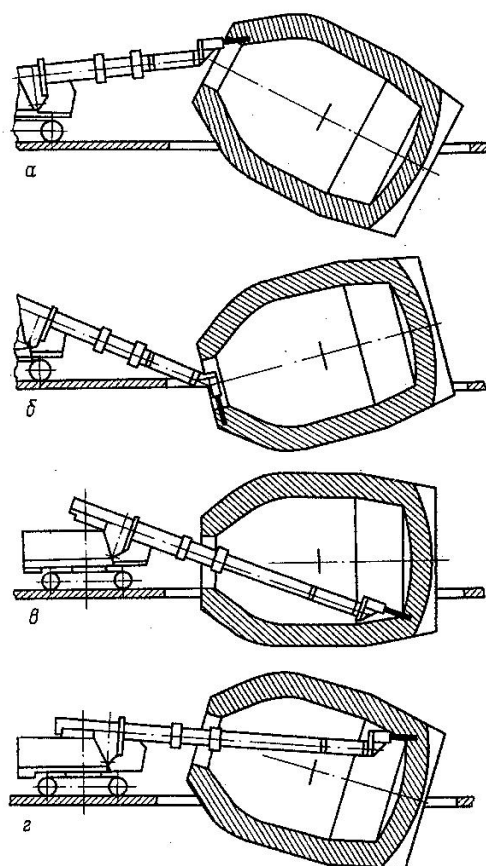


Рис. 2.9. Ломка футеровки глуходонного конвертера

Перед кладкой новой футеровки нижнюю часть газоотводящего тракта конвертера отсоединяют и отводят в сторону. По оси конвертера над горловиной устанавливают машину и опускают внутрь конвертера рабочую площадку. Каменщики по лестнице спускаются на рабочую площадку и откидывают поворотные козырьки в горизонтальное положение. Поддоны с огнеупорами поднимаются с пола цеха грузовым лифтом до площадки, расположенной на уровне рельсов, по которым перемещается машина. Далее автопогрузчиком они транспортируются к машине и устанавливаются в люльку подъемника. Люлька подъемника опускает поддоны с огнеупорами на рабочую площадку. Затем огнеупоры перекладывают на днище конвертера. Рабочую площадку поднимают вверх и выкладывают днище и нижнюю часть стенок. После этого каменщики переходят на рабочую площадку и футеруют оставшуюся поверхность, по мере необходимости перемещая рабочую площадку по высоте конвертера. По окончании футеровки рабочую площадку поднимают из конвертера, машину отводят в сторону от его горловины и устанавливают отсоединенную часть газоотводящего тракта по оси конвертера.

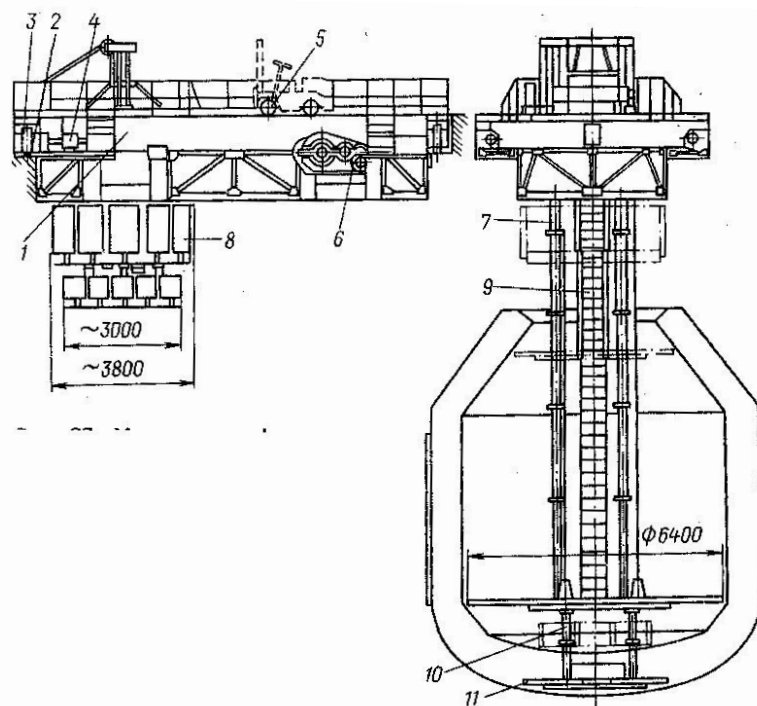


Рис. 2.10. Телескопическая машина для кладки футеровки конвертера с цельным корпусом:  
 1 — мост; 2 — рельс; 3, 4 — механизм передвижения; 5 — автопогрузчик; 6 — механизм подъема; 7 — телескопические направляющие; 8 — откидные козырьки-подмости верхней рабочей площадки; 9 — лестница; 10 — телескопические направляющие; 11 — рабочая площадка нижняя

При замене футеровки конвертера с цельным (не разъемным) корпусом отпадает необходимость иметь в составе цеха домкратную тележку, которая используется для замены вставного или отъемного днища.

Поскольку масса корпуса конвертера в его нижней части со вставным или отъемным днищем существенно больше, чем при использовании цельного корпуса, мощность двигателей поворота такого конвертера также существенно выше. Соответственно, у такого конвертера выше капитальные и эксплуатационные затраты. Необходимо отметить, что единого мнения о выборе того или иного способа ремонта футеровки до настоящего времени не выработано, а на практи-

ке широко распространены оба способа. В странах СНГ (за исключение конвертеров №1, 2, 3 Ново-Липецкого металлургического завода, поставленных австрийской фирмой Фест Альпине) используются конвертеры только с отъемным или вставным днищем.

Таким образом, в зависимости от стойкости футеровки конвертера величина его холодных простоев может колебаться от 20 до 10 % календарного времени (или от 70 до 35 суток в году). Для того чтобы обеспечить ритмичное производство стали и потребление жидкого чугуна в течение всего года (365 суток), при проектировании цеха принимается схема, при которой один из установленных в цехе конвертеров постоянно не работает, то есть находится на перефутеровке, ремонте оборудования или стоит в резерве.

На практике в цехе редко сооружается более трех конвертеров. Это связано с тем, что увеличение числа конвертеров более трех штук сопровождается структурными трудностями в компоновке цеха и организации работы в нем. Так, в частности, в этом случае затрудняется подача чугуна и металлического лома к конвертерам, усложняется работа в разливочных и ковшевых пролетах и т. п.

Поэтому для практических расчетов рекомендуется принимать конвертерный цех в составе трех конвертеров с выделением, в отдельных случаях, первой очереди его строительства в составе двух конвертеров с последующей достройкой третьего.

Ёмкость конвертера для заданного объёма производства стали в цехе может быть определена по формуле:

$$G = \frac{P_{\text{ц}} \cdot \tau_{\text{пл}} \cdot k}{(N_{\text{у.к.}} - 1) \cdot 1440 \cdot T_{\text{к}}},$$

где  $G$  — масса металла одной плавки, т;  $P_{\text{ц}}$  — годовая производительность цеха, т/год жидкой стали;  $\tau_{\text{пл}}$  — продолжительность конвертерной плавки, мин.;  $k$  — коэффициент, учитывающий остановки технологической линии;  $N_{\text{у.к.}}$  — количество установленных в цехе конвертеров, шт.; 1440 — количество минут в сутках;  $T_{\text{к}}$  — количество календарных суток в году, суток.

Приняты следующие фактические значения:  $T_k$  – 365 суток в году для конвертерных цехов,  $k = 1,05$ .

Как указывалось ранее, кислородный конвертер работает в единой технологической линии с установкой внепечной обработки стали и МНЛЗ. При остановке хотя бы одного агрегата в этой линии, например, на переналадку между очередными сериями разливаемыми способом «плавка на плавку», приходится останавливать всю технологическую линию. Но при установке в цехе ( $N_{у.к.} - 1$ ) конвертеров практически всегда остается неиспользованное для производства стали, так называемое резервное время конвертера.

Продолжительность холодных простоев конвертера может быть представлена выражением:

$$A_{х.пр.} = \frac{T_{х.р.} \cdot 1440 \cdot 100}{m \cdot \tau_{пл} + T_{х.р.} \cdot 1440},$$

где  $A_{х.пр.}$  — продолжительность холодных ремонтов конвертеров, % календарного времени;  $T_{х.р.}$  — продолжительность холодного ремонта конвертера, сут.;  $m$  — стойкость футеровки конвертера, плавов;  $\tau_{пл}$  — продолжительность конвертерной плавки, мин.; 1440 — количество минут в сутках.

Кислородно-конвертерный процесс характеризуется незначительным отличием в продолжительности плавов для конвертеров различной емкости. Значительно в большей степени от емкости конвертера зависит продолжительность его холодного ремонта. Нормативная длительность этой операции для конвертеров различной ёмкости приведена в табл. 2.2.

Таблица 2.2

**Нормативная длительность операций холодного ремонта  
конвертера**

| Операция, суток                                   | Ёмкость конвертера, т |      |      |      |      |      |
|---------------------------------------------------|-----------------------|------|------|------|------|------|
|                                                   | 400                   | 300  | 200  | 150  | 100  | 50   |
| Подготовка к ремонту<br>и охлаждение<br>футеровки | 0,50                  | 0,42 | 0,33 | 0,25 | 0,25 | 0,23 |
| Ломка изношенной<br>футеровки                     | 0,67                  | 0,58 | 0,50 | 0,42 | 0,40 | 0,38 |
| Кладка новой<br>футеровки                         | 4,58                  | 3,75 | 2,92 | 2,08 | 1,65 | 1,39 |
| Сушка футеровки                                   | 0,25                  | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,20 | 0,20 |
| Всего                                             | 6,00                  | 5,00 | 4,00 | 3,00 | 2,50 | 2,20 |

Условие, при котором конвертер может находиться в резерве, определяется выражением:

$$\frac{1}{N_{y.k.} - 1} \cdot \tau_{пл} \cdot m > 1440 \cdot T_{x.p.}.$$

Тем не менее, в отечественной и зарубежной практике работа с использованием резервного времени конвертеров не предусматривается проектом, так как в противном случае нарушается ритмичность работы как конвертерного, так и смежных цехов, особенно доменного и прокатного.

Однако в условиях действующих предприятий по различным причинам нередко возникают диспропорции в объёмах производства основных металлургических цехов. В этих условиях работа конвертеров с использованием резервного времени может рассматриваться с целью увеличения объёма производства стали. При оценке подобной схемы работы цеха должны учитываться объективные условия эксплуатации объекта.

В простейшем случае, когда одновременно могут работать все конвертеры, резервное время  $R$  будет равно:

$$R = T_{\kappa} \cdot \left( 1 - \frac{1440 \cdot T_{x.p.} \cdot N_{y.k.}}{m \cdot \tau_{nl} + 1440 \cdot T_{x.p.}} \right), \text{ суток.}$$

Тогда максимальная годовая производительность цеха  $P_{ц. \max}$  с использованием резервного времени конвертеров :

$$P_{ц. \max} = \frac{1440 \cdot G \cdot T_{\kappa} \cdot N_{y.k.}}{\tau_{nl}} \cdot \left( 1 - \frac{1440 \cdot T_{x.p.}}{m \cdot \tau_{nl} + 1440 \cdot T_{x.p.}} \right), \text{ тонн стали.}$$

Ситуация, при которой производительность цеха может быть определена по этой формуле, является идеальной.

На практике имеется целый ряд ограничений, не позволяющих в полной мере использовать полную мощность конвертеров для производства стали. Одним из таких ограничений является конкретный суточный избыток чугуна на предприятии, который может быть переработан в конвертерном цехе. При этом возможна ситуация, когда поставляемого цеху чугуна будет недостаточно для обеспечения работы всех установленных в цехе конвертеров с обычным ритмом выдачи плавок. Если в этом случае не предусматривать специальных мер по равномерной их загрузке и своевременном выводе на ремонт для смены футеровки, то может возникнуть ситуация, когда на ремонте окажется не один, а два конвертера одновременно. В этих условиях особую важность приобретает правильное планирование работы конвертерного цеха.

Если удастся обеспечить использование только части резервного времени конвертеров, то производительность конвертерного цеха определяется следующим образом:

$$P_{ц} = \frac{1440 \cdot G}{\tau_{nl}} \cdot \left[ (N_{y.k.} - 1) \cdot 365 + R \cdot \eta \cdot 0,01 \right], m / год.$$

где  $R$  — резервное время конвертеров, суток;  $\eta$  — использование резервного времени, %.



## **2.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И ЁМКОСТИ УСТАНОВЛИВАЕМЫХ В ЦЕХЕ ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ**

До середины двадцатого века в дуговых электросталеплавильных печах в основном осуществлялась выплавка легированных марок сталей.

Возникновение, а затем и широкое внедрение кислородно-конвертерного производства коренным образом изменили ситуацию в структуре металлургического производства. Потребляя меньшее, по сравнению с мартеновским производством, количество металлического лома конвертерное производство способствовало снижению цен на этот вид шихтового материала. Такая ситуация на рынке металлического лома позволила увеличить его потребление в электросталеплавильном производстве, в том числе и для выплавки рядовых и конструктивных углеродистых марок сталей. Конструктивные особенности дуговых печей в то время не позволяли этому виду производства стали успешно конкурировать с кислородно-конвертерным способом.

Основным недостатком всех сталеплавильных процессов того времени являлось проведение различных по цели периодов плавки в одном агрегате. Например, при выплавке стали в электропечи в одном агрегате осуществлялись такие разнородные операции как завалка шихты, ее плавление, окислительный и восстановительный периоды плавки. Это заставляло подбирать мощность трансформатора, исходя из компромисса между подводом максимальной мощности в первый период плавки и минимальной мощности в остальные периоды. В этой связи удельная мощность трансформатора не превышала в то время 250 кВт·А на тонну ёмкости печи.

Попытки увеличения мощности трансформатора с целью повышения производительности печи без изменения ее конструкции не дали положительных результатов. Происходило увеличение ремонтных работ футеровки печи, которые нивелировали положительные

результаты от сокращения длительности плавки. Решение проблемы было найдено в кардинальном изменении конструктивного исполнения печи.

Современные печи снабжаются водоохлаждаемыми элементами стен и свода печи, топливно-кислородными горелками, устройствами для подачи кислорода и углеродсодержащих материалов, водоохлаждаемыми электродами, донным (эркерным) выпуском стали, высокими скоростями наклона печи, отворота свода и подъема электродов. Подача сыпучих материалов предусмотрена через отверстия в своде печи.

Сооружение установок ковш-печь с электродуговым нагревом металла в сталеразливочном ковше позволяет эффективнее использовать высокую мощность печного трансформатора (800–1000 кВА/т емкости печи). Произошло перенесение процесса рафинирования металла из печи в ковш при лучшем использовании мощности трансформатора (мощность трансформатора установки ковш-печь меньше печного в три–четыре раза).

Одним из вопросов при строительстве новых дуговых сталеплавильных печей (ДСП) является выбор типа питающего тока (постоянный или переменный). Основным фактором экономической привлекательности дуговых электросталеплавильных печей постоянного тока (ДППТ) считается меньший расход электродов. Однако для ДППТ ёмкостью 100–130 т (наиболее распространенных) для обеспечения требуемой величины вводимой мощности необходимо использовать электроды большего диаметра, чем у ДСП переменного тока. По сравнению с электродами диаметром 610 мм, которые используются в ДСП переменного тока, электроды для ДППТ имеют диаметр 700 мм и стоят на 20 % дороже. Стоимость электродов диаметром 750 мм по сравнению с электродами диаметром 610 мм выше уже на 40 %. ДППТ ёмкостью 100–130 т оснащаются преобразователями тока, что приводит к повышению капитальных затрат на обслуживание и снижает надежность работы оборудования. Подовые электроды требуют

повышенного внимания к условиям их работы, а обслуживание является очень затратным. Опыт эксплуатации электродуговых печей показывает, что значительных экономических преимуществ у ДППТ по сравнению с печами переменного тока нет. Объемно-планировочные решения для сталеплавильного цеха с дуговыми печами постоянного тока практически аналогичны решениям для цеха, оснащенного печами переменного тока. Различия касаются только выбора оборудования самих печей и расположения средств электроснабжения. В этой связи здесь и далее технические решения по сталеплавильному цеху рассматриваются только с установкой в них дуговых электросталеплавильных печей переменного тока.

Известно, что с отходящими из дуговой печи нагретыми дымовыми газами теряется значительное количество тепла (от 60 до 75 кВт·ч/т стали). Вместе с тем, нагрев металлического лома перед его загрузкой в ванну печи на каждые 100°С позволяет сэкономить 19 кВт·ч/т стали. Сама по себе идея подогрева металлического лома теплом отходящих от сталеплавильного агрегата газов тривиальна, и существует достаточно большое количество предложений на этот счет. Однако всех их объединяет один общий недостаток, связанный с ограничением температуры нагрева лома, поскольку он находится в металлической транспортной емкости (загрузочной корзине). В последние годы появилось несколько разновидностей конструкций и процессов выплавки стали в дуговых электропечах, которые позволяют избежать этого недостатка. Наиболее известными являются следующие агрегаты.

**Двухкорпусная дуговая сталеплавильная печь.** Агрегат имеет один источник питания, короткую сеть и оснащен двумя ваннами. В то время когда в одной ванне происходит расплавление металлошихты под током, другая ванна находится в режиме загрузки и подогрева шихты физическим и химическим теплом отходящих дымовых газов, которые отводятся из первой ванны. После расплавления металлошихты и слива стали из первой ванны в ковш электроды пе-

ремещаются во вторую ванну для расплавления в ней металлошихты. В это время в первой ванне осуществляется загрузка и нагрев металлошихты отходящими дымовыми газами из второй ванны, то есть поток дымовых газов меняет свое направление.

**Шахтная печь.** На своде дуговой электропечи сооружается шахта, в нижней части которой расположены поддерживающие водоохлаждаемые «пальцы». Загрузка металлошихты в ванну печи осуществляется через шахту. Наличие «пальцев» позволяет нагревать физическим и химическим теплом отходящих из печи дымовых газов до 100 % всей металлошихты (рис. 2.11).

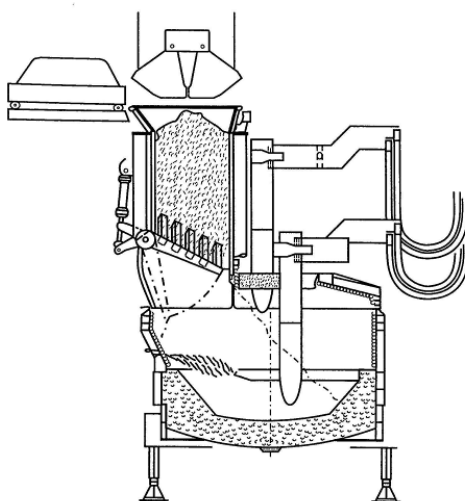


Рис. 2.11. Шахтная дуговая электросталеплавильная печь с поддерживающими пальцами

**Печь Consteel.** Так же как и в шахтной дуговой электросталеплавильной печи, в агрегате Consteel для нагрева металлического лома используется физическое и химическое тепло дымовых газов, покидающих рабочее пространство печи. В отличие от шахтной печи, камера для нагрева лома размещается вне свода печи в горизонтальном положении. Подача металлического лома производится с помощью конвейера, размещаемого внутри тоннельной камеры. Общая длина конвейера достигает 45–70 м, из них тоннельная камера составляет около 25–30 м. Технология ведения плавки в печи Consteel также

отличается от технологии плавки в шахтной печи. Расплавление металлошихты осуществляется не прямым воздействием электрической дуги, как в печах традиционного и шахтного типов, а ее поглощением жидким металлом. В связи с этим подвод тепла от электрической дуги производится через посредника, каким является жидкая ванна металла. Загрузка металлошихты в ванну жидкого металла вызывает необходимость увеличить массу металла, оставляемого в печи после выпуска, до 40 %, что в два раза больше, чем в печах традиционного и шахтного типов. Соответственно, увеличивается и ёмкость печи, а с ней и ее стоимость (рис. 2.12).

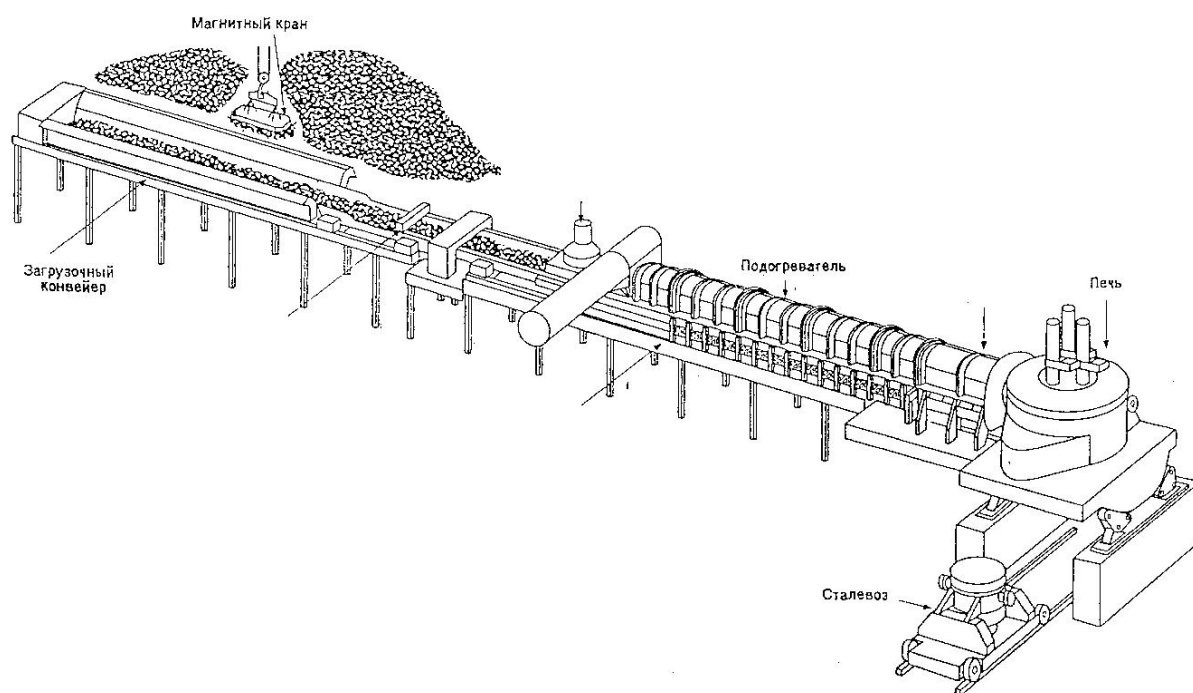


Рис. 2.12. Дуговая электросталеплавильная печь Consteel

Температура нагрева металлошихты перед ее поступлением в ванну печи колеблется от 300–400°С для двухкорпусной печи и печи Consteel до 750°С для шахтной печи. Это позволяет обеспечить существенное сокращение расхода электроэнергии на выплавку стали. Однако эти процессы, несмотря на некоторое сокращение эксплуатационных затрат, не получили широкого применения. Это связано,

главным образом, с существенным увеличением капитальных затрат как на модернизацию сталеплавильного агрегата элементами подогрева металлошихты, так и на оборудование здания цеха, что сводит экономию энергии к минимуму.

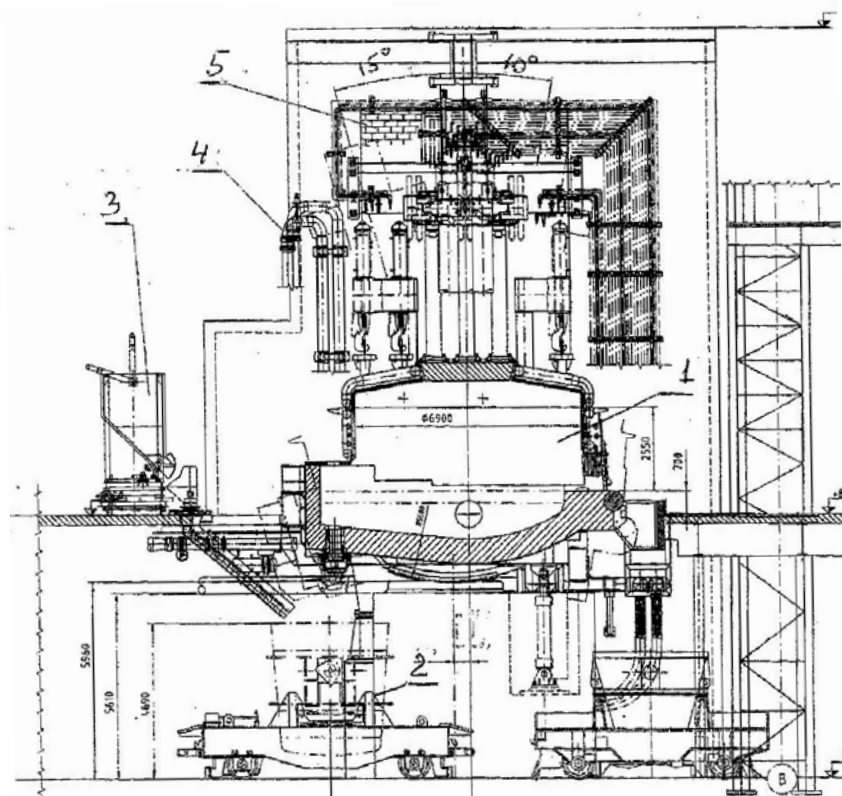


Рис. 2.13. Дуговая электросталеплавильная печь:  
1 — рабочее пространство печи; 2 — сталеразливочный ковш на стелевозе; 3 — загрузочная воронка подачи в ковш ферросплавов и легирующих материалов; 4 — подвод воды на охлаждение свода; 5 — стена трансформаторной подстанции

Общий вид современной трехфазной дуговой электросталеплавильной печи представлен на рис. 2.13.

Кожух дуговой электросталеплавильной печи выполняется из сварной металлоконструкции с разъемом на уровне порога шлакового окна. Верхняя часть кожуха выполнена в виде каркаса труб. С внутренней стороны в верхней части кожуха по всему периметру установ-

ливаются водоохлаждаемые панели трубчатого типа. Стойкость водоохлаждаемых панелей составляет 3000–3500 плавков.

Нижняя часть кожуха выполняется с эркерным выступом для обеспечения донного способа выпуска металла в ковш, который устанавливается на стелевозе.

Водоохлаждаемый свод электропечи представляет собой трубчатую конструкцию комбинированного типа с водоохлаждаемой периферийной частью и огнеупорной центральной частью. Средняя стойкость трубчатых водоохлаждаемых панелей составляет 2500-3000 плавков.

Механизм подъема и отворота свода располагается на отдельном фундаменте. Подъем производится с помощью гидравлического привода. Вторичный токоподвод от трансформаторного агрегата до электродов, а также кабельная гирлянда выполняются с использованием гибких кабелей и электрододержателей.

Шлаковую зону преимущественно футеруют плавленным периклазовым кирпичом, остальные участки стен и эркера футеруют периклазоуглеродистым кирпичом. Подина футеруется магнезитопериклазовым кирпичом с набивкой верхнего слоя и откосов периклазовым порошком. Футеровка сталевыпускного отверстия эркера выполняется из втулок, трубок и газовых блоков, изготовленных из периклазографитовых и периклазоуглеродистых смесей на фенолформальдегидной связке.

Электропечи комплектуются следующим дополнительным оборудованием:

- загрузочными корзинами грейферного типа;
- установкой для свинчивания электродов (напольного типа);
- установкой бескранового перепуска электродов при отвернутом своде;
- установкой для подачи кислородной трубки через рабочее окно;

- автоматическим электрогидравлическим регулятором мощности;
- манипулятором для скоростной продувки металла кислородом и подачи углеродсодержащих материалов;
- системой смазки;
- системой водяного охлаждения;
- пневматической системой;
- автоматизированной системой управления технологическим процессом выплавки стали в ДСП (АСУ ТП).

Производительность цеха находится в функциональной зависимости от продолжительности плавки и массы годного металла. Процесс выплавки стали в дуговой электросталеплавильной печи включает следующие основные производственные операции:

$$\tau_{пл} = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 + \tau_4 + \tau_5 + \tau_6,$$

где  $\tau_{пл}$  — продолжительность плавки, мин.;  $\tau_1$  — продолжительность завалки первой бадьи металлошихты, мин.;  $\tau_2$  — продолжительность завалки второй бадьи металлошихты, мин.;  $\tau_3$  — продолжительность нахождения печи под током, мин.;  $\tau_4$  — выпуск металла, мин.,  $\tau_5$  — обслуживание сталевыпускного отверстия, мин.;  $\tau_6$  — неучтенные задержки, мин.

В общем виде длительность плавки в дуговой электросталеплавильной печи определяется суммой двух ее периодов — организационного и технологического. К организационному периоду относятся такие вспомогательные операции плавки как загрузка металлошихты, отбор проб (в случае прерывания технологического процесса плавки), слив металла и задержки, связанные с техническим обслуживанием оборудования. Технологический период плавки начинается с первых минут плавления металлошихты и заканчивается началом слива металла из агрегата.

При выбранной схеме размещения сталеплавильного агрегата, участков доставки необходимых материалов и энергоносителей, уборки продуктов плавки и средств их механизации длительность ор-



ганизационного периода определяется достаточно легко. Для действующих предприятий длительность организационного периода плавки является величиной относительно постоянной. Для вновь проектируемых объектов продолжительность отдельных элементов этого периода обычно нормируется, а объемно-планировочные решения по размещению сталеплавильного агрегата выбираются таким образом, чтобы обеспечить выполнение нормативных показателей. Значительно в большей степени изменяется длительность технологического периода плавки. Поэтому достоверное его определение для любого сталеплавильного процесса возможно только после выполнения расчетов материального и теплового балансов плавки [4, 5].

Длительность нормативных организационных периодов плавки в дуговой электросталеплавильной печи приведена в табл. 2.3.

Таблица 2.3

**Продолжительность отдельных операций плавки, мин.**

| № п/п | Наименование операций               | Мин. |
|-------|-------------------------------------|------|
| 1     | Завалка первой бадьи ( $\tau_1$ )   | 3,0  |
| 2     | Завалка второй бадьи ( $\tau_2$ )   | 3,0  |
| 3     | Слив металла ( $\tau_4$ )           | 4,0  |
| 4     | Обслуживание отверстия ( $\tau_5$ ) | 4,0  |
| 5     | Неучтенные задержки ( $\tau_6$ )    | 3,0  |

Завалка металлошихты в дуговую электросталеплавильную печь ( $\tau_1$  и  $\tau_2$ ) осуществляется через загрузочные бадьи (корзины). Используются загрузочные бадьи, которые отличаются способом открывания донной части, следующих типов: лепестковые и грейферные (последние применяются чаще). Внутренний объем бадьи выбирается таким образом, чтобы обеспечить загрузку в один прием около 60 % общего объема металлошихты при насыпной ее плотности в 1 м<sup>3</sup>/т. В том случае, если насыпная плотность металлошихты (металлического лома) оказывается существенно ниже этой величины, возможна загрузка металлошихты не двумя, а тремя и более бадьями. Это приводит к

увеличению продолжительности плавки. В том случае, если в составе металлошихты используются до 40 % металлизированных окатышей (загружаемых через отверстия в своде печи) или жидкого чугуна, количество бадей, применяемых для загрузки металлического лома, может сократиться до одной штуки.

Современная технология выплавки полупродукта в дуговой печи основывается на сверхмощном подводе энергии при максимальном обеспечении условий работы. Показателями оптимальности технологии и организации плавки являются:

- коэффициент использования установленной электрической мощности не ниже 0,9;
- доля токового времени не ниже 0,75.

При свободном горении дуги степень передачи ее энергии ванне не превышает 35 %. Если дуга наполовину или полностью погружена в шлак, то степень передачи энергии ванне увеличивается до 50–100 %. Кроме того, когда дуги погружены в шлак, значительно уменьшаются колебания силы тока и напряжения, что позволяет увеличить подводимую мощность и длину дуг. При увеличении длины дуги сила тока уменьшается. В результате этого, а также меньшего бокового воздействия атмосферы при экранировании дуги шлаком происходит уменьшение расхода электродов.

Для экранирования дуг производят вспенивание шлака. Основным фактором, влияющими на образование пенистого шлака, является газовая фаза, формирующаяся в результате реакций обезуглероживания металла или восстановления оксидов железа шлака углеродом. Для поддержания шлака во вспененном состоянии требуется введение углерода в шлак с расходом 5–7 кг/т стали, а также вдувание окислителя (кислорода или воздуха) для образования в нем газовой фазы из монооксида углерода.

Важным элементом в современной технологии выплавки стали в ДСП является донная продувка металла аргоном или азотом.

В днище печи размещаются пористые пробки, через которые в металл вдувается аргон или азот. Перемешивание ванны обеспечивает наилучшие условия для удаления шлака из печи. Кроме того, перемешивание металла приближает металлургические реакции к равновесию, что позволяет осуществить более полное протекание реакций окисления углерода и способствует снижению содержания оксидов железа в шлаке с соответствующим повышением выхода годного металла. Более того, за счет перемешивания металла обеспечивается гомогенизация расплава по температуре и химическому составу. В качестве перемешивающего газа при производстве рядовых марок стали допустимо использовать азот. При производстве стали с низким содержанием азота необходимо использовать аргон.

При подводе электрической энергии к электродам важным является вопрос о размере диаметра распада электродов. Размер диаметра распада электродов ранее принимался с коэффициентом 0,35–0,45 к диаметру печи на уровне порога рабочего окна. Считалось, что приближение электродов к периферии рабочего пространства улучшает условия расплавления металлошихты. Однако при значительном диаметре распада электродов происходит проплавление трех отдельных колодцев в металлошихте. Обвал металлошихты в глубоком колодце может привести к поломке электродов и, соответственно, повысить их расход. В настоящее время на современных мощных дуговых печах принимаемый диаметр распада электродов существенно меньше приведенной выше величины. Для печи емкостью 120 т диаметр распада электродов принимается равным 1,25 м. При таком распада электродов в центре печи образуется один общий проплавляемый колодец достаточно крупных размеров, что практически исключает возможность обвала металлошихты. Не случайно расход электродов на таких печах не превышает 2,0 кг/т стали. Снижению расхода электродов в особенности от бокового угара способствует используемое на современной дуговой печи спреерное наружное водяное охлаждение.

Несмотря на наличие общего колодца и сползание металлошихты от стенок к колодцу, при такой отдаленности стены печи до проплавляемого колодца очевидна необходимость способствовать этому процессу за счет интенсивной работы газокислородных горелок, которые устанавливаются по периферии печи. Тепло, которое образуется при сгорании топлива в газокислородных горелках, способствует оседанию шихты и противодействует возможности ее обвала на электроды.

В современной плавке в дуговой электросталеплавильной печи используют кислород с расходом около 35–40 м<sup>3</sup>/т стали. Из этого количества около 10–20 м<sup>3</sup>/т кислорода затрачивается на сжигание природного газа. Сам по себе кислород не является источником тепла, но, вступая во взаимодействие с различными элементами металлошихты, которые имеют к нему сродство, приводит к выделению тепла за счет протекания экзотермических реакций. Помимо окисления элементов металлошихты, в современной плавке увеличение прихода тепла достигается за счет ввода в ванну печи углеродсодержащих материалов.

Кроме того, совместное и одновременное использование кислорода для окисления примесей шихты и электрической энергии обеспечивает еще и сокращение длительности плавки.

Высокая теплотворная способность природного газа и низкая стоимость по сравнению с электрической энергией предопределили его широкое использование при выплавке стали в дуговых электросталеплавильных печах. В настоящее время абсолютно все современные дуговые печи оснащены газокислородными горелками.

Теплотворная способность природного газа при его сжигании в кислороде по реакции  $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 = \text{CO}_2 + 2\text{H}_2\text{O}$  составляет около 33560 кДж/м<sup>3</sup>. Известно, что при плавке стали в дуговых электросталеплавильных печах полезным образом используется только 35–40 % теплотворной способности природного газа. Это соответствует полезному использованию тепла от сжигания 1 м<sup>3</sup> природного газа:

$$\frac{33560 \cdot 0,4}{3600} = 3,7 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3,$$

где 33560 — теплотворная способность природного газа, кДж/м<sup>3</sup>; 0,4 — долевая часть полезного использования тепла в печи; 3600 — количество кДж в 1 кВт·ч.

Одной из основных особенностей технологии плавки в дуговой электропечи является работа на жидком старте, то есть с оставлением части металла и шлака (~ 15–20 %) на подине печи. Главным в этом технологическом процессе является исключение взаимодействия окислительного печного шлака, содержащего до 27–30 % FeO, с металлом, передаваемым на внепечную обработку, что обеспечивает создание благоприятных условий для рафинирования металла под вновь наведенным безокислительным основным шлаком. Без этого обеспечить высокое качество металла на установках внепечной обработки стали не только затруднительно, но даже, в большинстве случаев, невозможно. Кроме того, наличие на подине жидкого металла и шлака обеспечивает благоприятные условия раннего шлакообразования и зажигания вводимых углеродсодержащих материалов в завалку, исключает возможность прожигания дугами подины печи и необходимость ее заправки после слива металла, что в сумме сокращает длительность плавки.

Работа на «жидком старте» возможна только при наличии донного выпуска металла из печи. Донный выпуск металла из печи позволяет иметь незначительные углы наклона печи, что, в свою очередь, сокращает длину короткой сети и уменьшает потери электроэнергии в подводимых сетях. Печи с донным выпуском обычно имеют угол наклона в сторону выпуска всего 15°, а в сторону шлака — не более 10°. Большое значение имеет и скорость наклона печи. При сливе металла из печи используется невысокая скорость наклона, равная 1°/с. Однако после окончания выпуска металла необходим быстрый возврат печи в горизонтальное положение, чтобы исключить попадание печного шлака в сталеразливочный ковш. Скорость воз-

врата в исходное положение для новых печей принимается до 4°/с. Схема донного эркерного выпуска металла из печи ЕВТ (Eccentric Bottom Tapping — внецентренный донный выпуск) представлена на рис. 2.14.

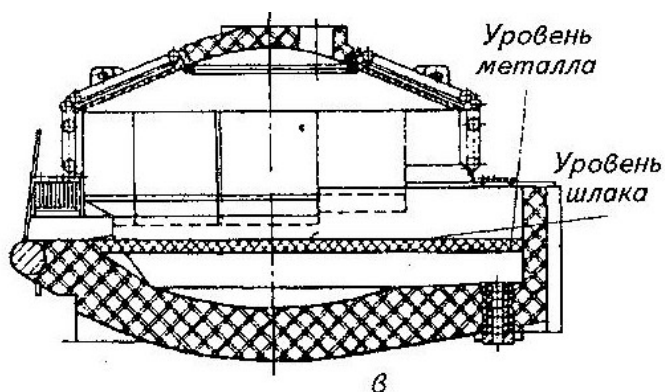


Рис. 2.14. Дуговая электросталеплавильная печь с водоохлаждаемыми элементами стен и свода печи и донным (эркерным) выпуском металла

После выпуска металла и возвращения печи в исходное положение осуществляется очистка канала выпускного отверстия, его засыпка и закрывание шиберным устройством. На обслуживания отверстия после выпуска металла  $\tau_5$  затрачивается около 4–5 минут.

Дальнейшим совершенствованием системы донного выпуска является система FAST, в которой перед каналом эркерного выпуска, который выполнен удлиненным, установлена огнеупорная стенка, удерживающая печной шлак в любой позиции выпуска [3]. Благодаря подобранному размеру прямоугольного выходного сечения в выпуске этой системы эффекты завихрения предотвращаются (рис. 2.15).

Преимуществом этой системы перед обычным эркерным выпуском стали является: уменьшение угла наклона печи и поэтому снижение механических нагрузок на подвижные детали печи; уменьшение уровня зеркала ванны жидкого металла в эркерном углублении; более эффективная защита персонала, работающего в области эркерного углубления. Благодаря наличию отдельных камер; выпуск металла может быть в любой момент прерван и продолжен далее без уноса шла-

ка, что позволяет настроить точную массу металла на выпуске и повысить выход годного; снизить расход энергии и повысить производительность. Печь меньше время работает без тока (наполнять выпускной канал можно при работающей печи). Таким образом, время  $\tau_5$  сокращается до одной минуты.

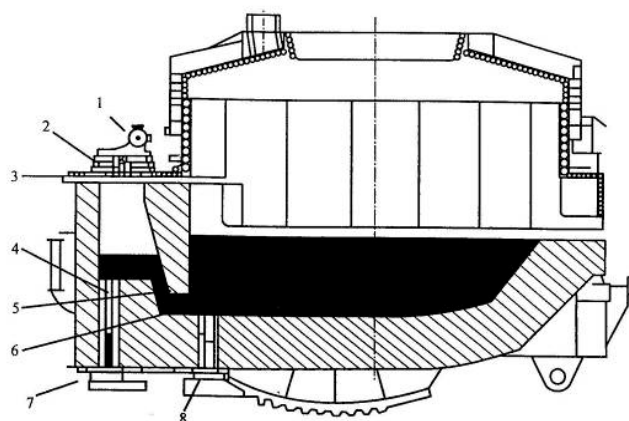


Рис. 2.15. Система донного выпуска стали FAST дуговой печи: 1 — горелка; 2 — панель горелки; 3 — перекрывающая панель; 4 — выпускное отверстие; 5 — скиммер; 6 — горизонтальный канал; 7 — скользящий затвор; 8 — дренажное выпускное отверстие

К неучтенным задержкам  $\tau_7$  относятся операции по обслуживанию печи и выполнение небольших ремонтных работ.

Продолжительность периода нахождения печи под током  $\tau_3$  определяется интенсивностью подвода энергии на расплавление шихтовых материалов и нагрева стали до температуры выпуска. Для одной плавки могут совместно (часто и одновременно) использоваться различные источники подвода тепла. Например, для дуговой электрошлакоплавильной печи помимо электрической энергии применяются топливно-кислородные горелки, вдувается кислород для окисления примесей металлошихты, вводятся углеродсодержащие материалы, как в состав шихты, так и для вспенивания шлака. Подводимые мощ-

ности электроэнергии и топливно-кислородных горелок, интенсивность ввода кислорода в ванну и для дожигания технологических газов, температура предварительно нагретого металлического лома могут колебаться в широких пределах.

При использовании в процессе выплавки различных теплоносителей общая продолжительность токового периода определяется тем из них, который обеспечивает подвод тепла на всем его протяжении. То есть источники тепла, которые включаются в работу и приостанавливают ее при одновременном функционировании другого источника, участвующего в процессе, до, во время и после него, оказывают влияние на общую длительность периода только через рост приходной части теплового баланса. Как известно, электрическая дуга зажигается с момента окончания завалки металлического лома, в этот же период включаются в работу топливно-кислородные горелки. Однако работа горелок прекращается достаточно быстро, тогда как горение дуги продолжается и дальше до выпуска металла из печи.

Продолжительность токового периода  $\tau_3$  определяется по формуле [4, 5]:

$$\tau_{mn} = \frac{(W_p - W_n)}{S \cdot \lambda \cdot \eta_{эл} \cdot k},$$

где  $\tau_{mn}$  ( $\tau_3$ ) — продолжительность токового периода, ч;  $W_p$  — расход тепла процесса плавки в печи, кВт·ч/т;  $W_n$  — приход тепла процесса плавки в печи, кВт·ч/т;  $S$  — мощность печного трансформатора, кВ·А/т ёмкости печи;  $\lambda$  — коэффициент мощности;  $\eta_{эл}$  — электрический КПД;  $k$  — коэффициент использования мощности.

В числителе выражение  $(W_p - W_n)$  является разницей между приходной и расходной частями полного теплового баланса плавки, которая покрывается теплом электрической энергии дуги [4, 5].

Как следует из этой формулы, использование топливно-кислородных горелок приведет к увеличению  $W_n$ , что снижает недос-



таток тепла процесса и сокращает расход электроэнергии. Однако общая длительность технологического периода для рассматриваемого случая определяется только временем работы дуги. В работе топливно-кислородных горелок определяющим является не время их включения, а количество дополнительного тепла, переданного металлической шихте.

В случае использования в составе металлошихты жидкого чугуна возможна ситуация, когда продолжительность продувки металла кислородом превысит продолжительность токового периода. Дополнительное тепло, вносимое жидким чугуном, вызывает уменьшение расхода электроэнергии и сокращение продолжительности токового периода. Вместе с тем, применение жидкого чугуна приводит к относительному увеличению количества элементов, подвергающихся в процессе плавки окислению и переходу их продуктов в шлак и дымовые газы. Современная плавка предусматривает использование в составе шихты кусковых углеродсодержащих материалов с целью увеличения прихода тепла от их сжигания и предотвращения избыточного окисления железа. Жидкий чугун содержит около 4 % углерода, поэтому по мере увеличения его расхода соответственно снижается расход углеродсодержащих элементов в завалку. До тех пор, пока количество углерода, вносимого жидким чугуном, не сравняется с таким же его количеством в замещаемых углеродсодержащих материалах, он будет способствовать уменьшению расхода электроэнергии и длительности технологического периода в основном за счет своего физического тепла. За этот же период расход кислорода на окисление примесей металлошихты изменяется в незначительной степени. Ситуация изменяется, когда количество окисляющихся элементов металлошихты, с учетом вносимых жидким чугуном, превысит их обычное количество при работе на 100 % металлического лома. Соответственно возрастает количество кислорода, подаваемого в ванну. Важным фактором, влияющим на продолжительность технологического периода, оказывается в этом случае интенсивность продув-

ки металла кислородом. Для дуговых электросталеплавильных печей интенсивность продувки ванны металла кислородом колеблется в пределах 0,7–0,85 м<sup>3</sup>/(т. мин.) [6]. С увеличением количества окисляющихся элементов металла растет приходная часть теплового баланса, что вызывает уменьшение расхода электроэнергии и, соответственно, токового периода плавки. Однако ограничения по интенсивности продувки металла кислородом могут привести к тому, что длительность окислительных процессов в ванне печи превысит длительность ее токового периода. И чем больше расход чугуна на тонну стали, тем больше длительность окислительного периода, что и замечено при эксплуатации дуговых электросталеплавильных печей [7]. Для различного химического состава и температуры чугуна и различной интенсивности продувки металла кислородом длительность окислительного периода плавки начинает превышать токовый период при расходе жидкого чугуна в пределах 300–400 кг/т стали. Общую длительность технологического периода плавки с этого момента будет определять уже не токовый период, а продолжительность вдувания кислорода в ванну. Продолжительность периода вдувания кислорода в ванну определяется из выражения:

$$\tau_{\text{прод}} = \frac{g_{\text{д}}}{i},$$

где  $\tau_{\text{прод}}$  — продолжительность продувки металла кислородом, мин.;  $g_{\text{д}}$  — расход кислорода, м<sup>3</sup>/т жидкой стали;  $I$  — интенсивность продувки металла кислородом, м<sup>3</sup>/(т.мин.).

В этом случае из расчета материального и теплового балансов получают расход кислорода на окислительные процессы в ванне, а также расход электроэнергии.

Затем длительности этих периодов сопоставляются между собой. Если  $\tau_m (\tau_3) \geq \tau_{\text{прод}}$ , то для продолжительности технологического периода выбирается значение, равное  $\tau_m (\tau_3)$ , если  $\tau_m < \tau_{\text{прод}}$ , то выбирается значение  $\tau_{\text{прод}}$ .

Таким образом, в практической деятельности необходимо учитывать, что разновременной и последовательный подвод тепла различными источниками будет сопровождаться увеличением длительности плавки. При использовании жидкого чугуна в металлошихте дуговой электросталеплавильной печи следует принимать во внимание, что увеличение его расхода до 300–400 кг/т сопровождается уменьшением расхода электроэнергии и длительности плавки. Однако при дальнейшем увеличении его доли в металлошихте будет иметь место продолжение снижения расхода электроэнергии, но с существенным снижением производительности печи за счет роста длительности плавки.

Для большинства марок сталей, предусматриваемых к производству на новой технологической линии, выплавка металла будет осуществляться по одношлаковой технологии. Плавку проводят с оставлением части металла и шлака от предыдущей плавки (плавка с «болотом»), что обеспечивает его выпуск без окислительного шлака. После завершения выпуска металла отворачивается свод и осуществляется завалка первой порции металлического лома из бадьи, подвешенной на мостовом кране печного пролета. Вместе с ломом в печь подается кусковый углеродсодержащий материал и часть (до 30 %) извести. Закрывается свод, опускаются электроды, и начинается процесс плавления металлошихты.

Для интенсификации плавления включаются стационарно установленные в кожухе стеновые газокислородные горелки. Время работы кислородных фурм в режиме горелок составляет около 7 минут. Обычно горелки используются на холодной металлошихте. Это связано с тем, что с повышением температуры металлического лома по мере его нагрева, особенно при покраснении, коэффициент полезного использования тепла от сжигания природного газа резко снижается. После прекращения подачи природного газа увеличивается расход кислорода до максимального для сжигания кусковых углеродсодержащих материалов и осуществления экзотермических реакций с при-

месями металлошихты. Подводимая электрическая мощность в этот первый период плавления металлошихты повышается до максимального значения. Общая продолжительность первого периода плавления — около 10 минут.

После завершения первого периода плавления металлошихты печь выключается от подачи электроэнергии, поднимаются электроды, отворачивается свод, и осуществляется подвалка металлического лома из бадьи, подвешенной на мостовом кране печного пролета. После отвода пустой бадьи в сторону от печи закрывается свод, опускаются электроды, и зажигается дуга. Вместе с подачей электроэнергии включаются газокислородные горелки, которые как по продолжительности, так и расходу топлива аналогичны первому периоду плавления. По ходу плавления в рабочее пространство печи через сводовое отверстие автоматически подаются сыпучие материалы. С выключением подачи топлива стеновые фурмы переходят на подачу кислорода.

Шлак из печи сливается самотеком через рабочее окно. Поддержка его во вспененном состоянии на завершающей стадии плавления и в окислительный период осуществляется путем ввода в расплав порошкового углеродсодержащего материала с расходом около 25 кг/мин. Продолжительность ввода порошка составляет 8–10 минут. Подводимая электрическая мощность во второй период плавки за первые шесть–семь минут повышается до максимального значения. После повышения температуры металла до 1620–1650°C осуществляется донный эркерный выпуск металла, и процесс повторяется.

Суммарная ёмкость дуговых электропечей для заданного объёма производства стали в цехе может быть определена по следующей формуле:

$$G = \frac{P_{ц} \cdot \tau_{пл} \cdot k}{1440 \cdot T_p},$$

где  $G$  — масса металла, т;  $P_{ц}$  — годовая производительность цеха, т/год;  $T_p$  — количество рабочих суток в году, суток; 1440 — количе-

ство минут в сутках;  $\tau_m$  — продолжительность плавки, мин.;  $k$  — коэффициент, учитывающий остановки технологической линии.

Для электросталеплавильных цехов время работы дуговой электросталеплавильной печи обычно составляет 320–330 суток в год. Это время соответствует циклу работы в единой технологической линии — дуговая печь, установка внепечной обработки стали и машина непрерывного литья заготовок. Коэффициент  $k$  может быть принят равным 1,05.

После определения суммарной ёмкости устанавливаемых печей необходимо определиться с их количеством. Можно предложить следующий подход к решению этой задачи. В настоящее время исключительно редко сооружаются дуговые печи ёмкостью более 150–180 т. Это связано как с конструктивными сложностями сооружения таких печей, так и трудностями обеспечения крупной печи высококачественными электродами большого диаметра. Необходимо рассматривать ёмкость печи в увязке с возможностями непрерывной разливки стали, особенно для мелких сечений (например, 100x100 мм или 80x80 мм). Всегда предпочтительнее иметь меньше технологических линий — дуговая печь, внепечная обработка и непрерывная разливка.

Суммарная ёмкость дуговых электропечей определяется без учета металла «болота». С учетом болота ёмкость печи увеличивается на 20 %.

Фактическая ёмкость дуговой электропечи с учетом металла «болота» составит:

$$G + 0,20 \cdot G = G_{\phi} \text{ или } G_{\phi} = G / 0,80 \text{ т.}$$

### 3. ПОДАЧА ЖИДКОГО ЧУГУНА В СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ЦЕХ

Доставка жидкого чугуна в сталеплавильный цех из доменного цеха осуществляется двумя способами: в открытых чугуновозных ковшах или в ковшах миксерного типа.

В первом случае в сталеплавильном цехе устанавливаются стационарные миксера. Форма миксера определяется условиями минимальной теплоотдачи и рационального конструктивного размещения заливочного и выпускного отверстий, а также механизма поворота миксера. Используются следующие основные формы миксеров: цилиндрические короткие (с отношением длины миксера к его диаметру  $L/D = 1,0-1,3$ ), цилиндрические длинные  $L/D \geq 1,3$  и бочкообразные. Наибольшее распространение получили короткие цилиндрические с выпуклым днищем. По сравнению с другими эта конструкция обладает некоторыми преимуществами: уменьшаются тепловые потери, улучшаются условия перемешивания чугуна и повышается срок службы футеровки.

К механизмам поворота миксера предъявляются следующие требования: высокая эксплуатационная надежность, простота конструкции, удобство и безопасность обслуживания, в случае аварии (обесточивание механизма поворота) самостоятельный возврат в исходное положение. Длительная практика эксплуатации миксеров показала, что наиболее полно этим требованиям отвечает механизм поворота миксера реечного типа с электроприводом.

Кожух миксера делается цилиндрическим с отъемными днищами из толстой листовой стали и скрепляется двумя кольцами-бандажами, которые служат одновременно опорными элементами. Внутри миксер выкладывается огнеупорной футеровкой.

Чтобы обеспечить самовозврат повернутого миксера в исходное положение (при аварии механизма поворота или прекращении подачи

электроэнергии), центр тяжести миксера должен лежать ниже оси вращения и в сторону от неё. Поэтому ось вращения миксера располагают выше его геометрической оси на 300 мм и в сторону по направлению к носку также на 300 мм.

Основные преимущества применения миксеров заключаются в усреднении химического состава и температуры чугуна перед его заливкой в конвертер и обеспечении независимости работы сталеплавильного и доменного цехов. Поскольку в кислородно-конвертерном производстве основным элементом металлошихты плавки является жидкий чугун (80 % и выше), сооружение миксеров наиболее характерно для этого типа цехов. В электросталеплавильном производстве использование жидкого чугуна носит ограниченный характер (не более 40 %) и только на тех предприятиях, где в их составе имеется доменный цех. В этом случае для заливки чугуна в печь используются чугуновозные ковши доменного цеха без сооружения миксеров.

В зарубежной практике для конвертерных цехов общераспространенной схемой при установке в цехе миксеров является их размещение между двумя пролетами — миксерным и загрузочным. При этом заливка чугуна в миксер осуществляется в одном пролете, а слив чугуна из миксера — в другом (загрузочном), в ковш, подвешенный на заливочном мостовом кране (рис. 3.1, а).

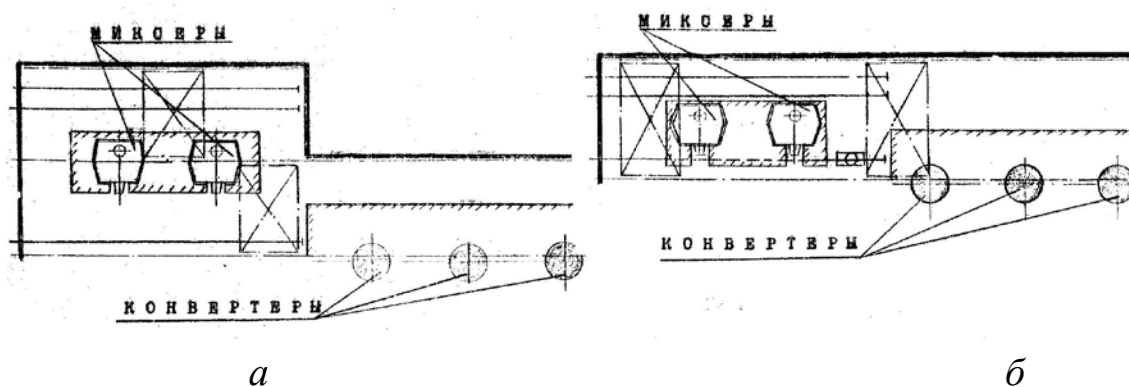


Рис 3.1. Расположение миксеров в здании конвертерного цеха:

а — между загрузочным и миксерным пролетами;

б — в загрузочном пролете

До недавнего времени в нашей стране было распространено строительство в конвертерных цехах отдельно стоящих миксерных отделений с доставкой чугуна к сталеплавильным агрегатам в ковшах, установленных на неприводных чугуновозах, передвигаемых с помощью тепловозов или электровозов по эстакаде непосредственно на рабочую площадку загрузочного пролета.

Поперечный разрез миксерного отделения, изображенного на рис. 3.1, б, представлен на рис. 3.2.

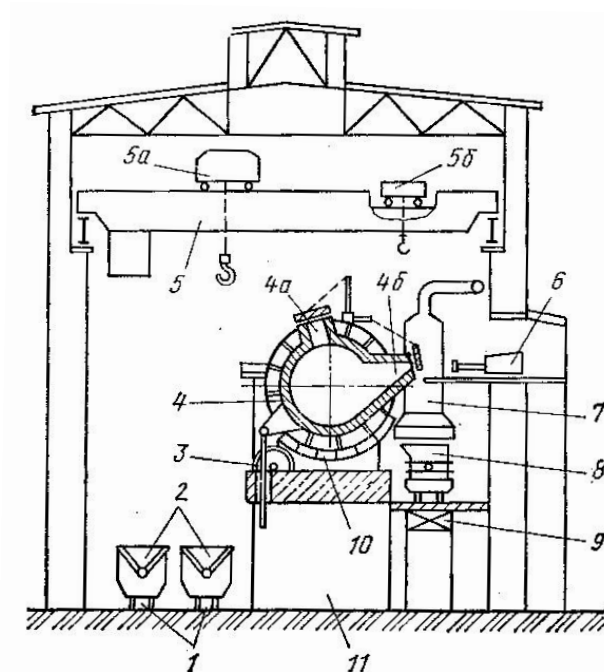


Рис. 3.2. Разрез миксерного отделения:

- 1 — железнодорожные пути подачи жидкого чугуна; 2 — чугуновозы;
- 3 — реечный механизм наклона миксе-  
ра; 4 — миксер; 5 — мостовой заливоч-  
ный кран; 6 — машина скачивания  
шлака; 7 — зондовое устройство для  
улавливания графита; 8 — заливочный  
чугуновозный ковш; 9 — весы;
- 10 — обойма с роликами; 11 — фунда-  
мент миксера



В последнее время проектирование отдельностоящих зданий миксерных отделений практически прекращено. Миксера размещаются либо в пролетах, примыкающих к загрузочному, либо непосредственно в загрузочном пролете (рис. 3.3, б). В этих цехах доставка чугуна от миксеров в загрузочный пролет цеха предусматривается в ковшах самоходными чугуновозами, передвигающимися по железнодорожным путям на уровне пола цеха.

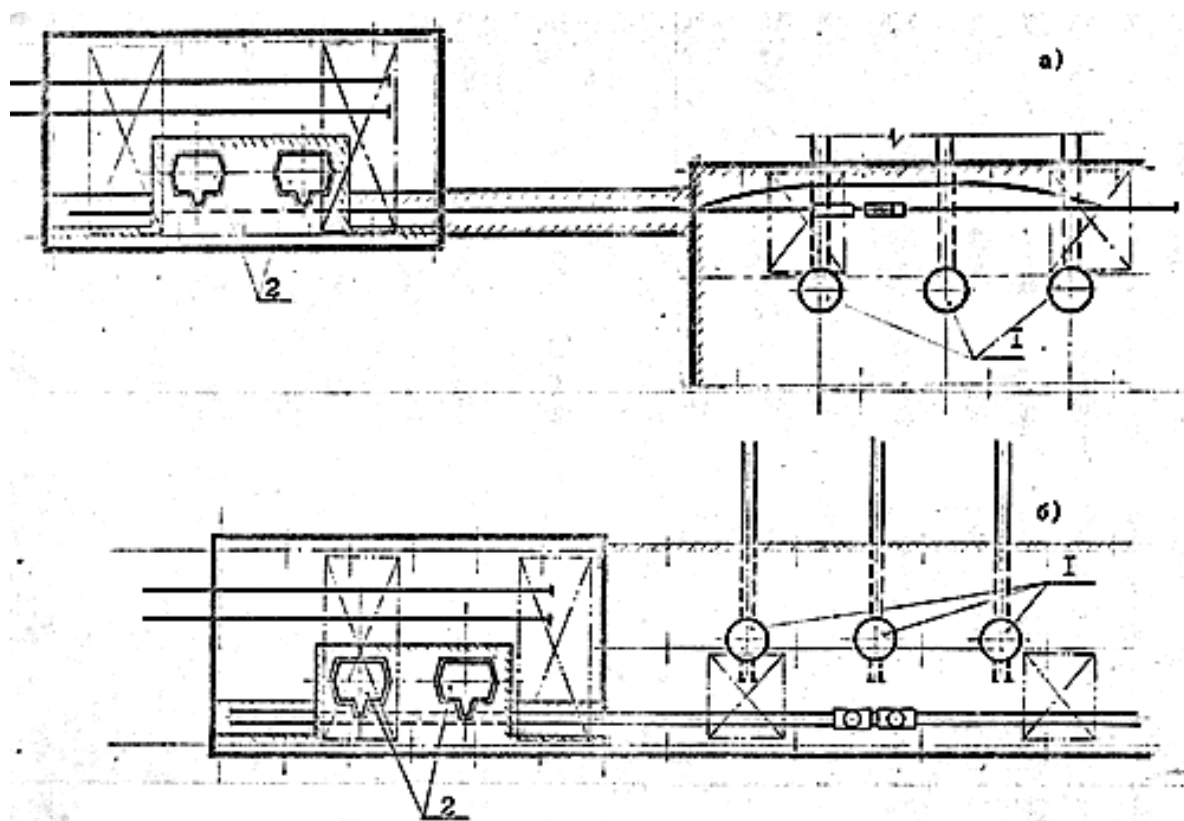


Рис. 3.3. Расположение миксеров в специальных отделениях:  
 а — в отдельностоящем здании; б — в здании, примыкающем  
 к загрузочному пролету. 1 — конвертер; 2 — миксер

Суммарная ёмкость миксеров определяется по формуле:

$$\sum M = \frac{P_{\text{сут}} \cdot C_{\text{чуг}} \cdot t \cdot 1,01}{24 \cdot u},$$

где  $P_{\text{сут}}$  — суточное производство стали в цехе, т/сут;  $C_{\text{чуг}}$  — расход жидкого чугуна, т/т стали;  $t$  — среднее время пребывания чугуна в

миксере, обычно 5–8 часов;  $u$  — коэффициент заполнения миксера, определяемый степенью неравномерностью его заполнения, обычно 0,7–0,9; 1,01 — коэффициент, учитывающий потери чугуна в миксере.

Расход жидкого чугуна  $C_{\text{чуг}}$  в т/т стали определяется из расчетов материального и теплового балансов конвертерной плавки [1].

Миксер является сложным технологическим агрегатом, имеющим огнеупорную кладку. В процессе эксплуатации футеровка миксера изнашивается и периодически требует замены. Во время перефутеровки производится также и ремонт оборудования миксера. Обычно миксер останавливают один раз в год на малый холодный ремонт, при котором заменяется 70–75 % футеровки и через два года на большой холодный ремонт, при котором заменяется вся кладка миксера. Каждый из этих ремонтов вызывает его остановку на несколько суток (для миксера емкостью 1300 т — до 10 суток).

Естественно, что в период остановки одного миксера время пребывания чугуна во втором сокращается вдвое, но этот недостаток более терпим, чем работа на открытых ковшах доменного цеха.

В связи с цикличным характером производства и малым промежутком времени между выпусками очередных плавов (при одновременной работе двух конвертеров), составляющим 15–20 мин., при отсутствии миксера необходимо постоянное наличие в конвертерном цехе чугуновозных ковшей доменного цеха, что увеличивает их парк и приводит к потере температуры чугуна. В случае если ёмкость конвертера превышает 150 т, то придется также выполнять операции по переливу чугуна из ковшей доменного цеха в заливочные ковши конвертерного цеха, что приведет к повышенной загрузке кранового и производственного оборудования.

Исходя из приведенных выше соображений, обычно в миксерных отделениях конвертерных цехов устанавливается не менее двух миксеров. Вместе с тем, увеличение числа миксеров более двух приводит к необходимости их расположения в шахматном порядке (с целью обеспечения независимости подачи чугуна к конвертерам от лю-

бого миксера), что существенно увеличивает капитальные затраты на строительство миксерного отделения.

При выборе количества миксеров необходимо учитывать, что на территории СНГ промышленностью изготавливается только три типа миксеров: емкостью 600 т, 1300 т и 2500 т. Выбор ёмкости миксера из этих трех типов оказывается возможным за счет варьирования времени пребывания чугуна в нем в пределах 5–8 часов.

Количество заливочных кранов на участке установки миксеров определяется по следующей формуле:

$$N_{кр} = \frac{P_{сут} \cdot C_{чуг} \cdot \Sigma t \cdot K}{V_{ков} \cdot 1440 \cdot 0,8},$$

где  $P_{сут}$  — суточное производство стали в цехе, т/сут;  $C_{чуг}$  — расход жидкого чугуна, т/т стали;  $\Sigma t$  — задолженность крана на обработку одного чугуновозного ковша, мин;  $K$  — коэффициент неучтенных работ, связанных с использованием крана на других операциях (1,1–1,2); 0,8 — коэффициент заполнения чугуновозного ковша.

Задолженность крана на обработку одного ковша складывается из времени на выполнение отдельных операций с ковшом:

$$\Sigma t = t_1 + t_2 + t_3 + \dots + t_n.$$

Количество операций определяется конкретной схемой организации подачи чугуна в цех, а их длительность — характеристикой установленного кранового оборудования. В конвертерных цехах желательно использовать мостовые заливочные краны, имеющие следующие максимальные скорости: подъема и опускания траверзы главного подъема — 10 м/мин; передвижения тележки крана — 250 м/мин; передвижения моста крана — 50 м/мин. В этом случае на выполнение отдельных операций затрачивается время, представленное в табл. 3.1.

На основании данных табл. 3.1 можно для конкретных условий рассчитать  $\Sigma t$ . При расчете количества заливочных кранов необходимо учитывать резерв в крановом оборудовании на период его планово-предупредительных ремонтов (ППР). Для заливочных кранов нор-

мами ППР предусматривается ежемесячная остановка крана в среднем на 16 часов. Поскольку конвертерные цехи в нашей стране работают непрерывно в течение года, расчет количества кранов необходимо вести для условий, когда один кран находится на ППР. В противном случае должен быть выполнен расчет снижения производства стали, связанный с недостатком кранового оборудования.

Таблица 3.1

### Затраты времени на выполнение крановых операций

| Наименование операции                   | мин-сек |
|-----------------------------------------|---------|
| Переезд тележки на 1 м                  | 0-01    |
| взятие ковша с чугуном                  | 0-30    |
| Подъем ковша на 1 м                     | 0-06    |
| передвижение моста крана на 1 м         | 0-02    |
| скачивание шлака из чугуновозного ковша | 3-00    |
| слив чугуна в миксер                    | 4-00    |
| опускание ковша на 1 м                  | 0-06    |
| установка ковша на чугуновозную тележку | 0-06    |
| вывод крюков                            | 0-30    |

Передача жидкого чугуна в заливочных ковшах от миксеров в загрузочный пролет цеха обычно осуществляется с помощью самоходных чугуновозных тележек (рис. 3.4).

В связи с тем, что на конвертерную плавку обычно подается один заливочный ковш с чугуном, количество тележек для передачи заливочного ковша с чугуном в загрузочный пролет к конвертерам может быть определено из выражения:

$$N_{ч.м.} = \frac{\Sigma t \cdot N_{п.к.} \cdot K}{\tau_{пл}},$$

где  $N_{ч.м.}$  — количество чугуновозных тележек, шт.;  $\Sigma t$  — задолженность тележки на обработку одного заливочного ковша, мин.;  $N_{п.к.}$  — количество одновременно работающих конвертеров, шт.,  $K$  — коэф-

фициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $\tau_{пл}$  — продолжительность плавки, мин.

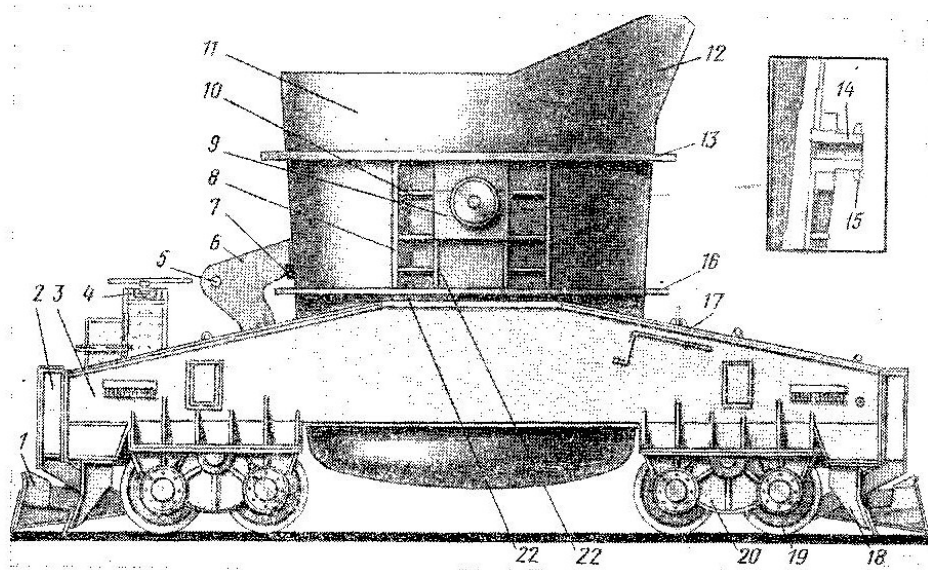


Рис. 3.4. Самоходный чугуновоз с заливочным ковшом:

1 — скребок; 2 — поперечная балка; 3 — продольная балка; 4 — токоприемное устройство; 5 — ось скобы 6 захвата малым крюком мостового крана; 7 — захват скобы 6; 8 — вертикальные листы жесткости; 9 — цапфовая плита; 10 — ребра жесткости; 11 — чугуновозный заливочный ковш; 12 — сливной носок ковша; 13 — ребро жесткости; 14 — цапфа; 15 — предохранительная шайба; 16 — ребро жесткости; 17 — съемный настил; 18 — скребок; 19 — колесо; 20 — тележка; 21 — лист жесткости; 22 — подкладка

Здесь и далее количество работающих конвертеров  $N_{р.к} = N_{у.к.} - 1$  при классической схеме работы цеха, когда один из установленных конвертеров постоянно находится на ремонте или в резерве и  $N_{р.к} = N_{у.к.}$ , если цех работает с использованием резервного времени конвертеров для производства стали.

Если среднюю скорость передвижения чугуновозной тележки принять 4 км/час, то  $\Sigma t$  можно определить, исходя из затрат времени, приведенных в табл. 3.2 на выполнение следующих операций (мин-сек).

Суммарная ёмкость миксеров определяется по формуле:

$$\sum M = \frac{P_{\text{сут}} \cdot C_{\text{чуг}} \cdot t \cdot 1,01}{24 \cdot u},$$

где  $P_{\text{сут}}$  — суточное производство стали в цехе, т/сут;  $C_{\text{чуг}}$  — расход жидкого чугуна, т/т стали;  $t$  — среднее время пребывания чугуна в миксере, обычно 5–8 часов;  $u$  — коэффициент заполнения миксера, определяемый степенью неравномерности его заполнения, обычно 0,7–0,9; 1,01 — коэффициент, учитывающий потери чугуна в миксере.

Таблица 3.2

**Затраты времени на операции связанные с использованием  
чугуновозной тележки**

| Наименование операции                                | Мин.-сек. |
|------------------------------------------------------|-----------|
| слив чугуна из миксера в заливочный ковш             | 3-00      |
| передвижение тележки на расстояние 10 м              | 0-07      |
| захват ковша заливочным краном и подъем<br>с тележки | 0-30      |
| ожидание ковша                                       | 4-00      |
| установка пустого ковша на тележку                   | 0-30      |

При установке миксеров имеет место и ряд существенных недостатков, основными из которых являются:

- снижение температуры чугуна, заливаемого в конвертер;
- большие капитальные затраты и дополнительные эксплуатационные расходы.

В то же время в конвертерном производстве роль миксеров как усреднителей химического состава и температуры чугуна, в значительной степени снизилась в связи с сокращением промежутков между очередными выдачами чугуна из миксера до 15–20 мин.

Обеспечение цехов системами автоматизированного управления технологическими процессами позволяет в значительной мере уменьшить влияние колебания состава шихтовых материалов на показатели производства. В этих условиях более целесообразным представляется использовать для подачи чугуна в конвертерный цех ков-

ши миксерного типа. При их использовании количество переливов чугуна из одной емкости в другую на пути от его выпуска из доменной печи до слива в кислородный конвертер, по сравнению с использованием миксера, сокращается на один перелив, что обеспечивает более высокую (на 30–60°С) температуру заливаемого в конвертер чугуна. Повышение температуры заливаемого в конвертер чугуна позволяет уменьшить его расход примерно на 25 кг/т стали (наиболее дорогостоящей части металлошихты плавки), увеличить выход годного металла, а следовательно, повысить производительность. Общий вид ковша миксерного типа представлен на рис. 3.5.

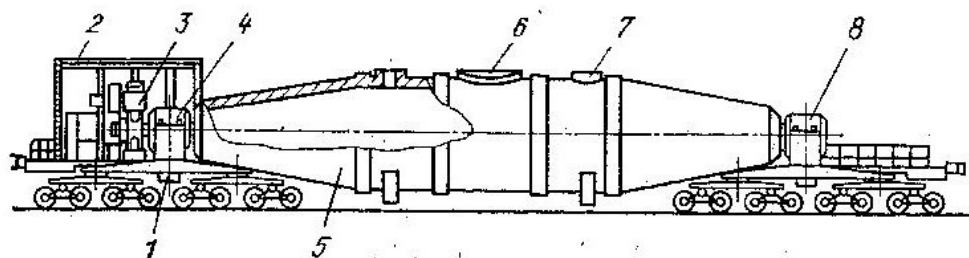


Рис. 3.5. Ковш миксерного типа:

- 1 — многоосные ходовые тележки; 2 — кабина; 3 — механизм поворота; 4 — опорный узел; 5 — стальной сварной кожух; 6 — заливочное окно; 7 — окна для ремонта футеровки; 8 — опорный узел

Емкость миксерных ковшей стремятся выбирать таким образом, чтобы обеспечит прием всего выпуска чугуна из доменной печи.

Использование ковшей миксерного типа приводит к необходимости сооружения в конвертерном цехе станции перелива. Станция перелива представляет собой приямок глубиной до 10 м, по дну которого передвигаются железнодорожные тележки с установленными на них чугуновозными заливочными ковшами. С помощью этих тележек заливочные ковши выдаются под сферу действия мостового заливочного крана загрузочного пролета конвертерного цеха. Железнодорожные пути для доставки миксерных ковшей располагаются обычно над

станцией перелива перпендикулярно путям движения чугуновозных тележек конвертерного цеха.

Станции перелива снабжаются системами улавливания графита, выделяющегося при наполнении чугуном заливочных ковшей.

В соответствии с расположением цеха на генеральном плане завода станции перелива размещаются либо параллельно оси загрузочного пролета (рис. 3.6, *а*), либо перпендикулярно ей (рис. 3.6, *б*).

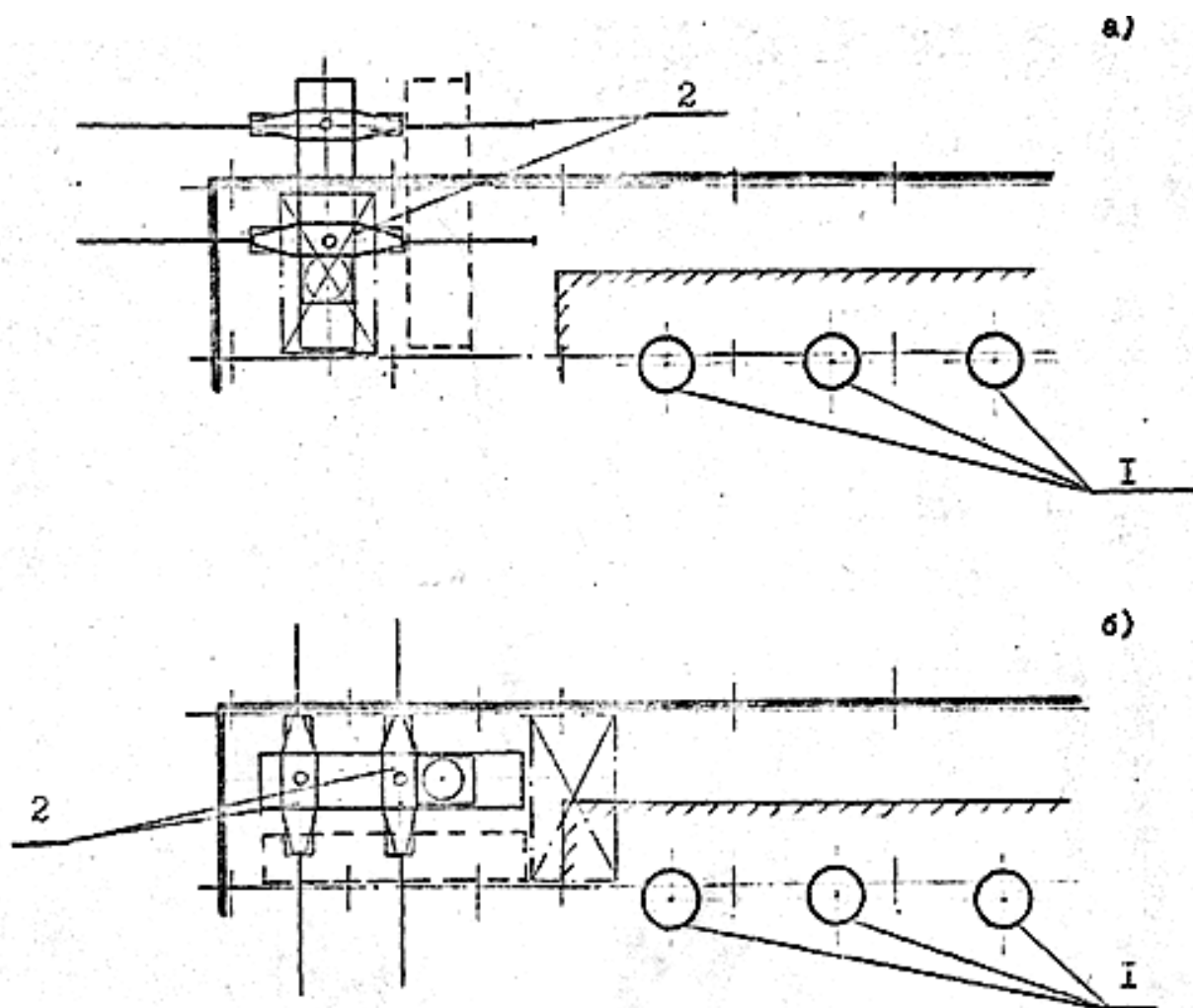


Рис. 3.6. Доставка чугуна в ковшах миксерного типа:  
*а* — по параллельным железнодорожным путям; *б* — по перпендикулярным железнодорожным путям. 1 — конвертер; 2 — миксерный ковш

В России используются миксерные ковши ёмкостью 150, 420 и 600 т, характеристики которых приведены в табл. 3.3.



Количество миксерных ковшей, находящихся в обороте, можно определить из выражения:

$$n_{об} = \frac{P_{сут} \cdot C_{чуг} \cdot \Sigma t_{об} \cdot K_1}{V_{ков} \cdot 1440 \cdot K_2},$$

где  $n_{об}$  — количество миксерных ковшей в обороте, шт.;  $P_{сут}$  — суточное производство стали в цехе, т/сут;  $C_{чуг}$  — расход жидкого чугуна, т/т стали;  $\Sigma t_{об}$  — время оборота ковша, мин;  $K_1$  — коэффициент несовпадения операций (1,1–1,2);  $V_{ков}$  — емкость ковша, т;  $K_2$  — коэффициент заполнения ковша (0,9–1,0).

Таблица 3.3

### Характеристика миксерных ковшей

| №<br>п/п | Наименование                                     | Емкость ковша, т |       |       |
|----------|--------------------------------------------------|------------------|-------|-------|
|          |                                                  | 150              | 420   | 600   |
| 1        | Коэффициент заполнения                           | 1,0              | 0,9   | 1,0   |
| 2        | Масса порожнего чугуновоза с новой футеровкой, т | 208              | 306   | 583   |
| 3        | Расчетная масса чугуновоза с чугуном, т          | 360              | 726   | 1183  |
| 4        | Количество осей, шт.                             | 16               | 16    | 24    |
| 5        | Скорость передвижения, км/ч                      | 25               | 10    | 10    |
| 6        | Радиус кривой жел. дор. пути, м                  | 120              | 120   | 120   |
| 7        | Габаритные размеры, мм                           |                  |       |       |
|          | а) длина                                         | 32580            | 31850 | 39650 |
|          | б) ширина                                        | 3380             | 3700  | 3500  |
|          | в) высота                                        | 4655             | 4500  | 4500  |

К  $n_{об}$  необходимо добавить количество ковшей, находящихся в ремонте:

$$n_{рем} = \frac{P_{сут} \cdot C_{чуг}}{V_{ков} \cdot K_2} \cdot \left( \frac{T_{пр.р.}}{m_{пр.р.}} + \frac{T_{к.р.}}{m_{к.р.}} \right),$$

где  $n_{рем}$  — количество миксерных ковшей на ремонте футеровки, шт.;  $T_{пр.р.}$  — продолжительность промежуточного ремонта, суток;  $T_{к.р.}$  — продолжительность капитального ремонта, суток;  $m_{пр.р.}$  — стойкость футеровки до промежуточного ремонта, наливов;  $m_{к.р.}$  — стойкость футеровки до капитального ремонта, наливов;  $V_{ков}$  — ёмкость ковша, т.

Потребное для бесперебойного снабжения цеха чугуном количество ковшей будет равно

$$N_{м.ков.} = n_{об} + n_{рем}.$$

Продолжительность операций, из которых складывается оборот ковша  $\Sigma t_{об}$ , представлена в табл. 3.4.

Таблица 3.4

**Продолжительность операций по обороту ковша**

| Наименование операций                                         | Мин.-сек.                    |
|---------------------------------------------------------------|------------------------------|
| Слив чугуна в заливочный ковш                                 | 3-00                         |
| Ожидание очередной плавки                                     | $\frac{\tau_{пл}}{N_{р.к.}}$ |
| Транспортировка ковша к доменной печи (со скоростью 65 м/мин) | $\frac{S_{пути}}{65}$        |
| Ожидание выпуска на доменной печи                             | 20-00                        |
| Выпуск чугуна                                                 | 10-00                        |
| Транспортировка ковша в конвертерный цех                      | $\frac{S_{пути}}{65}$        |

Здесь  $S_{пути}$  — расстояние от доменной печи до конвертерного цеха.

Не следует забывать, что количество чугуна в миксерном ковше может превышать его потребное количество, подаваемое на одну конвертерную плавку, в  $\frac{V_{ков} \cdot K_2}{G \cdot C_{чуг}}$  раз. В этом случае к перечисленным операциям следует добавить соответствующее количество ожиданий очередной плавки и слива чугуна.

Стойкость миксерного ковша до его промежуточного ремонта колеблется в широких пределах и может быть принята равной 80–120 наливов. Капитальный ремонт миксерного ковша выполняется для полной замены футеровки через 300–500 наливов.

Продолжительность промежуточного ремонта ковша зависит от его характера и колеблется в пределах 1–2 суток. Время на замену футеровки и ремонт оборудования зависит от конструкции миксерного ковша и уровня механизации ремонта. Для расчета количества ковшей продолжительность капитального ремонта может быть принята равной 5–7 суток.

Ожидалось, что помимо эксплуатационных и суммарные капитальные затраты, связанные с применением миксерных ковшей, окажутся ниже по сравнению с использованием стационарных миксеров. Однако на практике это ожидание не подтвердилось. Осевая и погонная нагрузки на железнодорожные пути и радиус их закругления при использовании миксерных ковшей оказались существенно выше. Исследованием напряженно-деформированного состояния элементов верхнего строения типового железнодорожного пути установлено, что все они при использовании миксерных ковшей перенапряжены. Уровень напряжений в земляном полотне оказался настолько велик, что эксплуатация таких путей для этих целей невозможна. Все это вызывает необходимость существенно усиливать конструкцию пути, особенно увеличивать несущую способность земляного полотна или резко снижать давление, передаваемое балластом [8]. Поскольку ремонт футеровки в закрытой емкости миксерного ковша выполняется значительно труднее, возникла необходимость в сооружении отдельного, оснащенного сложным оборудованием, отделения ремонта футеровки миксерных ковшей. Таким образом, капитальные затраты, связанные с использованием миксерных ковшей, оказались сопоставимыми с применением стационарных миксеров.

В заливочных ковшах на поверхности чугуна всегда присутствует шлак. Общее количество такого шлака на поверхности металла

колеблется в пределах 0,5–1,2 кг/100 кг жидкого чугуна. Если не принимать мер по предварительному удалению шлака, он вместе с металлом заливается в конвертер и принимает участие в физико-химических процессах выплавки стали. Более того, этот шлак в отчетных документах о плавке обычно значится как чугун, поскольку взвешивается вся масса содержащегося в заливочном ковше материала, не разделяя его на шлак и чугун.

Необходимость скачивания шлака перед заливкой чугуна в конвертер имеет особенное значение, если перед этим производилась предварительная десульфурация. Известно, что термодинамические условия удаления серы более благоприятны в жидком чугуне, чем в стали. Поэтому процесс десульфурации жидкого чугуна может реализоваться с меньшими эксплуатационными, материальными и капитальными затратами. Однако перевод серы в шлак в заливочном чугуновозном ковше требует обязательного скачивания шлака перед заливкой чугуна в конвертер, так как в противном случае в окислительной атмосфере конвертерного процесса сера в значительной мере переходит в металл, и эффект предварительной десульфурации чугуна может оказаться минимальным. В связи с этим трудности, сопряженные со скачиванием шлака, оправданы повышением качества металла по содержанию серы.

Другое отношение к операции скачивания шлака имеет место на практике в том случае, когда десульфурация чугуна не производится. Возникающие при этом производственные трудности вызваны в основном недостатком времени на проведение этой операции. Операция скачивания шлака с поверхности жидкого чугуна может производиться двумя способами. Первый способ — предварительная установка чугуновозного ковша на стенд, на котором с помощью механизма поворота ковш наклоняется, и в его полость вводится скребок машины для скачивания шлака. Второй способ — ковш мостовым заливочным краном подносится к машине для скачивания шлака, потребное с помощью вспомогательного подъёма мостового крана, и осуществляет-

ся скачивание шлака. В современном конвертерном цехе (в составе трех конвертеров) промежутки времени между очередными заливками чугуна в конвертер составляют всего 15–20 минут. Поскольку скорость главного подъёма заливочного мостового крана обычно не превышает 8 м/мин, то только на подъём и опускание заливочного ковша уходит половина всего этого времени, не считая других обязательных операций на плавку. В результате на операцию скачивания шлака практически не остается времени. При напряженной работе конвертерного цеха этой операцией обычно пренебрегают.

Всем известны негативные последствия попадания ковшевого шлака в конвертер, но чаще они носят качественный, а не количественный характер. Расчеты показывают, что скачивание шлака в количестве 1 кг на 100 кг жидкого чугуна из заливочных чугуновозных ковшей обеспечивает повышение технико-экономических показателей конвертерного производства. Так, расход жидкого чугуна снижается на 2,9 %, расход шлакообразующих материалов (извести и доломита) — на 15,5 %, расход кислородного дутья — на 2 %, выход шлака — на 14 %, выход дымовых газов — на 2,6 %. Выход годного металла увеличивается на 0,33 %. Эти позитивные изменения в конвертерном производстве создают благоприятные условия и в смежных производствах: известково-обжигательном цехе, кислородной станции, участке шлакопереработки и транспорте. За счет снижения выбросов в атмосферу в конвертерном и смежных производствах улучшается экологическая ситуация в районе завода.

Конечно, скачивание шлака с поверхности металла из чугуновозных ковшей с мостового заливочного крана не позволяет в полной мере обеспечить высокий ритм конвертерного производства. Однако существуют технические возможности решения этой проблемы. Типичным примером такого решения является сооружение в конвертерном цехе ОАО «Северсталь» на уровне ниже подкрановых путей заливочного крана стационарного моста с крановой тележкой для скачивания шлака без использования заливочного крана (рис. 3.7).

Район сооружения машины для скачивания шлака в увеличенном формате представлен на рис. 3.8. Существуют и другие решения, например, установка двух стационарных стендов с механизмами поворота и передвигающейся машиной для скачивания шлака, позволяющей минимизировать задолженность мостового заливочного крана на скачивание шлака.

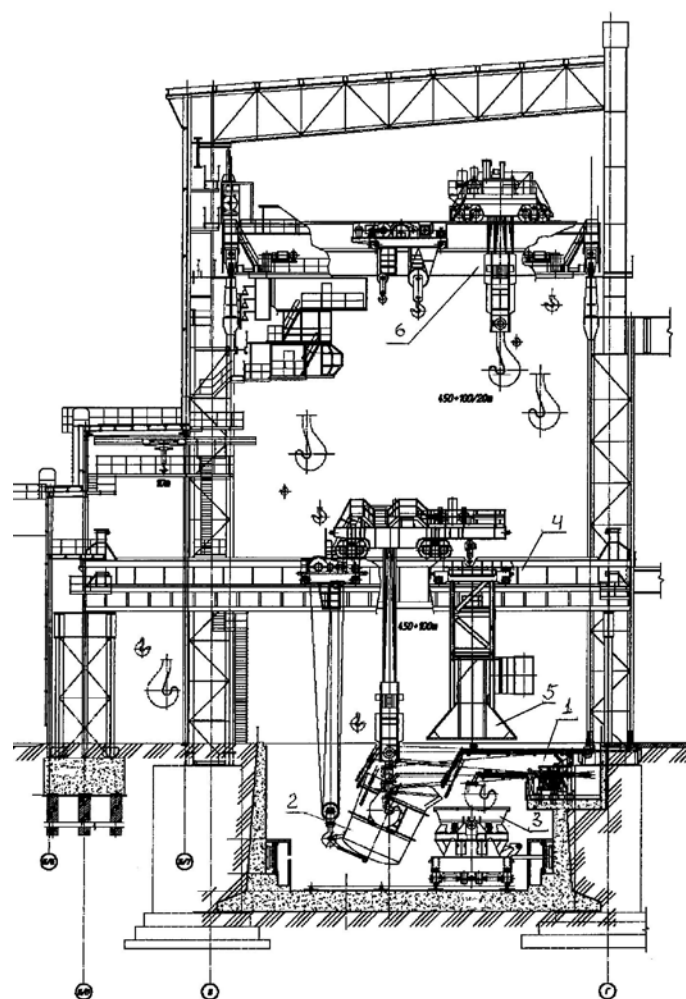


Рис. 3.7. Скачивание шлака из чугуновозного ковша в конвертерном цехе ОАО «Северсталь»: 1 — машина для скачивания шлака; 2 — чугуновозный ковш; 3 — шлаковоз со шлаковым ковшом; 4 — стационарный мост с тележкой; 5 — зонт отвода графитсодержащей пыли; 6 — мостовой заливочный кран

Заливка жидкого чугуна в конвертер производится из чугуновозных ковшей. Учитывая, что ёмкость заливочного ковша обычно соответствует ёмкости конвертера, количество ковшей, находящихся в обороте, определяется по формуле:

$$n_{об} = \frac{\Sigma t_{об} \cdot N_{р.к.} \cdot K_1}{\tau_{пл}},$$

где  $n_{об}$  — количество чугуновозных заливочных ковшей в обороте, шт.;  $\Sigma t$  — задолженность заливочного ковша при обслуживании одной плавки, мин;  $N_{р.к.}$  — количество одновременно работающих конвертеров, шт.;  $K$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $\tau_{пл}$  — продолжительность плавки, мин.

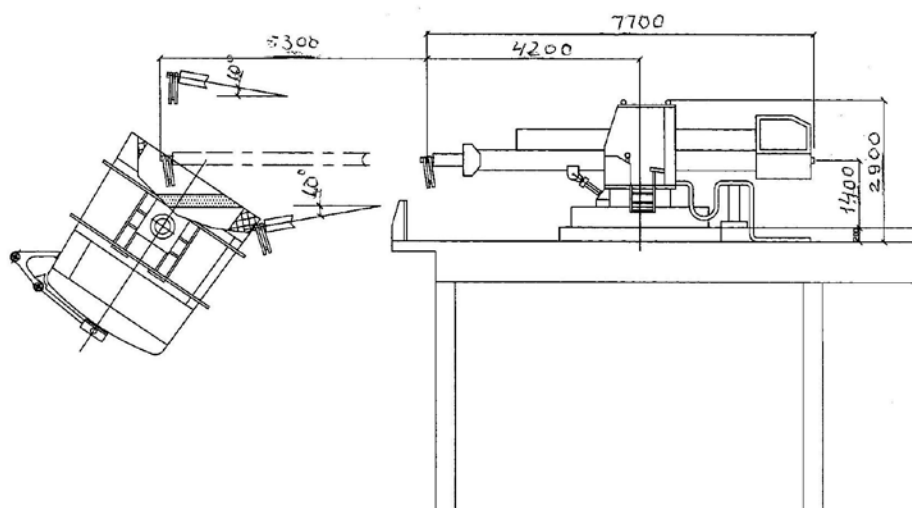


Рис. 3.8. Машина для скачивания шлака из чугуновозного ковша

К  $n_{об}$  необходимо добавить количество ковшей, находящихся в ремонте.

$$n_{рем} = \frac{1440 \cdot N_{р.к.}}{\tau_{пл}} \cdot \left( \frac{T_{пр.р.}}{m_{пр.р.}} + \frac{T_{к.р.}}{m_{к.р.}} \right),$$

где  $n_{рем}$  — количество чугуновозных заливочных ковшей, находящихся в ремонте, шт.;  $T_{пр.р.}$  — продолжительность промежуточного ре-

монта заливочного ковша, суток;  $T_{к.р.}$  — продолжительность капитального ремонта заливочного ковша, суток;  $m_{пр.р.}$  — стойкость футеровки до промежуточного ремонта ковша, наливов;  $m_{к.р.}$  — стойкость футеровки до капитального ремонта ковша, наливов.

Стойкость футеровки до промежуточного ремонта заливочного ковша ( $m_{пр.р.}$ ) может быть принята равной 150–200 наливов. Продолжительность промежуточного ремонта ковша составит 0,5–0,65 суток. Стойкость футеровки ковша до полной ее смены может быть принята равной 400–500 наливов. Продолжительность ремонта футеровки заливочного ковша вместе с его сушкой составит около 2 суток.

Общее количество заливочных ковшей конвертерного цеха равно

$$N_{з.к.} = n_{об} + n_{рем}.$$

#### **4. ПОДАЧА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО ЛОМА В СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ЦЕХ**

Металлический лом образуются на предприятиях, в организациях и хозяйствах при производстве и потреблении черных металлов, а также вследствие физической непригодности или экономической нецелесообразности дальнейшего использования металлосодержащих основных фондов, поэтому он относится к категории «вторичные черные металлы».

Основные источники образования вторичных черных металлов: производство черных металлов на металлургических предприятиях и литейном производстве; потребление (обработка) черных металлов, полученных на металлургических предприятиях, и литья; амортизация изделий из черных металлов; шлаковые отвалы металлургического и литейного производств.

Вторичные черные металлы подразделяются следующим образом.

А. По содержанию углерода — на два класса:



- стальной лом и отходы;
- чугунный лом и отходы.

Стальной лом и отходы содержат до 2 % углерода, а чугунные — более 2 %.

Б. По наличию легирующих элементов — на две категории:

- углеродистые (категория А);
- легированные (категория Б).

При определении степени легирования углерод во внимание не принимается. Марганец считается легирующим элементом при содержании его более 1 % в стальном и более 2 % в чугунном ломе, кремний — при содержании его более 0,8 % в стальном и более 4 % в чугунном ломе, фосфор — при содержании его более 1,5 % в чугунном ломе.

В. По физическому состоянию и показателям качества.

Вид вторичных черных металлов определяют следующие показатели: физическое состояние (кусок, стружка), линейные габариты, масса, степень чистоты, плотность.

Г. По содержанию легирующих элементов.

Группа вторичных черных металлов объединяет лом и отходы, близкие по содержанию легирующих элементов, что позволяет рационально их использовать в металлургическом производстве с максимальным извлечением легирующих элементов.

По линейным размерам вторичные черные металлы делятся на:

- габаритные;
- негабаритные.

Класс стального лома и отходов подразделяется на кусковой лом и отходы, легковесные отходы, стальные канаты и проволока, стружка, брикеты из стружки и пакеты из легковесных отходов и лома.

Класс чугунного лома и отходов делится на кусковой лом и отходы (готовая продукция и сырье), стружку и брикеты из стружки.

Сбор и переработка металлического лома для последующего переплава требуют привлечения капитала и связаны с эксплуатационны-

ми расходами. Однако эти затраты значительно ниже затрат на создание дополнительных производственных мощностей и эксплуатационных расходов в угольной, рудной и металлургической промышленности при производстве предельного чугуна.

Существуют следующие способы переработки лома: сортировка; огневая разделка стального лома; разделка лома на ножницах; пакетирование легковесного лома и стальной стружки; дробление вьюнообразной стружки; брикетирование чугуновой и стальной стружки; копровая разделка лома; взрывная разделка лома; дробление смешанного (типа автомобильного) лома с отделением стального лома на магнитных сепараторах; извлечение мелкого лома из производственного мусора и шлаковых отвалов.

Принципы подачи металлического лома в конвертный и электросталеплавильный цех и загрузка его в сталеплавильный агрегат отличаются и поэтому излагаются отдельно.

#### **4.1. ПОДАЧА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО ЛОМА В КОНВЕРТЕРНЫЙ ЦЕХ**

Металлический лом является одной из важнейших составляющих частей металлошихты конвертерной плавки. Его расход как основного охладителя конвертерной плавки (для этой цели могут использоваться также твердый чугун, синтиком и железная руда) технологически необходим и редко опускается ниже 20 % от общего количества металлошихты плавки.

Загрузка металлического лома в конвертер производится через его горловину. При выборе диаметра отверстия горловины учитывают, что горловина большого размера позволяет загружать стальной лом в один прием. Вместе с тем при увеличении диаметра горловины возрастают потери тепла излучением. В связи с этим диаметр горловины выбирается от 2100 мм для конвертеров ёмкостью 80 т до 4000 мм для конвертеров ёмкостью 350 т. Угол наклона горловины к вертикали в существующих конвертерах изменяется от 20 до 35°. На

основании отечественной практики признано нецелесообразным делать этот угол более  $26^\circ$ , так как при большом уклоне ухудшается стойкость футеровки горловины. Загрузка металлического лома в один приём через узкую горловину может быть произведена только из ёмкости (совка) удлиненной формы. В настоящее время длина совков в зависимости от ёмкости конвертера колеблется от 8 до 12 м. В связи с этим совки должны подаваться в загрузочный пролет цеха в положении, перпендикулярном оси пролета. В противном случае в этом пролете потребуется осуществлять разворот совка на  $90^\circ$ , что вызовет необходимость наличия специального разворотного механизма, либо стационарного, либо на мостовом кране. Как тот, так и другой, помимо технической сложности этого оборудования, увеличивают задолженность совка при лимите времени на загрузку металлического лома. Поэтому примеров такой системы подачи совков в загрузочный пролет не много.

Подготовка и погрузка металлолома в совки организована в большинстве случаев в специализированных отделениях, выполненных в виде отдельно стоящих или пристроенных к зданию конвертерного цеха (рис. 4.1).

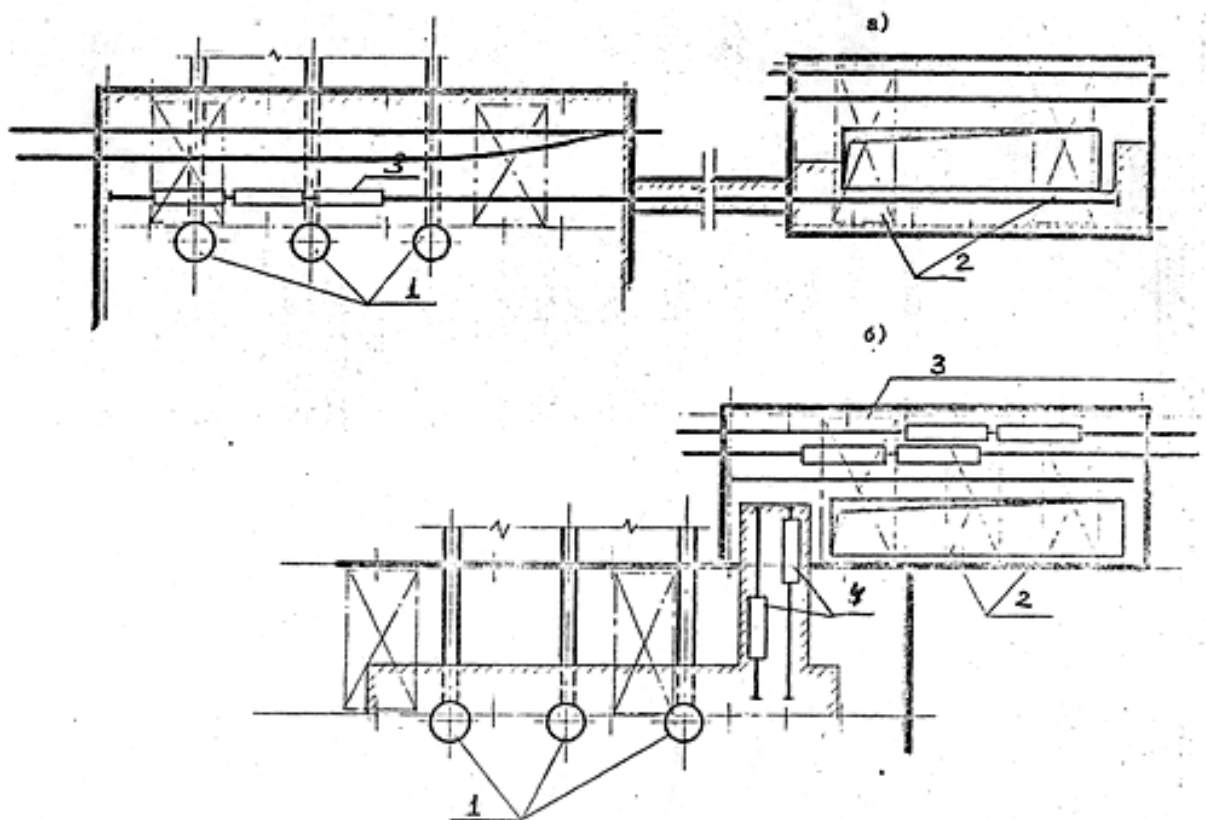


Рис. 4.1. Расположение отделения магнитных материалов:  
*а* — в отдельном здании; *б* — в здании, пристроенном к загрузочному пролету. 1 — конвертер, 2 — мостовые магнитные краны, 3 — мостовой кран с поворотной тележкой, 4 — тележка

Схема, изображенная на рис. 4.1, *а*, была разработана Гипрометром в середине прошлого столетия для первого типового проекта конвертерного цеха. Её серьёзным недостатком явилась необходимость использования совков малой ёмкости (не более  $6 \text{ м}^3$ ), так как только такие совки могли вписаться в габарит железнодорожного состава при их расположении на тележке поперек ее оси, а это в свою очередь вызывалось необходимостью подачи совков в загрузочный пролет цеха перпендикулярно его оси. На одну плавку использовалось до трех (иногда и более) совков, что увеличивало время плавки не менее чем на 10 минут. В последующем такая схема подачи металлического лома больше не использовалась.

Достаточно большое распространение получила схема, изображенная на рис. 4.1, *б*. По этой схеме отделение магнитных материалов

пристраивается к загрузочному пролету со стороны, противоположной подаче жидкого чугуна. Планировка отделения может иметь частные отступления от схемы, приведенной на рис. 4.1, б. Так, например, в отделение металлический лом может поступать не по трем, а по двум железнодорожным путям. Закром для лома приближается к этим путям, а с противоположной стороны закрома размещаются совки по загрузку. В этом случае отпадает необходимость транспортировать лом мостовыми кранами в один торец отделения для его загрузки в совки (как показано на рис. 4.1, б). Для транспортировки пустых совков под загрузку и обратно на верхнем ярусе подкрановых путей устанавливается специальный кран с поворотной тележкой. Такое решение позволяет производить независимо друг от друга транспортировку совков и погрузочно-разгрузочные работы мостовыми магнитными кранами нижнего яруса. Металлический лом поступает в отделение в железнодорожных полувагонах, разгружается мостовыми магнитными кранами в закроем и затем загружаются в совки. Совки с ломом устанавливаются на одну из двух тележек и передаются в загрузочный пролет цеха в удобном для загрузки в конвертер виде.

Иногда участки подготовки металлолома размещаются непосредственно в загрузочном пролете у одного из его торцов. Транспортировка груженых совков в этом случае осуществляется кранами этого пролета (рис. 4.2).

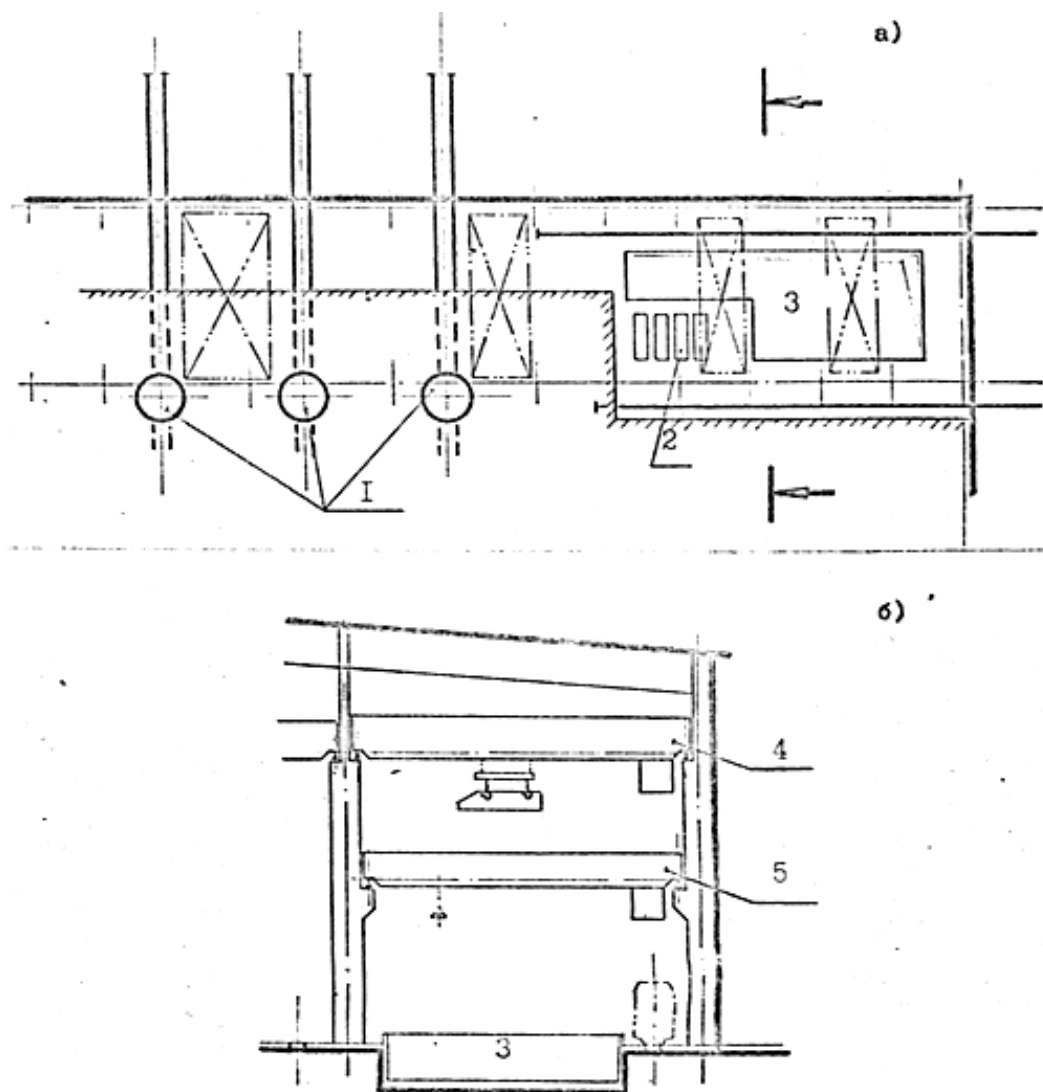


Рис. 4.2. Расположение отделения магнитных материалов в загрузочном пролете: *а* — план; *б* — разрез. 1 — конвертер, 2 — совок для скрапа, 3 — закром для скрапа, 4 — кран для переноса совков, 5 — магнитный кран

По этой схеме мостовой кран верхнего яруса не имеет механизма разворота совков, но зато может использоваться не только для транспортировки совков, но и для загрузки металлического лома непосредственно в конвертер.

В остальных случаях совки подаются в загрузочный пролет различными видами наземного транспорта (автомашинами, электро-трансферкарами и пр.) (рис 4.3.).

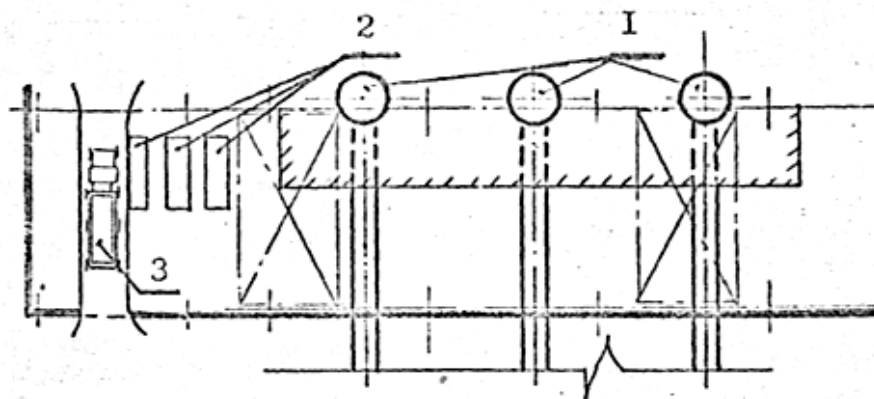


Рис. 4.3. Доставка металлического лома в загрузочный пролет автотранспортом: 1 — конвертер, 2 — совки для скрапа, 3 — автоскраповоз

Для доставки металлического лома в последние годы широко используется специальный автомобильный транспорт с подъёмной платформой.

Это многоосное автотранспортное средство имеет малый радиус поворота, поэтому успешно вписывается в обычные заводские автодороги. По этой схеме в конвертерном цехе не сооружается отделение магнитных материалов, а в загрузочном пролете организуется место для приема совков. Совки устанавливаются на специальные стенды, автотранспортное средство с опущенной платформой продвигается между опорами стенда затем поднимает платформу, а с ней и совок. Совок со стендом готов к транспортировке. Совки доставляются к местам погрузки непосредственно в отделения скрапоразделочного цеха. Там платформа опускается, автотранспортное средство выводится из-под стенда с пустым совком и направляется к стенду с совком, загруженным металлическим ломом для последующей его транспортировки в конвертерный цех.

Поскольку совки для конвертеров ёмкостью свыше 200 т имеют объём от 50 до 100 м<sup>3</sup>, что не меньше объёма обычной четырехосной железнодорожной платформы, они могут использоваться как транспортное средство для доставки лома непосредственно из отделений

скрапоразделочного цеха. При этом вместо железнодорожных платформ, используемых для транспортировки металлического лома навалом, применяются железнодорожные платформы, на которые устанавливаются совки. Это позволяет не строить специализированных отделений у конвертерного цеха и уменьшить количество перевалок металлургического лома.

Иногда совки, установленные на самоходные тележки, загружаются металлоломом автосамосвалами со специальных пандусов. Тележки затем транспортируют совки в загрузочный пролет цеха (рис. 4.4).

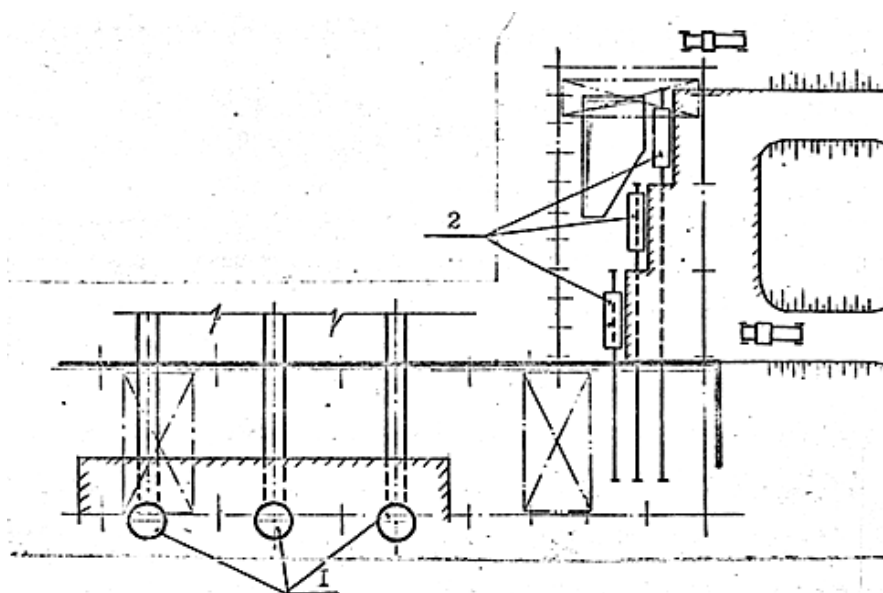


Рис. 4.4. Доставка металлического лома в загрузочный пролет по железнодорожным путям из отделения, расположенного перпендикулярно загрузочному пролету: 1 — конвертер, 2 — совок для скрапа на самоходной тележке

Емкость закромов для хранения металлолома в отделении магнитных материалов конвертерного цеха может быть определена по формуле:

$$V_{\text{зак}} = \frac{P_{\text{сут}} \cdot C_{\text{л}} \cdot T_{\text{норм}} \cdot K}{q},$$



где  $V_{зак}$  — ёмкость закроев для хранения металлического лома, м<sup>3</sup>;  $P_{сут}$  — суточный объём производства стали, т/сутки;  $C_{л}$  — расход металлического лома, т/т;  $T_{норм}$  — нормированная продолжительность хранения металлолома в закромах отделения магнитных материалов, суток;  $K$  — коэффициент заполнения закрома;  $q$  — насыпная масса лома, т/м<sup>3</sup>.

В связи с наличием практически на каждом металлургическом заводе мощного скрапоразделочного цеха отпадает необходимость в длительном хранении металлолома в специализированных отделениях конвертерного цеха. Бесперебойность обеспечения сталеплавильного цеха ломом достигается за счет четкой работы транспорта. Нормы хранения металлолома в закромах отделений магнитных материалов отечественных цехов составляют в настоящее время 1–2 суток.

Насыпная масса металлолома, поступающего в конвертерный цех, приведена в табл. 4.1.

Таблица 4.1

**Насыпная масса металлолома,  
поступающего в конвертерный цех**

| Материал                         | Насыпная масса,<br>т/м <sup>3</sup> |
|----------------------------------|-------------------------------------|
| Обрезь слябов                    | 3,0–3,5                             |
| Лом ножничной и огневой резки    | 1,4–1,8                             |
| Лом легковесный                  | 0,6–1,0                             |
| Пакеты с прессов Б-101, Б-1642   | 2,0–2,2                             |
| Пакеты с прессов СРА-100, ПГ-800 | 1,5–1,8                             |
| Пакеты с пресса ПГ-400           | 1,2–1,4                             |
| Брикеты горячего брикетирования  | 3,0–3,2                             |
| Стружка дробленая                | 1,0                                 |
| Чугун чушковый                   | 3,5                                 |

Размеры закроев выбираются в зависимости от принятой схемы подачи скрапа к конвертерам и определяются размерами здания

отделения магнитных материалов с учетом соблюдения правил техники безопасности по приближениям подвижного состава и пешеходных проходов. Глубина закровов обычно выбирается не более 3 м.

Коэффициент заполнения закровов зависит от принятой их конструкции. В случае если все стенки закрома имеют одинаковую высотную отметку, этот коэффициент для металлической шихты может быть принят равным 1,2.

В отделении магнитных материалов в зависимости от принятой схемы могут устанавливаться мостовые магнитные краны грузоподъемностью 16 т или мостовые краны с тележкой для подъема и поворота совков с металлоломом, оборудованные также спаренными магнитами грузоподъемностью по 32 т.

Во всех случаях расчет количества кранов, устанавливаемых в отделении магнитных материалов может быть произведен по формуле:

$$N_{кр} = \frac{\Sigma t \cdot N_{п.к.} \cdot K_1}{\tau_{пл} \cdot K_2},$$

где  $N_{кр}$  — количество мостовых кранов, занятых на погрузочно-разгрузочных работах с металлическим ломом, шт.;  $\Sigma t$  — задолженность крана на операции по загрузке лома на одну конвертерную плавку, мин;  $N_{п.к.}$  — количество конвертеров в постоянной работе, шт.;  $K_1$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $\tau_{пл}$  — продолжительность плавки, мин.;  $K_2$  — коэффициент использования крана (0,9).

В  $\Sigma t$  содержится также время на разгрузку металлолома в закроем, если таковая имеет место. Задолженность крана и количество операций по загрузке лома определяются исходя из конкретной схемы компоновки цеха и выбранного типа крана. В частности, для погрузки металлолома в совок магнитным краном грузоподъемностью 16 т затраты кранового времени могут быть приняты равными 1,5 т/мин.

Зная техническую характеристику крана (она всегда приводится на габаритных чертежах оборудования) можно рассчитать затраты времени на выполнение любой операции.

При загрузке лома в конвертер стремятся иметь наименьшее количество совков, используемых на одну конвертерную плавку, с тем чтобы сократить время, затрачиваемое на эту операцию. Обычно количество совков не превышает двух и только в отдельных случаях при использовании больших количеств легковесного лома их количество достигает трёх. При передаче совков из отделения магнитных материалов самоходными тележками их количество определяется по формуле:

$$N_m = \frac{P_{сут} \cdot C_{л} \cdot \Sigma t \cdot K_1}{V_{сов} \cdot q \cdot 1440 \cdot K_2 \cdot n_{сов}},$$

где  $N_m$  — количество самоходных тележек, шт.;  $P_{сут}$  — суточный объем производства стали, т/сутки;  $C_{л}$  — расход металлического лома, т/т;  $\Sigma t$  — время оборота тележки, мин.;  $V_{сов}$  — полезный объем совка, м<sup>3</sup>;  $q$  — насыпная масса лома, т/м<sup>3</sup>;  $n_{сов}$  — количество совков, устанавливаемых на одну тележку;  $K_1$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $K_2$  — коэффициент использования крана (0,9).

В случае если тележка служит только для передачи совков, время оборота  $\Sigma t$  может быть определено исходя из затрат времени на выполнение операций, представленных в табл. 4.2.

Таблица 4.2

**Продолжительность операций по передаче совков  
с металлическим ломом**

| Наименование операции                                    | Мин.-сек. |
|----------------------------------------------------------|-----------|
| Снятие порожнего и установка груженого совка на тележку  | 4-00      |
| Догрузка совка ломом и взвешивание                       | 5-00      |
| Переезд тележки на расстояние 10 м со скоростью 60 м/мин | 0-10      |
| Снятие груженого и установка порожнего совка на тележку  | 4-00      |

Загрузочный пролет конвертерного цеха предназначается для обеспечения бесперебойного снабжения конвертеров чугуном и металлоломом. В отдельных случаях через загрузочный пролет осуществляется также уборка шлака. Для заливки чугуна в конвертер в загрузочном пролете устанавливаются мостовые заливочные краны.

Завалка металлолома в конвертеры осуществляется совками с помощью:

а) напольных машин (рис. 4.5, а); б) полупортальных кранов (рис. 4.5, б); в) мостовых кранов, передвигающихся по тем же подкрановым путям, что и заливочные краны (рис. 4.5, в).

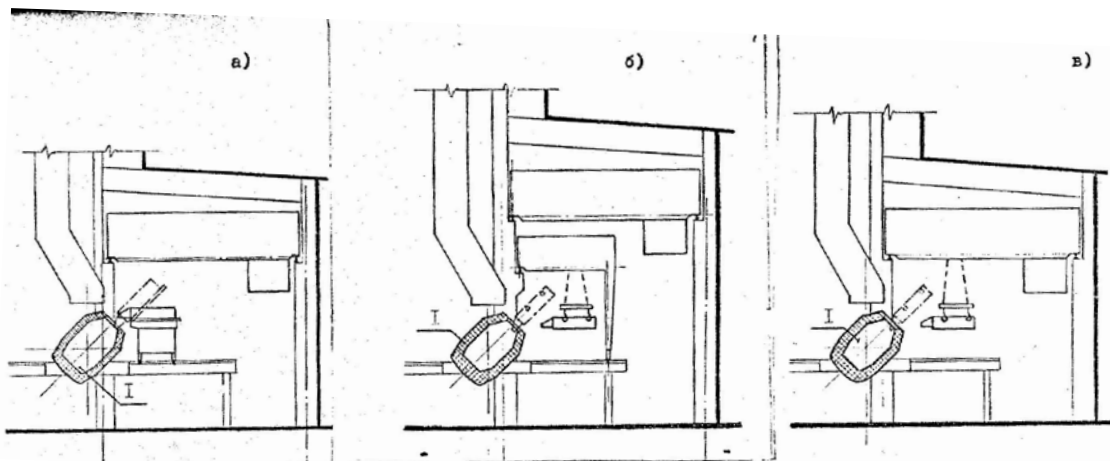


Рис. 4.5. Завалка металлического лома:  
а — напольной машиной; б — полукозловым краном;  
в — мостовым краном

При использовании для завалки металлического лома напольных машин вдоль фронта расположения конвертеров на рабочей площадке укладывается железнодорожный путь. Наклон совка осуществляется с помощью пневматического механизма, расположенного на машине. Обычно на напольной машине устанавливается два-три совка. К недостаткам напольных машин относится увеличение массы металлоконструкций рабочей площадки и затруднения в подаче металлического лома к первому со стороны подачи чугуна конвертеру при ломке футеровки любого из двух других конвертеров. Эти затрудне-

ния вызваны необходимостью размещения машины для ломки футеровки конвертера перед его горловиной.

Предпочтительным является использование для завалки металлического лома полупортального крана. Одна опора такого крана перемещается по подкрановому рельсу, уложенному по краю рабочей площадки, а вторая — по подкрановому рельсу, размещаемому на металлической балке, уложенной над подъёмным газоходом системы отвода дымовых газов от конвертера. Полупортальный кран может иметь одну или две тележки для захвата совков. Мостовой заливочный кран в этом случае размещается выше полупортального крана (рис. 4.5, б). Установка полупортального крана обеспечивает равный доступ с ломом к любому конвертеру вне зависимости от производимых ремонтов футеровки конвертеров. Недостатком этого способа завалки металлического лома является повышение высоты здания грузочного пролета на всем его протяжении по сравнению с первым способом.

Общим элементом компоновки конвертерных цехов является обеспечение конвертеров жидким чугуном с одного торца пролета, а металлическим ломом с другой, что позволяет на участках вне расположения конвертеров исключить встречные грузопотоки этих материалов. В случае использования для завалки металлического лома напольных машин или полупортальных кранов пересечения грузопотоков этих материалов не происходит и на участке расположения конвертеров. Несколько усложняется работа на участке расположения конвертеров, если для завалки металлического лома используется мостовой кран, передвигающийся по общим подкрановым путям с заливочным краном (рис. 4.5, в). Основные сложности в этой системе возникают не столько в стандартных условиях работы цеха, сколько при выводе среднего (из трех) крана не планово-предупредительный ремонт. При ремонте кран должен иметь стационарное положение. Тогда возникает проблема, где его остановить? Остановка в любом торце пролета оставит в работе всего один кран

на загрузку лома и заливку чугуна. Но этот способ загрузки металлического лома оказывается самым дешевым и поэтому достаточно широко используется на практике. В России по такой схеме работает конвертерный цех ОАО «Северсталь».

Количество необходимого транспортного оборудования пролета (заливочных и завалочных кранов и машин) рассчитывается по формуле:

$$N_{\kappa.} = \frac{\Sigma t \cdot N_{p.к.} \cdot K_1}{\tau_{пл}},$$

где  $N_{\kappa.}$  — количество транспортного средства одного вида, шт.;  $\Sigma t$  — задолженность оборудования для обслуживания одной плавки, мин;  $N_{p.к.}$  — количество конвертеров в постоянной работе, шт.;  $K_1$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $\tau_{пл}$  — продолжительность плавки, мин.

Задолженность оборудования для обслуживания одной плавки определяется конкретной схемой организации производства в цехе. При установке мостового завалочного крана ориентировочное время, затрачиваемое на выполнение отдельных операций по завалке металлического лома в конвертер, представлено в табл. 4.3.

Таблица 4.3

**Продолжительность отдельных операций по завалке  
металлического лома в конвертер (мин-сек)**

| Наименование операции             | Мин-сек |
|-----------------------------------|---------|
| опускание траверсы на 1 м         | 0-06    |
| захват совка траверсой крана      | 0-30    |
| подъем совка с ломом на 1 м       | 0-06    |
| передвижение моста крана на 1 м   | 0-01    |
| передвижение тележки крана на 1 м | 0-02    |
| завалка металлолома в конвертер   | 3-00    |
| опускание совка на 1 м            | 0-06    |
| вывод крюков                      | 0-30    |

## 4.2. ПОДАЧА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО ЛОМА В ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ЦЕХ

Важным элементом современной плавки в дуговых печах является вид и качество шихтовых материалов. В первую очередь это касается металлического лома. При работе печей по двухшлаковой технологии считалось, что средняя плотность металлического лома должна быть не менее  $1 \text{ т/м}^3$ .

Увеличение мощности печного трансформатора более чем в три раза позволило осуществлять проплавление колодцев во столько же раз быстрее. Наличие тяжеловесного лома имеет такие недостатки как низкая скорость плавления, неэффективность работы на длинных дугах, трудность проплавления колодцев, частые поломки электродов, ограниченные возможности расхода кислорода. Наличие в металлошихте достаточно крупных элементов замедляет процесс плавления, так как процесс их перехода в жидкое состояние уже связан не с количеством подводимого тепла, а со скоростью их растворения в ванне металла. Возникает ситуация, когда появилась ванна жидкого металла, а в ней наблюдаются острова крупных масс твердого металла. Все это привело к идее существенного уменьшения плотности металлического лома до величины  $0,6\text{--}0,8 \text{ т/м}^3$ . В этом случае темп проплавления лома существенно увеличивается.

Вместе с металлическим ломом в шихту электроплавки поступает от 1 до 3 % мусора. Теплофизический справочник свойств шихтовых материалов черной металлургии определил среднее содержание в металлическом ломе только  $\text{SiO}_2$  — 1,5 %. Состав мусора непредсказуем и зависит от источника его поступления.

Расчеты показывают, что увеличение количества мусора в металлическом ломе на каждые 0,5 %, сопровождается повышением расхода электроэнергии до  $10 \text{ кВт.ч/т}$ , извести — до  $10 \text{ кг/т}$  и выхода шлака — до  $15 \text{ кг/т}$  стали.

Высокие требования, предъявляемые к качеству металлического лома, используемого в электроплавке, вынудили отказаться от ис-

пользования в металлошихте тяжелых пакетов и перейти на разделку лома, в основном, огневой и ножничной резкой. Современный электросталеплавильный цех редко проектируется на объем производства свыше 1,5 млн. т стали в год, а чаще даже ниже этого объема. Подготовка металлического лома для электросталеплавильного цеха производится в специализированном отделении магнитных материалов. Это отделение в зависимости от количества перерабатываемого металлического лома и суточной нормы хранения может быть двух или четырехпролетным. На рис. 4.6 показано двухпролетное отделение огневой и ножничной резки для обеспечения подготовленным металлическим ломом электросталеплавильного цеха производительностью 1,0 млн. т стали в год.

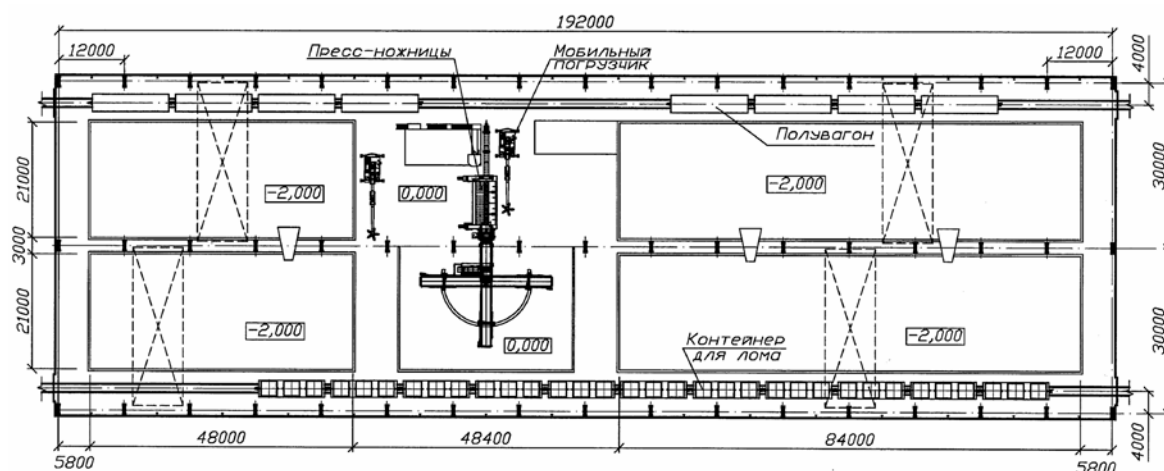


Рис. 4.6. Отделение огневой и ножничной резки  
металлического лома

В каждом пролете отделения устанавливается по два мостовых магнитно-грейферных крана грузоподъемностью 16 т. У внешнего ряда колонн с привязкой к их осям в 4 м укладываются сквозные железнодорожные пути, по которым осуществляется доставка металлического лома в полувагонах и его отгрузка в контейнерах ёмкостью 12–15 м<sup>3</sup>, установленных на железнодорожных платформах или полувагонах навалом. Намечается принимать металлический лом в одном пролете, а отгружать в другом. Для передачи лома из одного пролета



в другой между колоннами среднего ряда сооружаются три склиза с бортами. В отделении сооружаются пресс-ножницы таким образом, что их загрузка производится в одном пролете, а разгрузка разделанного лома — в другом.

Пресс-ножницы занимают площадь в трех шагах колонн здания отделения (по 12 м каждый) со стороны загрузки лома. Во втором пролете происходит разгрузка подготовленного лома с конвейера, перемещающегося по дуге в  $180^\circ$ , с образованием дугообразного конуса лома.

Закромы для хранения лома заглублены на 2 м и имеют ограждение высотой 2 м над уровнем пола со стороны железнодорожных путей и 5 м — со стороны внутреннего ряда колонн. Средняя высота штабеля лома может составить  $6 \text{ м}^3$ , что обеспечивает 10 суточный запас лома в отделении.

Подача металлического лома в электросталеплавильный цех обычно организуется через шихтовый пролет либо пристраиваемый непосредственно к печному пролету цеха, либо с небольшим разрывом с ним, либо к торцевой части печного пролета. В шихтовом пролете уложен сквозной железнодорожный путь нормальной колеи для доставки железнодорожным транспортом металлического лома в пролет. Для складирования лома в пролете сооружаются заглублённые закрома глубиной 2 м с ограждением высотой в 1 м. Ширина и длина пролета и объём его закров определяются необходимостью хранения нормированного запаса металлического лома.

$$V_{\text{зак}} = \frac{P_{\text{сут}} \cdot C_{\text{л}} \cdot T_{\text{норм}} \cdot K}{q},$$

где  $V_{\text{зак}}$  — объём закров для складирования металлического лома,  $\text{м}^3$ ;  $P_{\text{сут}}$  — суточный объём производства стали, т/сутки;  $C_{\text{л}}$  — расход металлического лома, т/т;  $T_{\text{норм}}$  — нормированная продолжительность хранения металлолома в закромах шихтового пролета, суток;  $K$  — коэффициент заполнения закрома;  $q$  — насыпная масса лома,  $\text{т/м}^3$ .

В связи с наличием практически на каждом металлургическом заводе отделений подготовки лома отпадает необходимость в длительном хранении металлолома в шихтовом пролете.

Бесперебойность обеспечения сталеплавильного цеха ломом достигается за счет четкой работы транспорта. Нормы хранения металлолома в закромах шихтового отделения отечественных цехов составляют в настоящее время 1–2 суток.

В шихтовом отделении укладываются железнодорожные пути широкой колеи для осуществления передачи бадей с металлическим ломом, установленных на самоходных тележках, в печной пролет. Обычно для одной дуговой электропечи сооружается два таких железнодорожных пути. Загрузка лома в шихтовом пролете осуществляется в бадьи (корзины), размещенные на транспортных тележках. На практике используется два типа корзин для завалки металлического лома в печь. В обоих случаях разгрузка лома производится через открываемое днище корзины. Днище корзины может быть выполнено из гибких пластинчатых секторов или грейферного типа (рис. 4.7).

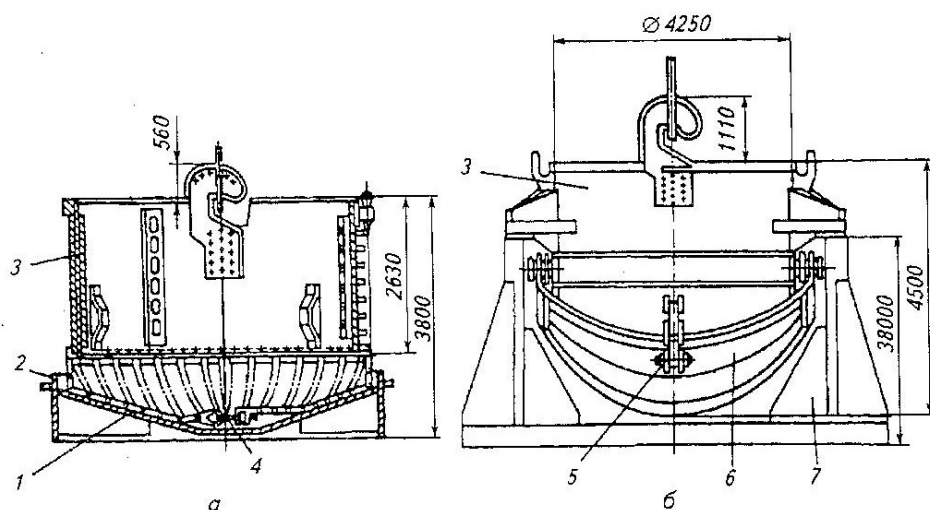


Рис. 4.7. Загрузочные корзины (бадьи) объемом  $50 \text{ м}^3$  с гибкими секторами и грейферного типа: 1 — пластинчатые секторы; 2 — поддон; 3 — корпус; 4 — замковая цепь; 5 — цепь; 6 — сектор; 7 — стенд

Если плавка в дуговой электропечи ведется на 100 % металлического лома, то на одну плавку используется обычно не менее двух бадей. Кратковременность современной дуговой электроплавки (40–60 минут), с учетом затрат на транспортировку бадьи в печной пролет, захват её мостовым краном печного пролета, транспортировку её к дуговой печи, завалку лома в печь и возвращение бадьи в шихтовый пролет под загрузку ломом, оставляет очень мало времени на эту операцию (25–40 минут). Расстояние между осями двух железнодорожных путей доставки бадей с металлическим ломом в печной пролет не превышает 12 м. Таким образом, фронт загрузки бадей металлическим ломом оказывается на небольшой длине шихтового пролета.

Подача металлического лома в шихтовый пролет и его загрузка в бадью осуществляется по одному из двух вариантов.

Вариант 1 — доставка лома в шихтовый пролет ЭСПЦ железнодорожными полувагонами и загрузка бадей с помощью магнитных кранов.

Вариант 2 — доставка металлического лома в шихтовый пролет ЭСПЦ в контейнерах емкостью 12–15 м<sup>3</sup>, устанавливаемых на железнодорожные платформы, и загрузка бадей с помощью мостовых кранов общего назначения.

По первому варианту шихтовый пролет оснащается магнитными кранами грузоподъемностью 20/5 т, оборудованными двумя магнитными шайбами, что позволяет обеспечить скорость загрузки металлического лома в бадью не более 2,5 т/мин. В шихтовый пролет пребывает железнодорожный состав из нескольких полувагонов с металлическим ломом и мостовыми магнитными кранами разгружается в наземные закрома и частично непосредственно в бадью. Из закромов лом этими же кранами загружается в бадью. Пробег мостовых магнитных кранов на эту операция оказывается значительным, особенно при передаче металлического лома от торцов закрома к узкому фронту загрузки с бадьями, что увеличивает время на загрузку бадей.

Количество железнодорожных составов для доставки металлического лома в шихтовый пролет равно:

$$N_{\text{coc}} = \frac{G_{\text{пл}} \cdot C_{\text{л}} \cdot \Sigma t_{\text{об}} \cdot K_1}{\tau_{\text{пл}} \cdot Q_{\text{л}}},$$

где  $N_{\text{coc}}$  — количество железнодорожных составов для доставки лома в шихтовый пролет, шт.;  $G_{\text{пл}}$  — масса плавки в дуговой электропечи, т;  $C_{\text{л}}$  — расход металлического лома, т/т стали;  $\Sigma t_{\text{об}}$  — время оборота состава от одной до другой постановки его в шихтовый пролет, мин.,  $\tau_{\text{пл}}$  — продолжительность плавки в дуговой электропечи, мин;  $K_1$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $Q_{\text{л}}$  — масса металлического лома в одном железнодорожном составе, т.

Количество мостовых магнитных кранов в шихтовом пролете можно определить по формуле:

$$N_{\text{кр}} = \frac{G_{\text{пл}} \cdot C_{\text{л}} \cdot 2 \cdot K}{v_{\text{кр}} \cdot \tau_{\text{пл}}},$$

где  $N_{\text{кр}}$  — количество мостовых магнитных крана в шихтовом пролете, шт.;  $G_{\text{пл}}$  — масса плавки в дуговой электропечи, т;  $C_{\text{л}}$  — расход металлического лома, т/т стали; 2 — коэффициент удвоения операций с металлическим ломом, связанных с необходимостью помимо загрузки бадей осуществлять и разгрузку лома из полувагонов в закрома;  $K$  — коэффициент неучтенных задержек железнодорожного состава, на пути следования в шихтовый пролет ( $K = 1,2$ );  $\tau_{\text{пл}}$  — продолжительность плавки в дуговой электропечи, мин.;  $v_{\text{кр}}$  — скорость подачи металлического лома за одну операцию, т/мин.

Даже при скорости загрузки металлического лома в бадью 2,5 т/мин. на всю операцию по подаче лома в бадьи на плавку затрачивается

$$\tau = \frac{G_{\text{пл}} \cdot C_{\text{л}}}{2,5}, \text{ мин.}$$

Для массы плавки в 100 т это время составит 42–45 минут. Как отмечалось ранее, для своевременной доставки лома к печи на эту

операцию нельзя затратить более 25–40 минут. Следовательно, для рассматриваемого случая загрузку металлического лома на плавку необходимо производить одновременно двумя кранами. При этом не исключены взаимные помехи в их работе.

Вышеизложенные обстоятельства заставили на некоторых предприятиях (например, ОАО «Северсталь») перейти на завалку металлического лома в бадьи из контейнеров ёмкостью до 15 м<sup>3</sup>. Для работы с контейнерами в шихтовом пролете устанавливаются мостовые краны общего назначения грузоподъёмностью 30/5 т. Время на захват контейнера с ломом, транспортировку к бадье, загрузку и возврат на место занимает не более 3 минут. Таким образом, при насыпной плотности лома в 0,8 т/м<sup>3</sup> в одном контейнере его масса составит 12 т, что обеспечивает загрузку бадьи со скоростью 4,0 т/мин., т. е. скорость загрузки металлического лома по сравнению с использованием магнитных кранов возрастает в 1,6 раза. В качестве транспортного средства для доставки металлического лома в шихтовый пролет используются железнодорожные платформы, вместо полувагонов по первому варианту. Количество железнодорожных составов с контейнерами для доставки металлического лома в шихтовый пролет рассчитывается по той же формуле, что и при использовании для этой цели полувагонов. Изменяется, в сторону уменьшения, только время оборота состава. Количество контейнеров для бесперебойного снабжения цеха металлическим ломом равно:

$$N_{\text{конт.}} = \frac{P_{\text{сут}} \cdot C_{\text{л}} \cdot \Sigma t_{\text{конт.}} \cdot K}{V_{\text{конт.}} \cdot q \cdot 1440},$$

где  $N_{\text{конт.}}$  — количество контейнеров для металлического лома, шт.;  $V_{\text{конт.}}$  — объём контейнера для металлического лома, м<sup>3</sup>;  $P_{\text{сут}}$  — суточный объём производства стали, т/сутки;  $C_{\text{л}}$  — расход металлического лома, т/т;  $K$  — коэффициент учитывающий непредвиденные задержки с доставкой контейнеров (1,1–1,2);  $q$  — насыпная масса лома, т/м<sup>3</sup>; 1440 — количество минут в сутках.

При использовании для доставки металлического лома контейнеров практически отпадает необходимость в сооружении наземных закров для хранения лома навалом. Возможно сооружение закрома небольшого объема для металлического лома, используемого для подшихтовки плавки по массе.

Преимущества контейнерной доставки лома заключаются в следующем:

- исключается двойная перевалка металлического лома;
- сокращается время загрузки бадей металлическим ломом;
- используются железнодорожные платформы вместо полувагонов по первому варианту;
- используются мостовые краны общего назначения вместо специализированных магнитных кранов;
- количество мостовых кранов в шихтовом пролете меньше на одну единицу;
- сокращается количество обслуживающего персонала.

В мировой практике имеются электросталеплавильные цехи, в которых шихтовый двор отсутствует (ЭСПЦ в г. Жлобин, Белоруссия). Бадьи с металлическим ломом доставляются из отделения магнитных материалов непосредственно в печной пролет цеха специальным автотранспортом с подъемной платформой, описание которого приведено в разделе «подача металлического лома в конвертерный цех».

Основное технологическое оборудование цеха (ДСП, АКП и МНЛЗ) обычно размещается в здании с параллельными специализированными пролетами (шихтовым, печным, сыпучих материалов и ферросплавов, ковшевой и внепечной обработки металла, разливочный с участком ремонта промежуточных ковшей, передачи и складирования литой заготовки) (рис. 4.8). В тех случаях, когда проектируется цех с объёмом производства не более 1,5 млн. т стали в год, за счет сооружения одной дуговой электропечи, одной установки ковш-

печь и одной МНЛЗ все это оборудование цеха может размещаться в одном пролете (рис. 4.9).

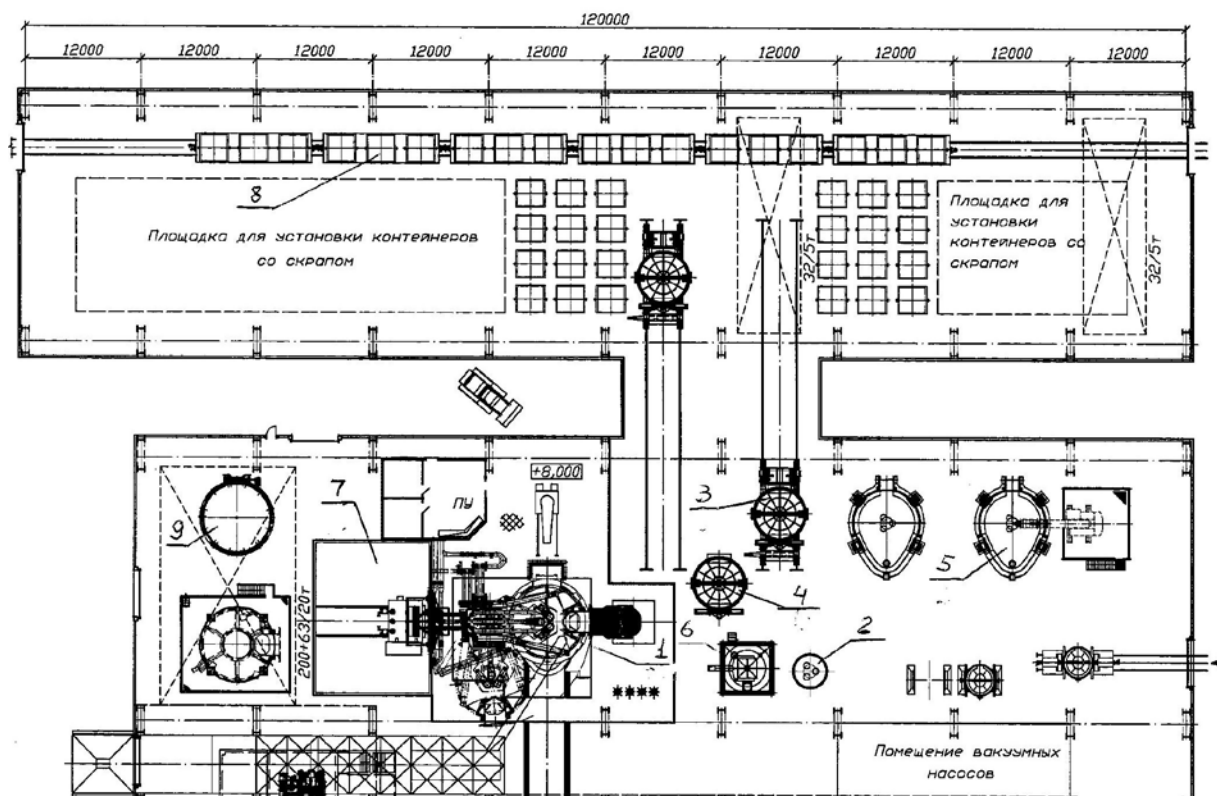


Рис. 4.8. План электросталеплавильного цеха с параллельным расположением шихтового и печного пролетов: 1 — дуговая электросталеплавильная печь; 2 — футерованная часть свода ДСП; 3 — самоходный скраповоз с бадьей; 4 — бадья; 5 — стенд для подины печи; 6 — установка для вдувания угольной пыли; 7 — трансформаторная подстанция печи; 8 — железнодорожный состав с контейнерами; 9 — сменный кожух ДСП

В печном пролете, куда доставляются бадьи с металлическим ломом, загрузка его в дуговую печь производится с помощью мостового крана. Грузоподъемность мостового крана определяется не только (и даже не столько) массой поднимаемого груза для завалки лома (бадьи и груза в ней), но и массой наиболее тяжелой заменяемой части дуговой печи.

Бадья с металлическим ломом должна поступать в печной пролет с некоторым резервом времени, с тем чтобы успеть захватить ее мостовым краном, поднять и приблизиться к печи к тому моменту, когда будет осуществляться отворот свода для осуществления опера-

ции завалки. В этом случае продолжительность завалки металлического лома в печь будет минимальной.

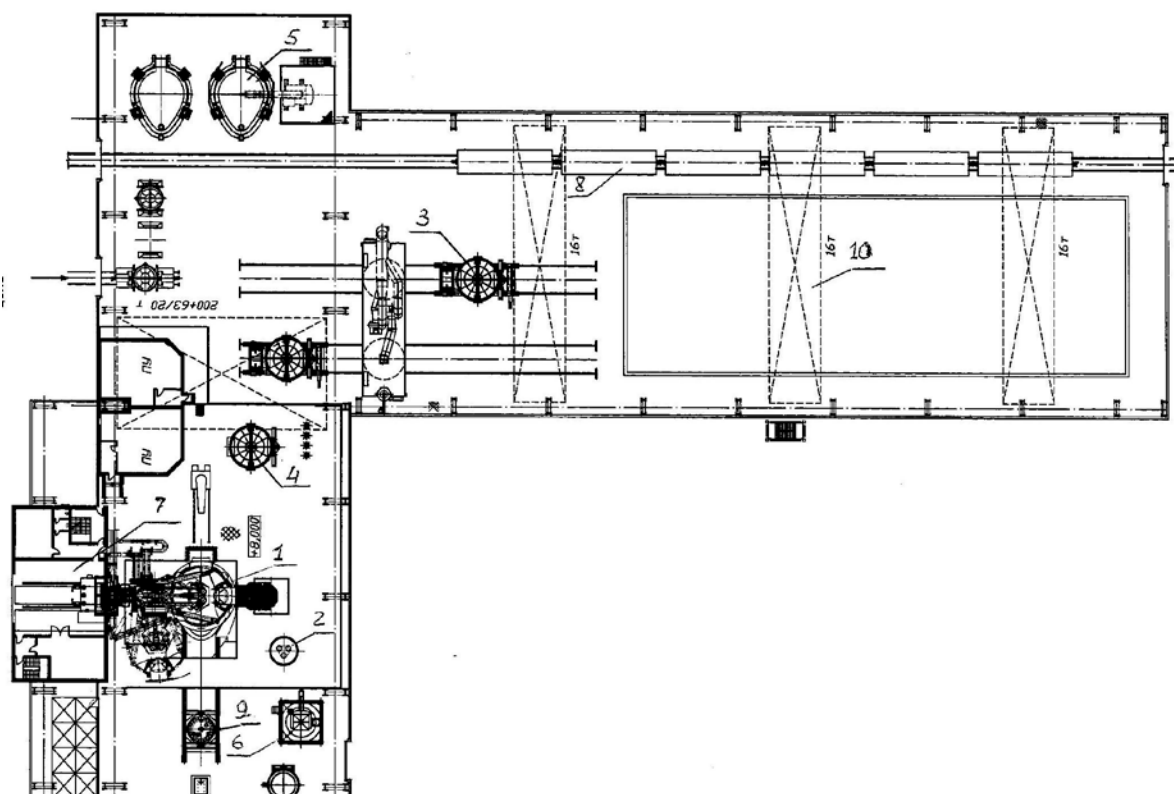


Рис. 4.9. План участка электросталеплавильного цеха с технологическим и шихтовым пролетами: 1 — дуговая электросталеплавильная печь; 2 — футерованная часть свода ДСП; 3 — самоходный скраповоз с бадьей; 4 — бадья; 5 — стенд для подины печи; 6 — установка для вдувания угольной пыли; 7 — трансформаторная подстанция печи; 8 — железнодорожный состав с контейнерами; 9 — стелевоз; 10 — мостовой магнитный кран

Дуговая электросталеплавильная печь не является моноблочной, а состоит из нескольких разъемных частей (подины, водоохлаждаемого корпуса и свода). Все эти части печи дублируются. Такая конструкция печи позволяет ускорить процессы замены футеровки и ремонта водоохлаждаемых элементов печи. После завершения цикла рабочего времени печи отработавшие части снимаются и отправляются на ремонтные участки, на их место устанавливаются резервные части, готовые к эксплуатации. Через некоторое время (не менее чем через две недели) операция повторяется. Однако дублирование ос-



новых частей печи требует наличия площадей для их ремонта и хранения. Основные части печи имеют обычно большую массу, чем бабья с ломом. Например, для дуговой электросталеплавильной печи ёмкостью 120 т, требуется установка мостового крана грузоподъёмностью 180+50/20 т, т. е. грузоподъёмность мостового крана печного пролета должна быть в 1,5 раза больше ёмкости печи, выраженной в тоннах. Заменяемые подовая часть, кожух и свод печи размещаются на свободных участках пола печного пролета.

При выборе площадей печного пролета необходимо учитывать, что при замене частей печи возникает момент, когда обе одноименные её части должны располагаться на ремонтном участке. Кроме того, иногда возникает необходимость замены печного трансформатора. Это требует обеспечения места для его выкатки на усиленную в этом месте рабочую площадку или (если выкатка осуществляется в сторону за пределы рабочей площадки) сооружения специальной переносной площадки. Поскольку замена трансформатора производится крайне редко, площадка для выкатки трансформатора должна храниться на любом свободном месте печного пролета либо вывозиться из цеха.

Современные мощные дуговые печи устанавливаются в герметичном дымо-шумоизолирующем кожухе («дог хаус»). Это связано с тем, что при отвороте свода для загрузки металлического лома, при сливе стали и шлака из печи выделяется значительное количество газов (так называемые «неорганизованные пылегазовые выбросы»), улавливание которых и отвод в систему очистки дымовых газов обеспечиваются сооружением такого кожуха. Кожух позволяет существенно снизить воздействие на обслуживающий персонал шума, возникающего от горения электрической дуги, достигающего при отсутствии кожуха 90–100 дБ.

## 5. ПОДАЧА СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ И ФЕРРОСПЛАВОВ В СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ЦЕХ

В настоящее время в способах подачи сыпучих материалов и ферросплавов в конвертерный и электросталеплавильный цех имеется много общего. Перечень используемых материалов, их количество на 1 т стали и продолжительности плавов как в конвертере, так и в дуговой электропечи близки.

В России на первом этапе строительства современных конвертерных и электросталеплавильных цехов (до 1975 г.) в их составе предусматривалось сооружение отдельного здания отделения сыпучих материалов. Объёмно-планировочные решения по этим отделениям аналогичны принимаемыми ранее в составе мартеновских цехов [9]. Запас сыпучих материалов в бункерах отделения сыпучих материалов устанавливался нормами проектирования не менее 10 суток (кроме извести, срок хранения которой ограничивается 2-мя сутками; при большем сроке хранения возможна ее гидратация влагой атмосферного воздуха и, как следствие, полное разрушение). Ёмкость бункеров для каждого материала может быть определена по формуле:

$$V_{бун} = \frac{P_{сут} \cdot C_{мат} \cdot T_{норм} \cdot K}{q_{мат}},$$

где  $V_{бун}$  — ёмкость бункера для данного вида материала,  $\text{м}^3$ ;  $P_{сут}$  — суточный объём производства стали,  $\text{т/сутки}$ ;  $C_{л}$  — расход материала,  $\text{т/т}$ ;  $T_{норм}$  — нормированная продолжительность хранения материала в закромах отделения сыпучих материалов, суток;  $K$  — коэффициент заполнения бункера (0,8–0,9);  $q_{мат}$  — насыпная масса материала,  $\text{т/м}^3$ .

Насыпные массы сыпучих материалов, используемых в сталеплавильном производстве, приведены в табл. 5.1.

Главным отличием этих отделений от ранее применяемых в составе мартеновского цеха является сооружение (вместо железнодорожного пути с мультными тележками) приемной воронки с питателем для выдачи сыпучих материалов на конвейерную систему их

транспортировки к расходным бункерам сталеплавильного цеха. Основным недостатком использования таких отделений сыпучих материалов является образование мертвого слоя этих материалов на дне закрывов и измельчение фракционного состава материалов от дополнительной их перегрузки с использованием грейфера мостового крана. Это повышает наличие в составе сыпучих материалов фракции ниже 10 мм, которая частично улавливается системами аспирации на узлах перегрузки, а большая ее часть уносится в систему очистки дымовых газов. Негативные последствия такого решения очевидны.

Таблица 5.1

**Насыпные массы сыпучих материалов, используемых  
в сталеплавильном производстве**

| Материал                            | Насыпная масса,<br>т/м <sup>3</sup> |
|-------------------------------------|-------------------------------------|
| Агломерат железной руды             | 1,4                                 |
| Железная руда (свыше 60 %<br>Fe)    | 2,7                                 |
| Окалина                             | 2,6                                 |
| Марганцевая руда (свыше 50<br>% Mn) | 2,0                                 |
| Известняк                           | 1,6                                 |
| Известь                             | 0,8                                 |
| Боксит                              | 1,5                                 |
| Металлизированные окатыши           | 1,8–2,0                             |
| Плавиковый шпат                     | 1,7                                 |
| Магнезитовый порошок                | 1,9                                 |
| Кокс                                | 0,5                                 |

В последующем отказались от сооружения отделения сыпучих материалов в составе современных сталеплавильных цехов. Вместо них сооружаются подземные приемные бункера (не более 4-х), в которые поочередно загружаются сыпучие материалы и ферросплавы. Приёмные бункера накрываются сверху шатровой крышей для предотвращения попадания атмосферных осадков (дождя и снега). Кра-

новые средства над ними отсутствуют. Загрузка материалов может производиться как железнодорожным (конвертерный цех завода «Азовсталь»), так и автомобильным транспортом (конвертерный цех ОАО «Северсталь»). Такое решение позволяет уменьшить капитальные затраты на строительство и снизить расход материалов на 1 т стали от увеличения выхода крупных фракций.

### **5.1. ПОДАЧА СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ И ФЕРРОСПЛАВОВ В КОНВЕРТЕРНЫЙ ЦЕХ**

От приемных бункеров сыпучие материалы подаются к расходным бункерам, расположенным в конвертерном цехе, непрерывным транспортом (в основном, ленточными конвейерами).

Распределение материалов по расходным бункерам осуществляется реверсивными подвижными конвейерами; сбрасывающими тележками; поворотными реверсивными конвейерами;

Наибольшее распространение получил первые два типа распределения материалов по бункерам, поскольку они обеспечивают большую производительность, относительно просты в эксплуатации и легко поддается автоматизации.

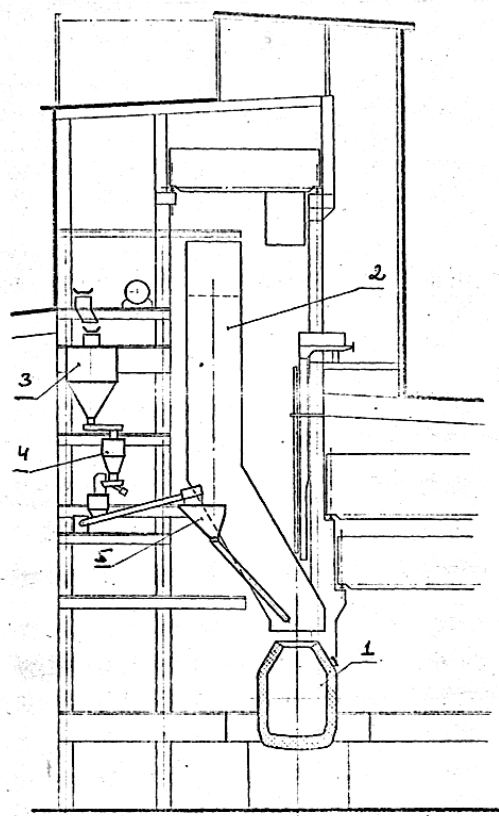
Перед подачей сыпучих материалов в конвертер они взвешиваются в специальных весовых воронках или бункерах и далее обычно направляются в бункер-накопитель.

Расходные бункера и вся система подачи сыпучих материалов располагаются в главном здании конвертерного цеха по одному из следующих способов: за подъёмным газоходом охладителя конвертерных газов (рис. 5.1, *а*); перед подъёмным газоходом охладителя конвертерных газов (рис. 5.1, *б*).

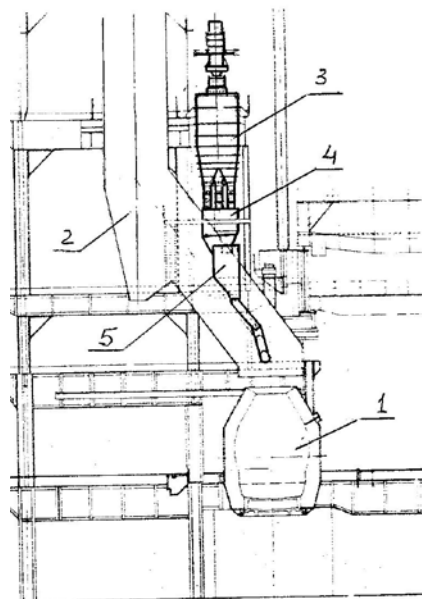
В России наибольшее распространение получил первый способ расположения расходных бункеров, который обеспечивает большую свободу для проноса кислородных фурм и сменного оборудования привода конвертера и охладителя конвертерных газов. Вместе с тем, в этом случае возрастают капитальные затраты на строительство цеха,

так как требуется большая ширина конвертерного пролета и увеличивается путь движения материалов от расходных бункеров до конвертера, что приводит к большему их истиранию и требует установки более мощного пылеулавливающего оборудования.

Запас материалов в расходных бункерах принимается обычно не менее 0,5 суток. Объем расходных бункеров выбирается по извести, поскольку насыпная масса этого материала является наименьшей из всех используемых ( $0,8 \text{ т/м}^3$ ), а её расход наибольшим. Ёмкость остальных бункеров выбирается в основном конструктивно, по размерам бункера для извести.



*а*



*б*

Рис. 5.1. Расположение расходных бункеров сыпучих материалов за подъёмным газоходом (*а*) и перед подъёмным газоходом (*б*) охладителя конвертерных газов: 1 — конвертер, 2 — охладитель конвертерных газов, 3 — расходный бункер, 4 — весовая воронка, 5 — бункер-накопитель

Поступающие на завод ферросплавы подаются в конвертерный цех через специализированный склад с помощью непрерывного транспорта (конвейера) либо с перегрузкой в контейнеры наземным транспортом. Расходные бункера для ферросплавов располагаются обычно в главном здании конвертерного цеха по одной из двух схем.

1. Вместе с расходными бункерами для сыпучих материалов (рис. 5.2).

2. На рабочей площадке в торце конвертерного пролета (рис. 5.3).

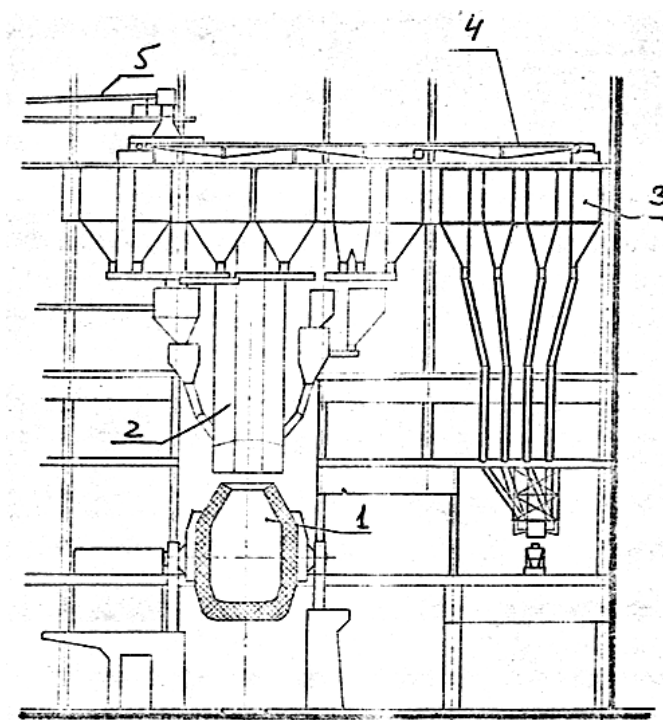


Рис. 5.2. Подача ферросплавов к расходным бункерам непрерывным транспортом: 1 — конвертер, 2 — охладитель конвертерных газов, 3 — расходный бункер ферросплавов, 4 — реверсивный конвейер, 5 — ленточный конвейер

Подача ферросплавов от расходных бункеров первого типа осуществляется через весовые устройства по течкам непосредственно в

сталеразливочный ковш во время выпуска плавки или в специальные контейнеры с последующей транспортировкой к ковшу автопогрузчиком. От расходных бункеров второго типа ферросплавы через весовые воронки загружаются в специальные контейнеры и далее транспортируются автопогрузчиками до печей для нагрева ферросплавов и/или, минуя печи для нагрева ферросплавов, к точке для подачи в сталеразливочный ковш.

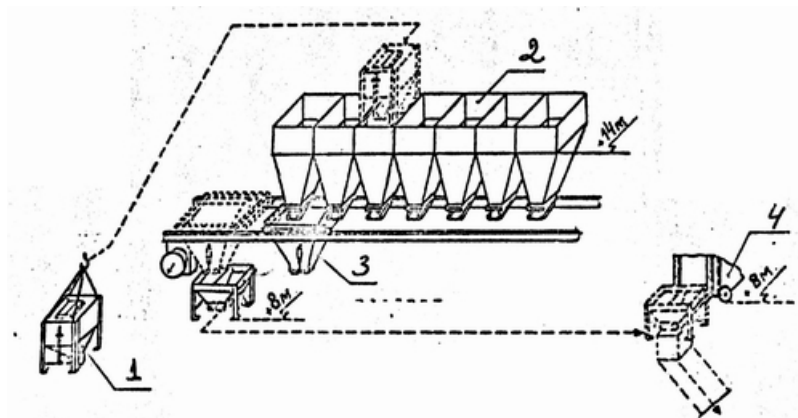


Рис. 5.3. Подача ферросплавов к расходным бункерам с помощью контейнеров:  
1 — контейнер с ферросплавом, 2 — расходные бункера ферросплавов, 3 — весовая воронка, 4 — автопогрузчик

Запас ферросплавов в расходных бункерах устанавливается нормами проектирования не менее 1 суток. Насыпные веса ферросплавов, чаще всего используемых в конвертерном производстве, приведены в табл. 5.2.

Таблица 5.2

**Насыпные массы ферросплавов**

| Наименование ферросплава | Насыпная масса, т/м <sup>3</sup> |              |
|--------------------------|----------------------------------|--------------|
|                          | В бункере                        | в контейнере |
| Ферромарганец            | 3,0                              | 2,7          |
| Si) Ферросилиций (45 %   | 2,2                              | 2,0          |
| Si) Ферросилиций (75 %   | 1,5                              | 1,3          |
| Феррохром                | 3,0                              | 2,7          |
| Силикомарганец           | 2,5                              | 2,2          |
| Никель                   | 3,5                              | 3,2          |

Количество автопогрузчиков определяется из выражения:

$$N_{авт} = \frac{\Sigma t \cdot N_{р.к.} \cdot K}{\tau_{пл}},$$

где  $N_{авт}$  — количество автопогрузчиков, шт.;  $\Sigma t$  — задолженность автопогрузчика на обслуживание одной плавки, мин;  $N_{р.к.}$  — количество конвертеров в постоянной работе, шт.;  $K$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $\tau_{пл}$  — продолжительность плавки, мин.

К определенному количеству следует добавить резервный автопогрузчик для подмены на период ППР.



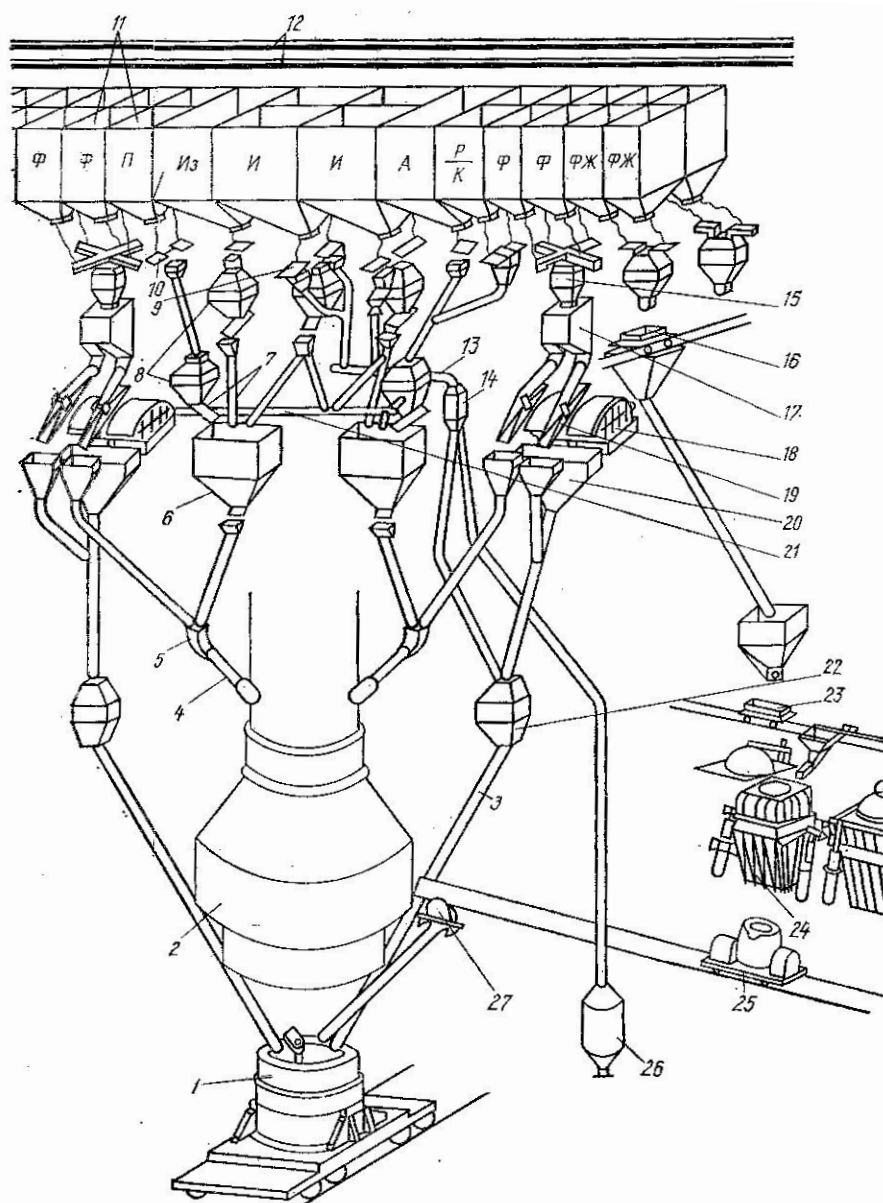


Рис. 5.4. Система загрузки сыпучих материалов в конвертерных цехах завода «Азовсталь» и ОАО «Северсталь»

Недостатком приведенных схем подачи сыпучих материалов является загрузка извести в конвертер без отсева мелочи перед попаданием её в бункер-накопитель. Система загрузки сыпучих материалов, реализованная в конвертерных цехах завода «Азовсталь» и «Северсталь», не имеет этого недостатка. Кроме того, в этой схеме имеется

возможность предварительного нагрева или сушки ферросплавов перед их подачей в сталеразливочный ковш (рис. 5.4).

Материалы поступают в цех по двум ленточным конвейерам 12 и разгружаются в расходные бункера с помощью сбрасывающей тележки. Известь из расходных бункеров через электровибрационные грохоты 9 передается в весовые устройства 8 и далее по закрытой течке 7 в бункер накопитель 6. На электровибрационных грохотах производится отсев известковой мелочи с тем чтобы исключить её попадание в конвертер. Отсеянная мелочь извести с помощью вибрационного конвейера 13 поступает в сборный бункер 14 и далее по трубчатым течкам передается либо через весы-дозаторы 22 в сталеразливочный ковш, либо напрямую в приемную емкость 26 для последующей отгрузки из цеха. Чтобы избежать гидратации извести в расходных бункерах при непредвиденных остановках конвертера, предусмотрена возможность передачи её с помощью реверсивного конвейера 21 в бункер-накопитель соседнего конвертера. Остальные сыпучие материалы передаются к бункеру-накопителю таким же образом, как и известь, за одним исключением — вместо вибрационных грохотов используются электровибрационные питатели 10. Ферросплавы поступают в свои расходные бункера так же как и сыпучие материалы. Из расходных бункеров ферросплавы электровибрационными питателями передают их в весы-дозаторы 15 и далее по двухрукавной течке 17 к двум печам 18 для нагрева ферросплавов. Под двухрукавной течке расположены две качающиеся течки 19, что позволяет направить ферросплавы либо в печь для их нагрева, либо в приемную воронку и далее через весы дозаторы 22 а сталеразливочный ковш. Печи для нагрева ферросплавов имеют механизм подъема, который позволяет после завершения стадии нагрева наклонить печь и выгрузить ферросплавы в воронку 20 и далее отправить их в сталеразливочный ковш. Как видно на рис. 5.4, имеется также возможность направлять в исключительных случаях ферросплавы непосредственно в конвертер.

## **5.2. ПОДАЧА СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ И ФЕРРОСПЛАВОВ В ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ЦЕХ**

Для дуговых электросталеплавильных печей с трансформаторами мощностью до 350 кВА на 1 т их ёмкости загрузка сыпучих материалов и ферросплавов производилась ранее через рабочее окно печей. Чаще всего для этих целей использовались мультиметрические машины кранового или напольного типа [10]. Загрузка материалов в мультиметры производилась, либо в шихтовом пролете грейферным мостовым краном, либо из бункеров, сооружаемых на рабочей площадке печного пролета. Доставка материалов в эти бункера от внешнего источника их хранения осуществлялась железнодорожным или автомобильным транспортом в саморазгружающихся контейнерах.

Такой способ поступления сыпучих материалов в ванну дуговой электропечи с ростом мощности печного трансформатора до 800–1000 кВА/т ёмкости не обеспечивал высокой их производительности и поэтому в современных электросталеплавильных цехах не применяется.

Важным элементом современной плавки является подача сыпучих материалов в рабочее пространство печи через отверстие в своде. Поступление шлакообразующих материалов в зону электродного пятна ускоряет процессы шлакообразования. Загрузка второй порции углеродсодержащих материалов в зону электродного пятна позволяет осуществить мгновенное их зажигание. При подаче сыпучих материалов через свод исключается необходимость обесточивания печи и подъема электродов при вводе материалов в печь, что необходимо делать при использовании мультиметрической машины, а это, в свою очередь, требует открытия рабочего окна, что увеличивает приток холодного воздуха в печь и соответственно расход электроэнергии. Рабочее окно, как элемент современной дуговой печи, используется практически только для обеспечения слива пенистого шлака. В связи с отказом от использования мультиметрической загрузки материалов в печь площадь рабо-

чего окна существенно уменьшилась (в 1,5 раза и больше). Это, в свою очередь, позволило сократить приток холодного воздуха в печь и, как следствие, уменьшить расход электроэнергии на плавку. Учитывая основное функциональное назначение окна современной печи для слива шлака, в зарубежной терминологии оно так и называется «шлаковым».

Переход на загрузку шлакообразующих материалов в электросталеплавильную дуговую печь сверху, т. е. таким же образом, как и в конвертер, привело к необходимости принимать аналогичные технические решения по системе их подачи. Обычно к печному пролету пристраивается специальный пролет сыпучих материалов шириной по осям колонн от 6 до 9 м в зависимости от производительности цеха. Состав оборудования и сооружений этого пролета не отличается от состава оборудования и сооружений в системе подачи сыпучих материалов конвертерного цеха. Единственным отличием в схеме подачи материалов в дуговую печь является наличие поворотной трубчатой точки ввода материалов в агрегат. Отворот точки вызван необходимостью обеспечить подъем и отворот свода печи для загрузки металлического лома. Так же как и в конвертерном производстве, при выпуске металла из дуговой печи имеется возможность подачи от этой системы ферросплавов в сталеразливочный ковш и теплоизоляционного шлакового покрытия поверхности металла (рис. 5.5).

При реконструкции электросталеплавильных цехов с заменой старых дуговых печей с трансформаторами малой мощности на современные высокомошные печи, где невозможно организовать специальный пролет сыпучих материалов, принимаются вынужденные решения по размещению этого оборудования и сооружений в стесненных условиях печного пролета цеха (например, ЭСПЦ ОАО «Северсталь»).

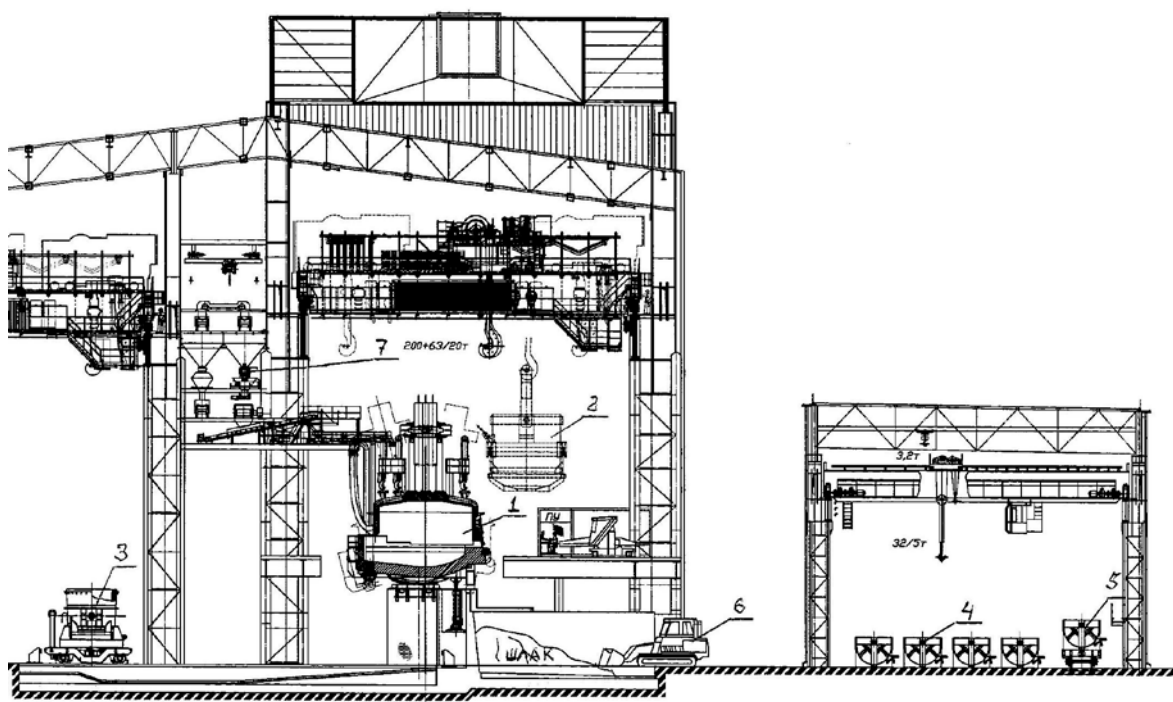


Рис. 5.5. Система подачи сыпучих материалов и ферросплавов в электро-сталеплавильный цех: 1 — дуговая электросталеплавильная печь; 2 — загрузочная бадья; 3 — сталевоз с ковшем; 4 — контейнера с металлическим ломом; 5 — железнодорожный состав подачи металлического лома в шихтовый пролет; 6 — автопогрузчик на уборке шлака; 7 — система подачи сыпучих материалов и ферросплавов в печь и ковш

Преимуществом подачи сыпучих материалов через свод печи является возможность использования в составе металлошихты металлизированных материалов (окатышей, губчатого железа и горячебрикетированного железа), особенно в тех случаях, когда требуется выплавлять металл с низким содержанием цветных элементов (никеля, кобальта, меди, хрома и др.). Если количество металлизированных материалов превышает 25 %, их загрузка не может осуществляться с помощью загрузочных корзин. Массовая разовая загрузка пористого материала приводит к поверхностному его оплавлению и, как следствие, к замедлению плавления. В то же время последовательная подача этого материала небольшими порциями через свод печи позволяет успешно использовать в составе металлошихты значительно большее (до 70 %) его количество.

## **6. ОТВОД И ОЧИСТКА ДЫМОВЫХ ГАЗОВ ОТ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ**

Одним из недостатков конвертерного и электросталеплавленного производства является значительный угар железа, часть которого выносится дымовыми газами, образуя плавильную пыль. В основном плавильная пыль состоит из  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Количество пыли, выносимой из сталеплавильных агрегатов, достигает 1,5 % от массы металлической шихты. Помимо железа, потоком дымовых газов в газоотводящий тракт уносятся частицы пыли шлакообразующих материалов (главным образом извести).

В передовых промышленно-развитых станах выброс пыли в атмосферу от сталеплавильных агрегатов не превышает  $10 \text{ мг/м}^3$ . В этом случае выбрасываемый газ бесцветен. Чтобы получить такие результаты, необходимо соорудить дорогостоящее очистное оборудование. Системы отвода и очистки дымовых газов от конвертера и дуговой электропечи серьезно отличаются, и поэтому их описание приводится отдельно.

### **6.1. ОТВОД И ОЧИСТКА ДЫМОВЫХ ГАЗОВ ОТ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТЕРА**

Вместе с пылью из конвертера выносятся дымовые газы, нагретые до  $1600^\circ\text{C}$  и содержащие до 90 % CO.

Количество газа, выделяемого из конвертера, является функцией скорости окисления углерода металлошихты. В процессе плавки количество выделяемых газов меняется, достигая максимума в середине плавки. Если для конкретного конвертера установлен дымосос, работающий на весь процесс плавки с постоянной мощностью, а следовательно и с постоянной пропускной способностью, то количество подсосываемого воздуха в газоотводящий тракт будет рано:

$$V_{\text{в}} = V_{\text{с}} - V_{\text{г}},$$

где  $V_{\text{в}}$  — количество воздуха поступающего в газоотводящий тракт,  $\text{м}^3$ ;  $V_{\text{г}}$  — количество газов выделяющихся из конвертера,  $\text{м}^3$ ;  $V_{\text{с}}$  — количество газов перед дымососом,  $\text{м}^3$ .

На практике используется четыре способа отвода газов от конвертера.

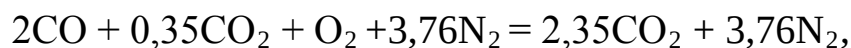
1.  $\alpha \geq 1,0$  — с доступом воздуха и полным сжиганием конвертерных газов.
2.  $1 > \alpha > 0,75$  — с доступом воздуха, но с недожогом газов.
3.  $0,6 > \alpha > 0,3$  — с доступом воздуха и с частичным сжиганием газов.
4.  $0,15 > \alpha > 0$  — без доступа воздуха и без сжигания газов.

Принципиальное отличие второго способа отвода газов от третьего заключается в том, что во втором случае через газоотводящий тракт проходят негорючие газы, а в третьем — взрывоопасные. Отвод дымовых газов от конвертера осуществляется по одной из двух схем: нерегулируемой и регулируемой.

#### **6.1.1. Отвод газов по нерегулируемой схеме**

Между конвертером и газоотводящим трактом всегда имеется зазор, обеспечивающий возможность поворота конвертера для загрузки металлического лома, заливки чугуна и сливов металла и шлака. Величина зазора меняется только в зависимости от количества настилов на горловине конвертера. При разряжении в газоотводящий тракт будет поступать наружный атмосферный воздух в количестве  $V_{\text{в}} = V_{\text{с}} - V_{\text{г}}$ . Количество конвертерных газов, поступающих в тракт, зависит от интенсивности продувки металла кислородом (в прямой пропорциональной зависимости). С увеличением интенсивности продувки металла кислородом в такой же степени увеличивается и выход конвертерных газов, и уменьшается поступление в газоотводящий тракт атмосферного воздуха. Таким образом, система отвода конвертерных газов может переходить от первой до четвертой схемы работы тракта.

Как указывалось ранее из конвертера выделяется до 90 % CO и не менее 10 % CO<sub>2</sub>. В среднем за продувку содержание CO колеблется в пределах 80–90 %. Соответственно CO<sub>2</sub> выделяется от 10 до 20 %. Примем среднее значение выхода конвертерных газов состава 85 % CO и 15 % CO<sub>2</sub>. При выходе из горловины конвертера газы перемешиваются с атмосферным воздухом и сгорают по реакции

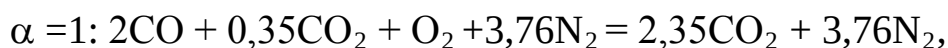


где 0,35CO<sub>2</sub> соответствует 15 % общего количества CO + CO<sub>2</sub>; 3,76N<sub>2</sub> соответствует 79 % содержания этого газа в атмосферном воздухе.

Таким образом, из 2,35 объёмов, выделившихся из конвертера газов по стехиометрии этой формулы в газоотводящий тракт поступит  $2,35 + 3,76 = 6,11$  объёмов газа, т. е. в тракт поступает в 2,6 раза больше газов, чем выделится из конвертера. Однако, чтобы обеспечить полное сгорание газов, в тракт необходимо поступление некоторого избытка воздуха над стехиометрией. Если при стехиометрии коэффициент избытка воздуха  $\alpha = 1$ , то для обеспечения достаточно полного сгорания конвертерных газов коэффициент  $\alpha$  принимается 1,2.

Отсюда следует, что в конкретных условиях работающего конвертера повышение интенсивности продувки металла кислородом будет сопровождаться последовательным уменьшением коэффициента избытка воздуха. Может наступить момент, когда коэффициент избытка воздуха уменьшится до величины менее 1. В этом случае поступающего в тракт воздуха будет недостаточно для полного сжигания конвертерного газа, и в тракт начнет поступать часть несгоревшего CO. Дальнейшее повышение интенсивности продувки металла кислородом в еще большей степени повысит содержание CO в тракте. Таким образом,  $\alpha$  может последовательно уменьшаться от 1 до 0.

Реакции горения конвертерных газов для  $\alpha$  от 1 до 0 представлены ниже:





$$\alpha = 0,9: 2\text{CO} + 0,35\text{CO}_2 + 0,9\text{O}_2 + 3,384\text{N}_2 = 2,15\text{CO}_2 + 0,2\text{CO} + 3,384\text{N}_2,$$

$$\alpha = 0,1: 2\text{CO} + 0,35\text{CO}_2 + 0,1\text{O}_2 + 1,504\text{N}_2 = 0,55\text{CO}_2 + 1,8\text{CO} + 1,504\text{N}_2,$$

$$\alpha = 0: 2\text{CO} + 0,35\text{CO}_2 + 0,0\text{O}_2 + 0,0\text{N}_2 = 2\text{CO} + 0,35\text{CO}_2.$$

Представленные результаты реакций горения конвертерных газов являются теоретическими и не учитывают механизма смешивания конвертерных газов с воздухом поступающим в тракт. На практике количество СО в сгоревших газах оказывается несколько выше, чем в представленных формулах. Однако изменение состава газа перед дымососом этими формулами характеризуется достаточно полно. На рис. 6.1 представлены изменения количества СО и отношения  $V_c$  к  $V_k$  перед дымососом в зависимости от коэффициента избытка воздуха.

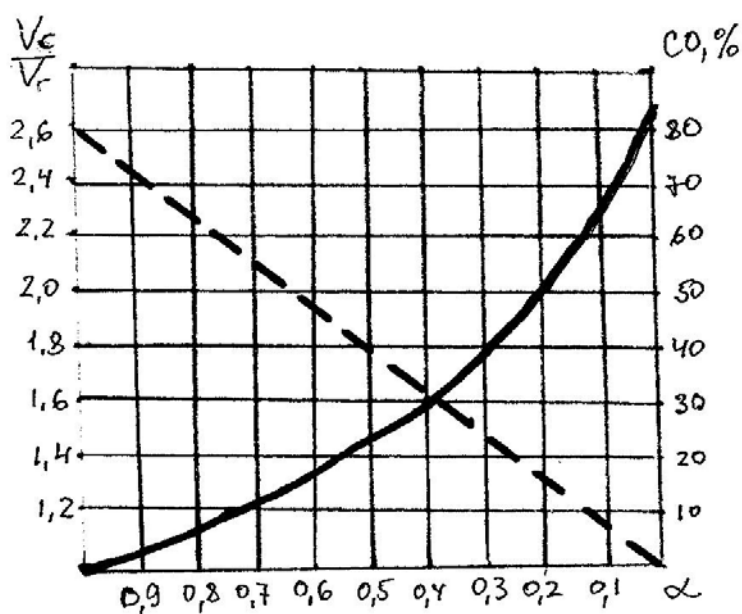


Рис. 6.1. Изменение количества СО (—) и отношения количества газа после охладителя  $V_k$  к количеству газа, выделяющегося из конвертера  $V_r$  (----), в зависимости от коэффициента избытка воздуха  $\alpha$

Из графика следует, что при снижении коэффициента избытка воздуха менее 0,75 поступающий в тракт газ приближается к нижнему пределу воспламенения.

Под нижним пределом воспламенения понимается наименьшее количество горючего газа в смеси с воздухом, выраженное в объёмных процентах и достаточное для воспламенения. Нижний предел воспламенения для СО составляет 12,5 %, для водорода 4,5 %. Под верхним пределом воспламенения понимают максимальное содержание горючего газа в смеси, при котором уже не происходит воспламенения. Верхний предел для СО равен 74,5 %, для водорода — 67,5 %. Повышение в смеси инертных газов или паров воды повышает нижний предел воспламенения и понижает верхний.

Температура воспламенения СО в кислороде и воздухе составляет 650°C, водорода — 585°C. При разряжении в тракте температуры воспламенения повышаются.

Таким образом, при коэффициенте избытка воздуха менее 0,75 по газоотводящему тракту проходит горючий взрывоопасный газ. При входе в газоотводящий тракт конвертерных газов и воздуха происходит их перемешивание и дожигание части СО в соответствии с количеством поступившего кислорода, поскольку температура газа в этой зоне превышает температуру воспламенения (свыше 1000°C). Но поскольку кислорода воздуха недостаточно для полного сжигания СО, состав газа будет находиться в пределах зоны воспламенения. После прохождения охладителя конвертерных газов их температура оказывается ниже предела воспламенения. Если в этой зоне возникает возможность подсоса воздуха в тракт (плохая плотность соединения трубопроводов, механическое повреждение и т. п.), то при наличии запала (искра, накопление статического электричества и др.) эта смесь газов может взорваться. Даже если количество СО в газе превышает предел воспламенения 74,5 %, в случае подсоса воздуха в тракт количество СО в газе снижается и входит в зону воспламенения, что при наличии запала может вызвать взрыв в тракте с его разрушением.

Чтобы исключить возможность образования взрывоопасной смеси газов в тракте необходимо выполнить следующие условия:

- газоотводящий тракт должен быть газоплотным, что исключает подсос воздуха;
- по тракту за горючим газом должен двигаться тампон инертных газов, а затем воздух.

При работе с полным сжиганием конвертерных газов  $\alpha \geq 1,0$ , обеспечивается безопасность работы тракта, так как по всему тракту проходят негорючие газы. Ситуация усложняется, если работа конвертеров переводится на работу по системе с недожогом или частичным сжиганием газов.

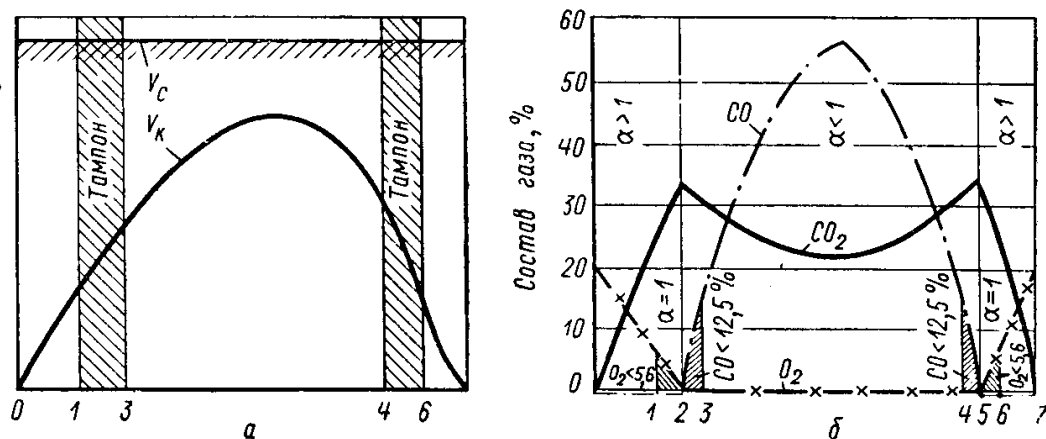


Рис. 6.2. Схема работы тракта с частичным сжиганием (а) и состав газа после охладителя (б)

На рис. 6.2, а приведены графики изменения объема газов у дымососа  $V_c$  и на выходе газов из конвертера  $V_k$ , а на рис. 6.2, б — расчетные кривые состава газов за охладителем. Линия  $V_c$  — горизонтальная, что характеризует нерегулируемость отвода газов (работа дымососа на постоянной мощности). Состав отходящих газов меняется следующим образом:

- а) в период времени, соответствующий точкам 0–2 на оси абсцисс, в газах содержится  $CO_2$ ,  $O_2$ ,  $N_2$ ;  $CO$  отсутствует;

- б) в точке 2 (при  $\alpha = 1,0$ ) в газах содержится только  $N_2$  и  $CO_2$ ;
- в) в интервале 2–5 в газах содержится  $CO_2$ ,  $CO$ ,  $N_2$ ;  $O_2$  отсутствует;
- г) в точке 5 (при  $\alpha = 1,0$ ) в газах содержится только  $N_2$  и  $CO_2$ ;
- д) в интервале 5–7 в газах содержится  $CO_2$ ,  $O_2$ ,  $N_2$ ;  $CO$  отсутствует.

Практически в нерегулируемых схемах с частичным сжиганием в интервале 2–5 не удастся избавиться от кислорода воздуха по двум причинам: а) температура кислорода в воздухе, поступившем в тракт у горловины конвертера, в результате отсутствия идеального перемешивания с конвертерными газами и быстрого их охлаждения ниже температуры воспламенения, поэтому весь кислород не успевает вступить в реакцию: б) кислород из воздуха иногда попадает в тракт вследствие его неплотности.

В интервале 1–3 и 4–6, в пределах которого в газах может содержаться  $\leq 5,6\%$   $O_2$  и  $\leq 12,5\%$   $CO$ , образуются нейтральные продукты сгорания (так называемый тампон), которые промывают весь тракт и разделяют потоки газов, содержащих  $> 5,6\%$   $O_2$ , от зон с газом, содержащих  $> 12,5\%$   $CO$ . Для режима частичного сжигания, при котором производительность дымососа постоянна, этот период растянут, тампон достаточно промывает тракт, требуется лишь обеспечить хорошую герметичность тракта.

На рис. 6.2, б зона 3–4 представляет собой область горения сухих конвертерных газов. После мокрых газоочисток зона горения значительно сужается. Дожигание  $CO$  на свече определяется составом газа за дымососом. Воспламенение влажного газа начинается при 20–25 %  $CO$ , заканчивается горение при 18–22 %  $CO$ . Основным недостатком системы отвода газов с частичным сжиганием является выброс в атмосферу  $CO$ . Количество несгоревших выбросов зависит от того, как быстро кривая  $CO$  в начале продувки нарастает от 0 до 25 %, т. е. до момента зажигания, и в конце падает от 22 % до 0. Чем интенсив-

нее ведется продувка металла кислородом, тем меньше СО выбрасывается в атмосферу.

При работе тракта с частичным сжиганием или без дожигания должны быть исключены неплотности фурмы, кессона, котла и других частей, так как появление водорода в тракте резко увеличивает его взрывоопасность. Источником образования водорода в тракте служит влага, содержащаяся в сыпучих материалах, течи кислородной фурмы и др.

В середине прошлого века переход части конвертерных цехов от работы по системам с полным сжиганием конвертерных газов на системы с частичным сжиганием был вызван стремлением увеличить производство стали наиболее дешевым и доступным способом.

Однако в связи с существенными выбросами СО в атмосферу при работе тракта по системе без дожигания конвертерных газов, она к концу века была повсеместно запрещена.

### **6.1.2. Отвод дымовых газов по регулируемой схеме**

При работе по регулируемой схеме зазор между конвертером и охладителем регулируют подвижной манжетой (юбкой). На величину подсасываемого воздуха влияют величина открытого зазора над конвертером, положение заслонки перед дымососом или изменение числа оборотов дымососа.

По регулируемой схеме отвода конвертерных газов реализуется четвертый способ, когда в тракте обеспечивается коэффициент избытка воздуха в пределах  $0,15 > \alpha > 0$ .

При таком коэффициенте избытка воздуха через газоотводящий тракт проходит в два раза меньше газа, чем при нерегулируемой схеме. Соответственно уменьшается мощность дымососа и сокращаются размеры охладителя, что уменьшает капитальные затраты на сооружение конвертерного цеха. Однако к работе такого тракта предъявляются повышенные требования по обеспечению безопасной его экс-

плутации, так как через тракт проходят горючие газы. В общем виде по этой схеме в любой точке газоотводящего тракта и в любой момент продувки исключается возможность соприкосновения газа с воздухом и образования взрывоопасных смесей. Чтобы обеспечить эти условия, начало продувки проводят по способу с полным сжиганием газов, которые, проходя через тракт, промывают его от воздуха и создают тампон инертных газов. За тампоном через систему проходят конвертерные газы. В конце продувки переходят на способ с полным сжиганием газов с целью образования тампона. На рис. 6.3 показан график работы тракта по схеме с регулируемым отводом конвертерных газов.

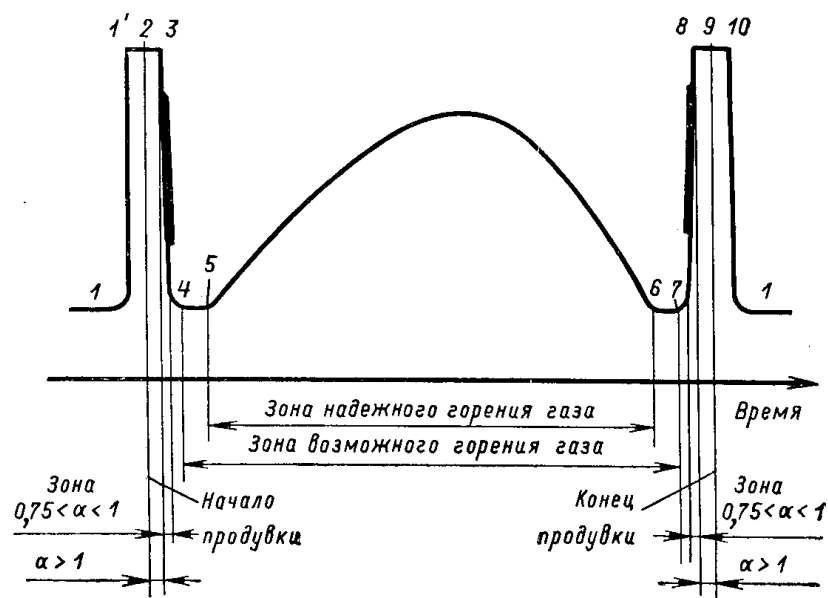


Рис. 6.3. График работы газоотводящего тракта по системе с регулируемым отводом конвертерных газов

Точка 1 — количество воздуха, просасываемого через тракт перед началом кислородной продувки; 1' — количество воздуха, просасываемого через газоотводящий тракт перед началом кислородной продувки; 2 — начало кислородной продувки; 3 — зажигание газов, выделяющихся из конвертера, и команда на опускание колокола (юбки). В точке 4 колокол занимает нижнее положение, в этот момент

включается автоматическая система регулирования. В точке 3 все газы полностью сжигаются — через тракт проходят инертные продукты горения. По мере опускания колокола и прикрытия заслонки перед дымососом сокращается количество подсасываемого воздуха и возрастает количество конвертерных газов.

По тракту вслед за инертными продуктами протекают газы неполного сгорания, затем конвертерные газы; но в тракте нет кислорода, поэтому система работает надежно. Между точками 4–7 по тракту проходят конвертерные газы. В точке 7 оператор подает команду на подъем колокола. Количество подсасываемого воздуха возрастает, но при этом газы полностью сгорают; а в момент появления избытка воздуха последний встречается только с продуктами сгорания. В точке 9 завершается продувка, а точке 10 дымосос переключается на меньшее число оборотов или прикрывается заслонка на его всасывающей стороне.

При регулируемых схемах отвода конвертерных газов без дожигания в основной период продувки конвертерные газы с высокой теплотворной способностью ( $\cong 8400$  кДж) могут использоваться в качестве топлива в различных нагревательных устройствах (например, горелках печей прокатных станков) или сжигаться на свече. Естественно, что полезное использование конвертерных газов по сравнению с их сжиганием на свече экономически целесообразнее. Однако это не всегда удается реализовать по различным причинам и в первую очередь по безопасным условиям расположения газгольдера. Не всегда на действующих предприятиях имеются свободные площади с радиусом в 100 метров для размещения газгольдера (в частности, такая ситуация имеет место на ОАО «Северсталь»).

Необходимо иметь в виду, что между точками 5–6 газы, выделяющиеся из конвертера, либо полностью сжигают на свече, либо направляются в газгольдер для дальнейшего использования. Однако в точках 3–4 и 7–8, когда коэффициент избытка воздуха в тракте находится в пределах 1–0,6, на свечу поступает газ, в котором содержание

СО (0–20 %) находится ниже точки воспламенения, и он, проходя через свечу, выбрасывается в атмосферу не сгоревшим. Продолжительность таких выбросов оценивается секундами, что ограничивает сброс в атмосферу СО. Во всяком случае, этот период в системах регулируемого отвода газов существенно ниже, чем в системах с нерегулируемым отводом конвертерных газов

### 6.1.3. Охладители конвертерных газов

Конвертерные газы, содержащие до 90% СО, покидают горловину с температурой до 1600<sup>0</sup>С. В зависимости от коэффициента избытка воздуха теоретическая температура горения газов в охладителе колеблется от 1600<sup>0</sup>С ( $\alpha = 0$ ) до 2850<sup>0</sup>С ( $\alpha = 1$ ). Фактически температура горения с учетом диссоциации достигает 2400<sup>0</sup>С.

Количество тепла, выносимого газами из конвертера ( $Q_p$ ) и выделяющегося в пределах тракта, равно:

$$Q_p = Q_{\phi} + \alpha Q_{p_n} + Q_{п},$$

где  $Q_{\phi}$  — физическое тепло конвертерных газов;  $Q_{p_n}$  — теплота сгорания конвертерных газов;  $\alpha$  — коэффициент избытка воздуха в охладителе; при  $\alpha \geq 1,0$  в указанную формулу вставляют величину  $\alpha = 1,0$ ;  $Q_{п}$  — энтальпия пыли, равная примерно 0,05Q.

Результаты расчета по этой формуле с учетом теплоты сгорания чистой окиси углерода 12690 кДж/м<sup>3</sup> и наличия в конвертерных газах 90 % СО представлены в табл. 6.1.

Таблица 6.1

**Количество тепла, выносимого дымовыми газами из конвертера**

| $\alpha$                  | 1,0   | 0,75  | 0,45 | 0,07 |
|---------------------------|-------|-------|------|------|
| Тепло, кДж/м <sup>3</sup> | 14000 | 11100 | 8000 | 3800 |

Из табл. 6.1 следует, что уменьшение коэффициента избытка воздуха сопровождается уменьшением количества тепла, выделяющегося в охладителе конвертерных газов.



На практике используется два типа охладителей конвертерных газов: радиационно-конвективные и радиационные. В первых охладителях газы охлаждаются до  $300\text{--}500^{\circ}\text{C}$ , а во вторых — до  $800\text{--}1200^{\circ}\text{C}$ .

## Радиационно-конвективные охладители конвертерных газов

По существу радиационно-конвективные охладители конвертерных газов являются паровыми котлами. В России и странах СНГ радиационно-конвективные охладители работают с принудительной циркуляцией. В мировой практике встречаются охладители подобного типа с естественной циркуляцией.

Условия работы паровых котлов-охладителей резко отличаются от условий работы обычных паровых котлов резкими колебаниями тепловых нагрузок, температурного режима, давления, уровня воды в барабане, обогревом поверхности сильно запыленными газами, наличием отверстий больших размеров для ввода сыпучих материалов и кислородной фурмы.

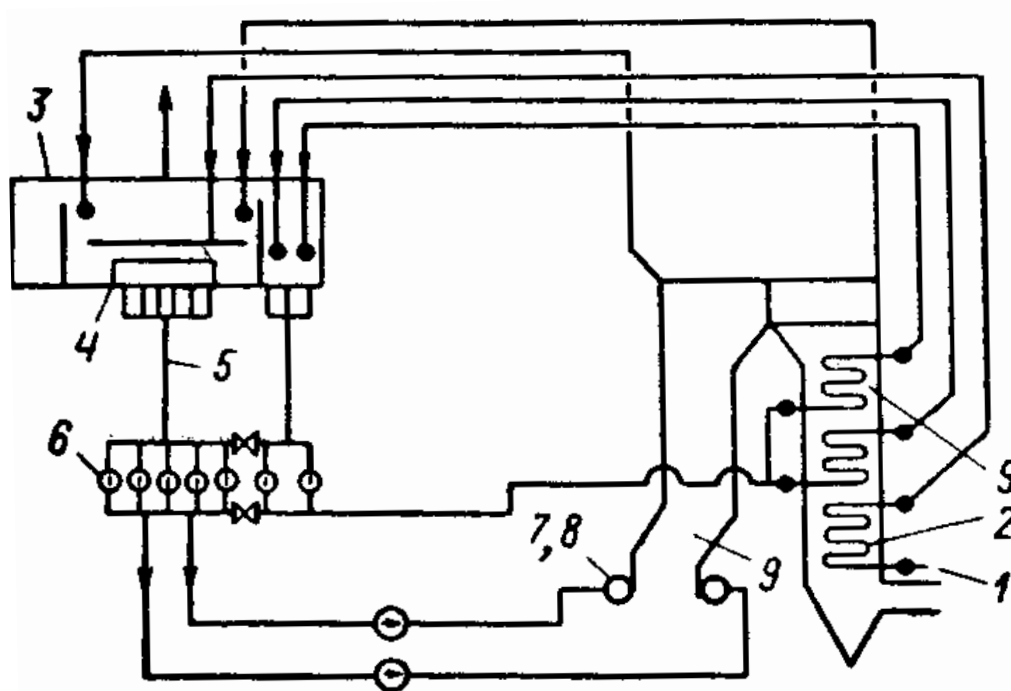


Рис. 6.4. Принципиальная схема циркуляционного контура котла-охладителя с принудительной циркуляцией

Котлы-охладители радиационно-конвективного типа состоят из подъемного радиационного и опускного конвективного газопроводов. В конвективном газопроводе размещены испарительные и экономайзерные

поверхности нагрева. Такие котлы большей частью работают по схеме с полным сжиганием конвертерных газов. Принципиальная схема котла-охладителя с принудительной циркуляцией представлена на рис. 6.4.

Питательная вода 1, пройдя водяной экономайзер 2, направляется в барабан 3 и смешивается с котловой водой. Котловая вода из барабана проходит фильтр 4 и по опускным линиям 5 поступает в циркуляционные насосы 6. Насосы прокачивают воду через раздающие коллекторы 7, в которых установлены уравнительные дроссельные шайбы 8, обогреваемые трубы или змеевики 9, в которых испаряется часть воды. Пароводяная смесь направляется в барабан. Пар отводится в общецеховой паропровод, а вода вновь направляется к насосам.

Отечественные радиационно-конвективные котлы имеют в сечении прямоугольную форму размерами 3,57х3,57 м для конвертеров ёмкостью 100–160 т. Давление в барабане составляет 46 кгс/см<sup>2</sup>. Паропроизводительность котла ОКГ-100-3 достигает 200 т/час. Поскольку продувка металла кислородом составляет менее 50 % общей продолжительности плавки, в межпродувочный период выработка пара прекращается. Чтобы избежать неритмичной работы котла, некоторые газоотводящие тракты снабжаются системой принудительной подтопки, которая включается в период прекращения продувки. Для сглаживания потребления пара конвертерные цехи оборудуются системами паровых аккумуляторов и пароперегревателей.

После ввода в эксплуатацию первых охладителей радиационно-конвективного типа достаточно быстро выявились их недостатки. Главным из этих недостатков было снижение пропускной способности тракта со временем. Конвективные поверхности котла заносились плавильной пылью, что уменьшало сечение свободного прохода конвертерных газов. Снижение пропускной способности тракта вызывало необходимость уменьшать интенсивность продувки металла кислородом, что сопровождалось падением производительности цеха. Попытки осуществить очистку конвективных поверхностей с помощью дро-

би или вибровстряхивания не дали заметных результатов. Поэтому пошли по более радикальному пути. При очередной остановке конвертеров на ремонт провели реконструкцию охладителя. Плотные шахматные пучки были заменены ширмами, большей частью с коридорным шагом от 170 мм (испарительных поверхностей) до 110 мм (экономайзера). При этом поверхность нагрева уменьшилась на 8–10 %, температура газов за охладителем возросла примерно на 50<sup>0</sup>С, пропускная способность по кислороду возросла на 25–30 %. Тем не менее, обслуживание охладителя конвертерных газов радиационно-конвективного типа затруднительно. Уже средний ремонт котла (тем более капитальный) по продолжительности превышает время на смену футеровки конвертера, поскольку требует замены отдельных узлов и деталей (замена поверхностей нагрева, вала насоса, ревизия отдельной арматуры, ревизия подшипников дымососа, вентиляторов и т. д.). Все это предопределило негативное отношение технологического производственного персонала к охладителям подобного типа. Вместе с тем вырабатываемый охладителем пар не нашел в должной степени потребителей и нередко сбрасывается в атмосферу. Эффективность таких охладителей выявляется в большей степени при отводе конвертерных газов с их полным сжиганием, так как в этом случае через охладитель проходит больше высокотемпературного газа. С увеличением емкости конвертеров от 100 т до 250–400 т охладители подобного типа, по системе с полным сжиганием, приобретали гигантские размеры, что затрудняло их вписывание в габариты цеха. Кроме того, отрицательное отношение производителей к этому типу охладителей привело к разработке и внедрению в практику охладителей радиационного типа.

### **Охладители конвертерных газов радиационного типа**

Охладители радиационного типа могут быть паровыми или водяными котлами. Паровые охладители аналогичны котлам радиационно-конвективного типа с тем отличием, что они не имеют конвек-

тивных поверхностей нагрева. Соответственно температура газа, покидающего котел, существенно выше ( $800\text{--}1000^{\circ}\text{C}$ ), а выработка пара ниже (примерно в два раза). Обычно радиационные котлы используются с конвертерами большой емкости (от 200 до 400 т). Для конвертеров емкостью до 150–200 т чаще используются радиационные охладители водяного типа.

Для Енакиевского металлургического завода был разработан охладитель водяного типа с двухконтурной системой циркуляции воды. Принципиальная схема этого охладителя представлена на рис. 6.5.

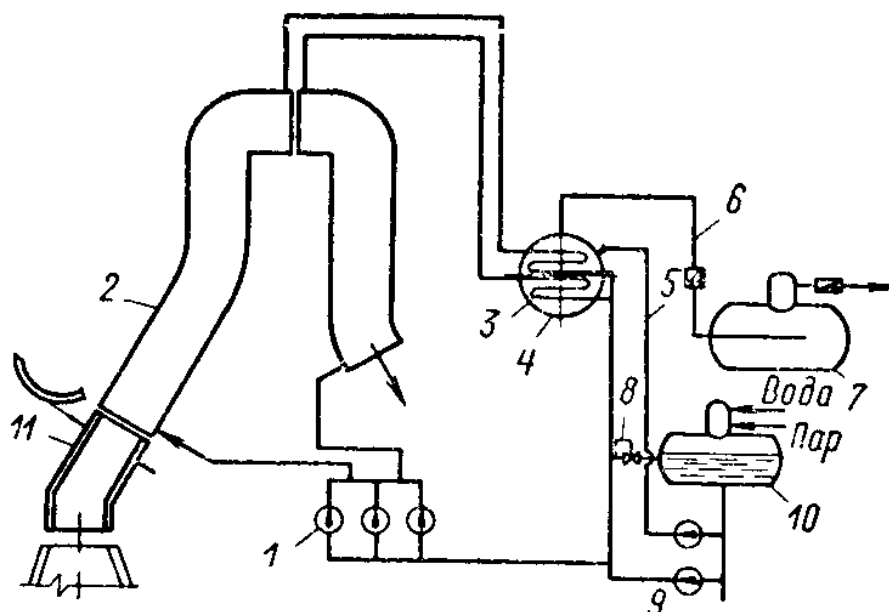


Рис. 6.5. Принципиальная схема двухконтурного водяного охладителя Енакиевского металлургического завода: 1 — циркуляционные насосы первичного контура; 2 — экранные трубы; 3 — ребристые трубы; 4 — барабан-сепаратор; 5 — питательная вода вторичного контура; 6 — выход пара; 7 — пароводяные аккумуляторы; 8 — регулятор давления первичного контура; 9 — подпиточные насосы первичного контура; 10 — деаэратор; 11 — кессон

Основными элементами первичного контура являются циркуляционные насосы, экранные трубы, поверхностный охладитель из ребристых труб, размещенный в баке-испарителе вторичного контура.

Питательная вода поступает в барабан и испаряется в нем за счет тепла, поступающего из первичного контура. Образующийся пар проходит через пароводяные аккумуляторы и направляется к потребителям.

Первичный контур замкнут, поэтому объем воды в нем постоянен, и отсутствуют источники его загрязнения. Циркуляционные насосы под давлением  $53 \text{ кгс/см}^2$  просасывают воду с температурой  $150\text{--}170^\circ\text{C}$  через экранные трубы, в которых она нагревается до  $210\text{--}240^\circ\text{C}$ , при этой температуре вода поступает в змеевики, размещенные в барабане-испарителе.

С ростом тепловой нагрузки охладителя повышается температура, и увеличивается объем воды первичного контура, поэтому часть ее через регулятор давления сбрасывается во вторичный контур. Когда вода первичного контура охлаждается, объем ее уменьшается, и система пополняется водой, подаваемой подпиточными насосами. Подпиточные насосы работают периодически, поэтому они соединены с рециркуляционной линией, подключенной к бакам-деаэраторам питательной установки.

Колебания температуры в барабане соответствуют колебаниям температур в первичном контуре; средняя паропроизводительность системы составляет 29 т/ч, пиковая достигает 110 т/ч; на подпитку первичного контура расходуется до 70 т/ч воды; из первичного контура во второй сбрасывается около 60 т/ч воды. Давление в первичном контуре — устойчивое  $47 \text{ кгс/см}^2$ , во вторичном —  $9\text{--}13 \text{ кгс/см}^2$ .

#### **6.1.4. Очистка конвертерных газов**

Запыленность газов, их состав и требуемая степень очистки в аппаратах указывают, что при переходе от системы отвода с полным сжиганием газа к системе без дожигания запыленность каждого кубометра газа, входящего в газоочистку, возрастает за счет уменьшения его объема. Вместе с тем, наблюдается укрупнение частиц пыли, что облегчает ее улавливание.

Способы очистки конвертерных газов можно разделить на две группы: мокрую и сухую.

К аппаратам мокрой очистки относятся скрубберы, дезинтеграторы и трубы Вентури. К мокрой очистке относятся так же и мокрые электрофильтры. Работа аппаратов мокрой очистки основана на смачивании газа и, таким образом, коагуляции пыли и удалении ее из потока газа. В связи с этим мокрая очистка сопровождается установкой различных конструкций сепараторов, влагоотделителей, циклонов или других конструкций ловушек с целью улавливать выносимые из основного потока смоченные и скоагулированные частицы пыли.

В аппаратах сухой очистки газ не смачивается, а осуществляется либо фильтрация через ткани, либо коагуляция пыли в магнитном поле (в сухих электростатических фильтрах).

В мировой практике используются все перечисленные способы очистки конвертерных газов. В конвертерных цехах СНГ и построенных по их проектам в других странах используется только мокрая очистка конвертерных газов.

В мокрых газоочистках основным элементом являются трубы-распылители (трубы Вентури). Трубы-распылители подразделяются на две группы: с большим сопротивлением движению газа ( $800\text{--}1000\text{ кгс/м}^2$ ), с небольшим сопротивлением движению газа (менее  $500\text{ кгс/м}^2$ ) и с использованием эффекта конденсации. Мокрая газоочистка является многоступенчатой, минимум двухступенчатой (труба-распылитель и влагоотделитель), чаще трехступенчатой (циклон, труба-распылитель, влагоотделитель), иногда четырехступенчатой (труба-распылитель большого размера с малой скоростью газа, сепаратор, труба-распылитель с высокой скоростью газа, сепаратор). На рис. 6.6 представлена газоочистка системы «Гипргазоочистка», состоящая из скруббера, труб-распылителей (диаметр 90 мм) и циклонного влагоотделителя. Эта система газоочистки широко использовалась в отечественной практике для конвертеров емкостью 130–160 т.

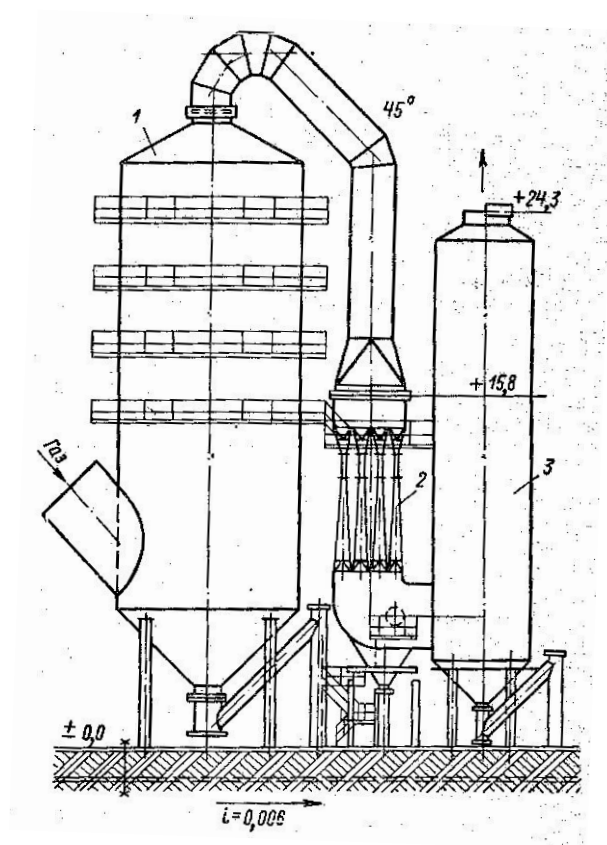


Рис. 6.6. Общий вид газоочистки:  
1 — скруббер 2 — труба-распылитель;  
3 — влагоотделитель

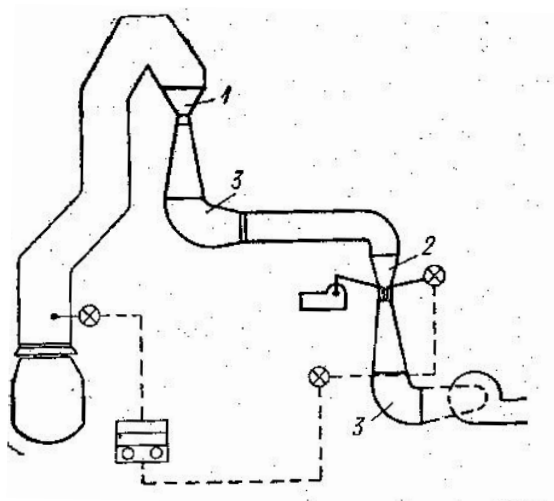


Рис. 6.7. Газоочистка из двух  
последовательных труб-  
распылителей: 1 и 2 — трубы-  
распылители; 3 — сепараторы



Газоочистки, состоящие из малых труб-распылителей, все реже применяются из-за их большого числа и больших эксплуатационных расходов. Большие трубы-распылители получают все большее распространение. Трубы-распылители с горловиной большого диаметра применяют, в основном, в системах отвода газов без их дожигания. Все конвертерные цехи в СНГ (да и в мире) с конвертерами ёмкостью свыше 200 т оборудуются регулируемые трубами Вентури (рис. 6.8).

## **6.2. ОТВОД И ОЧИСТКА ДЫМОВЫХ ГАЗОВ ОТ ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ**

Из рабочего пространства дуговой электросталеплавильной печи выделяются дымовые газы при температуре 1250–1500°С с содержанием до 20 % СО.

В отечественной практике до 90-х годов прошлого века в основном использовалась мокрая очистка дымовых газов (рис. 6.8). Эти газы по футерованному сводовому патрубку направлялись в скруббер-охладитель с водяными форсунками. Уловленная в скруббере пыль в виде шлама направлялась в отстойник. После скруббера газы поступают в батарею труб Вентури с водяными форсунками для дополнительной очистки и далее в циклон-каплеотделитель, где мелкая пыль с водой оседает в его донной части и также направляется в шламоотстойник. После циклона-каплеотделителя с помощью дымососа газы через трубу выбрасываются в атмосферу. Эти системы газоочистки позволяли уменьшить содержание пыли в газах выбрасываемые в атмосферу до 100–150 мг/нм<sup>3</sup>. Такие системы очистки дымовых газов от электропечей не могут далее использоваться, так как не отвечают современным экологическим требованиям по содержанию пыли в газах, выбрасываемых в атмосферу (не более 10 мг/нм<sup>3</sup>).

В настоящее время практически все вновь проектируемые или вводимые в эксплуатацию дуговые электросталеплавильные печи снабжаются тканевыми системами очистки дымовых газов, которые обеспечивают минимум выбросов пыли в атмосферу.

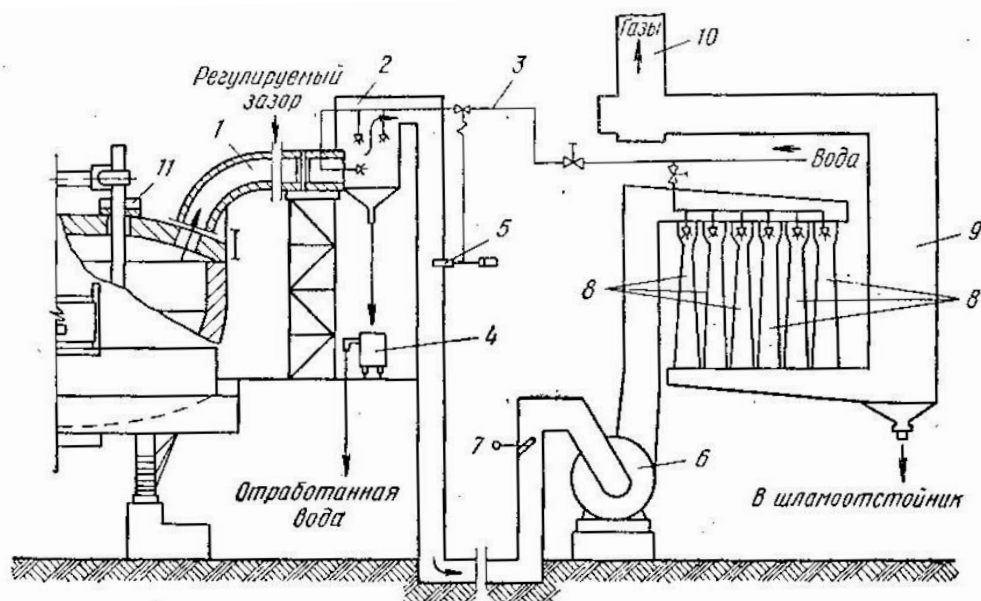


Рис. 6.8. Схема мокрой очистки дымовых газов от дуговой электросталеплавильной печи: 1 — футерованный патрубок; 2 — скруббер-охладитель; 3 — водяные форсунки; 4 — бак; 5 — термopа; 6 — дымосос-вентилятор; 7 — дроссельная заслонка; 8 — система труб-распылителей; 9 — циклон-каплеуловитель; 10 — выхлопная шахта; 11 — газодинамическое уплотнение

Кроме того, повысились требования по улавливанию и очистке так называемых неорганизованных пылегазовых выбросов, имеющих место при загрузке металлошихты через свод, сливе металла и шлака. Это вызвало необходимость размещения печи в специальной дымошумоизолирующей камере («дог хаус») и организации отвода и очистки газов из этой камеры.

Помимо отвода дымовых газов из ДСП и неорганизованных выбросов во время загрузки металлического лома и слива металла и шлака из печи, современные системы удаления и очистки пылегазовых выбросов включают в одну систему дымовые газы от агрегата ковш-печь, от резки литых заготовок МНЛЗ на мерные длины и аспирационные выбросы от системы подачи сыпучих материалов и ферросплавов.

Новая система газо-воздухоочистки обеспечивает сбор, газоотведение, охлаждение и сухую очистку технологических газов, неорганизованных и аспирационных выбросов до остаточного содержания пыли не более  $10 \text{ мг/м}^3$  (рис. 6.9).

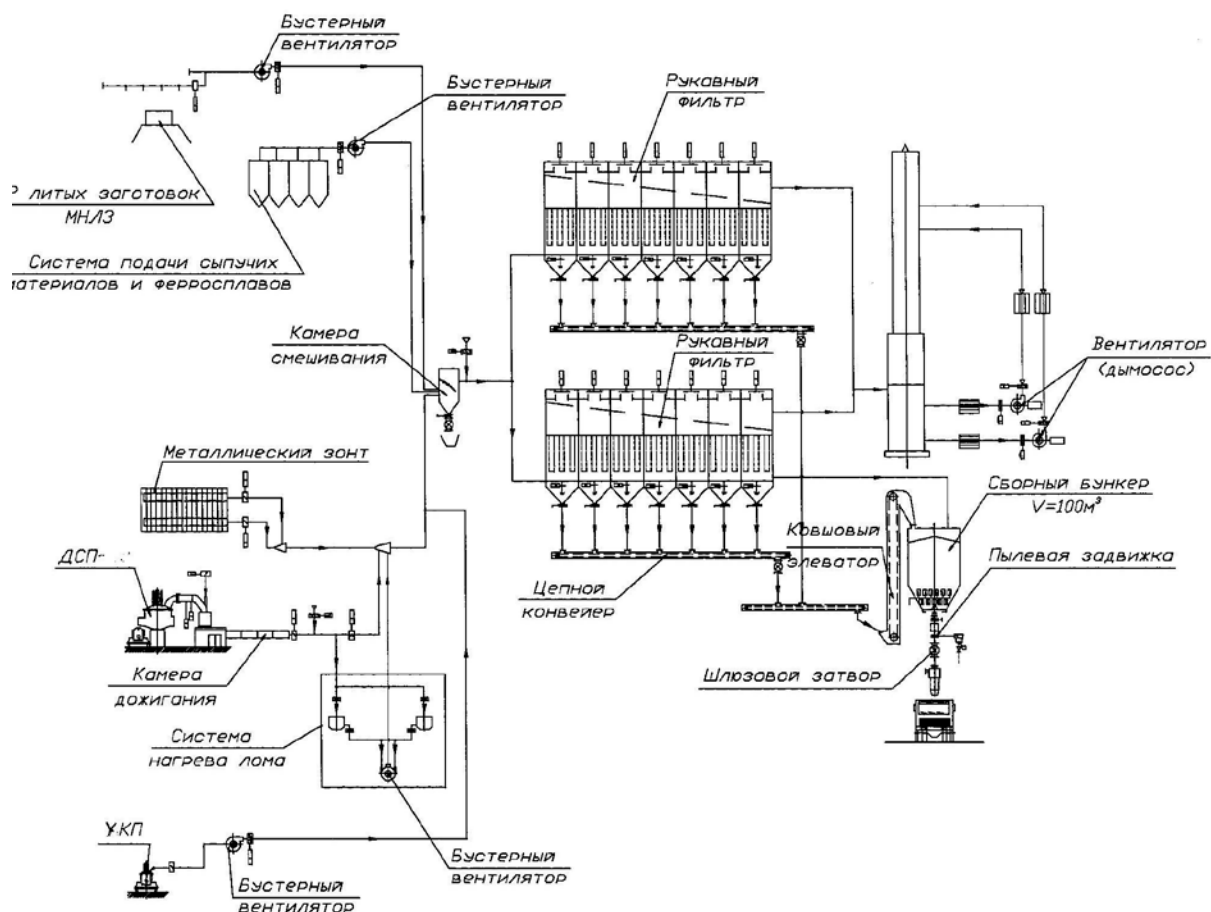


Рис. 6.9. Принципиальная схема очистки газов, выделяющихся из ДСП, укрытия ДСП, УКП, машины газовой резки литых заготовок на МНЛЗ и системы подачи сыпучих материалов и ферросплавов

Дымовые газы от дуговой электросталеплавильной печи по судовому водоохлаждаемому патрубку и водоохлаждаемой трубе направляются в камеру дожигания, расположенную обычно под рабочей площадкой печного пролета. Чтобы обеспечить улавливание отходящих газов в наклонном положении печи при сливе стали, приемный патрубок газохода выполняется поворотным.

Камера дожигания предназначена для дожигания СО дымовых газов и их охлаждения за счет подсасываемого в тракт атмосферного воздуха и для улавливания крупных частиц пыли и шлака выносимых из рабочего пространства печи. Камера оборудована регулируемой системой подсоса атмосферного воздуха для обеспечения надежного и устойчивого горения. В камере имеются широкие двери, которые позволят удалять крупную пыль с помощью фронтального погрузчика.

Часть конструкции камеры выполнена из бетона с огнеупорной футеровкой. Крышка камеры покрыта водоохлаждаемыми панелями. Продукты осаждения удаляются из камеры при ремонтных работах на печи (при замене свода, кожуха и подины) с помощью автопогрузчика через ее ворота. Удаление отходящих газов из печи регулируется заслонкой. В камере сжигания температура газа снижается до 560°C.

На выходе из камеры дожигания начинается водоохлаждаемый газоход, предназначенный для снижения температуры дымовых газов до 550°C. Система охлаждения газохода оснащена коллекторами и шлангами подачи воды, клапаном и контрольно-измерительными приборами.

В конце водоохлаждаемого газохода установлена регулирующая заслонка в высокотемпературном исполнении из жаропрочной стали, предназначенная для поддержания необходимого разрежения в печи.

На пути к установке тканевых фильтров температура газов снижается до 130°C путем их смешивания с газами, поступающими из дымо-шумоизолирующей камеры («дог хаус»), от установки ковш-печь, от агрегата ковш-печь, от резки литых заготовок на мерные длины и аспирационных выбросов от системы подачи сыпучих материалов и ферросплавов. Смешивание газов осуществляется в циклоне-искрогасителе. При повышении температуры перед фильтрами выше 130°C регулирующая заслонка перед ними автоматически открывается, увеличивая приток воздуха и снижая температуру газа.

Прямоточный циклон-искроуловитель располагается перед установкой газоочистки с выгрузкой пыли из него в автоцементовоз.

Неорганизованные выбросы от ДСП обычно поднимаются вверх под кровлю цеха, отводятся газоходами большого диаметра (<2000 мм) и направляются в общий газоход. В этот же газоход помимо врезки газохода дымовых газов от ДСП врезаются газоходы от агрегата печь-ковш, машин газовой резки литых заготовок и аспирационных выбросов системы подачи сыпучих материалов и ферросплавов. Газы от этих источников пыли направляются в общий газоход с помощью бустерных вентиляторов. На газоходах предусмотрены люки для ревизии и чистки и площадки для их обслуживания. Температура неорганизованных выбросов и от агрегата печь-ковш, машин газовой резки литых заготовок и аспирационных выбросов системы подачи сыпучих материалов и ферросплавов — не более 100°С, что позволяет снижать общую температуру газа перед искрогасителем.

После циклона-искрогасителя дымовые газы поступают в рукавные фильтры. Рукавные фильтры являются фильтром вакуумного типа, т. е. дымососы устанавливаются на стороне чистого газа. Применение рукавного фильтра для очистки газа от пыли обусловлено физико-химическим составом пыли и требуемой степенью очистки газов. Рукавные фильтры изготавливаются из тяжёлого полиэстерового фетра с мельчайшими отверстиями. Рукавные фильтры очищаются короткими импульсами сжатого воздуха. Подача сжатого воздуха производится отдельно для каждого ряда фильтров. Трубопроводы подачи сжатого воздуха расположены таким образом, что они могут быть быстро и легко демонтированы для удаления и установки новых фильтров. Электрические мембранные клапаны в отдельных трубопроводах подачи сжатого воздуха могут быть открыты один за другим на долю секунды с помощью регулируемой системы электронного управления. В результате этих действий пыль прилипшая к мешочным фильтрам отпадает и сбрасывается в хоппер для пыли.

Пыль, собранная в хоппре рукавных фильтров, транспортируется с помощью цепных конвейеров и затем наклонного конвейера в бункер для пыли. Уловленная пыль через аспирируемое загрузочное устройство поочередно подается в автоцементовоз и транспортируется на захоронение. Иногда применяются устройства для окомкования собранной пыли, что облегчает её транспортировку и обеспечивает возможность вторичного использования в технологическом процессе. Удаление газов через трубу в атмосферу осуществляется с помощью дымососов. Через систему очистки газов от пыли проходит значительный объем. Например, для системы с дуговой электросталеплавильной печью ёмкостью 120 т общий объём газов, проходящих через газоочистку, составляет 1 400 000 м<sup>3</sup>/час. Для этой же печи общая площадь поверхности фильтра составляет 15 200 м<sup>2</sup>. Содержание пыли в газе перед газоочисткой — 3,0–5,0 г/м<sup>3</sup>. Отношение воздуха к площади фильтра — 90 м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup>. Общая схема очистки дымовых газов от комплекса сооружения дуговой электросталеплавильной печи с использованием тканевых фильтров представлена на рис. 6.8.

## 7. УБОРКА ШЛАКА

Шлак на поверхности металла в сталеплавильном агрегате образуется в результате окисления железа и примесей металлошихты (кремния, марганца, хрома, фосфора и др.), а также от оксидов футеровки, миксерного шлака, если в составе металлошихты используется жидкий чугун, мусора и окалины металлического лома, шлакообразующих материалов, вводимых в процесс для придания шлаку необходимых химических и физических свойств, пустой породы губчатого железа и синтикома при их наличии в составе металлошихты. В современном сталеплавильном процессе выпуск металла в сталеразливочный ковш производится с оставлением части шлака в сталеплавильном агрегате, с тем чтобы успешно провести десульфурацию, раскисление и легирование стали на установках внепечной обработки

металла. На поверхность металла в сталеразливочном ковше наводится новый безокислительный основной шлак. Количество этого шлака колеблется в пределах 2–3% от массы металла в ковше. После освобождения ковша от металла этот шлак сливается и направляется на разделку и отгрузку из цеха. Уборка шлака из конвертерного цеха имеет несколько отличительных особенностей по сравнению с этой операцией в электросталеплавильном цехе, и поэтому они рассматриваются отдельно.

### **7.1. УБОРКА ШЛАКА ИЗ КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА**

В конвертерных цехах шлак сливается в ковши, установленные на самоходные шлаковозы, передвигающиеся по железнодорожным путям широкой колеи, общими с путями движения стелевозов. Загруженные шлаком ковши выдаются либо загрузочный пролет цеха, либо в специальный пролет, где они переставляются на специальный железнодорожный транспорт для отгрузки на сторону (рис. 7.1, *а*), или где ковши освобождаются от шлака путем слива в специальные закрома (ямы) с помощью мостовых кранов (рис. 7.1, *б*).

По обоим вариантам за пределами здания конвертерного цеха сооружаются открытые крановые эстакады с мостовыми кранами. В первом случае у внешнего ряда колон эстакады укладывается железнодорожный путь нормальной колеи. По этому пути под сферу действия мостового крана локомотивом устанавливается железнодорожный состав из неприводных шлаковозов с пустыми шлаковыми ковшами (рис. 7.2). Эти ковши снимаются краном и устанавливаются либо на свободные стенды эстакады, либо непосредственно на самоходные шлаковозы, которыми ковши транспортируются под конвертер для приема шлака с очередной плавки. В обратном порядке заполненные шлаком ковши самоходными шлаковозами транспортируются под крановую эстакаду. Далее мостовым краном эти ковши устанавливаются на железнодорожные неприводные шлаковозы и после заполнения всего состава отправляются с помощью локомотива в шлаковый

двор. Шлаковый двор представляет собой открытую крановую эстакаду с мостовым магнитно-грейферным краном и краном общего назначения грузоподъемностью 100/120 т. В отделении на всем протяжении сооружаются заглубленные траншеи для приема шлака. Вдоль траншеи укладывается железнодорожный путь, по которому в отделение доставляется груженный шлаком состав. Разгрузка шлака в траншею осуществляется наклоном шлакового ковша. При наклоне ковша центр его тяжести смещается в сторону траншеи, что может привести к опрокидыванию шлаковоза вместе с ковшом в траншею.

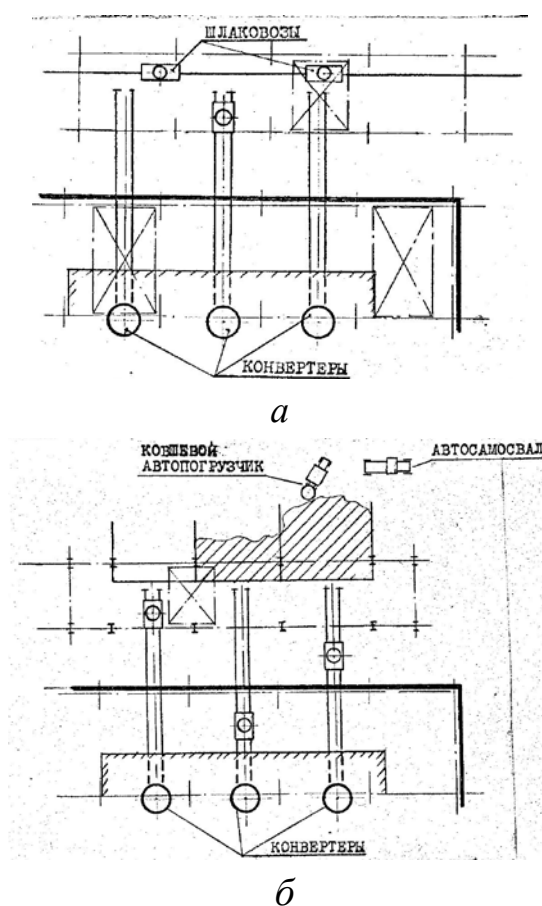


Рис. 7.1. Уборка шлака шлаковозами:  
*а* — с отправкой шлака из цеха железнодорожным транспортом;  
*б* — со сливом шлака в ямы с последующей отправкой его из цеха автотранспортом



Чтобы исключить такую ситуацию, с внешней стороны обычного железнодорожного пути укладывается дополнительный железнодорожный рельс, за который производится зацепление шлаковоза. Массивные глыбы шлака в траншее разбиваются тяжелой металлической плитой, поднимаемой магнитной шайбой крана. Отгрузка шлака в отвал может производиться как автомобильным, так и железнодорожным транспортом. В последнем случае с противоположной стороны траншеи укладывается дополнительный отгрузочный железнодорожный путь. Состав с пустыми ковшами проходит под эстакадой, где производится опрыскивание их поверхности известковым молоком. Опрыскивание предназначено для исключения цементирования шлака с поверхностью ковша.

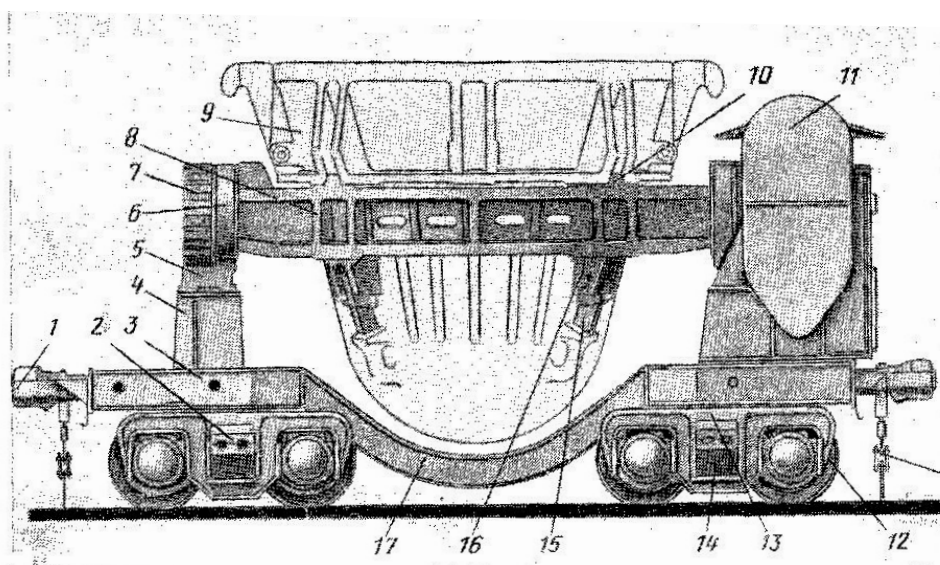


Рис. 7.2. Несамohодный шлаковоз: 1 — автосцепка; 2 — балка; 3 — лафет; 4 — стойка рамы; 5 — направляющие; 6 — каток; 7 — зубчатый сектор; 8 — опорное кольцо; 9 — шлаковый ковш; 10 — выступ; 11 — кожух; 12 — колесная пара; 13 — продольная балка; 14 — рессоры; 15 — рычаги; 16 — кронштейн; 17 — балка

Количество шлаковых ковшей, находящихся в обороте, может быть получено по формуле:

$$N_{\text{шл.к.}} = \frac{\Sigma t \cdot N_{\text{р.к.}} \cdot K_1}{\tau_{\text{пл}}} \cdot \left( \frac{G \cdot \eta}{V_{\text{ков}} \cdot q_{\text{шл}} \cdot K_2} \right),$$

где  $N_{\text{шл.к.}}$  — количество шлаковых ковшей, находящихся в обороте, шт.;  $\Sigma t$  — оборот шлакового ковша, мин.;  $N_{\text{р.к.}}$  — количество конвертеров в постоянной работе, шт.;  $\tau_{\text{пл}}$  — продолжительность плавки, мин;  $G$  — масса плавки, т;  $V_{\text{ков}}$  — ёмкость шлакового ковша, м<sup>3</sup>;  $q_{\text{шл}}$  — объёмная масса шлака, т/м<sup>3</sup>;  $K_1$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $K_2$  — коэффициент заполнения ковша (0,8–0,9);  $\eta$  — выход шлака, т/т.

В оборот ковша  $\Sigma t$  должно также включаться время обязательного присутствия шлакового ковша под конвертером перед выпуском плавки или перед промежуточным скачиванием шлака. Объёмная масса шлака зависит от его состава и в расчете может приниматься равной 2,5–3,0 т/м<sup>3</sup>.

При расчете количества шлаковых ковшей необходимо учитывать возможность их аварийного заметаливания или преждевременного выхода из строя. Чтобы исключить возможность задержки с выпусками плавки по этим причинам, следует к количеству ковшей, полученных расчетом, добавить 2–3 резервных ковша.

Как следует из приведенной выше формулы, при реализации схемы уборки шлака по рис. 7.1, а время оборота ковша будет значительным (несколько часов).

Этого, как и других недостатков, не имеет так называемый термоударный способ разделки шлака в конвертерном цехе (рис. 7.1, б).

Термоударный способ разделки шлака заключается в поливке тонкого слоя разлитого в траншейной яме шлака (толщиной 200–400 мм) водой с его последующим охлаждением до 5–70°С. Поливка шлака водой предотвращает силикатный распад, ускоряет (до 24 часов) марганцовистый, железистый, магнезиальный и известковый распад вследствие гидратации с увеличением в объеме до 40 %. Без применения этого способа процесс увеличения объема шлака занимает 2–3 года. Физико-механические испытания такого шлакового щеб-

ня показали, что он по своим механическим свойствам превышает прочность щебня из природного камня, выдерживает морозостойкость более 50 циклов. Распад не превышает 5 %, то есть отвечает техническим условиям для щебня, применяемого в дорожном строительстве. Следовательно, щебень, изготовленный термоударным способом, может использоваться для подсыпки подстилающего слоя на дороги II класса, в асфальтобетонах, как балласт для железнодорожного полотна, в обратную засыпку фундаментов и др.

По схеме с термоударным способом разделки шлак от конвертеров доставляется под крановую эстакаду самоходными шлаковозами. Прибывший под эстакаду ковш поднимается её мостовым краном, и шлак сливается в яму. После завершения этой операции ковш устанавливается на самоходный шлаковоз и возвращается под конвертер. Вся эта операция занимает не более 15 минут. После слива шлака включается система его полива водой. Для следующих плавов эта операция повторяется, пока не заполнится яма. После этого слив шлака начинает производиться в другую ячейку ямы. Обычно траншейная яма состоит не менее чем из четырех ячеек. От полива водой шлак распадается на фракции в виде щебня и может разрабатываться с помощью фронтального погрузчика и автомобильным транспортом направляться потребителю. Пока в одну яму сливается шлак, в другой осуществляется его отгрузка. Очевидны преимущества термоударного способа разделки шлака перед его разделкой сухим способом в шлаковом отделении. Этот способ позволяет существенно сократить количество шлаковых ковшей (до количества конвертеров в цехе), исключить железнодорожные перевозки шлаковых ковшей, а следовательно локомотивов и самоходных шлаковозов, отказаться от строительства шлакового отделения, исключить поступление шлака в отвалы, использовать шлаковый щебень в строительстве без предварительной его 2–3-х годовой выдержки в отвале. В зарубежной практике этот способ разделки шлака является основным. В России он реализован в конвертерном цехе ОАО «Северсталь».

Количество мостовых кранов, занятых на обслуживании шлаковых ковшей, определяется по формуле:

$$N_m = \frac{P_{\text{сут}} \cdot \eta \cdot \Sigma t \cdot K_1}{V_{\text{ков}} \cdot q_{\text{шл}} \cdot 1440 \cdot K_2 \cdot K_3},$$

где  $N_m$  — количество мостовых кранов, шт.;  $V_{\text{ков}}$  — объём шлакового ковша, м<sup>3</sup>;  $P_{\text{сут}}$  — суточный объём производства стали, т/сутки;  $\eta$  — выход шлака, т/т;  $\Sigma t$  — задолженность крана на обработку одного шлакового ковша, мин;  $K_1$  — коэффициент неучтенных работ, связанных с использованием крана (1,1–1,2);  $q_{\text{шл}}$  — объёмная масса шлака, т/м<sup>3</sup>; 1440 — количество минут в сутках;  $K_2$  — коэффициент заполнения шлакового ковша (0,8).

В зарубежной практике распространение получила также транспортировка шлаковых ковшей с помощью специального автотранспорта (рис. 7.3).

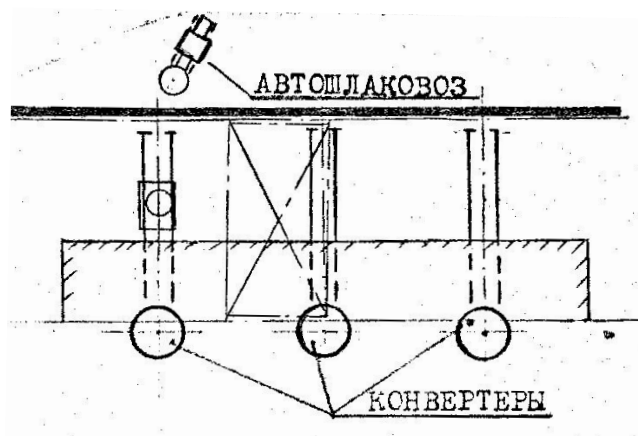


Рис. 7.3. Уборка шлака автотранспортом

Автошлаковоз имеет механизм захвата и наклона ковша. Слив шлака производится в шлаковый ковш на самоходном шлаковозе. На шлаковозе имеется два постановочных места для шлакового ковша с тем чтобы обеспечить быструю замену заполненного ковша пустым. Заполненный шлаковый ковш транспортируется автошлаковозом до участка термоударной разделки шлака.

## **7.2. УБОРКА ШЛАКА ИЗ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ЦЕХА**

До перехода на работу дуговых электросталеплавильных печей с пенистым шлаком под рабочей площадкой по оси печи укладывался железнодорожный путь для транспортировки шлакового ковша от печи в разливочный пролет. Шлак из печи сливается через рабочее окно печи в результате ее небольшого наклона (не более  $10^\circ$ ) в шлаковый ковш, установленный на шлаковозной тележке. После окончания слива шлака ковш передается в разливочный пролет, где шлаковый ковш снимается мостовым краном пролета и устанавливается на железнодорожный несамоходный шлаковоз. После формирования состава из шлаковозов он выводился из цеха и отправлялся в шлаковое отделение, а на его место ставился новый состав с пустыми шлаковыми ковшами.

Ситуация изменилась с переходом работы печей на выплавку полупродукта со сверхмощным подводом энергии.

Уборка шлака от такой электропечи осуществляется безковшевым способом (рис. 7.4).

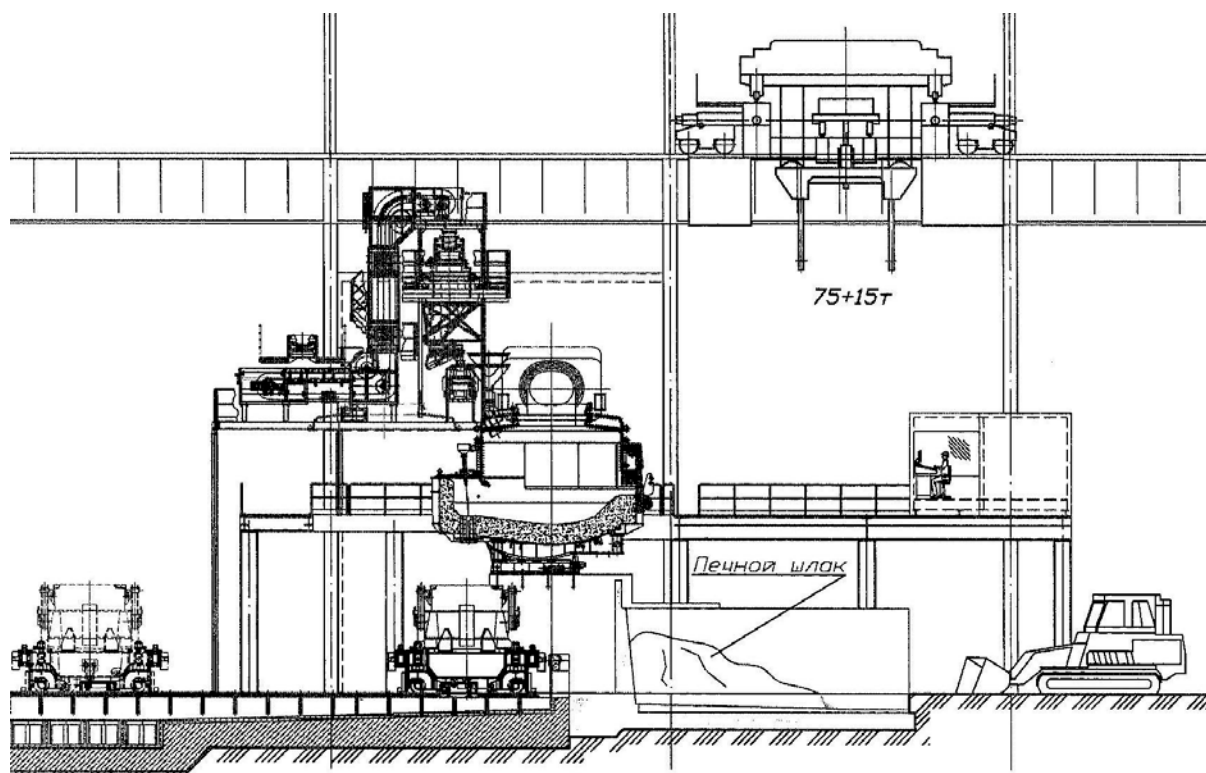


Рис. 7.4. Уборка печного шлака от дуговой электросталеплавильной печи

Шлак сливается в приямок между опорными конструкциями печи. С целью защиты бетонного основания приямка от воздействия горячего шлака предусматривается подсыпка его холодным шлаком. С целью снижения температуры шлака на его поверхность фронтальным погрузчиком подается холодный шлак предыдущих плавов. Затем горячий шлак загружается фронтальным погрузчиком в контейнера и вывозится автотранспортом на шлаковый отвал. Переход от ковшевой уборки шлака на безковшевой вызван особенностью технологии в современной дуговой электропечи. Как уже отмечалось ранее, подвод высокой мощности в печь и связанное с этим увеличение длины электрической дуги, особенно в период подплавления лома и появления ванны жидкого металла, вынуждают перейти на работу по технологии с пенистым шлаком. Сталеплавильный шлак ДСП содержит значительное количество оксидов железа (до 25–27 %). Это вызвано постоянным присутствием в печи окислительной атмосферы за счет ввода окислителя (кислорода) сверх стехиометрического соот-

ношения по осуществляемым окислительным реакциям в ванне, сжиганием природного газа и подсосом воздуха через шлаковое окно и неплотности печи. Вдувание в такой шлак углерода сопровождается выделением значительного количества СО по реакции  $C + FeO = CO + Fe$ . Выделяясь из шлака, монооксид углерода увеличивает его объем и скрывает в нем электрическую дугу, что уменьшает тепловое воздействие дуги на стены и свод печи. Такой «пенистый» шлак сливается самотеком через рабочее окно печи. Реакция обезуглероживания в нем продолжается и после слива из печи. Если обычный твердый шлак имеет объемную массу  $2,2\text{--}2,5 \text{ т/м}^3$ , то пенистый шлак ДСП до момента его перехода из жидкого фазового состояния в твердое, имеет объемную массу существенно меньше ( $1,5\text{--}1,7 \text{ т/м}^3$ ). При сливе такого шлака в ковш реакции обезуглероживания в нем продолжают, что вызывает его вскипание в ковше и зачастую перелив через его края. Осадить такой шлак различными добавками в ковш практически не удастся. Поскольку работа осуществляется с остатком 20 % металла и шлака в печи попадание металла в её приямок исключается. В связи с этим, все дуговые печи, работающие по технологии с пенистым шлаком, перешли на безковшевой способ его уборки (рис. 7.4). При безковшевой уборке шлака используются мобильные транспортные средства: фронтальный погрузчик и автосамосвал, тогда как для ковшевой его уборки потребуется иметь несколько шлаковых ковшей и железнодорожных составов из шлаковозов. Кроме того, при ковшевой уборке шлака на каждой плавке для смены ковшей должно быть использовано дефицитное крановое время, которое отсутствует при безковшевой уборке.

## **8. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛА, ПОДГОТОВКА И РЕМОНТ ФУТЕРОВКИ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ**

В настоящее время используется несколько способов внепечной обработки металла в ковше. В специальном курсе студент подробно с

ними знакомится. Здесь же из всего разнообразия способов внепечной обработки металла приводится описание технических решений по размещению в цехе только наиболее распространенных. Из этого описания не сложно уяснить основные принципы размещения и другого аналогичного оборудования, что студент может выполнить самостоятельно. Наиболее часто (практически в любом сталеплавильном цехе) сооружаются установки ковш-печь (УКП) и установки вакуумирования стали (УВС).

### **8.1. УСТАНОВКА КОВШ-ПЕЧЬ**

Для современного электросталеплавильного цеха эта установка становится обязательной, так как в дуговой электропечи осуществляется выпуск только полупродукта. Окончательная доводка металла до условий, обеспечивающих получение его качества при разливке, осуществляется в сталеразливочном ковше на установках печь-ковш. Наличие такого дуплекс-процесса обеспечивает высокую производительность линии (в четыре раза больше, чем без установки ковш-печь).

Выпуск металла как из конвертера, так и из дуговой электропечи производится с отсечкой шлака в сталеразливочный ковш, установленный на самоходной тележке. После слива металла его поверхность покрывается безокислительной шлаковой смесью. Этой тележкой ковш с металлом передается в пролет, где размещается установка ковш-печь. Поступивший в пролет ковш с металлом разливочным краном устанавливается на стелевозную тележку УКП для последующей передачи его на обработку.

На установке ковш-печь (рис. 8.1) осуществляется электродуговой подогрев металла в ковше с использованием трансформаторов небольшой мощности ( $\approx 0,2\text{--}0,25$  МВА/т массы металла в ковше), что позволяет осуществлять нагрев металла со скоростью до  $4,5^\circ\text{C}/\text{мин}$ .





$\{ 1000 \cdot [0,7 \cdot 1500 + 272,3 + (1600 - 1500) \cdot 0,838] \} : 3600 = 390$  кВт.ч/т;  
энтальпия стали при температуре 1650°C:

$\{ 1000 \cdot [0,7 \cdot 1500 + 272,3 + (1650 - 1500) \cdot 0,838] \} : 3600 = 402$  кВт.ч/т,  
где 1000 — масса стали, кг; 0,7 — средняя теплоемкость стали от 0°C до температуры плавления, кДж/кг·°C; 1500 — температура плавления стали, °C; 272,3 — скрытая теплота плавления стали, кДж/кг; 0,838 — средняя теплоемкость стали при температуре 1500°C, кДж/кг·°C; 3600 — количество кДж в одном кВт.ч.

Отсюда на каждый градус нагрева металла энтальпия стали составит:

$$(402 - 390) : 50 = 0,24 \text{ кВт.ч/т. } ^\circ\text{C}.$$

Тогда теоретически необходимая (полезная) энергия, обеспечивающая нагрев 1 т металла со скоростью 1 градус в минуту, составит:  $0,24 \cdot 60 = 14,7$  кВт.ч/мин/т. °C.

Если задается скорость нагрева металла  $V_t$  (в пределах 3–4,5°C/мин), то мощность трансформатора У КП:

$$S_{LF} = \frac{14,7 \cdot G \cdot V_t}{0,4 \cdot \lambda \cdot k} = \frac{36 \cdot V_t \cdot G}{\lambda \cdot k} \text{ кВА},$$

где  $G$  — масса металла в ковше, т;  $V_t$  — скорость нагрева металла, °C/мин;  $\lambda$  — коэффициент мощности;  $k$  — коэффициент использования мощности трансформатора; 0,4 — коэффициент использования тепла.

Коэффициент мощности может быть принят равным 0,8 при коэффициенте его использования 0,95.

Помимо электродугового нагрева, установка ковш-печь снабжается системой бункеров для подачи дозированных порций сыпучих материалов и ферросплавов, системой бункеров для вдувания порошкообразных материалов, трайб-аппаратом для ввода в металл алюминиевой проволоки из чистого материала или с порошковым наполнителем, системой подвода нейтрального газа (аргона или азота) через пористую пробку в днище ковша для перемешивания металла, аварийной фурмой для подачи нейтрального газа при ошлаковании по-

ристой пробки и устройством для отбора проб и замера температуры металла.

Конструктивно установка ковш-печь может выполняться однопозиционной (рис. 8.1) или двухпозиционной (рис. 8.2). При однопозиционном решении УКП имеет одну стационарную станцию нагрева с подачей сталеразливочного ковша к ней одной или попеременно двумя сталевозными тележками. Снабжение УКП второй сталевозной тележкой уменьшает задолженность рабочей позиции станции нагрева. Пока идет обработка ковша с металлом очередной плавки, на вторую сталевозную тележку устанавливается ковш с металлом следующей плавки. Как только заканчивается обработка металла очередной плавки, ковши меняются местами.

При двухпозиционном решении УКП имеет две стационарные позиции с подачей сталеразливочного ковша к каждой позиции с помощью сталевозной тележки (рис. 8.2). Нагрев металла осуществляется от одной трансформаторной подстанции с помощью поворотного портала, обеспечивающего попеременный перевод электродов с одной позиции на другую. Обе станции обеспечиваются полным набором средств обработки металла, как и однопозиционная установка. Двухпозиционная УКП обеспечивает возможность одновременной установки в рабочую позицию двух ковшей с металлом. Это особенно важно, когда на обработку одновременно или с небольшим интервалом поступают два ковша с металлом. На таком агрегате оба ковша занимают рабочую позицию и могут осуществлять одновременно обработку металла всеми средствами кроме нагрева. Но поскольку нагрев металла производится не за весь период обработки металла, появляется возможность попеременного нагрева металла в обоих ковшах. Такое решение позволяет уменьшить потери тепла металла второго ковша, пока он ожидает конца разливки из первого.

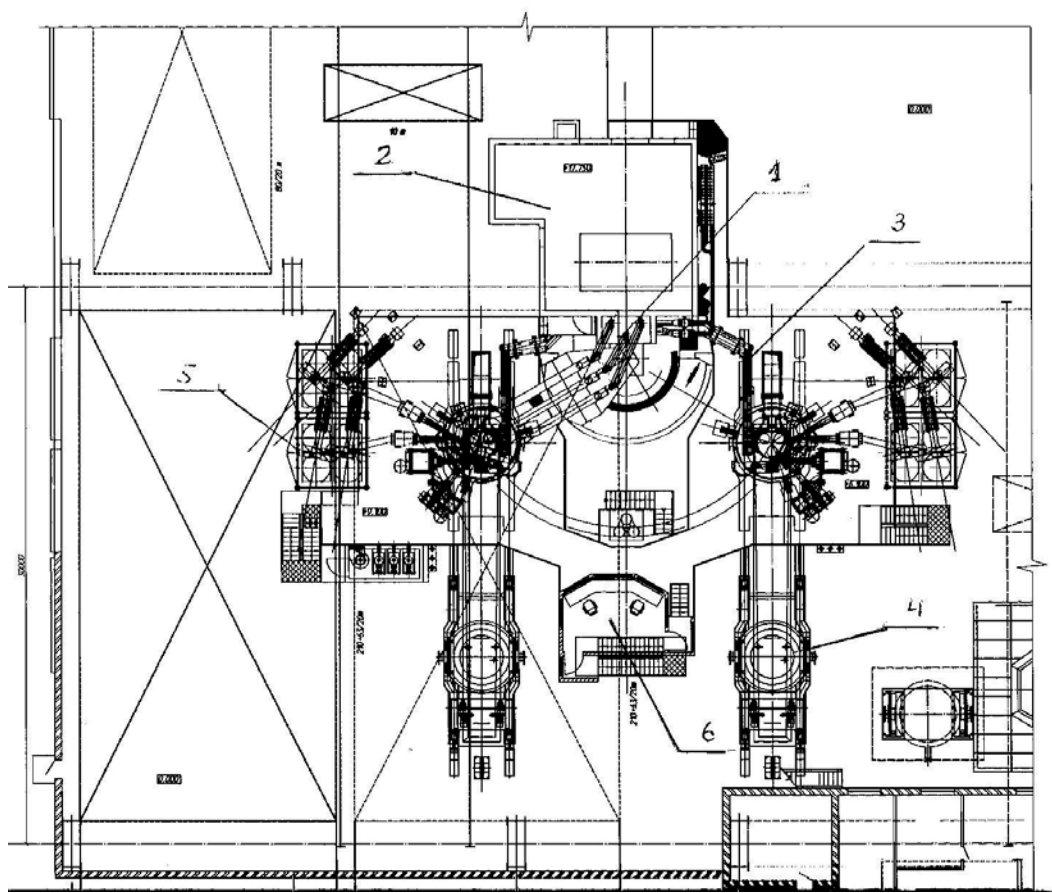


Рис. 8.2. Двухпозиционная установка ковш-печь:

- 1 — поворотный портал; 2 — трансформаторная подстанция;
- 3 — система подачи сыпучих материалов и ферросплавов;
- 4 — сталеvoz с разливочным ковшом; 5 — трайб-аппараты;
- 6 — пост управления УКП

Наличие электродугового нагрева позволяет снизить температуру стали на выпуске из дуговой печи на 30–50°C. Известно, что процессы десульфурации, раскисления и легирования осуществляются наиболее успешно в восстановительной или нейтральной атмосфере. Отсюда недопустимо оставление окислительного шлака на поверхности металла перед подачей его на УКП.

Перед началом обработки ковш подключается к системе подачи аргона через пористую пробку. Интенсивное перемешивание стали в ковше важно с точки зрения поглощения тепла шлаком, обеспечения эффективного теплопереноса между шлаком и металлом, а также уменьшения износа футеровки.

После установки ковша в рабочее положение опускается свод установки, и на поверхность металла подается смесь извести и плавикового шпата. Производится подача аргона с расходом, не допускающим бурления и оголения металла. После этого отбирается проба металла на химический анализ и замеряется температура металла.

С получением анализа опускаются электроды, и включается подогрев металла электрическими дугами, и далее небольшими порциями на поверхность металла вводится известь и плавиковый шпат до получения необходимого количества и качества шлака.

После получения анализа проб металла и шлака производится корректировка их химического состава.

Присадка легирующих материалов производится при обесточенном агрегате с увеличенным расходом аргона в течение 2–3 мин. Известь вводится при содержании оксида кальция в шлаке менее 50 % при работающем агрегате, раскисленность шлака корректируется присадками кокса и алюминиевой сечки на шлак. Ввод алюминия и углерода производится трайб-аппаратом. В конце обработки шлак, отобранный на анализ, должен быть белым (светло-зеленым) с содержанием  $\text{FeO} < 2,0 \%$  и  $\text{CaO} > 50 \%$ .

На УКП успешно осуществляется десульфурация металла за счет наведения восстановительного шлака и его активного взаимодействия с металлом за счет продувки аргоном.

Эффективность десульфурации металла может быть повышена за счет использования силикокальциевой проволоки. Степень десульфурации при обработке такой проволокой достигает 50 %.

Проволоку с углеродсодержащим материалом вводят на завершающем этапе корректировки химического состава стали. После ввода проволоки металл продувается аргоном в течение 5–7 минут, после чего отбирается проба металла на полный химический анализ.

Порошкообразная проволока наиболее эффективно используется при вводе небольшого количества легирующих элементов, особенно для микролегирования стали бором, ниобием, титаном и др. После

завершения обработки, получения анализа металла, вывода электродов и подъема свода ковш с металлом на сталевозе выводится в пролет и далее с помощью разливочного крана транспортируется к стенду МНЛЗ. Продолжительность операций на агрегате ковш-печь составляет 40–50 минут.

Таблица 8.1

**Продолжительность операций на установке ковш-печь**

| №<br>п/п | Наименование операций                                                                | время,<br>мин |
|----------|--------------------------------------------------------------------------------------|---------------|
| 1        | Установка ковша на сталевоз разливочным краном                                       | 1             |
| 2        | Транспортировка ковша на сталевозе под крышку установки ковш-печь на рабочую позицию | 1             |
| 3        | Подключение аргона к ковшу и опускание свода                                         | 1             |
| 4        | Подогрев металла с присадками легирующих и шлакообразующих                           | 40            |
| 5        | Подъем крышки                                                                        | 1             |
| 6        | Отключение аргона                                                                    | 1             |
| 7        | Транспортировка ковша на сталевозе под сферу действия разливочного крана             | 1             |
| 8        | Съем ковша со сталевоза разливочным краном                                           | 1             |
|          | <b>Итого:</b>                                                                        | <b>47</b>     |

УКП в современных цехах обычно имеют общую с дуговой электросталеплавильной печью систему приема и подачи сыпучих материалов и ферросплавов. В редких случаях, чаще всего при реконструкции цеха для ДСП и УКП, эти системы сооружаются самостоятельными

Ориентировочная продолжительность операций на установке ковш-печь представлена в табл. 8.1.

## 8.2. УСТАНОВКА ВАКУУМИРОВАНИЯ МЕТАЛЛА

Вакуумирование металла является очень важным процессом благодаря его универсальности и возможности улучшить свойства жидкой стали. Технологии вакуумирования включают в себя доводку

жидкой стали при пониженном давлении и образует целую гамму способов обработки.

В процессе затвердевания стали при атмосферном давлении растворенные в ней газы выделяются лишь частично. При этом технологические свойства стали ухудшаются. При снижении внешнего давления растворенные в металле газы выделяются более интенсивно. Этот принцип применим ко всем процессам вакуумирования создания очень низких давлений (0,1–0,5 мбар) в промышленных масштабах.

Процесс вакуумирования позволяет осуществить дегазацию металла, вакуумное раскисление, глубокое обезуглероживание до тысячных долей при вдувании кислорода в металл ( процесс АКР – аргонно-кислородное рафинирование). При определении типа установки вакуумирования стали основными требованиями являются минимизация затрат на строительство и эксплуатацию, использование, по возможности, имеющихся площадей здания. В отдельных случаях (например на машиностроительных предприятиях), когда производится продукция широкой номенклатуры, этот принцип не всегда соблюдается. В таких сталеплавильных цехах сооружаются одновременно несколько агрегатов внепечной обработки металла, обеспечивающих выполнение любых технологических способов повышения качества стали. Для примера на рис. 8.3 приводится комплекс оборудования для внепечной обработки стали на заводе Шарлеруа (Бельгия).

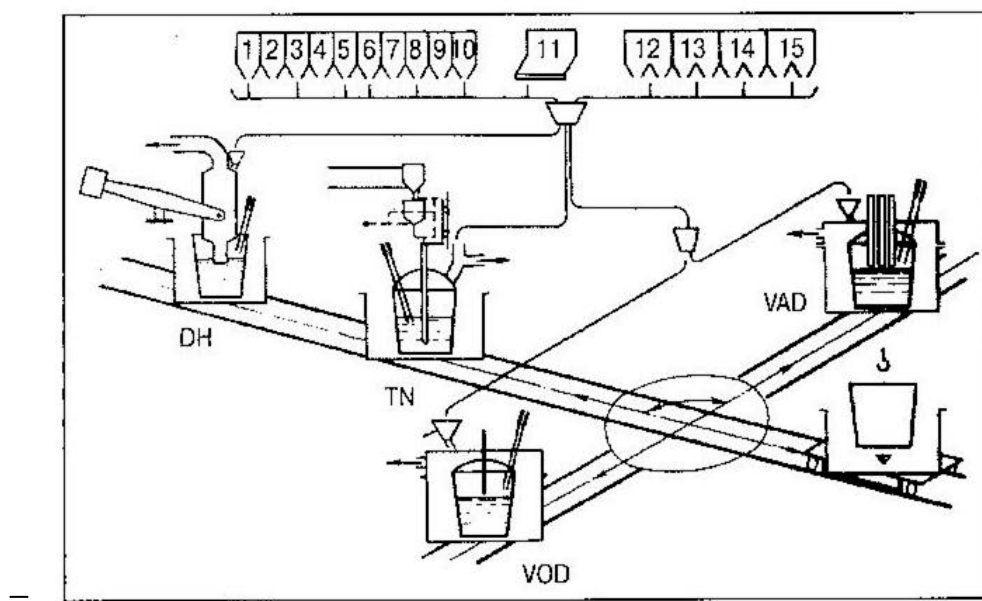


Рис. 8.3. Комплекс оборудования для внепечной обработки стали на заводе в Шарлеруа (Бельгия): DH — порционный вакууматор; TN — агрегат доводки стали с вдуванием порошкообразных материалов; VAD — ковшевой вакууматор с электродуговым нагревом; VOD — ковшевой вакууматор с продувкой металла кислородом

Наибольшее распространение в нашей стране получили установки вакуумирования жидкой стали рециркуляционного и камерного типов. Рециркуляционное вакуумирование жидкой стали используется двух типов: DH (порционное вакуумирование) и RH (циркуляционное вакуумирование). При порционном вакуумировании в ковшовую жидкую сталь 1 помещается патрубок 2 вакуумной камеры 3. За счет разряжения, создаваемого вакуумным насосом, в камеру втягивается порция металла. Количество металла, поступающего в камеру, достигает 10–12 % от массы металла в ковше. Затем камера поднимается, и металл из неё сливается обратно в ковш. Цикл опускания и подъёма вакуум-камеры продолжается 15–20 с. Вакуумирование жидкой стали в ковше ёмкостью 300 т осуществляется за 15–20 мин. (рис. 8.4).

При циркуляционном вакуумировании в жидкую сталь помещается не один, а два патрубка. Во всасывающий патрубок подается га-



зообразный аргон. Газ поступает в металл патрубка и уменьшает плотность стали за счет газовых пузырей, что вызывает его переток в сливной патрубок. Это создает постоянное циркулирование металла из ковша в вакуум-камеру и обратно.

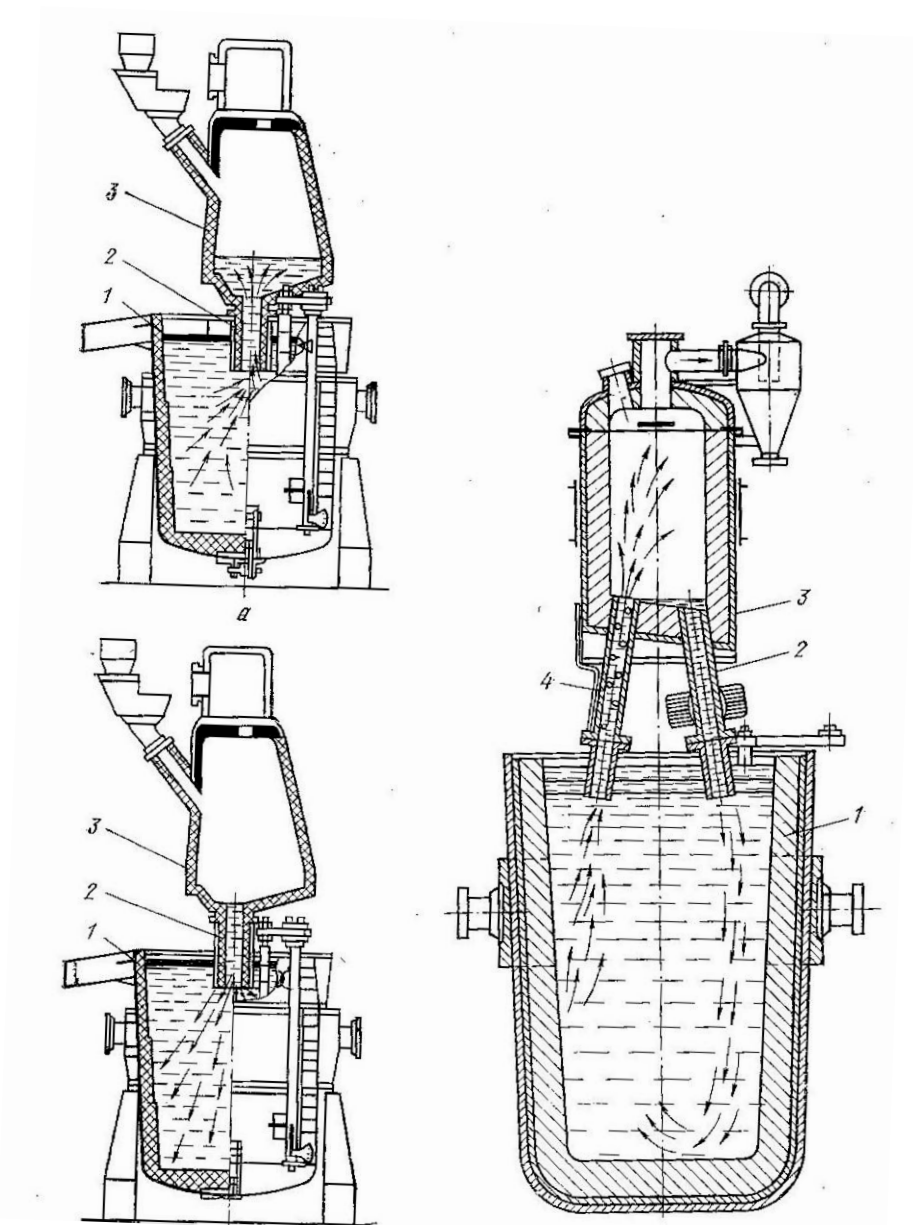


Рис. 8.4. Схема порционного и циркуляционного вакуумирования стали: 1 — сталеразливочный ковш; 2 — патрубок; 3 — вакуум-камера; 4 — всасывающий патрубок

Кроме дегазации металла при порционном и циркуляционном вакуумировании осуществляются и другие технологические операции: обезуглероживание, раскисление, легирование и корректировка химического состава стали.

Достоинством установки вакуумирования камерного типа являются простота оборудования и технологии обработки металла по сравнению с установками РН (циркуляционное вакуумирование) и ДН (порционное вакуумирование). При этом обеспечиваются относительно небольшие потери тепла, компенсируемые на агрегате ковше-печь путем дополнительного нагрева на 100–120°С. Для повышения эффективности ковшевой обработки применяется продувка металла под вакуумом инертным газом. Газ вводится в металл через днище ковша через пористые пробки. Для углубления зоны дегазации и усиления циркуляции ванны достаточно продувать металл небольшим количеством газа (0,05–0,7 нм<sup>3</sup>/т).

В состав установки вакуумирования металла камерного типа входит следующее оборудование: вакуумные камеры; крышка вакуумной камеры; защитный экран от брызг металла и теплоизлучения; смотровое окно для наблюдения за процессом вакуумирования; двухкамерный вакуумный шлюз; фурма для измерения температуры и отбора проб на анализ; оборудование измерения температуры; система перемешивания металла аргоном; трайб-аппарат для ввода проволоки в металл; оборудование для измерения содержания водорода в металле; вакуумная система с холодильником и фильтром отходящих из камеры газов, вакуумными насосами, трубопроводами и клапанами; система водяного охлаждения крышки вакуум-камеры; устройство аварийного заполнения системы азотом; оборудование системы определения содержания кислорода в металле; система телевизионного наблюдения.

Наилучшие результаты дегазации и удаления неметаллических включений достигаются при вакуумировании нераскисленного метал-

ла, так как процесс газовыделения интенсифицируется в результате протекания реакций:



где MeO — оксидные неметаллические включения.

Наблюдаемое при этом бурное вскипание металла заставляет рассчитывать объем ковша таким образом, чтобы предотвратить возможный выброс металла из ковша. Для этой цели требуется достаточная свободная высота над уровнем расплава в ковше, определяемая как высота от поверхности расплава до края ковша. В зависимости от ёмкости сталеразливочного ковша она находится в пределах 800–1500 мм.

При вакуумировании металла в камере имеет место значительная высота металла в ковше, что снижает эффективность перемешивания металла. Чтобы избежать этого недостатка, в металл через пористую пробку в днище ковша подается аргон.

Пузырьки инертного азота, выходящего из пористой пробки, увеличиваются в размере по мере движения к поверхности металла в связи с последовательным снижением ферростатического давления. Это увеличивает скорость их подъема и позволяет исполнять роль насоса для нижних слоев металла.

Ближе к окончанию обработки в вакууме для окончательной корректировки химического состава и, в частности, для добавления элементов, вступающих в реакцию с кислородом, можно вводить легирующие добавки через двухкамерный вакуумный шлюз без нарушения вакуума внутри камеры.

Доводка металла по содержанию алюминия может проводиться при атмосферном давлении путем ввода алюминиевой проволоки посредством трайб-аппарата.

Трайб-аппарат может также использоваться для микролегирования путем ввода проволоки с различными наполнителями, такими как бор и титан.

Цикл вакуумной дегазации завершается мягкой промывкой металла аргоном для удаления включений, взвешенных в расплаве, подъема их на поверхность и их удаления в шлак.

При вакуумировании металла в установке камерного типа количество отсасываемых газов существенно выше, чем при рециркуляционном вакуумировании в связи с увеличенным объёмом аргона, вводимого через пористую пробку в днище ковша. Считается, что область применения вакууматоров камерного типа ограничивается массой металла в ковше 100 т. Однако имеется достаточно примеров применения этого способа вакуумирования и для ковшей большей ёмкости. Так, в конвертерном цехе ОАО «Северсталь» этот способ используется для сталеразливочных ковшей ёмкостью 120 и 350 т.

Ориентировочная продолжительность обработки металла на установке вакуумирования камерного типа представлена в табл. 8.2.

Чаще всего используется двухкамерная установка вакуумирования с одной или двумя передвижными крышками. Такое решение позволяет экономить время на установку ковша в камеру и извлечение его из камеры. Пока идет обработка ковша с металлом очередной плавки, во вторую камеру устанавливается ковш с металлом следующей плавки. Как только заканчивается обработка металла очередной плавки, ковши меняются местами (рис. 8.5).

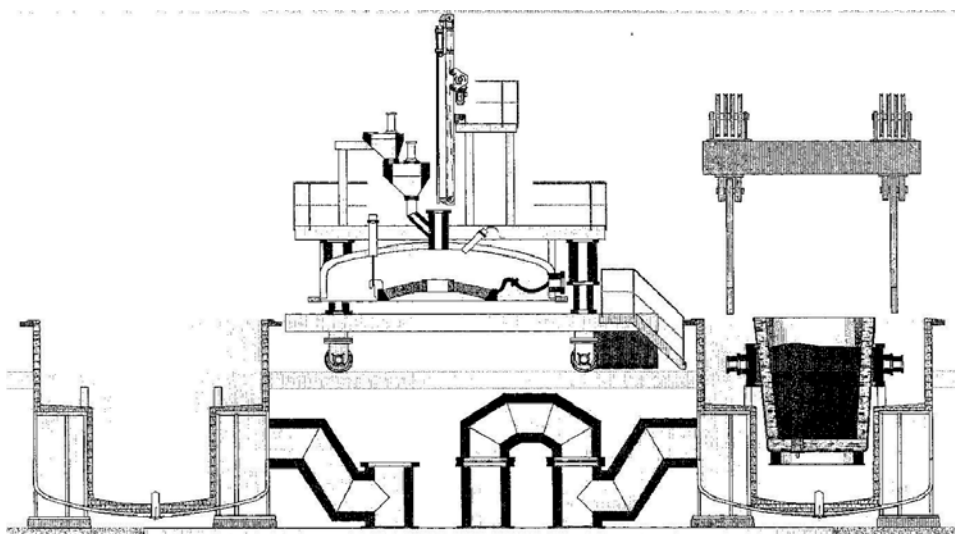


Рис. 8.5. Двухкамерная установка вакуумирования стали

Таблица 8.2

**Продолжительность операций на установке  
вакуумирования металла**

|    | <b>Наименование операций</b>                                                                                                      | <b>Время<br/>(мин.)</b> | <b>Общее<br/>время</b> |
|----|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------|------------------------|
| 1  | Транспортировка ковша с металлом к вакуум-камере и установка его в камеру с выводом крюков мостового разливочного крана из камеры | 2                       | 2                      |
| 2  | Подсоединение система продувки металла аргоном и начало продувки через пористую пробку                                            | 1,0                     | 3                      |
| 3  | Перемещение тележки с крышкой и накрытие вакуумной камеры                                                                         | 1,0                     | 4                      |
| 4  | Отбор проб для химического анализа и определения температуры металла                                                              | 1,0                     | 5                      |
| 5  | Запуск вакуумных насосов и начало операций откачки                                                                                | 6,0                     | 11                     |
| 6  | Обработка плавки в вакууме                                                                                                        | 15                      | 26                     |
| 7  | «Снятие вакуума» (восстановление в камере давления окружающей среды)                                                              | 1,0                     | 27                     |
| 8  | Отбор проб для определения конечного содержания водорода и измерения температуры                                                  | 1,0                     | 28                     |
| 9  | Проведения процесса десульфурации                                                                                                 | 7,0                     | 35                     |
| 10 | С помощью трайб-аппарата вводится проволока с наполнителем                                                                        | 2,0                     | 37                     |
| 11 | Гомогенизации металла путем перемешивания его аргоном                                                                             | 5,0                     | 42                     |
| 12 | Отбор проб для анализа химического состава металла и измерения температуры                                                        | 1,0                     | 43                     |
| 13 | Подъем и отвод крышки вакуумной камеры                                                                                            | 2,0                     | 45                     |
| 14 | Извлечение ковша из камеры                                                                                                        | 2,0                     | 47                     |

Из двух других способов вакуумирования стали в последнее время предпочтение чаще отдается циркуляционному вакуумированию. Имеются примеры реконструкции порционных вакууматоров в циркуляционные. По проекту ВНИИМЕТМАШ в 1996 г. на Магнитогорском металлургическом комбинате был создан комбинированный порционно-циркуляционный вакууматор, предназначенный для сопоставления двух вариантов технологического процесса вакуумирования. Результаты его эксплуатации показали преимущества циркуляционного вакуумирования при обработке особо низкоуглеродистой стали, например, автолиста [11]. Тем не менее высказывается мнение, что порционное вакуумирование обеспечивает лучшие результаты при обработке флокеночувствительных марок стали. Вместе с тем, благодаря интенсивному перемешиванию металла в ковше при циркуляционном вакуумировании металла создаются благоприятные условия для всплывания неметаллических включений. Показатели процессов вакуумирования стали в установках камерного и циркуляционного типов близки. При циркуляционном вакуумировании благодаря наличию свободной поверхности металла в ковше значительно проще, чем при камерном вакуумировании, выполняются такие операции, как ввод ферросплавов и легирующих материалов, проволоки и зондов. При камерном вакуумировании для осуществления этих операций приходится применять шлюзовые устройства. На Белорусском металлургическом заводе сопоставили эффективность удаления водорода из жидкой стали на установках камерного и циркуляционного типов. В результате получили близкие результаты по конечному содержанию водорода в стали. Однако достижение этих результатов обеспечивается при различии во времени обработки (с учетом всех вспомогательных операций). Если при циркуляционном вакуумировании время обработки металла составило 30–40 мин., то при обработке его в камере — уже 50–70 мин. [12].

Время обработки металла при вакуумировании имеет большое значение для обеспечения стабильной работы всей технологической

линии от выплавки до выдачи литых заготовок с МНЛЗ. Длительность одной серии разливаемой способом «плавка на плавку» в настоящее время превышает сутки непрерывной работы. В этих условиях важно обеспечивать бесперебойность работы на всех участках технологической линии. Остановка на одном участке немедленно вызывает остановку всей линии.

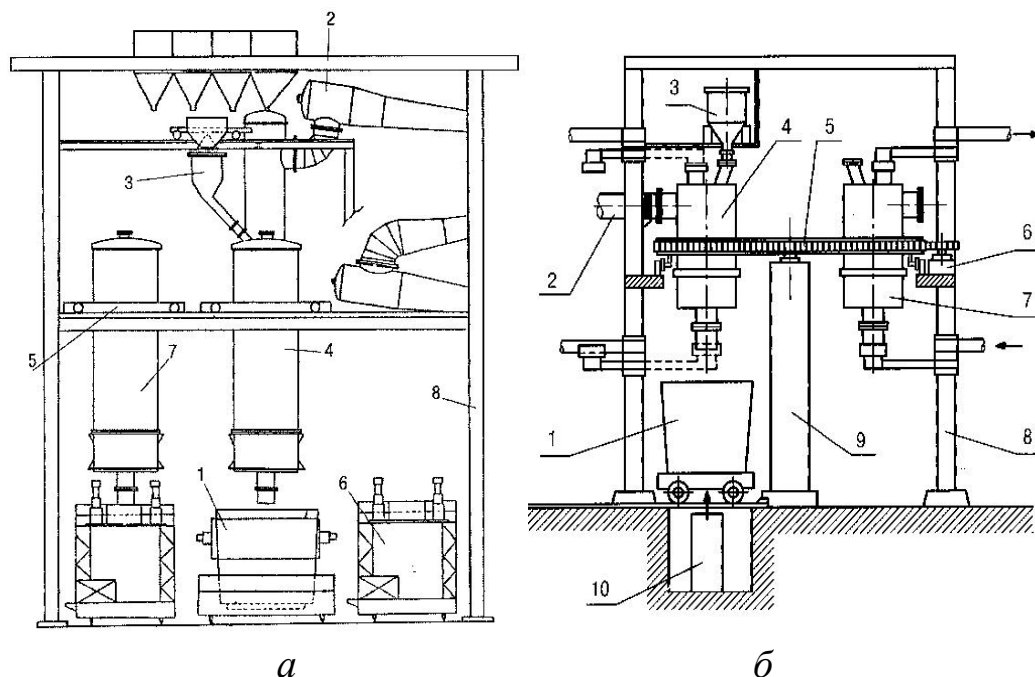


Рис. 8.6. Двухпозиционный циркуляционный вакууматор с тележками для перемещения вакуум-камеры (а) и с поворотной платформой: 1 — ковш; 2 — вакуумный насос; 3 — питатель; 4 — рабочая вакуум-камера; 5 а — тележка для перемещения вакуум-камеры; 5 б — поворотная платформа; 6 а — ремонтная тележка; 6 б — привод поворотной платформы; 7 — резервная вакуум-камера; 8 — металлоконструкция; 9 — опора; 10 — механизм вертикального перемещения ковша

Слабым звеном вакуумирования металла рециркуляционными способами является низкая стойкость огнеупоров их патрубков. Замена вакуум-камер требует значительных затрат времени. Все это привело к разработке такой конструкции установки вакуумирования, при которой при вынужденной остановке одной вакуум-камеры она быст-

ро заменялась на резервную. Любая такая установка вакуумирования должна иметь в своем составе три вакуум-камеры: одна в рабочей позиции, вторая в горячем резерве и третья на перефутеровке. Применяется два типа таких установок: двухпозиционный циркуляционный вакууматор с тележками для перемещения вакуум-камеры и двухпозиционный циркуляционный вакууматор с поворотной платформой (рис. 8.6).

Подъем ковша может осуществляться с помощью специального подъемника. В резервной позиции производится осмотр вакуум-камеры, очистка патрубков, разогрев и поддержание температуры футеровки. Очевидно, что капитальные и эксплуатационные затраты при вакуумировании металла любым из рециркуляционных способов выше, чем при ковшевом вакуумировании в камере. Поэтому этот способ вакуумирования стали получил в нашей стране наибольшее распространение.

На территории России до не давнего времени для создания вакуума в основном применялись парожекторные установки. К недостаткам парожекторных установок относятся высокие энергозатраты на тонну обрабатываемой стали, высокая стоимость, значительные капитальные затраты, повышенные требования к используемому пару (расход 10–20 т/ч, при давлении 10 атм и температуре на уровне 170–190°С), дополнительные периферийные мощности (производство пара, регенерация воды), шум, а также выделение высокого уровня акустической энергии.

Основные преимущества системы «сухих» механических насосов для вакуумирования стали заключаются в экономии энергоресурсов в 10–12 раз по сравнению с использованием парожекторных установок.

Данная система обладает малой инертностью — для ее запуска требуется  $\approx 20$  минут. Не требуется периферийного парового и водяного оборудования и сооружений



Для размещения комплекса установки вакуумирования стали с «сухими» механическими насосами требуется значительно меньше места.

Установки вакуумирования размещаются в цехе обычно в ковшевом пролете в технологической линии после УКП и перед МНЛЗ. Отдельные исключения из этого имеют место, когда УВМ сооружается в цехе, где первоначально она не предусматривалась проектом.

### **8.3. ПОДГОТОВКА И РЕМОНТ ФУТЕРОВКИ СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ**

Внепечная обработка стали изменила значение сталеразливочных ковшей. Ковш, ранее предназначенный только для транспортировки металла, становится оборудованием, в котором осуществляются заключительные металлургические операции.

Футеровка ковша, используемого на установке ковш-печь (рис. 8.7), выдерживает жесткие условия: длительное воздействие металла и шлака при высоких температурах, абразивный износ перемешиваемым металлом, значительные колебания состава шлака, термические удары и т. д.

Стены сталеразливочного ковша за исключением шлакового пояса выкладывают главным образом периклазоуглеродистыми огнеупорными изделиями. Стойкость таких огнеупоров ниже шлакового пояса достигает 60–70 плавов.

В шлаковом поясе применяют различные виды огнеупорных изделий. В зависимости от конкретных условий эксплуатации и из экономических соображений используют огнеупоры: периклазовые, периклазохромитовые, известково-периклазовые, известково-периклазоуглеродистые, периклазоуглеродистые с добавкой графита.

Средняя стойкость периклазоуглеродистых огнеупоров в шлаковом поясе составляет 40–50 наливов, в отдельных случаях достигая 80 и более наливов.

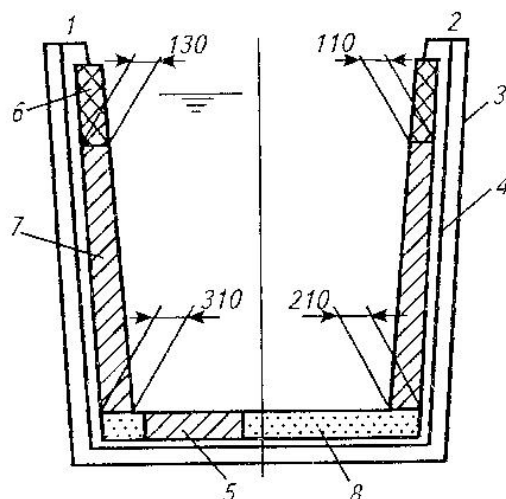


Рис. 8.7. Схема футеровки сталеразливочного ковша:  
 1 — сторона слива шлака;  
 2 — противоположная сторона; 3 — шлаковый пояс;  
 4 — изоляционный кирпич;  
 5 — литой блок; 6 — глиноземошпинельный бетон;  
 7 — периклазоуглеродистый кирпич; 8 — высокоглиноземистый кирпич

Помимо шлакового пояса, периклазоуглеродистыми огнеупорами футеруют также зону повышенного износа — участок падения струи металла. Этот участок выкладывают иногда изделиями с добавкой алюминия, отличающимися очень высокой устойчивостью к окислению и абразивному износу.

Имеется также опыт, в частности, на ОАО «Северсталь», выполнения футеровки стен ковша полностью из периклазоуглеродистых огнеупоров. Стойкость такой футеровки ковша ёмкостью 130 т в ЭСПЦ ОАО «Северсталь» составляет 80 плавов.

В ковшах, используемых на установке ковш-печь, могут применяться периклазоуглеродистые огнеупоры отечественного производства (ПУ, ШПУ, ПШУ и корундовые). В сравнении с традиционными алюмосиликатными огнеупорами основные изделия имеют лучшую

термодинамическую стабильность и более высокую химическую совместимость с основными шлаками. Однако основные огнеупоры характеризуются и рядом недостатков. Величина термического расширения и теплопроводности основных материалов заметно выше, чем у других. Высокие значения термического расширения и теплопроводности основных огнеупоров приводят к проникновению через швы футеровки жидкой стали, если не ведется контроль температуры кладки. На практике это означает обеспечение эффективного предварительного нагрева футеровки и непрерывной оборачиваемости ковшей.

Современное оборудование для высокотемпературного нагрева ковшей обеспечивает сушку при нагреве до температуры 600–700°C и нагрев до температуры 1200°C. В связи с высокой теплопроводностью основных огнеупоров толщина рабочего слоя ковша увеличивается до 150 мм.

Температура кожуха ковша с основной футеровкой может достигать максимума. Соответствующее уменьшение конструкционной прочности может привести к короблению кожуха, что отрицательно влияет на футеровку ковша. Главным здесь является регулируемое снижение температуры кожуха без повышения температуры на границе между рабочим слоем футеровки и жидким шлаком или между рабочим и защитным слоями до уровня, при котором начинается усиленный износ. С этой целью применяется защитный слой из высокоглиноземистого (60 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) кирпича с вставками из изоляционного материала со сверхнизкой теплопроводностью.

Между защитным слоем футеровки и кожухом печи укладывается изоляционный материал толщиной 10 мм.

При продувке металла аргоном, погружении в шлак электродов происходит увеличение объёма металла и шлака в ковше, все это требует организации так называемого «свободного борта» над уровнем спокойного металла, равного 400 мм, а при вакуумировании металла в камере — 800–1500 мм (в зависимости от ёмкости ковша).

Важным элементом футеровки ковша является пористая вставка в днище ковша. Основной характеристикой вставки является газопроницаемость огнеупорного материала. С одной стороны, она должна обеспечивать высокую интенсивность подачи газа, с другой, даже при отсутствии его давления исключить проникновение стали или шлака в поры вставки. Опыт эксплуатации пористых вставок показал, что оба условия реализуются одновременно при диаметре пор от 0,6 до 1 мм. Эти значения определяются ферростатическим давлением столба металла в ковше, температурой металла и углом смачивания между металлом и огнеупором.

Устройство для продувки монтируется в днище ковша и включает два основных элемента: продувочную пористую вставку и гнездовой кирпич. Подвод нейтрального газа осуществляется по трубе. Гнездовой кирпич и вставка выступают над уровнем днища ковша, что предотвращает образование настывей на поверхности вставки после разливки. Всё устройство крепится к наружной части днища ковша.

Операции по замене огнеупорных и других деталей осуществляется снаружи ковша.

Как правило, вставка имеет конусообразную форму, которая в значительной степени обусловлена лучшим ее закреплением в гнездовом кирпиче и облегчает замену вышедшей из строя вставки на новую.

Продувочные вставки, как правило, изготавливают из качественных высокоглиноземистых и основных огнеупоров. Стойкость пористых вставок — около 20 наливов.

Слив металла из ковша производится через стакан, вставляемый в гнездовой кирпич. Разливочные стаканы могут вставляться в гнездовой кирпич с внутренней стороны ковша, тогда они имеют форму конуса с узкой частью на выходе (рис. 8.8). Иногда разливочные стаканы (обычно для ковшей ёмкостью менее 150 т) вставляются в гнез-

довой кирпич с внешней стороны днища ковша и тогда применяются стаканы с обратной конусностью.

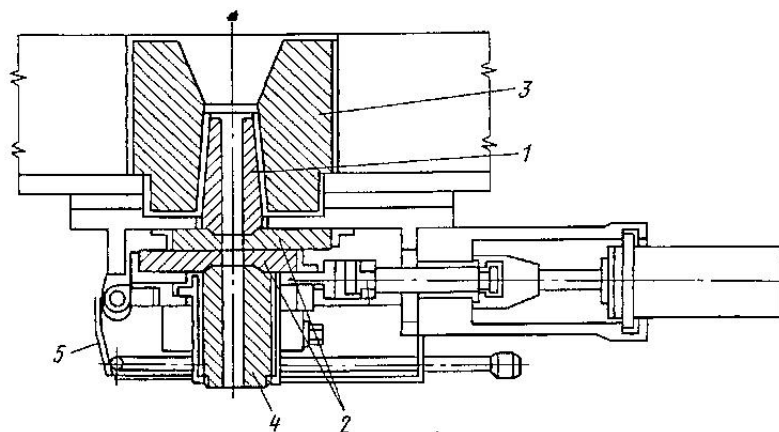


Рис. 8.8. Скользящий шиберный затвор:  
1 — разливочный стакан ковша; 2 — плиты;  
3 — гнездовой кирпич; 4 — наружный разли-  
вочный стакан; 5 — защитный кожух

Перекрытие выходного отверстия стакана осуществляется стопорным устройством шиберного типа. Ранее применяемые вертикальные стопорные устройства в настоящее время повсеместно заменены на шиберные.

Шиберный затвор крепится с наружной стороны днища ковша. Отверстие стакана перекрывается или открывается перемещением огнеупорной плиты с отверстием. С целью устранения завихрения струи металла (возникающего, чаще всего, при неполном перекрытии диаметра стакана) под шиберным затвором устанавливается стакан-коллектор. Для защиты струи металла от воздействия атмосферного кислорода осуществляется подвод металла в промежуточный ковш через погружной стакан.

Объёмно-планировочные решения по размещению оборудования, связанного с подготовкой и ремонтом футеровки сталеразливочных ковшей, для конвертерного и электросталеплавильного цехов практически одинаковы. Исключением являются конвертерные цехи большой производительности (свыше 5 млн. т в год), где в обороте

находится около 15–20 ковшей. В этом случае организуются самостоятельные ковшевой пролет и пролет внепечной обработки стали, тогда как в других случаях эти участки совмещаются в одном пролете.

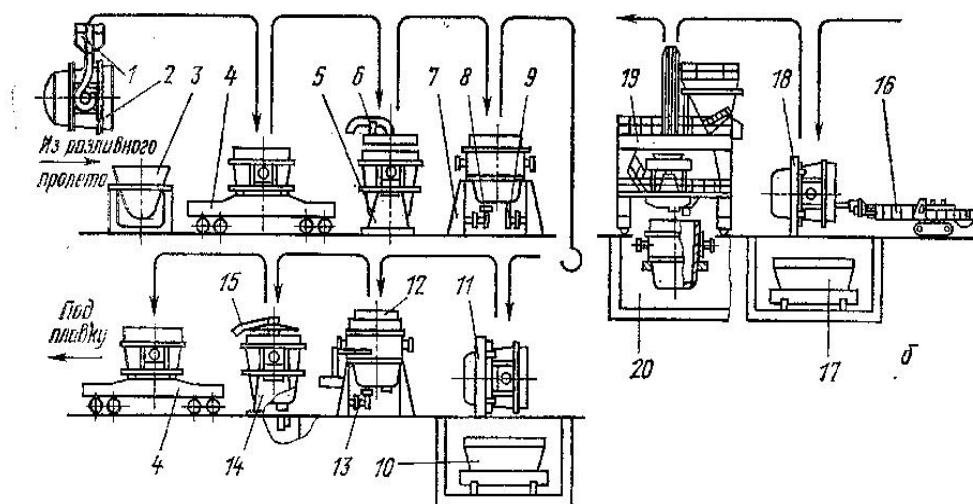


Рис. 8.9. Схема межплавочной подготовки и ремонта футеровки сталеразливочных ковшей: 1 — траверса мостового крана; 2 — ковш; 3 — шлаковый ковш; 4 — сталевоз с ковшом; 5, 7, 14 — стенд; 6 — охлаждение футеровки ковша; 8 — манипулятор для снятия и установки шиберных затворов; 9 — шиберный затвор; 10, 17 — короб; 11, 18 — стенд поворотный; 12 — кесон для установки стаканов; 13 — шиберный затвор; 15 — устройство для нагрева футеровки ковша; 16 — машина для ломки футеровки; 19 — устройство для набивки футеровки ковша; 20 — яма для кладки новой футеровки ковшей

Совмещение в одном пролете разнородных операций требует специальных решений для предотвращения встречных грузопотоков. В ковшевом пролете, помимо установок внепечной обработки металла, размещается также оборудование и сооружения для выполнения следующих основных операций:

- слив шлака и отгрузка заполненных шлаковых ковшей на сторону;

- охлаждение футеровки ковшей;
- снятие шиберных затворов и выдавливание стаканов;
- осмотр футеровки на поворотном стенде и удаление остатков шлака и скрапа;
- установка нового стакана и шиберного затвора;
- разогрев футеровки и передача его на стелевоз и далее под сталеплавильный агрегат;
- охлаждение и разрушение отработанной футеровки;
- кладка, набивка и сушка новой футеровки.

Схема межплавочной подготовки и ремонта футеровки сталеразливочных ковшей представлена на рис. 8.9, а план ковшевого пролета ЭСПЦ — на рис. 8.10.

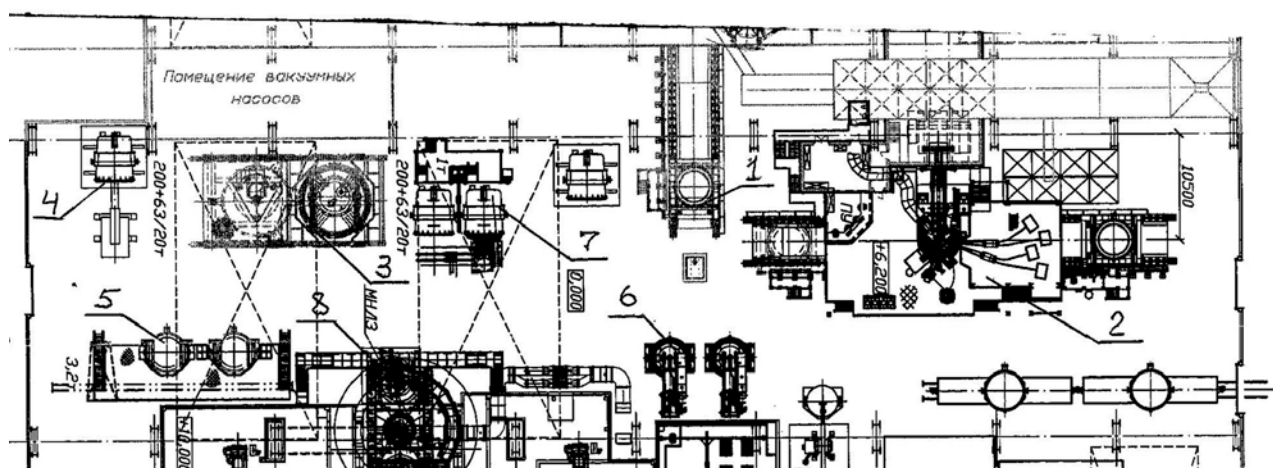


Рис. 8.10. План ковшевого пролета ЭСПЦ: 1 — стелевоз с ковшом; 2 — установка ковш-печь; 3 — установка вакуумирования стали; 4 — ломка футеровки сталеразливочных ковшей; 5 — место для кладки новой футеровки сталеразливочных ковшей; 6 — стенды для сушки футеровки; 7 — стенды для нагрева футеровки сталеразливочных ковшей; 8 — поворотный стенд МНЛЗ

В конвертерных цехах большой производительности (свыше 5 млн. т/год) слив шлака после окончания разливки металла производится не в ковшевом, а в передаточном пролете. В представленной схеме (рис. 8.9) разливочные стаканы устанавливаются в ковш с его

внутренней стороны. Для этой цели предварительно в ковш опускается металлический кессон с двойными стенками для уменьшения теплового воздействия на рабочего. По скобам кессона рабочий опускается на днище ковша, производит установку стакана и уплотнение гнездового кирпича. После выполнения этих операций рабочий покидает ковш, а кессон удаляется из ковша мостовым краном пролета. Разогрев футеровки ковша может производиться как в вертикальном, так и в лежащем его положении. Сушка и нагрев сталеразливочных ковшей производятся под теплоотражающей крышкой. Программа сушки и нагрева задается исходя из характеристик применяемой футеровки ковша. Скорость нагрева регулируется автоматически по показаниям термодатчика. Максимальная температура нагрева футеровки —  $1200^{\circ}\text{C}$ .

Управление процессом разогрева производится программируемым контроллером со встроенными программами запуска/остановки горелки и системой обеспечения безопасности.

Разрушение отработавшей футеровки сталеразливочного ковша производится с помощью машины, аналогичной машине для ломки футеровки конвертера. Ломка изношенной футеровки осуществляется на механизированном поворотном стенде. На этом же стенде производится выдавливание стаканов. Для ломки футеровки ковш поворачивается на стенде на  $90^{\circ}$ .

Обрушение футеровки производится с помощью самоходной машины с пневматическим ударным механизмом, закрепленным на ее хоботе. Для освобождения ковша от разрушенной футеровки его наклоняют на  $150^{\circ}$  от вертикального положения с тем, чтобы бой огнеупоров высыпался в короб, установленный в приямке, сооруженном под поворотным стендом (рис. 8.11).

После завершения этой операции ковш возвращается в вертикальное положение и мостовым краном устанавливается в яму для кладки новой футеровки. Бой огнеупоров автомобильным или железнодорожным транспортом вывозится из цеха и направляется на пере-



работку. В современных сталеплавильных цехах, после перехода на кирпичную кладку ковшей из высокостойких огнеупоров, установки для набивки футеровки практически не используются. Основным материалом набивки являлись кварцевый песок и шлаковые добавки. В качестве связующего их материала использовалось жидкое стекло. Стойкость такой футеровки не превышала 10–12 плавов, а при обработке металла на установках УКП и УВС и ниже.

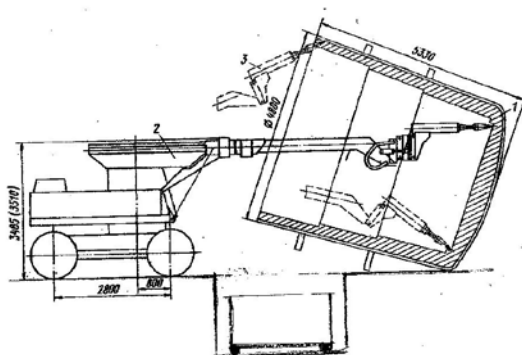


Рис. 8.11. Ломка отработанной футеровки ковша: 1 — сталеразливочный ковш; 2 — машина для ломки футеровки; 3 — пневмомолот

В табл. 8.3 приводятся ориентировочные продолжительности отдельных операций при обороте сталеразливочного ковша от выпуска металла из сталеплавильного агрегата до его возвращения под следующий выпуск.

Количество сталеразливочных ковшей в обороте можно определить из выражения:

$$N_{\text{ков.об.}} = \frac{\Sigma t_{\text{об}} \cdot N_{\text{с.а.}} \cdot K_1}{\tau_{\text{пл}}},$$

где  $N_{\text{ков.об.}}$  — количество сталеразливочных ковшей в обороте, шт.;  $\Sigma t_{\text{об}}$  — оборот ковша для обслуживания одной плавки, мин.;  $N_{\text{с.а.}}$  — количество сталеплавильных агрегатов в постоянной работе, шт.;  $K_1$

— коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $\tau_{пл}$  — продолжительность плавки, мин.

Таблица 8.3

**Продолжительность отдельных операций при обороте сталеразливочного ковша от выпуска металла из сталеплавильного агрегата до его возвращения под следующий выпуск**

| Наименование операции                                                                                                              | Мин            |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------|
| Установка ковша на стелевоз ДСП и подача его под выпускное отверстие сталеплавильного агрегата                                     | 1              |
| Выпуск стали из сталеплавильного агрегата                                                                                          | 3              |
| Выдача ковша с металлом на стелевозе ДСП под действие мостового крана                                                              | 1              |
| Захват ковша с металлом краном                                                                                                     | 2              |
| Подъем ковша с металлом и транспортировка его к установке ковш-печь и установке на стелевоз                                        | 3              |
| Время занятости ковша на установке ковш-печь                                                                                       | 40–60          |
| Транспортировка ковша от установки ковш-печь до установки вакуумирования металла и задолженность ковша на установке вакуумирования | 45–60          |
| Транспортировка ковша с металлом от установки вакуумирования металла на МНЛЗ и задолженность ковша на разливке металла             | 45–60          |
| Захват ковша разливочным краном                                                                                                    | 1              |
| Опускание ковша и слив шлака;                                                                                                      | 3              |
| Очистка от шлака                                                                                                                   | 10             |
| Уборка шиберного затвора                                                                                                           | 10             |
| Выдавливание стаканов                                                                                                              | 6              |
| Установка камеры                                                                                                                   | 5              |
| Установка стаканов                                                                                                                 | 18             |
| Уборка камеры из ковша                                                                                                             | 4              |
| Нагрев ковша                                                                                                                       | 60             |
| Очистка и обдувка ковша                                                                                                            | 20             |
| Установка шиберного затвора                                                                                                        | 20             |
| Нагрев ковша                                                                                                                       | 60             |
| Подача ковша к сталеплавильному агрегату и ожидание выпуска                                                                        | 10             |
| <b>Итого</b>                                                                                                                       | <b>367–417</b> |

Текущий (промежуточный) ремонт ковша выполняется через 4–6 плавов с целью замены гнездового кирпича и местного восстановления футеровки. Продолжительность промежуточного ремонта составляет 0,15–0,20 суток.

При капитальном ремонте ковша, выполняемом обычно через 30–80 плавов (в зависимости от типа материала футеровки), производится полное восстановление рабочего слоя футеровки. Нормативная продолжительность отдельных операций при капитальном ремонте футеровки ковшей различной ёмкости приведена в табл. 8.4.

Таблица 8.4

**Продолжительность операций по замене огнеупорной футеровки сталеразливочного ковша, суток**

| №  | Наименование операции                   | Ёмкость ковша, т |      |      |
|----|-----------------------------------------|------------------|------|------|
|    |                                         | 50               | 150  | 350  |
| 1  | Охлаждение ковша                        | 0,03             | 0,04 | 0,07 |
| 2  | Подготовка ковша к ломке футеровки      | 0,02             | 0,02 | 0,03 |
| 3  | Ломка футеровки ковша                   | 0,05             | 0,06 | 0,09 |
| 4  | Подготовка ковша к футеровке            | 0,01             | 0,02 | 0,02 |
| 5  | Кладка арматурного слоя футеровки днища | 0,04             | 0,05 | 0,07 |
| 6  | Установка гнездовых кирпичей            | 0,01             | 0,01 | 0,01 |
| 7  | Установка магнезитового стакана         | 0,01             | 0,01 | 0,01 |
| 8  | Кладка рабочего слоя футеровки днища    | 0,03             | 0,05 | 0,06 |
| 9  | Кладка арматурного слоя футеровки стен  | 0,06             | 0,07 | 0,11 |
| 10 | Кладка рабочего слоя футеровки стен     | 0,12             | 0,16 | 0,25 |
| 11 | Сушка                                   | 0,33             | 0,40 | 0,5  |
|    | Итого                                   | 0,71             | 0,89 | 1,22 |

Кроме ковшей, находящихся в обороте, определенное количество ковшей будет находиться в ремонте:

$$N_{\text{рем}} = \frac{1440 \cdot N_{\text{ст.аг.}} \cdot t_{\text{рем}}}{\tau_{\text{пл}} \cdot m},$$

где  $N_{\text{рем}}$  — количество ковшей в ремонте, шт.; 1440 — количество минут в сутках;  $N_{\text{ст.аг.}}$  — количество сталеплавильных агрегатов в постоянной работе, шт.;  $\tau_{\text{пл}}$  — продолжительность плавки, шт.;  $t_{\text{рем}}$  — продолжительность ремонта ковша, суток;  $m$  — стойкость футеровки ковша, плавов.

Таким образом, общее количество сталеразливочных ковшей в цехе составит:  $N_{\text{ков.об.}} + N_{\text{рем.}}$ .

Кладку огнеупорной футеровки сталеразливочных ковшей производят в специально оборудованных местах, представляющих из себя железобетонную яму. В зависимости от производительности цеха ямы выполняются одно-, двух- и трехместными. Для футеровки ковшей требуется большое количество огнеупорных материалов, в связи с чем ямы для ремонта ковшей стремятся располагать ближе к торцу пролета, где легче обеспечить бесперебойное их снабжение.

Количество мест для кладки новой футеровки сталеразливочных ковшей определяется по формуле:

$$N_{\text{ям}} = \frac{1440 \cdot \Sigma t \cdot N_{\text{ст.аг.}} \cdot K_1}{\tau_{\text{пл}} \cdot m_{\text{к.р.}} \cdot K_2},$$

где  $N_{\text{ям}}$  — количество мест для кладки новой футеровки сталеразливочных ковшей; 1440 — количество минут в сутках;  $N_{\text{ст.аг.}}$  — количество сталеплавильных агрегатов в постоянной работе, шт.;  $\Sigma t$  — продолжительность операций по кладке футеровки ковшей, сут.;  $\tau_{\text{пл}}$  — продолжительность плавки, шт.;  $m$  — стойкость футеровки ковша, плавов;  $K_1$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2);  $K_2$  — коэффициент использования ямы (0,9).

Количество механизированных поворотных станков для ломки изношенной футеровки сталеразливочных ковшей определяется по формуле:

$$N_{n.ст.} = \frac{\Sigma t \cdot N_{ст. аг.}}{\tau_{пл} \cdot m_{к.р.}},$$

где  $N_{n.ст.}$  — количество поворотных стенов, шт.;  $N_{ст. аг.}$  — количество сталеплавильных агрегатов в постоянной работе, шт.;  $\Sigma t$  — продолжительность операций по ломке футеровки ковшей, сут.;  $\tau_{пл}$  — продолжительность плавки, шт.;  $m$  — стойкость футеровки ковша, плавок;

В случае если количество мест для ремонта футеровки ковшей превышает три, организуют два самостоятельных участка в противоположных торцах пролета. Сушка и нагрев футеровки сталеразливочных ковшей осуществляется на специальных стендах.

Количество установок для нагрева футеровки определяется по формуле:

$$N_{у.н.} = \frac{N_{ст. аг.} \cdot \Sigma t_{наг} K_1}{\tau_{пл}},$$

где  $N_{у.н.}$  — количество установок для нагрева футеровки ковша, шт.;  $N_{ст. аг.}$  — количество сталеплавильных агрегатов в постоянной работе, шт.;  $\Sigma t_{наг}$  — продолжительность операций по нагреву ковша, включая установку на стенд и съём со стенда и т. п., мин.;  $K_1$  — коэффициент неучтенных работ (1,1–1,2).

Продолжительность нагрева ковша для достижения температуры поверхности футеровки 1100–1200°C составляет 60–120 мин.

## 9. РАЗЛИВКА СТАЛИ

Разливка металла осуществляется двумя способами: в изложницы на слитки и непрерывным способом с получением литых заготовок различной конфигурации (квадрат, прямоугольник, круг, двутавр, рельсовая заготовка и др.).

На современном этапе развития черной металлургии как при строительстве новых, так и при реконструкции действующих металлургических предприятий в качестве основного используется непре-

рывный способа разливки на МНЛЗ (машина непрерывного литья заготовок). Разливка стали в изложницы применяется только в исключительных случаях, когда не представляется возможным использовать непрерывную разливку (слитки массой более 50 т для поковок, производства толстого листа и др.).

Преимущества непрерывной разливки стали общеизвестны и сводятся, в основном, к следующему:

- увеличивается выход годного металла на 10–12 %;
- отпадает необходимость в обжимных станах;
- сокращается длительность цикла от выпуска стали до получения заготовки;
- уменьшается потребность в рабочей силе, улучшаются условия труда, повышаются доля квалифицированного труда и производительность труда;
- уменьшается необходимая площадь под производственный процесс по сравнению с площадью при разливке стали в изложницы и прокаткой слитков;
- легче обеспечивается график равномерной работы сталеплавильного цеха и подачи заготовок в прокатный цех;
- обеспечивается возможность автоматизации управления технологическим процессом разливки.

На первых установках непрерывной разливки стали слиток располагался вертикально, в связи с чем они получили название «вертикальных» (рис. 9.1).

В состав машины непрерывного литья заготовок входит следующее оборудование: стенд с механизмом подъема для сталеразливочных ковшей с системой взвешивания; манипулятор для навешивания погружного стакана на сталеразливочный ковш; промежуточный ковш с крышкой; установка тележек с механизмом подъема и системой взвешивания для промежуточных ковшей; устройства предварительного нагрева футеровки промежуточных ковшей; система замены стаканов промежуточных ковшей; аварийные емкости; пульт управ-

ления разливкой; кристаллизаторы в сборе для сечений литых заготовок; система электромагнитного перемешивания металла в кристаллизаторах; полуавтоматическая система подачи шлакообразующих материалов в кристаллизатор; механизмы качания кристаллизаторов; система охлаждения кристаллизаторов; система вторичного охлаждения литых заготовок; система удаления пара из зоны вторичного охлаждения; тянуще-правильные клетки; промежуточный рольганг; затравки и устройство для хранения затравок; головки затравок; машина газовой или ножничной резки литых заготовок; система удаления газов от резки литых заготовок; устройство уборки концевой обреза и шлама; транспортный рольганг; разгрузочный рольганг; система взвешивания литых заготовок; машина для маркировки литых заготовок; гидросистемы; системы смазки; электрооборудование; оборудование автоматизированной системы управления технологическим процессом разливки (АСУТП МНЛЗ).

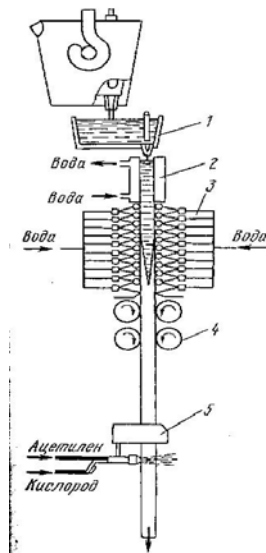


Рис. 9.1. Схема МНЛЗ вертикального типа: 1 — промежуточный ковш; 2 — кристаллизатор; 3 — вторичное охлаждение; 4 — тянущие валки; 5 — газовая резка

Последующий опыт эксплуатации вертикальных установок выявил ряд недостатков, главным из которых является ограничение в увеличении скорости разливки из-за их большой высоты (30–50 м). На таких установках трудно получать заготовки большой длины.

Наиболее перспективны в этом отношении МНЛЗ радиального (с постоянным радиусом изгиба литой заготовки от кристаллизатора до тянущей клетки) и криволинейного типа (с изменяющимся радиусом изгиба литой заготовки). Иногда используются и МНЛЗ горизонтального типа, особенно при сооружении МНЛЗ в зданиях с ограниченной высотой. Схемы МНЛЗ различного типа представлены на рис. 9.2.

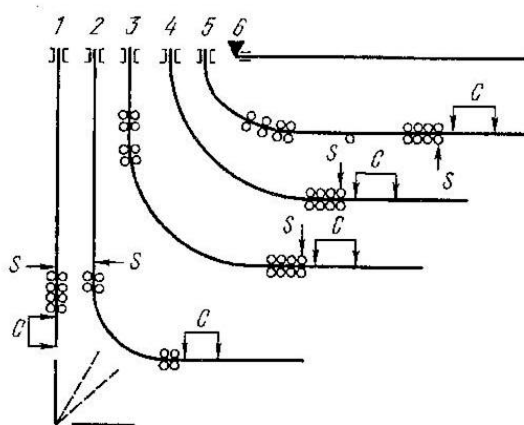


Рис. 9.2. Схема МНЛЗ различного типа: 1 — вертикального типа; 2 — вертикального типа с изгибом литой заготовки; 3 — радиального типа с короткой вертикальной частью; 4 — радиального типа; 5 — криволинейного типа; 6 — горизонтального типа; С — зона резки литой заготовки; S — конец затвердевания слитка



Отличительной чертой радиальных и криволинейных МНЛЗ является отливка криволинейного непрерывного слитка. Такие установки имеют незначительную высоту, позволяют получать слитки любой мерной длины, увеличивать скорость разливки без существенного увеличения собственной высоты.

Имеются МНЛЗ, первоначальная оболочка слитков которых формируется в вертикальном кристаллизаторе, затем отливаемой заготовке придается профиль кривой постоянного (рис. 9.2, 3) или изменяющегося радиуса. В установках такого типа обычно происходит многоступенчатая деформация не полностью затвердевшей заготовки с последующим выпрямлением. При выборе конструкции МНЛЗ следует учитывать сортамент отливаемых заготовок и марки стали. Некоторые стали при температуре кристаллизации характеризуются весьма низкой пластичностью, поэтому при выборе профиля кривой стремятся избежать излишних деформаций оболочки заготовки, чтобы исключить возможность образования внутренних трещин в слитке.

Передовой уровень для любой МНЛЗ характеризуется следующими особенностями: применение оптимальных режимов внепечной обработки, обеспечивающих предельно низкие содержания вредных примесей, химическую и температурную однородность металла по высоте ковша, перевод тугоплавких неметаллических включений в легкоплавкие, заданный перегрев металла над температурой ликвидуса с отклонениями, не превышающими  $\pm 5^{\circ}\text{C}$ ; защита металла от вторичного окисления на участке сталеразливочный ковш – промежуточный ковш – кристаллизатор при помощи погружных труб, специальных камер и погружных стаканов с вводом инертного газа; сокращение тепловых потерь за счет применения высокотемпературного нагрева футеровки сталеразливочных и промежуточных ковшей; применение экологически чистых шлакообразующих смесей, обеспечивающих, кроме выполнения основных функций, ассимиляцию всплывающих неметаллических включений; автоматическое управление уровнем металла в кристаллизаторе; разливка металла с высокой

частотой качания кристаллизатора (до 300 качаний в минуту) при малой амплитуде (4–6 мм); применение электромагнитного перемешивания металла.

Одной из главных задач современной непрерывной разливки является повышение качества непрерывнолитого металла. Особое внимание уделяется при этом мероприятиям по снижению зональной и дендритной ликвации, уменьшению трещинообразования, повышению плотности центральной части слитка.

Макроструктура непрерывнолитого слитка, как правило, характеризуется наличием трех зон: поверхностной (корковой) зоны мелких равноосных кристаллов, столбчатых дендритов и центральной зоны равноосных кристаллов. Структурные зоны в зависимости от условий кристаллизации отличаются по протяженности и размерам кристаллов.

Следует однако отметить, что условия затвердевания слитка более благоприятны на установках вертикального типа, поскольку на радиальных и криволинейных установках формирующиеся внутренняя и внешняя корочки слитка находятся в неодинаковых условиях. Внутренняя корочка слитка сжимается, а наружная растягивается. Кроме того, выпрямление слитка в одной или нескольких точках порождает дополнительные деформации затвердевающего слитка, что, в отдельных случаях, отрицательно сказывается на его качестве. Поэтому на таких МНЛЗ должно уделяться больше внимания вопросам кристаллизации слитка.

Структура слитка определяется химическим составом стали, градиентом температуры у фронта кристаллизации и скоростью продвижения этого фронта, наличием дополнительных центров кристаллизации в объеме затвердевающего металла. В соответствии с этим, для повышения качества внутренней структуры слитка, в частности, для увеличения размеров центральной зоны равноосных кристаллов и снижения их линейных размеров должны использоваться методы

уменьшения градиента температур у фронта кристаллизации за счет снижения перегрева металла перед разливкой.

Повышение качества непрерывнолитых слитков обеспечивается технологией электромагнитного перемешивания жидкой сердцевины слитка в процессе затвердевания. Перемешивание металла под затвердевшей коркой способствует быстрому снижению перегрева металла, улучшает теплообмен между жидкой и твердой фазами, снижает температурный градиент у фронта кристаллизации, замедляет рост столбчатых кристаллов, способствует разрушению сформировавшихся дендритов, обеспечивает усреднение химического состава металла и уменьшает развитие осевых ликвационных дефектов. Процессы микроликвации также заметно ослабляются, поскольку ширина двухфазной зоны при перемешивании уменьшается, а концентрация примесей в маточном растворе у фронта кристаллизации уменьшается вследствие вымывающего действия движущейся жидкой фазы. Потоки жидкого металла в незатвердевшей части слитка уменьшают размеры всех формирующихся дендритов и перемычек. Такое воздействие ограничивает формирование дефектов в осевой зоне непрерывнолитой заготовки. Турбулентное движение, развивающееся при электромагнитном перемешивании, уменьшает тенденцию существующих в стали оксидных включений к осаждению на межфазной поверхности раздела, а также способствует их транспортировке и всплыванию к зеркалу металла в кристаллизаторе, где происходит их ассимиляция шлаковым слоем. При перемешивании металла в кристаллизаторе улучшается качество поверхности слитка, а также плотность подповерхностной и осевой зоны.

Одним из способов повышения качества структуры слитка является повышение скорости охлаждения металла. При увеличении интенсивности теплоотвода увеличивается скорость продвижения фронта кристаллизации, в результате чего растет концентрация примесей в пограничном слое, снижается температурный градиент и возрастает связанное с этим концентрационное переохлаждение. Поскольку про-

должительность роста кристаллов уменьшается, это ведет к измельчению структуры во всех зонах.

Несмотря на то что возможности повышения теплоотвода при охлаждении поверхности слитка ограничены, в последнее время разработаны способы повышения интенсивности и оптимизации охлаждения слитка в кристаллизаторе. Повышенный отвод тепла обеспечивается за счет оптимизации профиля гильз кристаллизатора.

Количество тепла, отводимого из кристаллизатора, в значительной мере зависит от сопротивления тепловому потоку в этой компактной системе. Это сопротивление может быть увеличено воздушным зазором между стенкой кристаллизатора и коркой непрерывнолитого слитка. Воздушный зазор может быть устранен или, по крайней мере, сокращен до минимума, а теплопередача оптимизирована, если контур кристаллизатора будет соответствовать контуру корки непрерывнолитого слитка. Контур корки в значительной мере определяется ее первичным формированием на мениске и характеризуется изменением объема под влиянием температуры во время прохода через кристаллизатор. Геометрия внутренней поверхности кристаллизатора в виде параболического или многоконусного профиля обеспечивает поправку на естественную усадку непрерывнолитого слитка. Использование такой внутренней поверхности кристаллизатора позволяет за счет высокой скорости охлаждения формирующейся корочки слитка существенно повысить скорость разливки.

Среди мероприятий, позволяющих обеспечить высокое качество непрерывнолитого металла (использование промежуточных ковшей большой емкости, параболический или многоконусный профиль внутренних стенок кристаллизатора, высокочастотное качение кристаллизатора, электромагнитное перемешивание и т. д.), важное место занимает защита металла от вторичного окисления кислородом воздуха.

Совершенствование методов защиты способствует повышению качества поверхности заготовок, уменьшению загрязненности их не-

металлическими включениями, снижению потребности в дорогостоящем зачистном оборудовании и сокращению энергетических затрат на нагрев заготовок после отливки путем использования технологии горячего посада. При этом затраты на защиту окупаются улучшением качества заготовок, снижением аварийности разливок и повышением стойкости оборудования.

Защита зеркала металла от окисления в сталеразливочном и промежуточном ковшах и кристаллизаторе решается путем использования шлакообразующих смесей.

Основные функции шлака в сталеразливочном и промежуточном ковшах состоят в теплоизоляции поверхности жидкой стали, защите металла от вторичного окисления кислородом атмосферы и абсорбции всплывающих неметаллических включений.

Применение шлакообразующих смесей для кристаллизатора рассчитано на поглощение неметаллических включений, подошедших к границе раздела металл – шлак, улучшение условий теплопередачи от непрерывнолитого слитка к водоохлаждаемым стенкам кристаллизатора, уменьшение тепловых потерь с поверхности металла в кристаллизаторе, а также на обеспечение эффективной смазки между коркой непрерывнолитой заготовки и стенками кристаллизатора. Защитные смеси, применяемые при разливке стали, имеют очень широкий диапазон химического состава в зависимости от разливаемых марок сталей, размеров сечений литых заготовок, возможностей приобретения материалов для приготовления смесей и даже субъективных привязанностей разработчиков технологии разливки и поставки оборудования.

Более сложно решаются вопросы защиты струи жидкого металла. Для этого используются специальные устройства и огнеупорные изделия, применяется инертный газ и т. д. Для защиты струи металла на участке сталеразливочный ковш – промежуточный ковш используются огнеупорные защитные трубы, а на участке промежуточный ковш – кристаллизатор – погружные стаканы (рис. 9.3).

В процессе разливки на поверхности литых заготовок образуется окалина, которая просыпается под транспортные рольганги машины. Эта окалина периодически убирается с помощью специального автопогрузчика. Доступ к местам образования окалины обеспечивается организацией въезда. Извлеченная окалина перегружается в короба, которые отгружаются из цеха автомобильным транспортом.

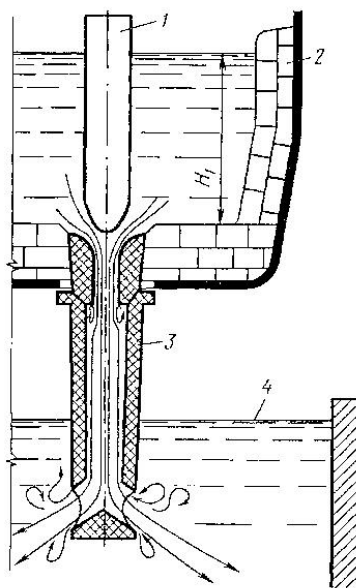


Рис. 9.3. Подвод стали в кристаллизатор: 1 — стопор; 2 — ковш; 3 — погружной стакан; 4 — уровень металла в кристаллизаторе

Часть окалины, образующейся в зоне вторичного охлаждения литых заготовок, вместе с водой поступает в яму. В яме для окалины устанавливаются короба для ее сбора. Вода, поступающая в яму, фильтруется в коробах через отверстия в стенках и далее насосами перекачивается в систему водооборотного цикла цеха. Короба извлекаются из ямы мостовым краном и далее автомобильным транспортом отгружаются из цеха.

При резке литых заготовок на заданную длины образуются нермерные короткие части заготовок (особенно концевые участки от начала и конца разливки в серии способом «плавка на плавку»), которые не могут после машины газовой резки транспортироваться по рольгангам. Короткие заготовки по направляющим желобам поступают в металлические короба, которые после их заполнения извлекаются мостовым краном пролета. Эти короба автомобильным транспортом отправляются в скрапоразделочный цех завода.

Литые заготовки, получаемые с МНЛЗ, в основном имеют хорошее качество поверхности и не требуют зачистки. Однако при нарушении технологии выплавки, внепечной обработки и разливки металла, а также нарушении работы оборудования литые заготовки должны подвергаться тщательному осмотру и в необходимых случаях зачистке поверхности.

Для низко и средне углеродистых, низколегированных, легированных с содержанием углерода не более 0,4 % марок стали может использоваться огневая зачистка поверхности. Для высокоуглеродистых и высоколегированных марок сталей требуется использовать абразивную зачистку.

Компоновка конвертерного цеха с машинами непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) в значительной степени отличается от компоновки цеха с разливкой стали в изложницы. Размещение МНЛЗ в отдельностоящем здании с двумя машинами в каждом пролете с разных сторон от стелевозных путей получило название «блочное размещение МНЛЗ» (рис. 9.4).

Блочной схеме присущ ряд существенных недостатков: использование большого объема здания между блоками МНЛЗ в основном в транспортных целях для подачи жидкой стали на стелевозах; необходимость установки на каждую МНЛЗ по одному дорогостоящему разливочному крану большой грузоподъемности; увеличение объема здания из-за большой высоты подкрановых путей разливочных кранов в каждом пролете. В каждом пролете отделения непрерывной

разливки стали (ОНРС) с двумя тяжелыми разливочными кранами можно установить не более двух МНЛЗ. В здании образуются избыточные площади и дополнительное оборудование для передачи литых заготовок со второго блока МНЛЗ на участки приема или на склад. Протяженность стелевозных железнодорожных путей достигает 200 м.

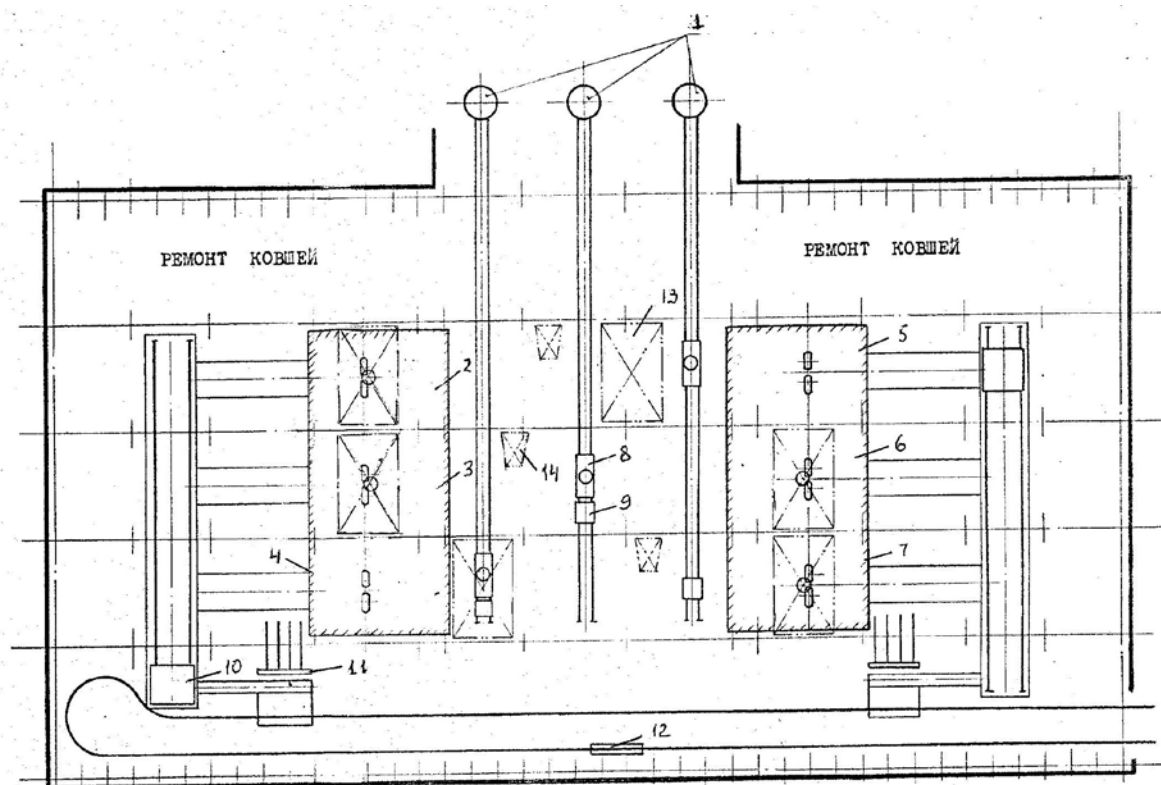


Рис. 9.4. Блочное расположение МНЛЗ: 1 — конвертер;  
2 — МНЛЗ № 1; 3 — МНЛЗ № 2; 4 — МНЛЗ № 3; 5 — МНЛЗ  
№ 4; 6 — МНЛЗ № 5; 7 — МНЛЗ № 6; 8 — стелевоз; 9 — шлако-  
возная тележка; 10 — рольганг-тележка; 11 — сталкиватель;  
12 — слябовая тележка; 13 — мостовой разливочный кран;  
14 — консольный кран

Однако в последнее время все чаще начинает применяться схема, получившая название «линейной», при которой все МНЛЗ размещаются в одном пролете.

На первом этапе при использовании линейной схемы этажерка МНЛЗ размещалась в том же пролете, где осуществлялась транспор-



тировка сталеразливочных ковшей. Такое решение вызывает значительное увеличение ширины пролета для возможности транспортировки ковшей между колоннами здания и этажеркой МНЛЗ. Необходимость обеспечения разливки способом «плавка на плавку» требовала установки на рабочей площадке подвижных двухпозиционных стенов для сталеразливочных ковшей (рис. 9.5, 9.6). Все это значительно утяжеляет и загромождает рабочую площадку и снижает преимущества линейного расположения МНЛЗ.

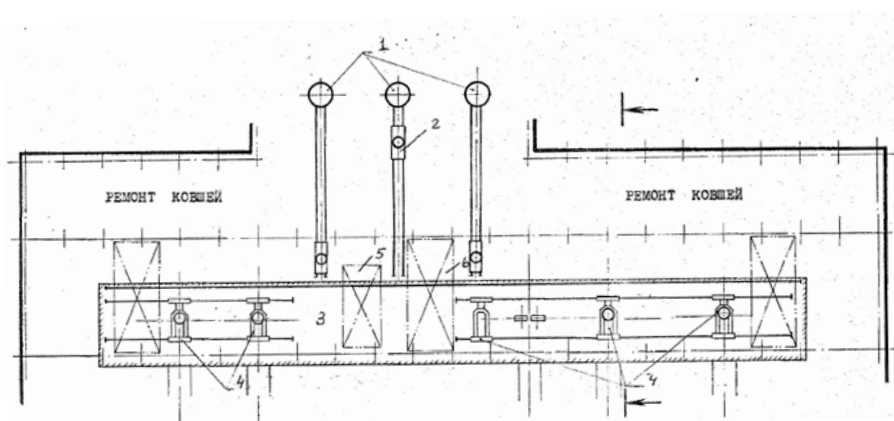


Рис. 9.5. Линейное расположение МНЛЗ с разливкой стали с подвижных стенов. План: 1 — конвертер, 2 — сталевозная тележка, 3 — МНЛЗ, 4 — сталеразливочный подвижной стенд, 5 — полупортальный кран, 6 — мостовой разливочный кран

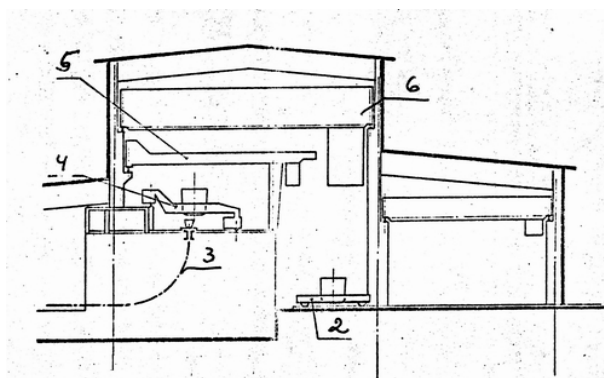


Рис. 9.6. Линейное расположение МНЛЗ с разливкой стали с подвижных стенов. Разрез: 1 — конвертер, 2 — сталевозная тележка, 3 — МНЛЗ, 4 — сталеразливочный подвижной стенд, 5 — полупортальный кран, 6 — мостовой разливочный кран

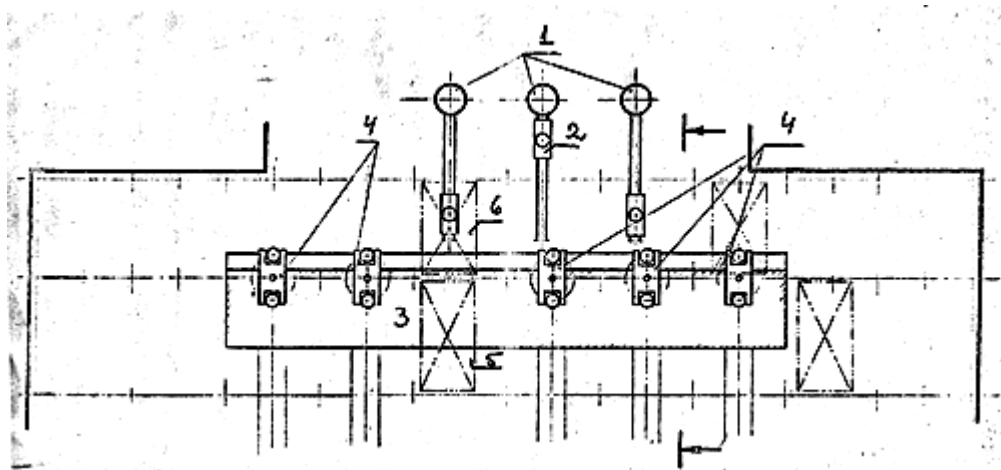


Рис. 9.7. Линейное расположение МНЛЗ с разливкой стали с поворотных стенов. План: 1 — конвертер, 2 — сталевазная тележка, 3 — МНЛЗ, 4 — поворотный сталеразливочный стенд, 5 — мостовой кран, 6 — мостовой разливочный кран

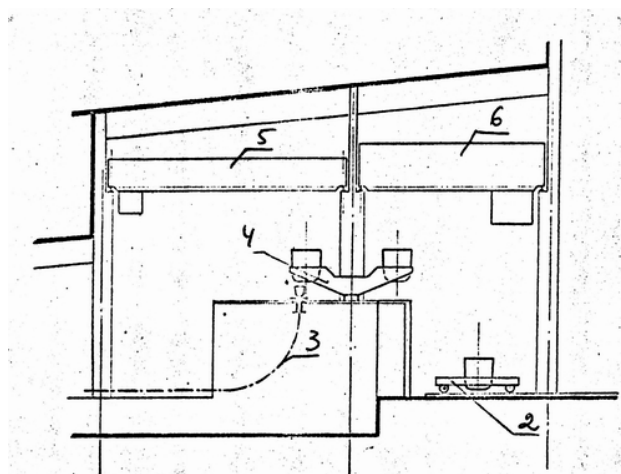


Рис. 9.8. Линейное расположение МНЛЗ с разливкой стали с поворотных стенов. Разрез: 1 — конвертер, 2 — сталевазная тележка, 3 — МНЛЗ, 4 — поворотный сталеразливочный стенд, 5 — мостовой кран, 6 — мостовой разливочный кран

Указанных недостатков не имеет схема, при которой этажерка МНЛЗ размещается в специальном пролете. Передача сталеразливочного ковша с металлом в положении разливки осуществляется из параллельного пролета с помощью поворотного стенда. В этом случае

ширина пролета, в котором размещаются разливочные краны, может быть существенно уменьшена, а, следовательно, уменьшена масса оборудования и металлоконструкций здания (рис. 9.7, 9.8). По этой схеме построен и эксплуатируется конвертерный цех ОАО «Северсталь».

При линейном размещении МНЛЗ в здании ОНРС сооружается только один пролет с тяжелыми разливочными кранами вместо трех при «блочном». Количество разливочных кранов меньше на половину, поскольку обеспечивается их взаимозаменяемость при большей их загруженности. Длина стелевозных путей сокращается на 90 м. Высота здания над участками технологической линии МНЛЗ существенно ниже, чем при «блочном» размещении МНЛЗ. Применение линейной схемы размещения МНЛЗ значительно уменьшает капитальные затраты на строительство здания ОНРС и подъемно-транспортного оборудования. Для первой очереди конвертерного цеха ОАО «Северсталь» в составе двух конвертеров емкостью 350 т и четырех МНЛЗ экономия только на металлоконструкциях здания ОНРС составила 6,5 тыс. т. [13]. Поперечный разрез первой очереди ОНРС конвертерного цеха ОАО «Северсталь» представлен на рис. 9.9.

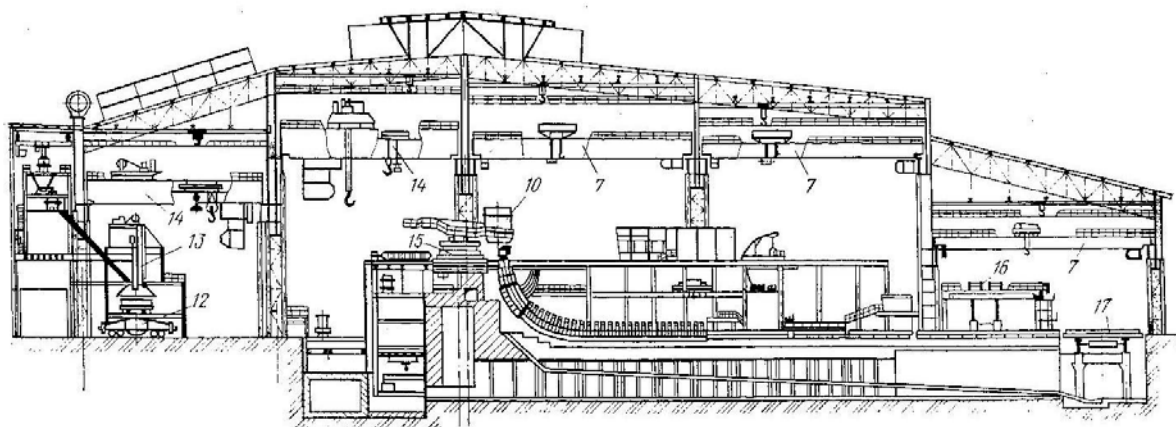


Рис. 9.9. Поперечный разрез отделения непрерывной разливки стали конвертерного цеха ОАО «Северсталь»: 7 — мостовой кран; 10 — сталеразливочный ковш; 12 — самоходный стелевоз; 13 — установка стабилизации и доводки металла; 14 — мостовой разливочный кран; 15 — МНЛЗ; 16 — кран-оператор; 17 — рольганг-тележка

Как уже отмечалось ранее, современное сталеплавильное производство основано на создании единой технологической линии, включающей сталеплавильный агрегат, установку ковш-печь (в отдельных случаях также и установку вакуумирования) и разливку металла на МНЛЗ. Успешная совместная работа всей технологической линии возможна только в том случае, когда операции на каждом ее участке по продолжительности близки или совпадают. В конечном итоге производительность всей технологической линии будет определяться тем технологическим агрегатом, продолжительность операций на котором будет наибольшей.

Продолжительность разливки плавки на МНЛЗ определяется количеством ручьев в машине. Чем их больше, тем быстрее разливается плавка. Конечно, количество ручьев в одной МНЛЗ не может быть беспредельным и определяется в основном возможностями распределения металла по ручьям из промежуточного ковша. Обычно при отливке сортовых заготовок в одной МНЛЗ предусматривается не более шести ручьев, при отливке блюмовых заготовок — не более четырех и слябовых — не более двух.

Как формируется продолжительность плавки в сталеплавильном агрегате, подробно изложено в разделе 2 настоящего учебного пособия. Определяющими моментами в оптимальном обеспечении заданного объема производства стали являются ёмкость сталеплавильного агрегата, их количество и продолжительность плавки. Далее по количеству дуговых сталеплавильных агрегатов определяется равное им и количество технологических линий. Таким образом, расчета количества установок внепечной обработки стали и МНЛЗ производить не требуется, так как их количество равно количеству сталеплавильных агрегатов.

Если продолжительность обработки плавки на установках внепечной обработки металла превысит продолжительность плавки в сталеплавильном агрегате, то это вызовет и соответствующую паузу

между выпусками или искусственное увеличение продолжительности плавки.

Количество ручьев в МНЛЗ для данной массы плавки определяется скоростью разливки. Совершенствование конструкций и технологии разливки и внепечной обработки стали позволили в настоящее время иметь достаточно высокие скорости разливки. При отливке сортовых, прямоугольных и круглых заготовок для определения весовой скорости разливки предлагается эмпирическая формула:

$$V_G = 0,33 + l_{\text{квад}} 10^{-3},$$

где  $V_G$  — весовая скорость разливки, т/мин.;  $l_{\text{квад}}$  — сторона сечения литой заготовки, м.

Предложенная формула дает результаты, близкие к скоростям разливки, приводимым различными фирмами на рынке МНЛЗ. Чтобы определить весовую скорость прямоугольного сечения необходимо преобразовать ее площадь:

$$l_{\text{квад}} = \sqrt{F_{\text{пря. уг.}}},$$

где  $F_{\text{пря. уг.}}$  — площадь прямоугольного сечения литой заготовки, м.

Отсюда количество ручьев в МНЛЗ:

$$n_{\text{руч}} = \frac{G}{V_G \cdot \tau_{\text{раз}}},$$

где  $n_{\text{руч}}$  — количество ручьев МНЛЗ, шт.;  $G$  — масса плавки, т;  $V_G$  — весовая скорость разливки, т/мин;  $\tau_{\text{раз}}$  — продолжительность разливки одной плавки, мин.

При выборе величины массы плавки следует учитывать, что она изменяется при переходе от одного технологического процесса к другому. Масса жидкой стали от количества загруженной металлошихты плавки определяется расчетом материального и теплового балансов плавки как выход годной жидкой стали. После ввода в металл ферросплавов и легирующих материалов при сливе металла в ковш и на установке внепечной обработки металла масса жидкой стали увеличивается на массу усвоенных металлом элементов этих материалов.

Таким образом, масса плавки, поступающей на разливку, после внепечной обработки металла составит:

$$G_{\text{ж.ст. МНЛЗ}} = (1 + \Theta) \cdot G_{\text{ж.ст}},$$

где  $G_{\text{ж.ст}}$  — масса жидкой стали на выпуске из сталеплавильного агрегата, т;  $\Theta$  — количество элементов, усвоенного жидкой сталью, т/т жидкой стали.

Если принять допущение, что кроме используемых элементов остальная часть ферросплавов и легирующих элементов состоит из железа, и все железо переходит в сталь, то количество металла этих материалов, переходящих в сталь составит:

$$\Theta = \sum N_{\text{Феспл}} \cdot 0,01[(100 - \Theta_{\text{Феспл}}) + \Theta_{\text{Феспл}} \cdot K_{\Theta}], \text{ т/т жидкой стали,}$$

где  $N_{\text{Феспл}}$  — расход соответствующего вида ферросплава, т;  $\Theta_{\text{Феспл}}$  — содержание элемента в каждом виде используемого материала, %;  $K_{\Theta}$  — коэффициент усвоения элемента из ферросплава или легирующего материала.

На практике любой сталеплавильный цех в отчетной документации приводит все показатели своей работы на единицу годной продукции. В рассматриваемом случае это отгружаемые из цеха потребителям годные литые заготовки. Поэтому важно иметь данные о массе плавки по годным литым заготовкам, а не по жидкой стали. В процессе непрерывной разливки стали на МНЛЗ имеют место потери металла: в виде скрапин в сталеразливочном и промежуточном ковшах, с хвостовой и головной обрезами литой заготовки, при резке литой заготовки на мерные длины и с образованием окалины на поверхности литых заготовок. Таким образом, масса плавки по годным литым заготовкам уменьшается от массы жидкой стали поступившей на разливку.

Потери металла в сталеразливочном ковше зависят от многих причин, в которые входят: температура металла, поступившего на разливку, температура футеровки ковша перед приемом металла, вид внепечной обработки металла, продолжительность выдержки металла в ковше до начала разливки и в процессе разливки и др. Для практи-

ческих расчетов можно принять потери металла в ковше равные  $X_{\text{ст.ков.}} = 0,006 \text{ т/т}$ .

Потери металла в промежуточном ковше зависят также от многих факторов, таких как тип применяемых огнеупоров, температура нагрева футеровки перед началом заполнения ковша металлом, температура металла, продолжительность пребывания металла в ковше и др. Для практических расчетов можно принять потери металла в промежуточном ковше равные 0,2 т/т ёмкости ковша. Тогда потери металла в промежуточном ковше:

$$X_{\text{пром.ков.}} = \frac{V_{\text{ков.}} \cdot 0,2}{G_{\text{ж.ст}} \cdot n} \text{ т/т},$$

где  $V_{\text{ков.}}$  — ёмкость промежуточного ковша, т;  $G_{\text{ж.ст}}$  — масса жидкой стали, поступившей на разливку, т;  $n$  — количество плавов разлитых без смены промежуточного ковша, шт.

Размер головной и хвостовой обрезки литой заготовки можно приблизительно принять по 0,5 м, тогда:

$$X_{\text{обр.}} = \frac{(0,5 + 0,5)a \cdot b \cdot 7,6 \cdot n}{G_{\text{ж.ст}} \cdot m} = \frac{7,6 \cdot a \cdot b \cdot n}{G_{\text{ж.ст}} m} \text{ т/т},$$

где 7,6 — удельная плотность литой заготовки, т/м<sup>3</sup>;  $a$  — ширина литой заготовки, м;  $b$  — толщина литой заготовки, м;  $n$  — количество ручьёв в МНЛЗ, шт.;  $G_{\text{ж.ст}}$  — масса жидкой стали, поступившей на разливку, т;  $m$  — количество плавов в одной серии разливаемой способом «плавка на плавку», шт.

Потери металла при резке литой заготовки на мерные длины зависят от её размеров, величины серии, разливаемой способом «плавка на плавку», длины литой заготовки, количества ручьёв МНЛЗ и толщины реза. При огневой резке литой заготовки толщина реза в настоящее время равна 0,007 м.

$$X_{\text{рез.}} = \frac{(G_{\text{ж.ст.}} \cdot m + n \cdot a \cdot b \cdot 7,6) \cdot 0,007}{G_{\text{ж.ст}} \cdot m \cdot l} \text{ т/т},$$

где  $G_{\text{ж.ст}}$  — масса жидкой стали, поступившей на разливку, т;  $m$  — количество плавков в одной серии, разливаемой способом «плавка на плавку», шт.;  $a$  — ширина литой заготовки, м;  $b$  — толщина литой заготовки, м;  $n$  — количество ручьёв в МНЛЗ, шт.; 7,6 — удельная плотность литой заготовки, т/м<sup>3</sup>; 0,007 — толщина одного реза, м;  $l$  — мерная длина литой заготовки, м.

Потери металла с окалиной для сортовых заготовок можно принять равными  $X_{\text{ок.сорт}} = 0,0045$  т/т, для слябовых заготовок —  $X_{\text{ок.сляб}} = 0,003$  т/т.

Суммарные потери металла при непрерывной разливке составят:

$$X_{\text{пот.}} = (X_{\text{ст.ков}} + X_{\text{пром.ков.}} + X_{\text{обр.}} + X_{\text{раз.}} + X_{\text{ок.}}), \text{ т/т.}$$

Масса плавки по годным литым заготовкам, т:

$$G_{\text{лит.заг.}} = (1 - X_{\text{пот.}}) G_{\text{ж.ст МНЛЗ}}.$$

В технических характеристиках МНЛЗ чаще приводится линейная скорость разливки в м/мин.:

$$V_1 = \frac{V_G}{F \cdot 7,6},$$

где  $V_1$  — линейная скорость разливки, м/мин;  $V_G$  — весовая скорость разливки, т/мин;  $F$  — площадь сечения литой заготовки, м<sup>2</sup>; 7,6 — удельная масса литой заготовки, т/м<sup>3</sup>.

Высокие успехи в производстве металла достигаются, когда на всей технологической линии, включающей сталеплавильный агрегат, установку ковш-печь и разливку на МНЛЗ, соблюдается синхронизация ее элементов со стабилизацией технологического процесса от подготовки шихтовых материалов до выдачи товарной продукции в виде литых заготовок. Особенно это важно на протяжении всего технологического процесса, главным элементом в котором является разливка одной серии плавков на МНЛЗ способом «плавка на плавку». Одна серия способом «плавка на плавку» может включать от пяти до восьмидесяти плавков. Очевидно, что в такой серии, с целью получения высокого качества металла, необходимо выдерживать на всех



участках технологической линии постоянные параметры производства. Помимо прочего, соблюдение этого условия упрощает и облегчает управляемость технологического процесса на всех ее участках. Положительно это сказывается и на обслуживающем персонале технологической линии, поскольку отпадает постоянная необходимость реагировать на малейшие изменения в отдельных параметрах технологии.

В работе единой технологической линии важное значение имеют вопросы, связанные с обеспечением в едином комплексе высокой её производительности и требуемого качества товарной продукции в виде литой заготовки. Ни один из этих показателей (производительность и качество металла) не могут рассматриваться изолировано друг от друга. Определяющим при выборе продолжительности операций на каждом участке технологической линии является длительность плавки в сталеплавильном агрегате. При расчете количества ручьев МНЛЗ продолжительность разливки  $\tau_{\text{раз}}$  принимается равной продолжительности плавки  $\tau_{\text{пл}}$ . На одной МНЛЗ могут отливаться литые заготовки различных сечений с разными весовыми скоростями разливки при постоянном (для данной МНЛЗ) количестве ручьев. Таким образом, продолжительность разливки плавки постоянной массы может колебаться в широких пределах. Вместе с тем, продолжительность плавки является величиной относительно постоянной. Очевидно, что продолжительность разливки плавки в серии не может быть меньше продолжительности плавки в сталеплавильном агрегате, так как в противном случае после первой же плавки будет иметь место перерыв в серии, разливаемой способом «плавка на плавку».

Если продолжительность плавки в сталеплавильном агрегате превышает возможную продолжительность ее разливки на МНЛЗ, тогда и продолжительность разливки на МНЛЗ выбирается такой же, как и продолжительность плавки. Т. е. в этом случае снижается скорость разливки по сравнению с расчетной. Соответственно для данной марки стали и сечения литой заготовки подбираются: температу-

ра металла в сталеразливочном ковше, диаметр стакана в промежуточном ковше, амплитуда и частота качания кристаллизатора и режимы охлаждения слитка.

Такая ситуация характерна для электросталеплавильного цеха, в котором продолжительность плавки редко опускается ниже 50 минут. Для конвертерного цеха, где продолжительность плавки редко превышает 40 минут, возможна обратная ситуация, когда продолжительность разливки плавки может превысить эту величину. Здесь, чтобы сохранить разливку на МНЛЗ способом «плавка на плавку» вынуждены либо искусственно увеличивать длительность плавки в конвертере, либо выдерживать паузу между очередными плавками.

Отсюда следует, что сталеплавильный агрегат не может произвести стали больше того, что может быть разлито на МНЛЗ выбранного типа.

Производительность одной технологической линии, включающей сталеплавильный агрегат, установки внепечной обработки металла и МНЛЗ с учетом изложенных соображений равна:

$$P_{\text{т.л.}} = \frac{1440 \cdot m \cdot G_{\text{лит.заг.}} \cdot K}{\tau_{\text{раз}} \cdot m + \tau_{\text{под}}},$$

где  $P_{\text{т.л.}}$  — производительность технологической линии, т/год; 1440 — количество минут в сутках;  $m$  — количество плавков разливаемых в одной серии способом «плавка на плавку»;  $G_{\text{лит.заг.}}$  — масса плавки по годным литым заготовкам, т;  $K$  — количество рабочих суток МНЛЗ, сут./год;  $\tau_{\text{раз}}$  — продолжительность разливки одной плавки, мин.;  $\tau_{\text{под}}$  — продолжительность подготовки МНЛЗ к разливке очередной серии способом «плавка на плавку», мин.

Фонд рабочего времени МНЛЗ ( $K$ ) принимается от 315 до 325 суток в году. Он складывается из 8 часовой еженедельной остановки на профилактику оборудования, ежегодной плановой остановки на капитальный ремонт в течение 12 дней и 15–25 дней неплановых остановок.

Продолжительность подготовки ( $\tau_{\text{под}}$ ) МНЛЗ к разливке очередной серии способом «плавка на плавку» для различного типа машин принимается от 30 до 50 мин. В период перерыва разливки между сериями выплавка стали не производится. Именно по этой причине при определении ёмкости дуговой электросталеплавильной печи в расчете, приведенном в разделе 1.2, введен коэффициент 1,05. Некоторое увеличение ёмкости ДСП позволяет обеспечить заданный объём производства с учетом вынужденных остановок в производстве стали в период переналадки МНЛЗ между сериями, разливаемыми способом «плавка на плавку».

Если в цехе имеется несколько технологических линий, то его производительность определяется суммой производительностей всех технологических линий.

Необходимо иметь в виду, что в случае если продолжительность операций на установках внепечной обработки металла превысит длительность плавки в сталеплавильном агрегате и разливки на МНЛЗ, продолжительность операций на этих участках должна быть приведена в соответствии с её длительностью.

До этого, главным образом, рассматривались МНЛЗ для отливки сортовых, прямоугольных и круглых заготовок. В силу малых площадей поперечного сечения их весовая скорость разливки в пять и более раз меньше скоростей разливки слябовых сечений литых заготовок. Это вносит серьезные ограничения на использование для получения сортовых заготовок сталеплавильных агрегатов большой ёмкости. Уже отмечалось, что количество ручьев для такого типа МНЛЗ по конструктивным соображениям ограничивается шестью ручьями. Уже для сечения литой заготовки 150x150 мм при увеличении массы плавки свыше 150 т и продолжительности плавки (следовательно, и разливки) в 50 минут, количество ручьев в МНЛЗ превысит это ограничение. Для более мелких сечений оно возникнет при массе плавки, меньшей чем 150 т. В связи с тем, что большинство электросталеплавильных цехов в своем составе имеют обычно ДСП ёмкостью не бо-

лее 150 т, сортовая заготовка преимущественно получается в этих цехах.

Для слябовых сечений литых заготовок количество металла, которое может быть разлито за единицу времени (через один кристаллизатор), пропорционально периметру отливаемой заготовки.

$$V_G = K \cdot \Pi,$$

где  $V_G$  — весовая скорость разливки, т/мин;  $\Pi$  — периметр слитка, м;  $K$  — коэффициент пропорциональности, равный приблизительно 1,3 т/м·мин.

Тогда количество ручьёв слябовой МНЛЗ:

$$n_{\text{руч}} = \frac{G}{V_G \cdot \tau_{\text{раз}}},$$

где  $n_{\text{руч}}$  — количество ручьёв МНЛЗ, шт.;  $G$  — масса плавки, т;  $V_G$  — весовая скорость разливки, т/мин.;  $\tau_{\text{раз}}$  — продолжительность разливки одной плавки, мин.

Фирмами-производителями слябовых МНЛЗ обычно приводится не весовая, а линейная скорость разливки:

$$V_1 = \frac{V_G}{F \cdot 7,6},$$

где  $V_1$  — линейная скорость разливки, м/мин.;  $V_G$  — весовая скорость разливки, т/мин.;  $F$  — площадь сечения литой заготовки, м<sup>2</sup>; 7,6 — удельная масса литой заготовки, т/м<sup>3</sup>.

Так же как и для сортовых, слябовые МНЛЗ имеют конструктивные ограничения по количеству ручьёв (не более двух). Если по приведенному выше расчету количество ручьёв в слябовой МНЛЗ превысит эту величину, приходится искусственно увеличивать продолжительность разливки, а, следовательно, и плавки до величины, обеспечивающей её разливку через два ручья.

Кислородно-конвертерные цехи с конвертерами большой ёмкости (свыше 200 т) преимущественно используются для производства слябовых литых заготовок.

Если для электросталеплавильного цеха вынужденные остановки на планово-предупредительные ремонты основного технологического оборудования не оказывают серьезного влияния на смежные производства, то при аналогичных остановках конвертерного цеха возникают серьезные проблемы в доменном цехе. Крупные конвертерные цехи потребляют значительное количество жидкого чугуна (для цеха производительностью 5 млн. т/год — до 12000 т/сутки чугуна). Чтобы избежать этих трудностей, в конвертерном цехе устанавливается резервный конвертер, который включается в работу при остановках на ремонт другого конвертера, и, таким образом, поддерживается постоянный уровень производства металла в течение всех 365 суток в году. В единой технологической линии годовой простой МНЛЗ достигает 45–50 суток. Чтобы избежать остановок производства на период ремонта МНЛЗ, также приходится сооружать резервную машину.

Разливка способом «плавка на плавку» во многом определяется размером сечения и подбирается таким образом, чтобы цикл плавки в конвертере соответствовал циклу ее разливки на МНЛЗ. С этой целью при организации работы цеха используются следующие управляющие воздействия:

1. Задержка стали в ковше перед разливкой до 30 мин.
2. Изменение скорости в пределах  $0,7 V_{ном} \leq V \leq 1,05 V_{ном}$  (в аварийных ситуациях возможно снижение скорости до  $0,1 V_{ном}$ ).
3. Изменение ритма работы конвертерного цеха.

Очевидно, что предсказать продолжительность серии «плавка на плавку» для всего марочного и размерного сортамента весьма затруднительно. В этих условиях в расчете пропускной способности МНЛЗ приходится задаваться количеством и продолжительностью серий, исходя из практических данных.

В заключение необходимо сказать, что прогресс в области непрерывной разливки стали может привести в ближайшем будущем к корректировке ряда распространенных в настоящее время представ-

лений о процессе, а следовательно, и расчете количества МНЛЗ. В первую очередь это касается скорости разливки стали. Уже имеются промышленные опыты по разливке металла на МНЛЗ слябов шириной до 2150 мм, толщиной 230–250 мм со скоростями до 2,2 м/мин [14].

## 10. ПОДГОТОВКА И РЕМОНТ ФУТЕРОВКИ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ КОВШЕЙ

Промежуточный ковш является важным звеном в передаче металла из сталеразливочного ковша в кристаллизатор МНЛЗ. Промежуточный ковш выполняет три основных функции: распределение металла по ручьям МНЛЗ, обеспечение разливки способом «плавка на плавку» и снижение ферростатического давления жидкой стали. Кроме того, наличие металла в промежуточном ковше до его попадания в кристаллизатор облегчает всплывание оксидных включений к зеркалу металла и их поглощение защитным шлаковым слоем (рис. 10.1).

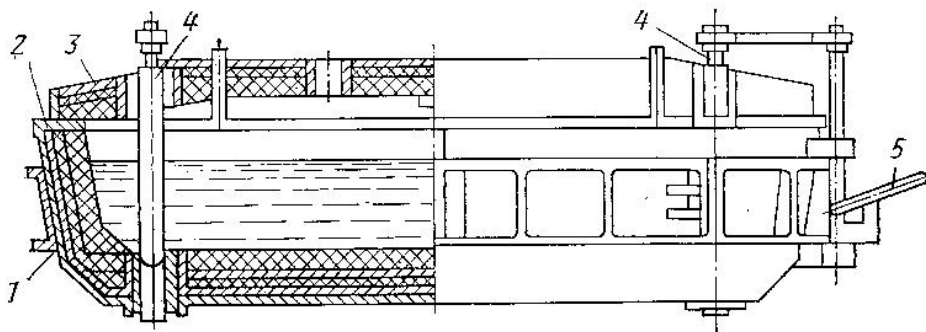


Рис. 10.1. Промежуточный ковш: 1 — ребра жесткости; 2 — сварной корпус; 3 — крышка; 4 — стопорный механизм; 5 — ручка управления стопорным механизмом

Шлаковый ковш состоит из сборной стальной рамы, укрепленной специальными секциями. В корпусе ковша имеется желоб для слива избыточного количества металла при неконтролируемом его заполнении из сталеразливочного ковша.

Боковые металлические стенки и днище ковша имеют отверстия для удаления влаги при сушке футеровки. В днище ковша имеются также отверстия по числу ручьёв в МНЛЗ.

Для сортовых МНЛЗ расстояние между осями смежных кристаллизаторов более 1300 мм, тогда для шестиручьевого машины расстояние между осями крайних кристаллизаторов будет не менее 6500 мм. Распределить металл непосредственно из сталеразливочного ковша в этих условиях не представляется возможным. Аналогичная ситуация имеет место и при разливке металла на двухручьевого слябовой МНЛЗ.

Помимо распределения металла по ручьям, промежуточный ковш обеспечивает также поддержание объема металла в нем без перерыва поступления его в кристаллизаторы МНЛЗ, пока осуществляется замена пустого сталеразливочного ковша на новый с металлом. Без промежуточного ковша обеспечить разливку способом «плавка на плавку» практически не возможно. В связи с ростом скоростей разливки в последнее время емкость промежуточного ковша также существенно увеличилась.

Постоянство струи металла, подаваемого в кристаллизатор, достигается поддержанием в промежуточном ковше постоянной высоты столба жидкой стали. Поток струи стали регулируют диаметром канала стакана и торможением стопорной пробкой или плитой скользящего затвора. При отливке самых малых сечений литых заготовок (80x80 и 100x100 мм) возникают затруднения в использовании погружных стаканов в кристаллизатор. В этом случае поддержание постоянного уровня металла в кристаллизаторе обеспечивается изменением скорости разливки, а для смазки стенок кристаллизатора используется рапсовое масло.

Футеровка ковша может выполняться как из стандартных огнеупоров, итак и способом набивки. Футеровку промежуточного ковша перед разливкой сушат и нагревают до температуры 1100–1200°C.

Для поддержания температуры жидкой стали ковш теплоизолируют, а также закрывают поверхность металла теплоизолирующими смесями.

Промежуточные ковши устанавливают над кристаллизатором на специальной тележке. Обычно каждая МНЛЗ снабжается двумя тележками с промежуточными ковшами, перемещающимися по одному железнодорожному пути. Из одного промежуточного ковша производится разливка металла, другой находится в резервной позиции. В резервной позиции промежуточный ковш находится под горелочными устройствами, что обеспечивает поддержание температуры футеровки непосредственно перед установкой в рабочую позицию на уровне 1100-1200<sup>0</sup>С.

Как только возникает необходимость замены ковшей, они быстро меняются местами. На тележках смонтированы механизмы подъема и опускания промежуточного ковша. Это позволяет осуществить навешивание погружного стакана для разливки металла под уровень в кристаллизаторе. Промежуточный ковш устанавливается на раму тележки со встроенными тензодатчиками, с помощью которых осуществляется автоматическое поддержание уровня металла в ковше.

Ремонт футеровки промежуточных ковшей обычно производится на продолжении разливочного пролета МНЛЗ. Передача ковшей на ремонт футеровки и обратно осуществляется с помощью мостового крана этого пролета. В отдельных случаях ремонт ковшей осуществляется в смежных пролетах. В этом случае передача ковшей из пролета в пролет производится с помощью железнодорожной тележки.

Прибывающий на участок ремонта промежуточный ковш мостовым краном пролета устанавливается на поворотный стенд. Поворотный стенд служит для опрокидывания промежуточного ковша с целью удаления настывшей и отработанной футеровки.

Поворотный стенд представляет собой металлическую раму с механизмом ее поворота. Поворот ковша осуществляется гидравлическим цилиндром, расположенным на раме стенда. Выдавливание отработанных разливочных стаканов производится с помощью гидрав-



лических цилиндров, расположенных на неподвижной части стенда. После освобождения от футеровки промежуточный ковш перемещается на стенд с шаблоном для выравнивания разливочных стаканов. Стенд служит для фиксации промежуточного ковша при замене огнеупорной футеровки и для точной установки разливочных стаканов (рис. 10.2). По завершении кладки и установки стаканов промежуточный ковш устанавливается на отведенное место для сушки новой футеровки.

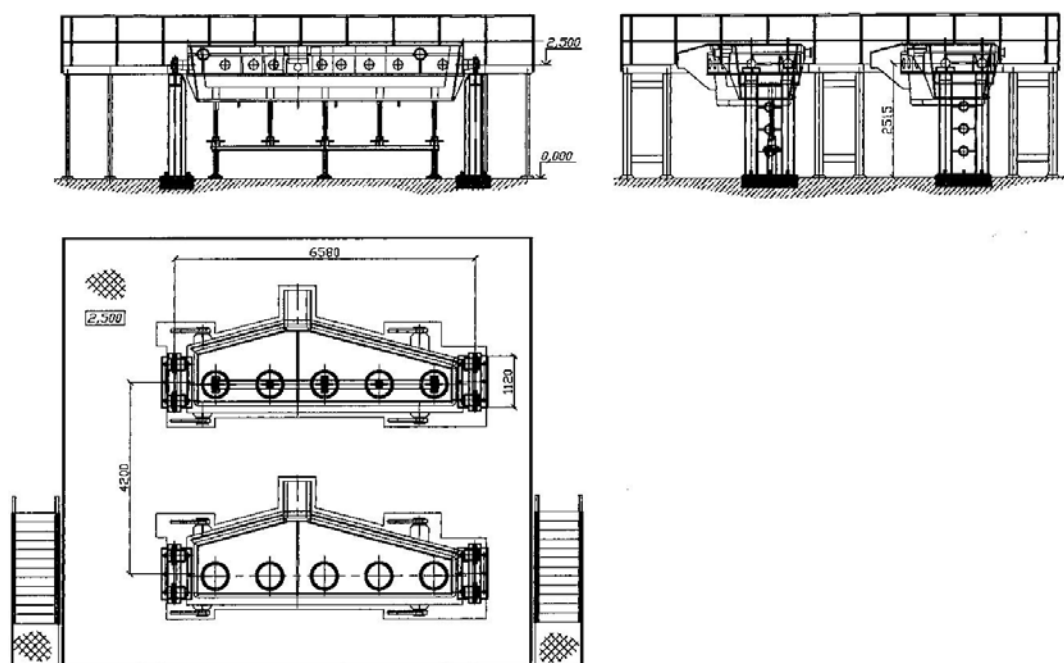


Рис. 10.2. Стенд для ремонта футеровки промежуточного ковша

Количество промежуточных ковшей для обслуживания одной МНЛЗ определяется из выражения:

$$N_{n.k} = \frac{(\tau_{раз} \cdot n + \Sigma t_{об}) \cdot 1,15}{\tau_{nl} \cdot n},$$

где  $N_{n.k}$  — количество промежуточных ковшей в обороте, шт.;  $\tau_{раз}$  — продолжительность разливки плавки, мин;  $n$  — количество плавков, разливаемых в серии способом «плавка на плавку» до смены промежуточного ковша, шт.;  $\Sigma t_{об}$  — время задолженности промежуточного ковша после разливки до момента возвращения на МНЛЗ, мин.;  $\tau_{nl}$  —

продолжительность плавки в сталеплавильном агрегате, мин.; 1,15 — коэффициент, учитывающий неравномерность работы цеха.

Для обеспечения разливки способом «плавка на плавку» при расчете количества промежуточных ковшей продолжительность разливки плавки принята равной её длительности в сталеплавильном агрегате.

Нормативная продолжительность операций, связанных с ремонтом футеровки промежуточного ковша, приведена в табл. 10.1.

Таблица 10.1

**Продолжительность операций по ремонту промежуточных  
ковшей**

| №<br>п/п | Наименование операции                                                                                                         | мин |
|----------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 1        | передача промежуточного ковша в пролет ремонта                                                                                | 10  |
| 2        | установка на поворотный стенд                                                                                                 | 5   |
| 3        | уборка стопоров или шиберов                                                                                                   | 5   |
| 4        | выдавливание стаканов                                                                                                         | 5   |
| 5        | удаление козла и ломка футеровки                                                                                              | 60  |
| 6        | футеровка ковша                                                                                                               | 120 |
| 7        | установка стаканов и стопоров                                                                                                 | 20  |
| 8        | сушка футеровки                                                                                                               | 360 |
| 9        | передача ковша в пролет МНЛЗ                                                                                                  | 10  |
| 10       | установка ковша на тележку МНЛЗ                                                                                               | 5   |
| 11       | ожидание разливки очередной плавки с учетом времени на нагрев футеровки, перемещение к кристаллизаторам и заполнение металлом | 30  |
|          | итого                                                                                                                         | 630 |

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Михайловский В. Н.* Теория и технология производства стали. Расчеты по кислородно-конвертерному производству стали: учеб. пособие / В. Н. Михайловский, Е. М. Зорина. — СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2008. — 140 с.
2. *Поминов В. В.* Опыт эксплуатации рабочей футеровки 350-т конвертера в КЦ-2 ОАО «НЛМК / В. В. Поминов, Е. А. Ганьшин // Новые огнеупоры. — 2008. — № 11.
3. *Рябов А. В.* Современные способы выплавки стали в ДСП / А. В. Рябов. — М.: Теплотехник. — 2007. — 192 с.
4. *Михайловский В. Н.* Электрометаллургия и производство ферросплавов. Определение технических показателей плавки в дуговой электросталеплавильной печи: учеб. пособие / В. Н. Михайловский, П. В. Ковалев. — СПб. — Изд-во Политехн. ун-та. — 2008. — 60 с.
5. *Михайловский В. Н.* Электрометаллургия и производство ферросплавов. Определение технических показателей плавки в дуговой шахтной электросталеплавильной печи: учеб. пособие / В. Н. Михайловский, П. В. Ковалев. — СПб. — Изд-во Политехн. ун-та. — 2010. — 139 с.
6. *Лопухов Г. А.* Эффективные технологии электросталеплавильного производства / Г. А. Лопухов // Новости черной металлургии за рубежом. — 1997. — № 2. — С. 38–55.
7. *Дьяченко В. Ф.* Технологические особенности выплавки стали в дуговых 180-тонных печах ЭСПЦ ОАО «ММК» / В. Ф. Дьяченко [и др.] // Современные проблемы электрометаллургии стали. Часть 1. — Челябинск: Изд-во ЮУрГУ. — 2007. — С. 10–12.
8. *Артамонов Е. С.* Эффективность применения чугуновозов миксерного типа / Е. С. Артамонов, В. Н. Михайловский // Исследование железнодорожного пути промышленных железных дорог. — Л.: Изд-во ЛИИЖТа. — 1977. — С. 85–91.
9. Металлургия стали / под ред. В. И. Явойского и Г. Н. Ойкса. — М.: Металлургия. — 1973. — С. 766–774.

10. *Ловчиновский Э.* Машины и механизмы сталеплавильного производства / Э. Ловчиновский, В. С. Вагин. М.: Металлургия. — 1982. — С. 92–101.

11. *Протасов А. В.* Рациональный выбор оборудования для внепечной обработки стали в современном сталеплавильном цехе / А. В. Протасов, А. И. Майоров, И. В. Комолов // Черные металлы. — 2006. — Вып. 6. — С. 8–13.

12. *Пивцов В. В.* Сравнительная эффективность дегазации стали при вакуумировании на установках RH и VD / В. В. Пивцов, В. В. Эндерс, М. П. Гуляев // Сталь. — 2002. — № 10. — С. 24–26.

13. Эффективные проектные решения отделения непрерывной разливки стали / М. Н. Халезов [и др.] // Промышленное строительство. — 1979/ — № 2. — С. 20–21.

14. Модернизация слабовых УНРС – концепции и примеры реализации / реф. В.М. Паршин // Новости черной металлургии за рубежом. — 2011 — № 1. — С. 35–38.

*Михайловский Виктор Николаевич  
Ковалев Павел Валерьевич*

## ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДОВ

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЁМНО-ПЛАНИРОВОЧНЫХ РЕШЕНИЙ,  
СОСТАВА И КОЛИЧЕСТВА ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО И  
ПОДЪЁМНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ  
СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ЦЕХОВ

Учебное пособие

Налоговая льгота – Общероссийский классификатор продукции  
ОК 005-93, т. 2; 953005 – учебная литература

---

Подписано к печати 09.12.2013. Формат 60х84/16. Печать цифровая.  
Усл. печ. л. 13,5. Тираж 40 экз. Заказ

---

Отпечатано с готового оригинал-макета, предоставленного авторами,  
в Издательстве Политехнического университета.  
195251, Санкт-Петербург, Политехническая ул., 29.  
Тел.: (812) 550-40-14  
Тел./факс: (812) 297-57-76