

Федеральное агентство по образованию
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова

Р.Н. Савельева

ПРОЕКТИРОВАНИЕ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ЦЕХОВ

*Утверждено Редакционно-издательским советом университета
в качестве учебного пособия*

Магнитогорск
2010

УДК 669. 013.5:001.1

Рецензенты:

Заведующий кафедрой «Машиноведение»
Магнитогорского государственного университета
кандидат технических наук, профессор
В.С. Славин

Заместитель начальника отдела инвестиций-
начальник бюро технического развития
управления маркетинга ОАО «ММК»,
кандидат технических наук
В.В. Арцибашев

Савельева Р.Н.

Проектирование сталеплавильных цехов: учеб. пособие. Маг-
нитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. 56 с.
ISBN 978-5-9967-0113-1

Изложены основы технологии проектирования современных сталеплавильных цехов, дана их характеристика и принципы компоновки. Представлена методика расчёта потребного количества основного технологического оборудования.

Пособие предназначено для студентов специальностей 150404 «Металлургические машины и оборудование» и 150401 «Проектирование технических и технологических комплексов».

УДК 669. 013.5:001.1

ISBN 978-5-9967-0113-1

© ГОУ ВПО «МГТУ», 2010
© Савельева Р.Н., 2010

ВВЕДЕНИЕ

Дисциплина «Технологические линии и комплексы металлургических цехов» является одной из важнейших дисциплин для студентов специальностей 150404 «Металлургические машины и оборудование» и 150401 «Проектирование технических и технологических комплексов». Основными задачами изучения этой дисциплины являются: освоение приемов и методов проектирования производственных систем, выбора технологии и оборудования, определение его параметров, обоснование потребности в ресурсах всех видов.

При выполнении контрольных заданий, лабораторных и курсовых работ у студентов-механиков возникают трудности при проектировании сталеплавильных цехов. Это связано с тем, что в последние годы в области производства стали произошли существенные изменения.

На фоне относительного затишья в конвертерном производстве особенно впечатляющими выглядят успехи в области выплавки стали в электропечах. Электродуговая плавка постепенно превращается в начальную стадию в технологической схеме производства стали и продукции из неё, которая на мини-заводах объединяет плавку лома и альтернативных источников железа, внепечную обработку, непрерывную разливку и прокатку. Процесс становится всё более эффективным, увеличивается производительность печей, расширяется сырьевая база, включая продукты прямого восстановления железа, жидкий и чушковый чугун. Благодаря более интенсивному использованию кислородной продувки и подогреву лома существенно снизился расход электроэнергии, огнеупоров и электродов.

В технологии производства стали в современных цехах практически обязательным стало использование агрегатов комплексной обработки жидкой стали в ковше с электродуговым подогревом. Осуществляется практически полный отказ от подачи легирующих металлов и ферросплавов в сталеплавильный агрегат, они подаются в ковш при сливе в него металла из печи и на установках внепечной обработки жидкого металла. Поэтому сталеплавильные цехи представляют собой сложный комплекс участков со специальным оборудованием, выполняющим один из технологических переделов, каждый из которых является звеном в общей цепи технологического процесса производства стали.

Известные в настоящее время учебники по проектированию сталеплавильных цехов [1, 2] устарели. Чтобы ликвидировать возникший методический пробел, написано предлагаемое учебное пособие. В нем приведены данные по проектированию линий производства стали в кислородных конвертерах и дуговых электропечах. Описаны устройства и планировки современных сталеплавильных цехов. Для каждого случая достаточно полно рассмотрены схемы производства и дана характеристика технологических операций. Приведена методика расчета потреб-

ного количества оборудования, обеспечивающего доставку и загрузку шихтовых материалов, а также уборку продуктов плавки.

1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Основными способами производства стали в настоящее время являются кислородно-конвертерный и электросталеплавильный, причем доля первого составляет около 60% всей выплавляемой стали в мире. Работа современных сталеплавильных цехов характеризуется применением сталеплавильных агрегатов большой единичной мощности; интенсификацией процесса выплавки стали; применением непрерывной разливки стали; автоматизацией управления цехом и отдельными производственными процессами и участками; применением улавливающих и очистных устройств, предотвращающих загрязнение окружающей среды. В последние годы расширяется применение различных способов внепечной обработки и рафинирования жидкой стали. Сталеплавильные агрегаты все чаще используются лишь для расплавления металла, его нагрева до требуемой температуры и окисления углерода в металле до заданных пределов; доведение же состава металла до заданного по прочим элементам, раскисление и рафинирование от вредных примесей переносятся в ковш.

Производительность или производственную мощность сталеплавильного цеха определяют с учетом производственной программы завода и на основании составляемого баланса металла по заводу. Исходной величиной при составлении баланса является потребность в продукции прокатных цехов. Используя эту величину и известные расходные коэффициенты металла на прокатных станах, определяют потребность прокатных цехов в литых заготовках, т.е. в продукции сталеплавильного производства.

Сталеплавильный цех представляет собой сложный взаимосвязанный и оснащенный разнообразным оборудованием комплекс зданий и сооружений, в котором осуществляют хранение запаса исходных шихтовых материалов, подачу и загрузку их в агрегат, выплавку и уборку продуктов плавки, внепечную обработку и разливку стали и подготовку оборудования, обеспечивающего эти технологические процессы. В состав цеха могут входить следующие основные производственные отделения: главное здание, в котором производится выплавка и внепечная обработка стали, шихтовые отделения магнитных и немагнитных материалов, миксерное отделение или отделение (участок) перелива чугуна, отделение непрерывной разливки стали (ОНРС), от-

деление подготовки и ремонта сталеразливочных ковшей; вспомогательными отделениями и участками являются шлаковые, электроподстанции, насосные, механические и ремонтные мастерские и участки, цеховые лаборатории, склады, отделения термообработки и зачистки литых заготовок. Состав сталеплавильного цеха, число и тип входящих в него отделений и зданий зависят от типа сталеплавильного процесса.

В проектах отечественных сталеплавильных цехов обязательно должны использоваться плавильные агрегаты, ёмкость и основные размеры которых соответствуют утверждённому типовому ряду, что позволяет стандартизировать подъёмно-транспортное и технологическое оборудование цеха. При этом исключается необходимость заново проектировать это оборудование, что сокращает сроки и стоимость проектирования и строительства.

Бесперебойная работа сталеплавильных агрегатов и цеха в целом возможна лишь в случае своевременной доставки и загрузки в агрегаты шихтовых материалов и уборки продуктов плавки. Поэтому при проектировании цеха первостепенное значение придают рациональной организации грузопотоков и транспорта. Система грузопотоков и междехового транспорта должна обеспечивать:

- транспортировку большого количества различных по свойствам грузов (жидких металла и шлака, сыпучих материалов, ферросплавов, литых заготовок и т.д.);
- большой объём перевозок;
- доставку материалов к сталеплавильным агрегатам и уборку от них продуктов плавки в строго заданное время;
- точное взвешивание транспортируемых материалов;
- оптимальное сочетание доставки материалов с системами загрузки в сталеплавильный агрегат;
- полную механизацию и автоматизацию транспортировки.

Рациональная организация грузопотоков обеспечивается за счёт сочетания напольного и конвейерного транспорта и работы мостовых кранов, позволяющих перемещать грузы в любом направлении, независимо от напольного транспорта. Мостовые краны играют очень важную роль в обеспечении бесперебойной работы многих отделений сталеплавильных цехов. С помощью кранов осуществляют заливку чугуна, загрузку лома, транспортировку чугуновозных и сталеразливочных ковшей, ремонтные и многие другие работы.

2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЛИНИИ ПРОИЗВОДСТВА КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОЙ СТАЛИ

2.1. УСТРОЙСТВО КОНВЕРТЕРНЫХ ЦЕХОВ

В мире насчитывается более 250 цехов с конвертерами разной ёмкости. Различия цехов обусловлены прежде всего изменением объема производства, сортаментом выплавляемой стали.

В состав цеха входят два или три конвертера. В цехах с двумя конвертерами в работе постоянно находится один агрегат, в цехах с тремя конвертерами – два. В период создания и освоения первых конвертерных цехов такое решение было вынужденным из-за низкой стойкости футеровки конвертеров и частых остановок на её замену. При отсутствии резервного конвертера возникала опасность значительных колебаний суточного производства стали, что осложняло работу других цехов металлургического завода. В последние годы стойкость футеровки возросла и появилась возможность отказа от резервного агрегата.

Цех работает на обычном передельном чугуна и ломе. Сталь разливается на слябовых или сортовых установках непрерывной разливки. Здание цеха состоит из пролётов (рис.2.1): скрапного, конвертерного, загрузочного, перестановки ковшей и ковшевого. В состав цеха входит также миксерное отделение или отделение перелива чугуна.

Скрапный пролёт предназначен для приема совков с ломом, поступающих из скрапоразделочного цеха, установки совков на весы, корректировки навески и передачи совков в загрузочный пролёт для завалки лома в конвертер. Основное оборудование пролёта – краны мостовые для перестановки совков, магнитные краны, весы платформенные, скраповозы, совки для лома.

Конвертерный пролёт – наиболее насыщенная оборудованием часть цеха. В этом пролёте расположены конвертеры, стале- и шлаковозы, машины для подачи кислорода с фурмами, отсечки шлака, ломки футеровки конвертеров, устройства для

ремонта футеровки конвертеров, краны для смены и ремонта фурм, задействованные на участке ферросплавов. В конвертерном пролёте расположены также газоотводящий тракт и система подачи сыпучих материалов.

Под конвертерами уложены железнодорожные пути, соединяющие конвертерный пролёт с отделением непрерывной разливки стали. По этим путям ковши со сталью передаются на сталевозах в ОНРС, а ковши со шлаком – в пролёт перестановки шлаковых ковшей. По этим же путям порожние ковши после разливки возвращаются в ковшевой пролёт для подготовки к приёму очередной плавки.

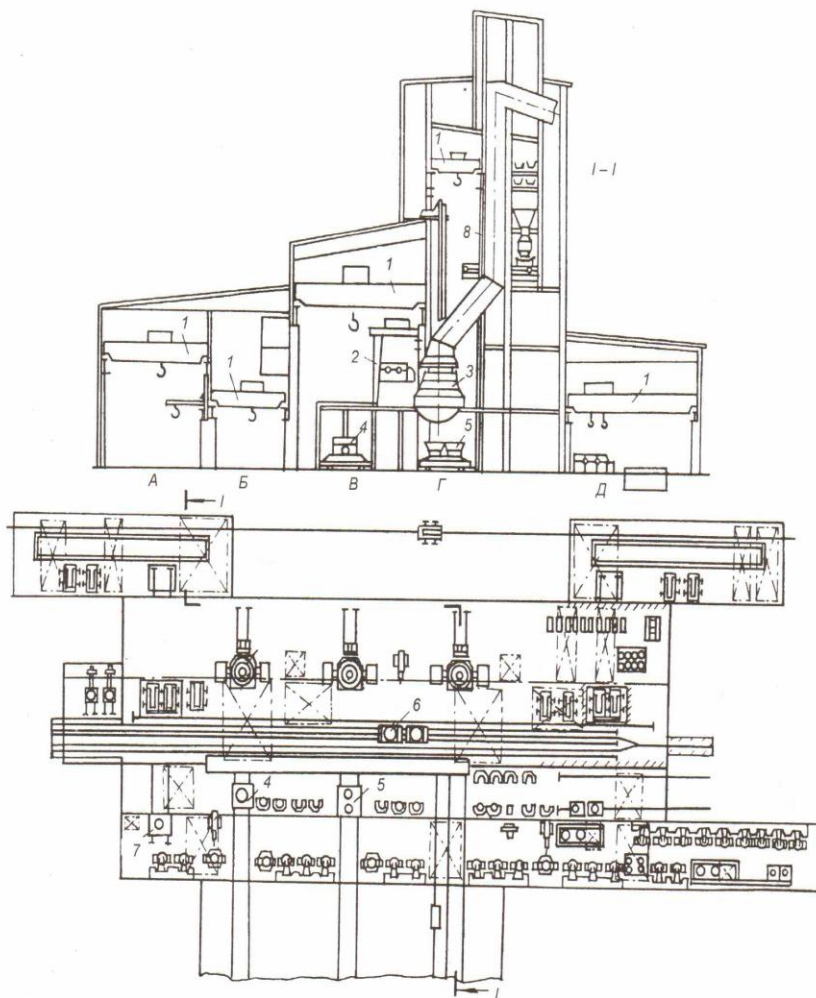


Рис. 2.1. План и разрез конвертерного цеха:
 А – ковшевой пролёт; Б – пролёт перестановки ковшей;
 В – загрузочный пролёт; Г – конвертерный пролёт;
 Д – скрапной пролёт; 1 – мостовой кран; 2 – полупортальная
 машина; 3 – конвертер; 4 – сталевоz; 5 – шлаковоз; 6 – чугуновоз;
 7 – скраповоз; 8 – газоотводящий тракт

Загрузочный пролёт предназначен для приёма совков с ломом из скрапного пролёта и ковшей с чугуном из миксерного отделения или отделения перелива с последующей разгрузкой их в конвертеры. Основное оборудование пролёта – литейные (заливочные) краны для заливки чугуна и полупортальные машины или мостовые краны для завалки лома, машины для скачивания шлака, ковши шлаковые и стенды для шлаковых ковшей.

Пролёт перестановки шлаковых ковшей используется для приёма ковшей, поступающих на шлаковозах из-под конвертеров, перестановки их на шлаковозы и вывоза за пределы цеха. Пролёт оборудован мостовыми кранами и шлаковыми стендами.

Ковшевой пролёт предназначен для подготовки сталеразливочных ковшей к плавке и проведению холодного ремонта со сменой футеровки. Кроме того, в пролёте ремонтируются заливочные (чугуновозные) ковши. Основное оборудование пролёта – ковши сталеразливочные и чугуновозные, горелки для сушки ковшей, стенды механизированные и машины для ломки футеровки ковшей, стенды для сталеразливочных ковшей, краны мостовые, ремонтные ямы.

Миксерное отделение в некоторых цехах примыкает к основному зданию. Но оно может быть выполнено отдельно стоящим и соединено с загрузочным пролётом эстакадой для подачи жидкого чугуна. Основное оборудование – миксеры, краны заливочные, машины для скачивания шлака, ковши заливочные, чугуновозы, весы платформенные, ковши шлаковые, стенды для шлаковых ковшей.

Отделение перелива служит для слива чугуна из ковшей миксерного типа в заливочные ковши, установленные на чугуновозах. В отделении перелива установлено следующее оборудование: ковши миксерного типа, краны мостовые для снятия крышек и других вспомогательных работ, заливочные ковши, чугуновозы для заливочных ковшей, весы платформенные.

Характерной для всех конвертерных цехов является специализация пролётов и наличие в связи с этим многопролётного здания.

Общая особенность конвертерных цехов, обусловленная их высокой производительностью и концентрацией большого объёма работ на ограниченной площади, – независимость основных грузопотоков, выполнение их разными группами машин и механизмов и устройство с этой целью нескольких рабочих площадок, расположенных на разных отметках. В большинстве случаев основные грузопотоки в конвертерных цехах реализуются следующим образом: сталь в отделение непрерывной разливки и

шлак в ковшевой пролёт выдаются по полу цеха (на нулевой отметке); завалка лома и заливка чугуна осуществляются с основной рабочей площадки; сыпучие материалы подаются конвейером в верхнюю часть цеха, откуда с помощью системы конвейеров, вибропитателей, весов-дозаторов и желобов загружаются в конвертер.

Проектирование конвертерного цеха ведется в следующей последовательности: определяется количество и ёмкость конвертеров; разрабатываются технологическая схема работы цеха и принципиальная планировка цеха, учитывающая особенности генерального плана завода и контуры площадки, отведенной под сооружение цеха; определяются характеристика и количество основного технологического оборудования.

2.2. ВЫБОР КОЛИЧЕСТВА И ЁМКОСТИ КОНВЕРТЕРОВ

Количество действующих конвертеров

$$n = \frac{\Pi_{\Gamma}}{\Pi_1}, \quad (2.1)$$

где Π_{Γ} - заданный объём производства цеха, т;

Π_1 - производительность одного непрерывно работающего конвертера, т.

Возможная производительность конвертера (Π_1 , т/год), при его непрерывной эксплуатации исходя из работы цеха 365 сут/год определяется по формуле

$$\Pi_1 = \frac{1440 \cdot G \cdot k_{\Gamma} \cdot 365}{\tau}, \quad (2.2)$$

где G - ёмкость конвертера, т;

k_{Γ} - коэффициент выхода годного;

τ - продолжительность цикла плавки, мин.

Устанавливаемые в проектируемом цехе конвертеры должны соответствовать установленному в РФ типовому ряду ёмкостей (по массе жидкой стали): 100, 150, 200, 250, 300, 350 и 400 т. При выборе ёмкости конвертеров необходимо учитывать, что технико-экономические показатели работы цехов с большегрузными конвертерами выше.

Продолжительность плавки зависит от ёмкости конвертера и её можно принять для конвертера 100 т – 30 мин, 150 т – 32 мин, 200-250 т – 33 мин, 300 т – 34 мин, 350 т – 35 мин, 400 т – 36 мин.

Коэффициент выхода годного $k_r = 0,96 - 0,98$.

Общее количество конвертеров равно количеству действующих с добавлением одного резервного.

Возможная годовая производительность цеха при установке в нем одного-двух непрерывно работающих конвертеров и одного резервного приведена в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Производительность цеха по жидкой стали, млн т/год

Число конвертеров всего / в работе	Мощность цеха, млн т/год, при ёмкости конвертеров, т			
	400	300	200	150
2/1	5,8	4,6	3,2	2,6
3/2	11,6	9,2	6,4	5,2

2.3. СХЕМА ПРОИЗВОДСТВА И ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОПЕРАЦИЙ

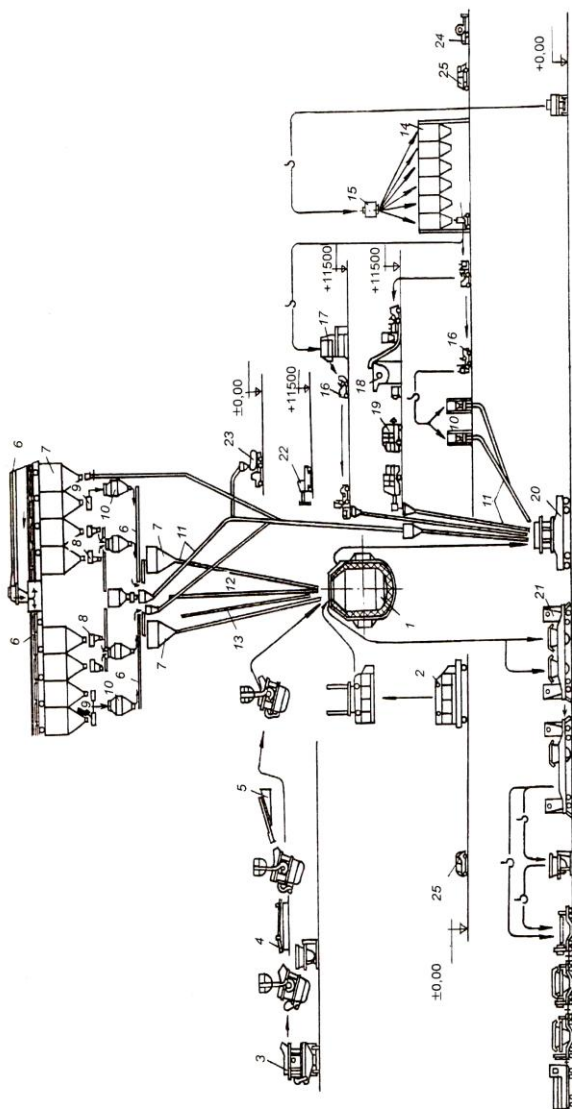
При выборе технологической схемы работы конвертерного цеха производится критический анализ различных существующих решений и выбирается вариант, наиболее подходящий к условиям проектируемого цеха. Технологическая схема одного из возможных вариантов современного конвертерного цеха приведена на рис. 2.2.

Совки с ломом из специализированного скрапного пролета передают в загрузочный пролёт на скраповозах. Загрузка лома в конвертер в современных цехах обычно осуществляется кранами. При этом возможны два основных способа использования кранов: для завалки лома применяют краны, перемещающиеся по общим под крановым путям с кранами для заливки чугуна (иногда для обеих операций используются одни и те же краны); завалку лома проводят полупортальными машинами, работающими независи-

мо от заливочных кранов. Установка полупортальных машин требует дополнительных затрат, но обеспечивает лучшую организацию работ, особенно при ремонте кранов и рекомендуется для вновь сооружаемых цехов.

Рис. 2.2. Технологическая схема работы цеха:

1 – конвертер; 2 – совок с ломом; 3 – чугуновозный ковш; 4 – машина для скачивания шлака; 5 – устройство для измерения температуры чугуна; 6 – конвейер для подачи сыпучих материалов; 7 – бункер для сыпучих материалов; 8 – вибропрохот; 9 – питатель; 10 – весы; 11 – устройство для подачи сыпучих материалов в конвертер; 12 и 13 – кислородная и измерительная фурмы; 14 – бункер для ферросплавов; 15 – контейнер загрузки бункеров для ферросплавов; 16 – погрузчик; 17 – печь для нагрева ферросплавов; 18 – электропечь для расплавления алюминия; 19 – машина для транспортировки ферросплавов; 20 – сталевоз; 21 – шлаковоз;



Чугун из доменного цеха в конвертерный подают в обычных ковшах с дальнейшим переливом в стационарный миксер или в ковшах миксерного типа. При использовании стационарных мик-

серов ковш с чугуном, пришедший в миксерное отделение, краном подают на установку для скачивания шлака. После удаления шлака чугун сливают в миксер. Из миксера чугун выпускается в ковш. Доставка чугуна к конвертерам возможна с использованием и без использования чугуновоза. В первом случае ковш при выпуске чугуна установлен на чугуновозе, который находится на весах. После слива заданной порции чугуна чугуновоз транспортирует ковш в загрузочный пролёт и подается к машине для скачивания шлака. После скачивания шлака чугун краном сливается в конвертер. Во втором случае ковш при выпуске чугуна находится либо на кране, который оснащён весами, либо установлен краном на весы под носком миксера. После слива заданной порции чугуна ковш транспортируется краном к установке для скачивания шлака, а затем чугун сливается в конвертер.

Основным достоинством стационарных миксеров является усреднение состава и температуры чугуна разных выпусков из доменных печей, что обеспечивает стабильность технологии выплавки стали. Однако с увеличением объёма доменных печей и ростом количества чугуна в одном выпуске рассчитывать на смешивание в миксере большого количества доменных плавов не приходится. Независимо от наличия миксеров состав чугуна, поступающего в конвертер, достаточно стабилен, а его небольшие колебания учитываются современными средствами автоматики, вносящими соответствующие коррективы в конвертерный передел. Кроме того, замена футеровки миксера усложняет схему подачи чугуна из-за необходимости перелива из чугуновозного ковша в заливочный. С учетом изложенного для новых цехов более предпочтительно применение ковшей миксерного типа.

При использовании ковшей миксерного типа ковш поступает в отделение перелива. Слив чугуна производится в заливочный ковш, установленный на чугуновозе, оборудованном весами или стоящем на платформенных весах. После слива заданной порции чугуновоз доставляет ковш в загрузочный пролёт, где чугун после скачивания шлака сливается в конвертер. При применении ковшей миксерного типа сокращается объём строительных работ при сооружении цеха, так как не требуется миксерного отделения; повышается температура чугуна, заливаемого в конвертер, за счёт сокращения числа переливов. Применение более горячего чугуна позволит сократить его расход, увеличить долю перерабатываемого лома и снизить себестоимость стали. Кроме того, улучшается организация работ при проведении ремонтов.

Замена футеровки на одном из ковшей миксерного типа не сказывается на работе цеха.

В современных конвертерных цехах схема подачи сыпучих материалов (руды, извести, боксита и др.) следующая (рис. 2.3): сыпучие по главному подающему конвейеру, соединяющему конвертерный цех со складами, известково-обжиговым цехом, поступают в верхнюю часть конвертерного пролёта, где разгружаются в бункера запаса посредством реверсивного передвижного конвейера. Количество бункеров обычно шесть-восемь на каждый конвейер. Система подачи сыпучих в конвертер двухсторонняя, что обеспечивает стопроцентный резерв при выходе из строя части оборудования. Из бункеров материалы через вибропитатели, весы-дозаторы и желоба загружаются в конвертер. В некоторых цехах наряду с вибропитателями применяются виброгрохоты, обеспечивающие отсев мелочи извести перед присадкой её в конвертер. Система подачи сыпучих материалов, как правило, автоматизирована.

Ферросплавы поступают в цех конвейерным транспортом или в саморазгружающихся контейнерах. Подача возможна с использованием главного подающего и передвижного реверсивного конвейеров тракта подачи сыпучих материалов или с сооружением самостоятельного тракта подачи ферросплавов. В первом варианте бункера для ферросплавов размещаются рядом с бункерами сыпучих материалов и загружаются так же, как и они. Выдают ферросплавы из бункеров аналогично сыпучим – через вибропитатели, весы, желоба. Взвешенные ферросплавы обычно подаются прямо в ковш при выпуске плавки. Во втором – тракт подачи аналогичен тракту подачи сыпучих и включает в свой состав конвейеры, бункера, вибропитатели, весы-дозаторы, желоба.

При подаче ферросплавов в саморазгружающихся контейнерах их доставляют автомобильным или железнодорожным транспортом на участок ферросплавов и краном разгружают в бункера запаса на рабочей площадке. Помимо этих бункеров, общих для всего цеха, у каждого конвертера имеется свой блок бункеров с весами-дозаторами, куда ферросплавы доставляются автопогрузчиками. Загружают блок бункеров либо тельферами, либо автопогрузчиками.

Для вновь проектируемых цехов возможно применение обоих способов, однако более целесообразной представляется

подача в контейнерах, поскольку она требует меньших затрат. Кроме того, при конвейерной подаче требуется сооружение в верхней части цеха бункеров для ферросплавов, что приводит к утяжелению металлоконструкций и росту затрат на сооружение цеха.

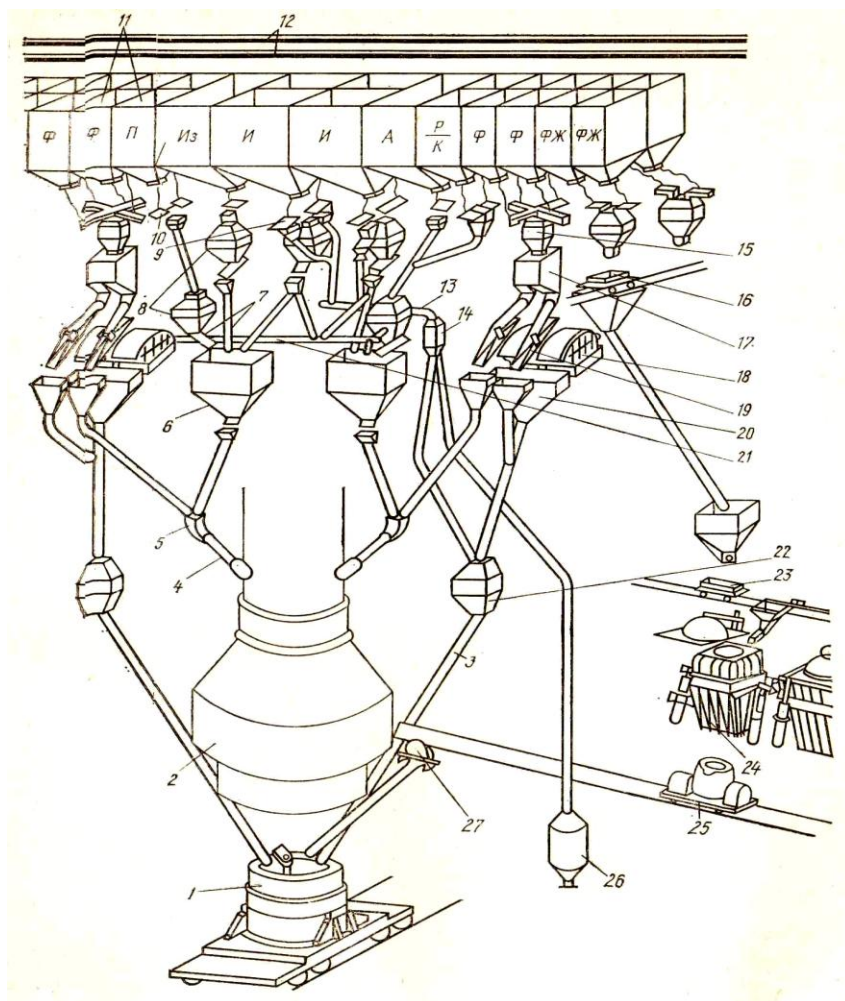


Рис. 2.3. Тракт подачи сыпучих:
1 – сталеразливочный ковш; 2 – конвертер; 3, 4, 7, 19, 27 – желоб;
5, 20 – воронка; 6 – промежуточный бункер;

8, 15, 22 – весы-дозаторы; 9 – грохот; 10 – питатель;
11 – расходные бункера; 12, 13 – конвейер; 14 – сборный бункер;
16, 23 – тележка; 17 – двухрукавный желоб; 18 – прокалочная
печь; 21 – реверсивный конвейер; 24 – индукционная печь; 25 –
ковш;
26 – ёмкость для извести

При любом способе подачи ферросплавов возможны их предварительный нагрев или расплавление перед присадкой в ковш.

Продувка кислородом и нейтральными газами в современных цехах обязательна. Над каждым конвертером размещают обычно две кислородные фурмы: рабочую, через которую ведут продувку, и резервную, подключенную к системе подачи кислорода и воды. Привод подъёма фурм размещён на передвижной платформе, перемещение которой обеспечивает быструю замену сгоревшей фурмы на резервную.

Важная характеристика технологии выплавки стали - интенсивность продувки металла, под которой подразумевается минутный расход кислорода на тонну жидкой стали. В большинстве современных цехов интенсивность продувки $3-4 \text{ м}^3/(\text{мин} \cdot \text{т})$, однако она может достигать значительно больших значений. Увеличение интенсивности продувки сокращает её продолжительность, но одновременно приводит к росту минутного выхода газов из конвертера. Это, в свою очередь, увеличивает габариты и стоимость газоотводящего тракта, а также затраты на очистку газов. Поэтому рекомендуется вести проектирование из расчета интенсивности продувки кислородом $5 \text{ м}^3/(\text{мин} \cdot \text{т})$.

Газоотводящий тракт предназначен для улавливания, охлаждения и очистки газов, выделяющихся из конвертера при продувке. Различают два типа газоотводящих трактов: с дожиганием и без дожигания СО. При работе с дожиганием газ на выходе из горловины соединяется с воздухом и полностью сгорает в нижней части подъёмного газохода, при этом количество газа значительно увеличивается. При работе без дожигания принимаются меры для обеспечения минимального горения отходящих газов. Это достигается следующим образом. В нижней части подъёмного газохода сооружается передвижная коническая ёмкость, называемая «юбкой». Она снабжена датчиками давления, импульс от которых передаётся на поворотную заслонку, трубу Вентури или дымосос, обеспечивая изменение тяги, которая первоначально отрегулирована так, что весь выделяющийся газ убирается трактом без подсоса воздуха. Если количество газа по какой-то при-

чине снизилось, давление его внутри «юбки» понижается, что улавливается датчиками. Они посылают сигнал на уменьшение тяги, не допуская попадания воздуха в газоотводящий тракт. При увеличении количества газов тяга соответственно возрастает.

Работа по схеме без дожигания СО имеет преимущества: значительное снижение капитальных и эксплуатационных затрат в связи с уменьшением количества газов, проходящих через тракт; возможность использования уловленных и очищенных газов в качестве топлива. Поэтому она рекомендуется для вновь проектируемых цехов.

Газоотводящий тракт, работающий по схеме без дожигания окиси углерода, обычно состоит из следующих основных элементов (рис. 2.4): «юбки», подъёмного газохода, представляющего котёл-утилизатор радиационного типа, скруббера, в котором производится охлаждение и первичная очистка газа, установки для тонкой очистки – регулируемой трубы Вентури, дымососа, соединительных дымопроводов с отводами шлама и воды. Для тонкой очистки газов может использоваться и сухая очистка в электрофильтрах. Хотя они и эффективнее мокрой газоочистки (вдвое ниже расход электроэнергии, не требуется дорогостоящих объектов грязного оборотного цикла водоснабжения), но у них есть серьёзный недостаток – повышенная взрывоопасность. Поэтому для вновь проектируемых цехов рекомендуется применение мокрых газоочисток. В России в настоящее время все конвертерные цехи оборудованы мокрыми газоочистками.

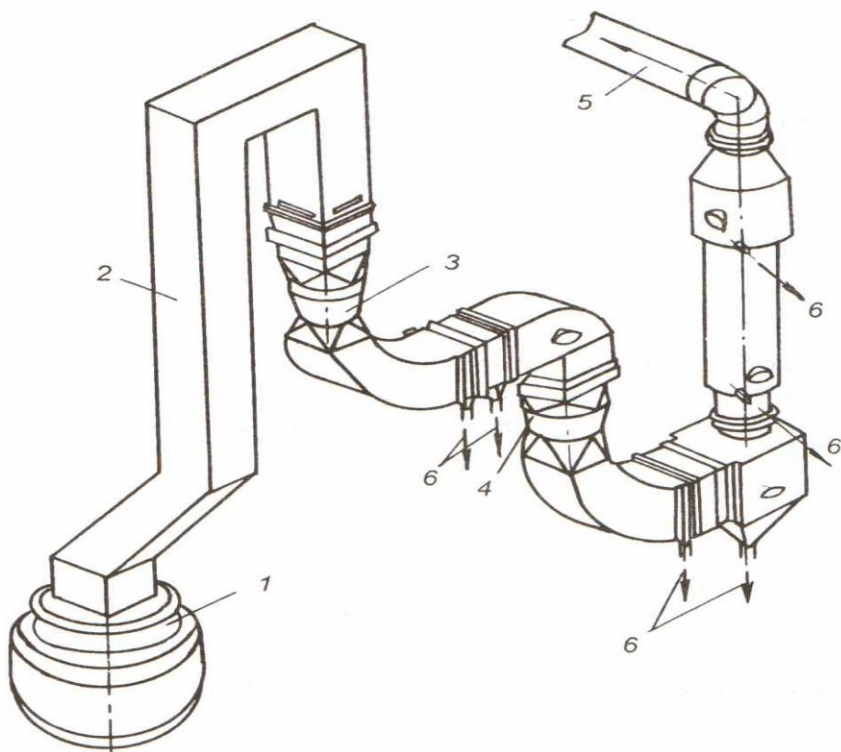


Рис. 2.4. Мокрая очистка отходящих газов:

1 – «юбка»; 2 – подъёмный газоход; 3 – скруббер; 4 – регулируемая труба Вентури; 5 – дымосос; 6 – отвод шлама и воды

Плавку выпускают в ковш, установленный на сталеvoзе. При выпуске плавки в ковш подаются ферросплавы, отсекается шлак и вместо него присаживается синтетическая смесь или мелочь извести. После выпуска ковш транспортируют на сталеvoзе на внепечную обработку, а после неё – на разливку. Виды внепечной обработки определяются сортаментом производимой продукции. Наиболее распространены различные вакуумные установки, а также установки типа печь-ковш, снабженные электродами. Большинство установок внепечной обработки оборудуются своими сталеvoзами. Ковш с металлом переставляется краном с конвертерного сталеvoза на сталеvoз внепечной обработки и подается под площадку установки для обработки. После обработки ковш подается на разливку.

Установки внепечной обработки обычно размещают в отделении непрерывной разливки стали, оборудованном разливочными кранами. Возможно размещение этих установок и в конвертерном цехе с сооружением специального пролёта внепечной обработки или выделением площадей в одном из специализированных пролётов, например в ковшевом, с установкой в нём литейных кранов. Однако более дешева и, соответственно, более предпочтительна организация внепечной обработки в ОНРС.

Непрерывная разливка стали дала возможность организовать непрерывный, высокопроизводительный процесс производства непрерывнолитых заготовок, по профилю и размерам пригодных для непосредственного использования на сортовых и листовых станах. С целью экономии энергии в некоторых случаях предусматривается передача непрерывнолитых заготовок непосредственно на прокатный стан без промежуточного складирования и охлаждения.

В современных высокопроизводительных конвертерных цехах для производства непрерывных заготовок используются радиальные, криволинейные и криволинейные с прямым кристаллизатором МНЛЗ. Каждая из них имеет свои преимущества и недостатки.

В радиальных МНЛЗ формирование заготовки осуществляется по дуге постоянного радиуса до момента её полного затвердевания. Увеличение сечения ведёт к увеличению радиуса МНЛЗ и её высоты, поэтому радиальные МНЛЗ целесообразно применять при отливке мелких сортовых заготовок (сечением от 70×70 до 200×200 мм) и более крупных сечений из сталей, не допускающих деформации в двухфазном состоянии.

На МНЛЗ криволинейного типа начальное формирование заготовки осуществляется по дуге постоянного радиуса, а полное затвердевание – по дуге переменного радиуса и на горизонтальном участке. Разновидностью криволинейной является МНЛЗ с прямым кристаллизатором. В ней начальное формирование отливаемого слитка осуществляется на прямом вертикальном участке 2–3 м. Затем происходит изгиб слитка в нескольких точках, перевод его на дугу постоянного радиуса, выпрямление слитка в нескольких точках. Окончание затвердевания слитка осуществляется на горизонтальном участке. Преимущества криволинейных МНЛЗ с прямым кристаллизатором заключаются в использовании более простого в обслуживании и изготовлении прямого кристаллизатора и возможного улучшения качества слитка за счёт всплывания неметаллических включений на прямом участке, недостатки – несколько большая высота. Технологическая протя-

женность этих МНЛЗ может достигать 45–47 м и обеспечивать разливку с большой скоростью.

МНЛЗ криволинейного и криволинейного с вертикальным кристаллизатором типов применяются в высокопроизводительных цехах, в которых выплавляют углеродистые и низколегированные стали. Криволинейные МНЛЗ с прямым кристаллизатором используют также при отливке слитков более сложного марочного сортамента.

Шлак из конвертера сливают в шлаковый ковш, установленный на шлаковозе. Шлаковоз передвигается по путям, общим с путями сталеваза. Для вновь строящихся цехов рекомендуется следующий наиболее экономичный способ уборки шлака из-под конвертера. Шлаковый двор, на котором перерабатывается шлак, сооружается рядом с конвертерным цехом. Ковши со шлаком доставляются на шлаковый двор без промежуточных перестановок. После зацепления ковша краном шлак сливается тонким слоем на пол в одну из секций по длине пролёта. Заполненная секция заливается водой, после чего остывший шлак подрывается бульдозером, грузится на самосвалы и вывозится за пределы цеха.

Подготовка сталеразливочных ковшей в связи с большим объемом работ выносятся обычно в отдельный пролёт. При подготовке ковшей, которые находятся в горячем обороте, продолжительность подготовительных операций по сравнению с основной должна быть сведена до минимума. Суть основной операции заключается в замене шибберных затворов, очистке от остатков шлака и металла и в подогреве ковша. Для вновь проектируемых цехов рекомендуется применять промежуточное торкретирование ковшей.

При проведении холодного ремонта предварительно охлаждённый ковш устанавливается на стенд для ломки футеровки ковшей. Кладка (набивка, наливка) новой футеровки осуществляется в специальных ямах, по завершению которой ковш сушат и на него устанавливают шибберные затворы.

Замена футеровки ковша определяется его конструкцией: с отъёмным днищем или неразъёмные. Наиболее предпочтительны последние, так как они обеспечивают высокий уровень механизации трудоёмких работ и освобождают нулевую отметку цеха от перемещения автопогрузчиков с огнеупорами.

2.4. РАЗРАБОТКА ОБЪЁМНО-ПЛАНИРОВОЧНЫХ РЕШЕНИЙ

После выбора технологической схемы работы цеха необходимо определиться с вариантом компоновки конвертерного цеха в зависимости от габаритов строительной площадки.

Возможные схемы планировки цеха представлены на рис. 2.5.

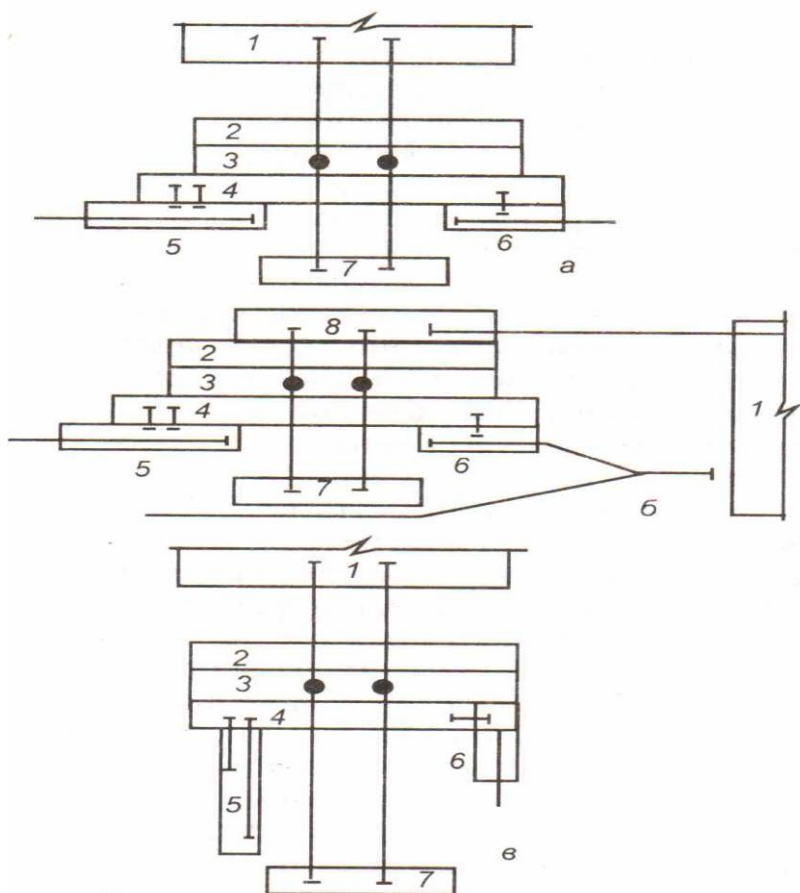


Рис. 2.5. Варианты компоновки конвертерного цеха в зависимости от габаритов строительной площадки, не ограниченной по длине и ширине (а), ограниченной по ширине (б), ограниченной по длине (в):

1 – отделение непрерывной разливки стали; 2 – ковшевой пролёт; 3 – конвертерный пролёт; 4 – загрузочный пролёт; 5 – скрап-ной пролёт; 6 – отделение перелива; 7 – шлаковый двор; 8 – пролёт перестановки сталеразливочных ковшей

В первом случае, когда площадка не ограничена ни по длине, ни по ширине (см. рис.2.5,а), рекомендуется размещение конвертерного цеха посередине между параллельно расположен-

ными ему и на минимальном удалении отделением непрерывной разливки стали и шлаковым двором. Конвертерный цех может состоять из следующих пролётов: ковшевого, конвертерного, загрузочного, скрапного и перелива. Возможно последовательное расположение двух последних пролётов с примыканием обоих к загрузочному. Передача металла и шлака из конвертерного пролёта в отделение разливки и на шлаковый двор осуществляется по поперечным путям широкой колеи.

Во втором случае, когда площадка ограничена по ширине, но не ограничена по длине (см. рис.2.5,б), центральную часть площадки занимает конвертерный цех, параллельно ему размещается шлаковый двор, а ОНРС размещается в одном из торцов цеха. В конвертерном цехе добавляется пролёт перестановки ковшей, где переставляют ковши со сталью на сталево­зы, доставляющие сталь в ОНРС по продольным железнодорожным путям. Количество пролётов увеличивается, а общая ширина цеха сокращается.

В третьем случае, когда площадка ограничена по длине, но не ограничена по ширине (см. рис.2.5,в), конвертерный цех размещается между параллельными ему ОНРС и шлаковым двором. Для сокращения длины цеха скрапной пролёт и отделение перелива размещают перпендикулярно продольной оси цеха. Последние две схемы цеха хотя и работоспособны, но менее технологичны и встречаются редко. Поэтому при проектировании конвертерного цеха рекомендуется компоновка цеха, представленная на рис.2.5,а.

После выбора технологической схемы работы конвертерного цеха и варианта его компоновки определяется количество основного оборудования, исходя из объёма работ в проектируемом цехе и характеристик применяемых машин и механизмов.

2.5. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ И РАСЧЕТ ЕГО КОЛИЧЕСТВА

2.5.1. Скрапной пролёт

В скрапном пролёте устанавливается следующее технологическое и крановое оборудование: совки для лома, краны мостовые для перестановки совков, скраповозы, весы платформенные.

Расчеты по скрапному пролёту начинаются с определения ёмкости и количества совков, так как от этого зависит характеристика другого оборудования. Ёмкость совка определяется в зави-

симости от расхода и качества лома. На плавку должно подаваться не более двух совков.

Ёмкость совков для лома V_C , м³, в случае загрузки одним совком можно определить по формуле

$$V_C = \frac{K_{\text{л}} \cdot G}{0,9 \rho_{\text{л}}}, \quad (2.3)$$

где $K_{\text{л}}$ – доля лома в составе металлошихты, $K_{\text{л}}$ можно принять равной 0,25–0,30;

G – ёмкость конвертера, т;

0,9 – выход жидкой стали;

$\rho_{\text{л}}$ – насыпная масса металлического лома, которую в расчётах можно принять равной 1,0–1,5 т/м³.

Загрузка лома в современные большегрузные конвертеры ёмкостью 300–400 т осуществляется последовательно двумя совками крановыми загрузочными машинами (мостовыми или полупортальными). В этом случае ёмкость совков будет $V_C / 2$.

Количество совков для лома

$$n_C = k_3 \frac{2A \cdot \tau_{об}}{24} = k_3 \frac{A \cdot \tau_{об}}{12}, \quad (2.4)$$

где k_3 – коэффициент запаса, $k_3 = 1,15$;

2 – учитывает загрузку лома двумя совками, т.е. при числе плавов в сутки A в конвертеры потребуется загрузить $2A$ совков с ломом;

A – число плавов в сутки, пл/сут;

$\tau_{об}$ – длительность цикла оборота совка, ч;

24 – число часов в сутках.

В продолжительности оборота ковша учитываются затраты времени на последовательное проведение следующих операций: погрузку лома в совок, переезд скраповоза с совком в загрузочный пролёт и транспортировку его к конвертеру, завалку лома в конвертер, возврат порожнего совка на скраповоз и переезд в скрапной пролёт. Время оборота совка можно принять равным 2,5–5,0 часов.

Краны для перестановки совков, используемые при подаче лома в скрапной пролёт в совках, оборудованы поворотной тележкой. Минимальная грузоподъёмность крана определяется суммой веса лома, заваливаемого в конвертер, и совка. С учетом скоростных характеристик крана определяется время, затрачиваемое на работу с одним совком. Для приближённых расчётов можно исходить из 4 мин на перестановку совка с ломом с платформы на скраповоз и 4 мин на возврат порожнего совка со скраповоза на платформу, т.е. задолженность крана q_i составит 8 мин.

Тогда количество кранов $n_{кр}$ можно определить по формуле

$$n_{кр} = \frac{A \cdot q_i \cdot k_{\epsilon}}{1440 \cdot k_u}, \quad (2.5)$$

где k_{ϵ} – коэффициент, учитывающий затраты времени на вспомогательные работы, $k_{\epsilon} = 1,15$;

k_u – коэффициент использования крана, $k_u = 0,8$.

Тип скраповоза выбирается на один или два совка. По данным каталогов устанавливается техническая характеристика скраповоза (грузоподъёмность, скорость и т.д.). Определяются затраты времени на передачу скраповозом совков в загрузочный пролёт. Помимо чистого времени работы необходимо учитывать потери времени, связанные с ожиданием крана в загрузочном пролёте. В расчётах можно принять продолжительность оборота скраповоза $\tau_{об}$ в пределах 20–40 мин.

Количество скраповозов составит

$$n_{скр} = \frac{A \cdot \tau_{об}}{1440}. \quad (2.6)$$

Минимальная грузоподъёмность платформенных весов определяется как сумма весовых характеристик скраповоза и совков с ломом. Количество весов равно количеству скраповозов. Если весы установлены на скраповозе, установка платформенных весов не требуется.

2.5.2. Отделение перелива чугуна

В отделении перелива устанавливается следующее технологическое и крановое оборудование: ковши миксерного типа,

краны мостовые для снятия крышек и других вспомогательных работ, заливочные ковши, чугуновозы для заливочных ковшей, весы платформенные.

Ковши миксерного типа обычно входят в состав доменного цеха.

Выбор грузоподъёмности мостового крана определяется весом крышки на миксерном ковше и рекомендуется 15–20 т. Количество кранов подсчитывается исходя из затрат времени на снятие и установку крышек. Обычно достаточно иметь один кран.

Ёмкость заливочного ковша зависит от количества чугуна в шихте конвертерной плавки и должна обеспечивать его заливку одной порцией.

Количество заливочных ковшей

$$n_{зк} = k_3(n_{об} + n_{рем}), \quad (2.7)$$

где $n_{об}$ – число ковшей, находящихся в обороте;

$n_{рем}$ – число ковшей, находящихся в ремонте.

Коэффициент запаса ковшей $k_3 = 1,1–1,2$.

Количество ковшей в обороте

$$n_{об} = \frac{A \cdot \tau_{об}}{24}. \quad (2.8)$$

Продолжительность оборота ковшей $\tau_{об}$ зависит от организации работ в цехе и составляет 0,4–0,6 ч.

Количество ковшей, находящихся в ремонте, можно определить по формуле

$$n_{рем} = \frac{n_{об} \cdot \tau_{рем}}{a \cdot \tau_{об}}, \quad (2.9)$$

где $\tau_{рем}$ – продолжительность ремонта, ч;

a – стойкость футеровки ковша между ремонтами (число наливов).

Для предварительных расчетов стойкость футеровки можно принимать 550 наливов, а продолжительность её замены – трое суток. Поскольку суточное количество плавов в цехе с тремя конвертерами не превышает 100, ковш может эксплуатироваться не менее пяти суток. При этом в ремонте будет не более одного ковша.

Количество чугуновозов

$$n_{\text{чуг}} = \frac{A \cdot \tau_{об}}{1440}, \quad (2.10)$$

где $\tau_{об}$ – продолжительность оборота чугуновоза, мин.

Величина $\tau_{об}$ определяется с учетом следующих операций: ожидание слива чугуна из ковша миксерного типа, слив чугуна, переезд в загрузочный пролёт и обратно, скачивание шлака из заливочного ковша. В расчётах $\tau_{об}$ можно принять равной 20–30 мин.

Минимальная грузоподъемность весов равна сумме весовых характеристик чугуновоза и ковша с чугуном. Число платформенных весов равно количеству чугуновозов. Если весы установлены на чугуновозе, установка платформенных весов не требуется.

2.5.3. Миксерное отделение

В миксерном отделении устанавливается следующее технологическое и крановое оборудование: миксеры, миксерные краны, машины для скачивания шлака, чугуновозы, весы платформенные, ковши шлаковые, стенды для шлаковых ковшей.

Суммарная потребная ёмкость миксеров $G_{\text{м}}^{\Sigma}$, т, определяется оптимальным временем пребывания чугуна в миксере 6–8 ч, т.е. каждый миксер даёт в сутки 3–4 оборота. Для расчёта суммарной ёмкости суточная потребность в чугуне $Q_{\text{чуг}}^{\text{сут}}$ делится на принятое количество оборотов $n_{об}$, т.е.

$$G_{\text{м}}^{\Sigma} = \frac{Q_{\text{чуг}}^{\text{сут}}}{n_{об}}. \quad (2.11)$$

Количество миксеров

$$n = \frac{G_{\text{м}}^{\Sigma}}{G_{\text{м}}}, \quad (2.12)$$

где $G_{\text{м}}$ – ёмкость одного миксера, т.

Оптимальным следует считать наличие в цехе не более двух-трёх миксеров. В настоящее время выпускают миксеры ёмкостью 1300 и 2500 т. Коэффициент заполнения миксера чугуном принимают 0,9.

Грузоподъёмность миксерных кранов зависит от ёмкости (100 и 140 т) ковшей с чугуном, поступающих из доменного цеха. Для использования этих ковшей устанавливают краны грузоподъёмностью соответственно 140 и 180 т.

Количество миксерных кранов определяют по формуле

$$n_{кр} = \frac{\tau_{обр}^{\Sigma}}{1440}, \quad (2.13)$$

где $\tau_{обр}^{\Sigma}$ – общие затраты времени на обработку всех ковшей, поступающих из доменного цеха, мин:

$$\tau_{обр}^{\Sigma} = n_{чуг} \cdot \tau_{обр}' \cdot k_{\varepsilon}, \quad (2.14)$$

где $n_{чуг}$ – количество ковшей, поступающих из доменного цеха;

$\tau_{обр}'$ – время на обработку одного ковша с чугуном, мин;

k_{ε} – коэффициент, учитывающий выполнение вспомогательных работ, $k_{\varepsilon} = 1,15$.

Количество ковшей, поступающих из доменного цеха, определяется делением суточного расхода чугуна $Q_{чуг}^{сут}$ на ёмкость ковша P , т.е.

$$n_{чуг} = \frac{Q_{чуг}^{сут}}{P}. \quad (2.15)$$

Время на обработку одного ковша с чугуном складывается из продолжительности скачивания шлака (можно принять равной 12–15 мин) и слива чугуна в миксер (можно принять равной 3–5 мин).

Обычно число миксерных кранов, устанавливаемых в миксерном отделении, равно числу миксеров.

Количество машин для скачивания шлака ввиду их небольшой стоимости обычно равно числу миксерных кранов.

Методика расчёта заливочных ковшей и чугуновозов такая же, как и в отделении перелива.

Количество платформенных весов равно количеству миксеров.

В миксерном отделении обычно используются такие же шлаковые ковши, как и в конвертерном цехе. Объём шлаковых ковшей 11 м³, 16 м³ и 30 м³. У каждой машины для скачивания шлака устанавливают два шлаковых ковша, в один из которых скачивают шлак, второй – резервный для быстрой замены заполненного ковша порожним.

2.5.4. Загрузочный пролёт

В загрузочном пролёте устанавливают следующее технологическое и крановое оборудование: краны заливочные, крановые загрузочные машины (мостовые или полупортальные), машины для скачивания шлака, ковши шлаковые, стенды для чугуновозных и шлаковых ковшей.

Минимальная грузоподъёмность заливочного крана определяется весом ковша с чугуном.

Количество заливочных кранов определяется по формуле

$$n_{кр} = \frac{A \cdot q_i \cdot k_g}{1440 \cdot k_u} . \quad (2.16)$$

Коэффициент, учитывающий выполнение вспомогательных работ, $k_g = 1,1$, а коэффициент использования крана $k_u = 0,8$.

Задолженность крана на заливку чугуна можно принять равной 10–12 мин.

Минимальная грузоподъёмность и тип полупортальных машин определяется тем, как идёт загрузка – одним или двумя совками.

Количество полупортальных машин определяется по формуле

$$n_{кр} = \frac{A \cdot q_i}{1440 \cdot k_u} , \quad (2.17)$$

где q_i – задолженность крана на загрузку совков, мин/пл;

k_u – коэффициент использования крана, $k_u = 0,8$.

Задолженность крана на загрузку лома составляет 18 – 20 мин.

Методика расчета машин для скачивания шлака, шлаковых ковшей, стендов для шлаковых ковшей аналогична приведенной для миксерного отделения.

Количество стендов для чугуновозных ковшей определяют условиями замены ковшей. Обычно устанавливают два простых стенда и один с горелкой.

2.5.5. Конвертерный пролёт

В конвертерном пролёте установлено следующее технологическое и подъёмно-транспортное оборудование: конвертеры, стале- и шлаковозы, машины для подачи кислорода, отсечки шлака, ломки футеровки конвертеров, краны для смены и ремонта фурм. В конвертерном пролёте расположены также газоотводящий тракт и система подачи сыпучих материалов, которые не относятся к технологическому оборудованию.

Определение основного технологического оборудования конвертерного пролёта не требует специальных расчетов – оно соответствует количеству установленных в цехе конвертеров. Так, каждый конвертер обслуживается одной машиной подачи кислорода, одним сталевозом, одним шлаковозом. В принципе, не требуют расчета и перечисленные выше краны – их невысокая нагрузка позволяет иметь на каждом участке по одному крану. По той же причине в цехе достаточно иметь одну машину для ломки футеровки конвертеров. Количество остального технологического оборудования определяется с учётом принятой схемы работы.

Выбирается тип машины для отсечки шлака. Если оборудование отсечки шлака смонтировано на корпусе конвертера, то его количество равно количеству конвертеров. Если принимается машина, свободно перемещающаяся по рабочей площадке, то в пролёте достаточно одной.

Устройства для ремонта футеровки принимают из условий: если к установке приняты глухонные конвертеры, то каждый агрегат оборудуется одним телескопическим устройством для подачи огнеупоров сверху; если конвертеры имеют отъёмные днища, то для обслуживания всех установленных агрегатов достаточно одной домкратной тележки и одного телескопического устройства для подачи огнеупоров снизу, поскольку конвертеры ремонтируют по одному.

2.5.6. Ковшевой пролёт

В ковшевом пролёте устанавливается следующее технологическое и крановое оборудование: ковши сталеразливочные и чугуновозные, горелки для сушки ковшей, стенды механизированные и машины для ломки футеровки ковшей, краны мостовые.

Ёмкость и габариты сталеразливочных ковшей зависят от ёмкости конвертера и вида внепечной обработки.

Существуют определённые соотношения между ёмкостью конвертера и ёмкостью сталеразливочного ковша.

Ёмкость, т:

конвертера	100	150	200	250	300	350	400
сталеразливочного							
ковша	130	175	220	280	350	385	430

Количество сталеразливочных ковшей

$$n_k = k_3(n_{об} + n_{пр} + n_{хр}), \quad (2.18)$$

где $n_{об}$ – число ковшей, находящихся в обороте;

$n_{пр}$ – число ковшей, находящихся в промежуточном ремонте;

$n_{хр}$ – число ковшей, находящихся в холодном ремонте.

Коэффициент запаса ковшей $k_3 = 1,15\text{--}1,2$.

Количество ковшей в обороте

$$n_{об} = \frac{A \cdot \tau_{об}}{24}. \quad (2.19)$$

Продолжительность оборота ковша $\tau_{об}$ определяется следующими основными операциями: установкой ковша на сталеvoz, ожиданием выпуска плавки, выпуском, переездом в отделение непрерывной разливки стали, перестановкой ковша на сталеvoz установки внепечной обработки стали, внепечной обработкой, установкой ковша на стенд МНЛЗ, разливкой, сливом шлака, установкой ковша на сталеvoz, переездом в ковшевой пролёт, установкой ковша на стенд, заменой шибера затвора, вываливанием мусора и шлака. Для расчётов можно принять для ковшей 130–220 т время оборота 3–4,5 ч и для ковшей 280–385 т время оборота 6,5–8,5 ч.

Количество сталеразливочных ковшей, находящихся в промежуточном ремонте, определяется стойкостью футеровки и

частотой промежуточных ремонтов. Для расчётов можно принять стойкость футеровки ковша a равной 20 плавкам и один промежуточный ремонт за кампанию ковша по футеровке.

Для определения числа промежуточных ремонтов по цеху в сутки n'_{np} суточное количество плавков A делят на 10 (для принятых значений стойкости футеровки и количества промежуточных ремонтов).

Задолженность ковша на промежуточном ремонте τ_{np} включает остывание ковша, ломку, кладку и сушку футеровки и её можно принять равной 12–15 часам.

Количество ковшей, ежесуточно находящихся в промежуточном ремонте:

$$n_{np} = \frac{n'_{np} \cdot \tau_{np}}{24} = \frac{A \cdot \tau_{np}}{10 \cdot 24}. \quad (2.20)$$

Количество ковшей, ежесуточно выходящих на холодный ремонт:

$$n'_{xp} = \frac{A}{a}, \quad (2.21)$$

где a – стойкость футеровки ковша, которую приняли равной 20 плавкам.

Продолжительность холодного ремонта τ_{xp} складывается из времени остывания ковша (для предварительных расчётов 3 ч), ломки футеровки машиной (5–7 ч), кладки (7–9 ч), сушки (8–12 ч) и её можно принять 25–30 ч.

Количество ковшей, находящихся в холодном ремонте:

$$n_{xp} = \frac{n'_{xp} \cdot \tau_{xp}}{24}. \quad (2.22)$$

Количество механизированных стандов для ломки футеровки ковшей n_{cm} определяют по числу ковшей, отправляемых в сутки на холодный ремонт n'_{xp} , и продолжительности ломки футеровки $\tau_{лф}$, т.е.

$$n_{cm} = \frac{n'_{xp} \cdot \tau_{лф}}{24}. \quad (2.23)$$

Количество машин для ломки футеровки ковшей принимается равным количеству механизированных стендов.

При определении грузоподъёмности кранов учитывают массу металлоконструкций ковша, огнеупоров и остатков застывшего металла (20–25% номинальной ёмкости ковша).

Для расчёта количества кранов определяются затраты кранового времени на обработку одного и всех ковшей в сутки, находящихся в обороте, в промежуточном ремонте, в холодном ремонте, а затем общая задолженность крана на всех видах обработки ковшей. Вводится повышающий коэффициент 1,2 на вспомогательные работы.

2.5.7. Пролёт перестановки шлаковых ковшей

В пролёте перестановки шлаковых ковшей устанавливается следующее оборудование: шлаковые ковши, стенды для них, краны.

Объём шлаковых ковшей $V_{\kappa} = 11 \text{ м}^3, 16 \text{ м}^3 \text{ и } 30 \text{ м}^3$.

Количество шлаковых ковшей n_{κ} можно определить по формуле

$$n_{\kappa} = \frac{k_z \cdot A \cdot G \cdot q_{\text{шл}} \cdot \tau_{\text{об}}}{V_{\kappa} \cdot \rho_{\text{шл}} \cdot 24}, \quad (2.24)$$

где $q_{\text{шл}}$ – количество конвертерного шлака, $q_{\text{шл}} = 0,12\text{--}0,16 \text{ т/т}$ стали;

$\rho_{\text{шл}}$ – плотность жидкого шлака, $\rho_{\text{шл}} = 2,3\text{--}2,5 \text{ т/м}^3$.

Коэффициент запаса $k_z = 1,15\text{--}1,3$.

Время оборота шлакового ковша $\tau_{\text{об}}$ складывается из времени установки шлакового ковша на шлаковоз, переезда шлаковоза под конвертер, ожидания выпуска плавки, слива шлака, переезда шлаковоза в шлаковый пролёт, снятия ковша краном и установки его на стенд, $\tau_{\text{об}}$ можно принять равным 3–6 часам.

Вывозят шлак из шлакового пролёта железнодорожными шлаковозами (или автошлаковозами).

Количество шлаковозов определяется по той же формуле, что и шлаковых ковшей. Продолжительность оборота шлаковоза можно принять равным 2–4 часам.

Количество стендов для ковшей, находящихся в обороте внутри цеха, равно количеству этих ковшей.

Грузоподъёмность крана для 11 м³ ковшей – 80 т, 16 м³ – 100 т.

Количество кранов в шлаковом пролёте $n_{кр}$, которые осуществляют перестановку шлаковых ковшей со шлаковоза на стенд и с него на шлаковоз, вывозящий их из цеха, а после прибытия порожних ковшей, выполняющих операции в обратном порядке:

$$n_{кр} = \frac{A \cdot n_n \cdot \tau_n \cdot n'_к \cdot k_в}{1440 k_u}, \quad (2.25)$$

где n_n – число перестановок на один ковш, $n_n = 4$;

τ_n – длительность одной перестановки, которую можно принять равной 3 мин;

$n'_к$ – число шлаковых ковшей на одну плавку

$$n'_к = \frac{G \cdot q_{шл}}{V_к \cdot \rho_{шл}}. \quad (2.26)$$

Коэффициенты выполнения краном вспомогательных работ $k_в$ и использования крана k_u можно принять равными 1,1 и 0,8 соответственно.

2.6. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ КОНВЕРТЕРНОГО ОТДЕЛЕНИЯ

Для экономической оценки принимаемых технических решений и для сопоставления технического уровня разработанного проекта конвертерного отделения с действующими цехами составляются технико-экономические показатели работы конвертерного отделения.

Количественная величина показателей определяется по следующим материалам: объёму производства; количеству и ёмкости конвертеров; массе и времени плавки; выходу годного и соответственно массе плавки по годному; расходу энергоресурсов; расходам металлошихты, добавочных и других материалов.

Расходные коэффициенты для определения потребности проектируемого цеха в основных материалах, энергоресурсах могут быть взяты из приведенных ниже показателей конвертерных цехов.

Ёмкость конвертера, т	300–400	200–250	100–160
Запас в цехе, суп			

металлолома	0,25–0,5	0,25–0,5	0,25–0,5
ферросплавов	1	1	1
сыпучих	0,5	0,5	0,5
огнеупоров	1	1	1
Расход материалов, кг/т			
чугуна	750–800	750–800	750–800
металлолома	300–250	300–250	300–250
ферросплавов	10–15	10–15	10–15
извести	60–80	60–80	60–80
шпата	1–2	1–2	1–2
огнеупоров:			
для конвертеров	2–2,2	2,2–2,4	2–2,6
для ковшей	8–9	9–10	10–11
Расход энергоресурсов:	55–60	55–60	55–60
кислорода, м ³ /т			
аргона, м ³ /т	1	1	1
азота, м ³ /т	5	5	5
воды, т/т	10–12	12–15	15–18
электроэнергии, кВт·ч/т	15–20	20–25	25–30
топлива, кг/т	50–60	60–70	70–80

3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЛИНИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

3.1. УСТРОЙСТВО ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ЦЕХОВ

Электросталеплавильное производство вначале предназначалось для выплавки высококачественных легированных сталей. Сейчас в ЭСПЦ выплавляют и рядовые углеродистые марки стали. ЭСПЦ оснащают в зависимости от сортамента и назначения выплавляемых в них сталей электропечами разных типов, подразделяющимися на дуговые сталеплавильные (ДСП) и специальные печи (индукционные, вакуумные, плазменные тигельные, электрошлакового переплава, дуговые вакуумные, электронно-лучевые и плазменные). Более 90% всей производимой в мире электростали выплавляется в ДСП трёхфазного и постоянного токов.

Основное производственное отделение ЭСПЦ – главное здание, где размещены электропечи, агрегаты внепечной обра-

ботки, МНЛЗ, основное технологическое и транспортное оборудование. Главные здания ЭСПЦ сооружаются двух типов: со специализированными пролётами и с размещением в основном пролёте всех технологических агрегатов.

К первому типу относятся главные здания, включающие параллельно расположенные специализированные пролёты: шихтовый, печной, бункерный, ковшевой, распределительный (внепечной обработки), МНЛЗ, пролёты обработки и складирования литой заготовки. Количество, назначение и размещение пролётов ЭСПЦ определяются исходя из состава цеха, его производительности и условий размещения на генплане завода. Печи могут размещаться как продольно для обслуживания общими кранами (классическая схема), так и поперечно – с обслуживанием каждой электропечи отдельным краном (блочная схема). Первая схема используется, когда в ЭСПЦ намечается установить не более трёх – четырёх печей. При большем числе печей в цехе возникают трудности с обслуживанием кранами электропечей, установленных в середине печного пролёта. Поэтому предпочтение отдают блочной схеме, при которой обеспечивается обслуживание отдельным краном каждой электропечи.

В главном здании ЭСПЦ размещаются, как правило, два основных производственных отделения: отделение электропечей с участками внепечной обработки жидкой стали и отделение непрерывной разливки с участками обработки литой заготовки.

Один из вариантов электросталеплавильного отделения цеха первого типа представлен на рис. 3.1 и состоит из следующих пролётов: печного I, бункерного II, ковшевого III и раздаточного IV. Отделение не имеет шихтового пролёта, так как предусмотрена подача бадей с шихтой автобадьевозами непосредственно из скрапоразделочного цеха в печной пролёт.

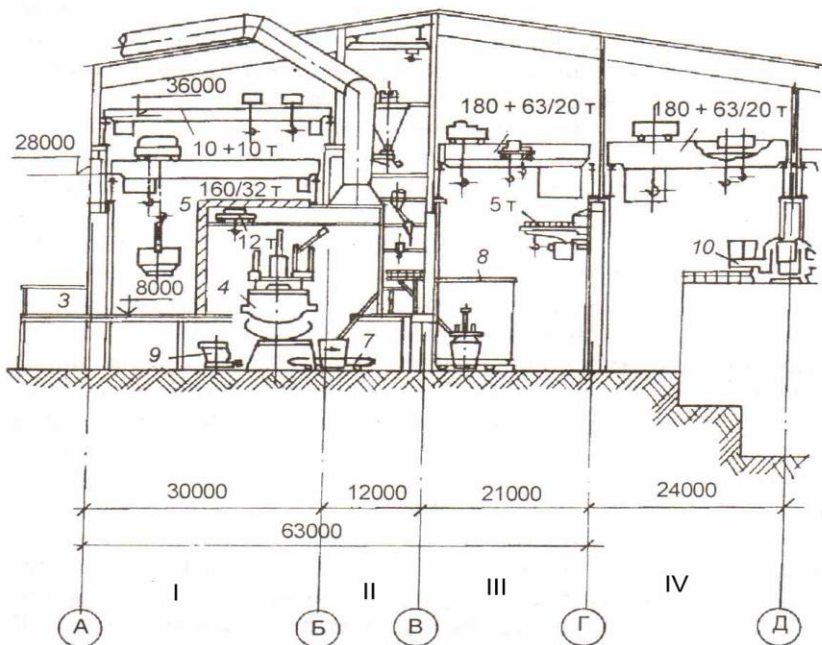


Рис. 3.1. Отделение электропечей по классической схеме:
 1 – бадья; 2 – завалочный кран; 3 – пост управления и контроля ДСП; 4 – дуговая электропечь; 5 – шумоизолирующий корпус;
 6 – тракт подачи сыпучих; 7 – сталеваз; 8 – агрегат комплексной обработки стали; 9 – шлаковоз; 10 – МНЛЗ

В печном пролёте размещаются электропечи, установленные в шумопылезащитные кожухи, с печными электроподстанциями, с участками подачи бадей с шихтой и участком ремонта сводов электропечей. Печной пролёт обслуживается кранами, транспортирующими баджи со скрапом и заваливающими скрап в электропечи, выполняющими операции по замене и перепуску электродов и вспомогательные.

В бункерном пролёте располагаются бункера с сыпучими и ферросплавами для хранения, дозирования и загрузки в электропечи, в сталеразливочные ковши при выпуске стали из печей и в ковши при обработке стали на агрегатах комплексной обработки. В бункера материалы поступают из отделения подготовки сы-

пучих материалов и ферросплавов по системе транспортёров и перегрузочных устройств.

В ковшевом пролёте размещены агрегаты комплексной обработки стали (АКОС) с независимыми от печей сталевозами, что позволяет избежать возможных задержек во время плавки, когда электропечь и АКОС обслуживаются одним сталевозом. В ковшевом пролёте размещены устройства для ремонта сталеразливочных ковшей и устройства для подготовки продувочных фурм. Пролёт обслуживается кранами.

В раздаточном пролёте размещаются приёмные части поворотных стэндов МНЛЗ, устройства для сушки и разогрева ковшей и другое оборудование. Раздаточный пролёт обслуживается разливочными кранами.

Электросталеплавильное отделение цеха второго типа представлено на рис. 3.2 и состоит из следующих пролётов: для проезда автотранспортных средств I, шихтового II, транспортного III, печного IV, бункерного V и распределительного VI.

В шихтовом пролёте размещаются ямные бункера для скрапа и выделены площади для складирования контейнеров (совков) со скрапом. Бадьи загружаются скрапом непосредственно из контейнеров или из ямных бункеров. Пролёт обслуживается специальными кранами.

Транспортный пролёт предназначен для автобадьевозов, транспортирующих скрап из шихтового пролёта к электропечам, и для автошлаковозов, вывозящих шлак из-под электропечей на шлаковый двор. Транспортный пролёт обслуживается кран-балками. В нём установлены весы для каждой электропечи, на которых взвешивают бадьи со скрапом, поданным автобадьевозами.

В печном пролёте расположены электропечи в шумопылезащитных кожухах с печными подстанциями. В пролёте размещены агрегаты комплексной обработки жидкой стали. Между каждыми двумя электропечами размещены бункера для хранения заправочных материалов. Электропечи и АКОС обслуживаются мостовыми кранами.

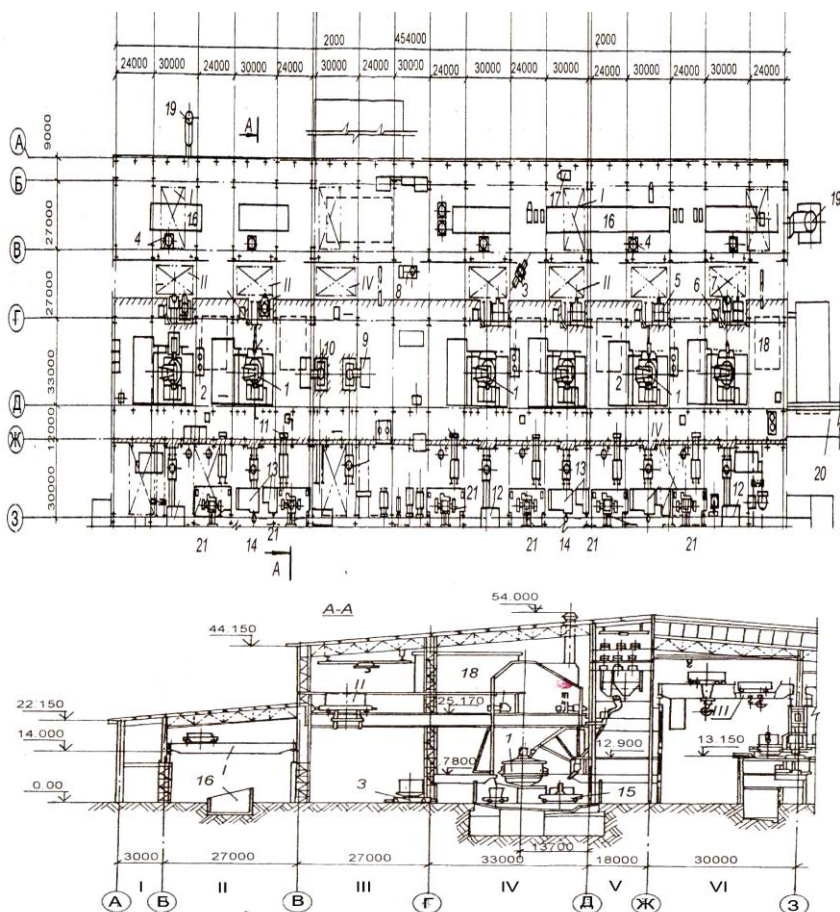


Рис. 3.2. Отделение электропечей по блочной схеме:
 1 – печь дуговая; 2 – печная подстанция; 3 – автобадьевоз;
 4 – бадья; 5 – весы для бадей; 6 – устройство для наращивания электродов; 7 – шлаковоз; 8 – автошлаковоз; 9 – печная подстанция установки дугового подогрева стали; 10 – установка дугового подогрева стали; 11 – стенд для подогрева ковшей; 12 – установка доводки стали; 13 – установка порционного вакуумирования стали; 14 – установка десульфурации; 15 – сталевоz; 16 – бункера для скрапа; 17 – автоконтейнеровоз; 18 – газоочистка; 19 – дымовая труба; 20 – МНПЗ

Каждая электропечь обслуживается отдельной системой улавливания, охлаждения и очистки печных газов. Отсос газов осуществляется от отверстия в своде электропечи и от шумопылезащитных кожухов. Очищенный газ через кровлю цеха поступает в газоход, установленный там, и через дымовую трубу выбрасывается в атмосферу. Уловленная пыль транспортерами подается в систему труб, подающих пыль к окомкователю.

В бункерном пролёте размещается транспортная система, подающая металлизированные окатыши, известь, ферросплавы и другие материалы в бункера электропечей, АКОС и в бункера заправочных материалов. В пролёте расположены системы дозирования и подачи материалов в электропечи и в ковши при сливе металла из электропечей и при обработке стали на АКОС. В торцах бункерного пролёта размещены установки хранения пыли в бункерах, окомкования пыли и погрузки пыли в автотранспорт, которым окомкованная пыль транспортируется на переработку или в отвал.

В распределительном пролёте размещены установки порционного вакуумирования стали, для продувки аргоном через погружаемую фурму и для подогрева ковшей. В пролёт входят приёмные стенды для сталеразливочных ковшей МНЛЗ, и в нём уложены железнодорожные пути для перемещения стелевозов, обслуживающих электропечи и АКОС. С обоих торцов распределительного пролёта пристроены помещения перестановки контейнеров, в которых подаются ферросплавы и другие материалы в бункера вакуумных порционных установок. Распределительный пролёт обслуживается разливочными кранами.

3.2. ВЫБОР КОЛИЧЕСТВА И ЁМКОСТИ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

Ёмкости электропечей определяют по заданной годовой производительности цеха Π_{Γ} , т/год, соответствующей потребности в металле передельных цехов. Для создания ЭСПЦ с оптимальными для данной производительности технико-экономическими показателями желательно выбрать максимально возможную ёмкость электропечи с учетом ограничений по выплавляемому марочному сортаменту стали. Электропечи должны соответствовать существующему типовому ряду ёмкостей: 6, 12, 25, 50, 100, 150, 200 т.

После выбора ёмкости электропечи определяют её производительность.

Годовая производительность одной электропечи Π_{Γ}^1 , т/год, может быть определена по формуле

$$\Pi_{\Gamma}^1 = \frac{1440 \cdot G \cdot k_{\Gamma} \cdot m}{\tau}, \quad (3.1)$$

где G – ёмкость печи, т;

k_{Γ} – коэффициент выхода годного;

m – число рабочих суток в году;

τ – продолжительность плавки, мин.

Коэффициент выхода годного $k_{\Gamma} = 0,96\text{--}0,98$.

Число рабочих суток в году представляет собой разность между календарным временем (365 сут) и временем простоя на холодных ремонтах; в соответствии с нормами на печах ёмкостью 100–200 т раз в 1–2 года должен проводиться капитальный ремонт, включающий замену пода, продолжительностью 8–10 суток и холодные ремонты, включающие замену футеровки стенок, продолжительностью 18–24 ч через 15–20 сут. При применении водоохлаждаемых стеновых панелей число рабочих суток в году увеличивается в связи с уменьшением числа ремонтов стенок.

Продолжительность плавки зависит от мощности печного трансформатора и типа технологического процесса. Для современных электросталеплавильных цехов с мощными трансформаторами (90–160 МВ·А), с водоохлаждаемыми сводами и стеновыми панелями, с внепечной обработкой продолжительность плавки можно принять в пределах 50–70 мин.

Количество электропечей в цехе

$$n = \frac{\Pi_{\Gamma}}{\Pi_{\Gamma}^1}. \quad (3.2)$$

3.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА РАБОТЫ ЦЕХА

После выбора типа и ёмкости электропечей, определения их производительности и расчёта количества электропечей, устанавливаемых в цехе, разрабатывается технологическая схема работы ЭСПЦ. Для этого необходимы основные положения технологии выплавки и внепечной обработки стали.

Современная технология предполагает работу электропечи как с металлошихтой, состоящей из стального лома и металлизированных окатышей, так и стального лома и жидкого чугуна. Электропечи используют только для расплавления скрапа и металлизированных окатышей, удаления фосфора и окисления углерода. Рафинирование и легирование металла, а также доведение его температуры до величины, требуемой для разливки, проводят в ковше на установках внепечной обработки стали. Шлак в процессе плавки в электропечи сбегает самотёком в шлаковый ковш. Выплавку стали проводят с оставлением в печи при сливе плавки в ковше части (10 – 15%) металла и оставшегося в печи шлака (работа с «болотом»). Полный выпуск металла со шлаком проводится один раз после восьми – десяти плавов. Заправляют печь только после полного выпуска металла и шлака.

Скрап и металлизированные окатыши расплавляют при максимальной мощности трансформатора. Защиту футеровки и водоохлаждаемых стен электропечи осуществляют созданием пенного шлака, вводя порошок науглероживателя в струе кислорода специальным манипулятором через окно печи. При плавке используются газокислородные горелки для ускорения расплавления скрапа в холодных зонах на откосах между электродами и для дожигания в печи окиси углерода.

В технологии производства стали в современных цехах практически обязательным стало использование агрегатов комплексной обработки жидкой стали в ковше с электродуговым подогревом. Осуществляется практически полный отказ от подачи легирующих металлов и ферросплавов в электропечь, они даются в ковш при сливе в него металла из печи и на установках внепечной обработки жидкого металла. Сооружение в ЭСПЦ вакуумных установок для внепечной обработки определяется марочным сортаментом и назначением выплавляемой стали.

Схема работы цеха включает организацию основных технологических операций, необходимых для выплавки и внепечной обработки стали: подачу и загрузку скрапа, жидкого чугуна, сыпучих материалов и ферросплавов; ввод в электропечь кислорода и науглероживателя, скачивание из электропечи шлака, слив из электропечи металла, внепечную обработку жидкой стали, заправку электропечи, подготовку к плавке сталеразливочных ковшей, ремонтные и другие работы.

Современная организация работ со скрапом включает подготовку скрапа к плавке в скрапоразделочном цехе, погрузку скрапа магнитными и грейферными кранами в бады, стоящие на весах, и передачу бадей, загруженных скрапом, к электропечам

специальным автотранспортом или железнодорожным транспортом. Подают бадьи к электропечи и загружают в них скрап специальными быстроходными загрузочными кранами. В действующих ЭСПЦ и на заводах, где нельзя подать к электропечи бадьи со скрапом непосредственно со скрапоразделочного цеха, скрап подается россыпью или в контейнерах на железнодорожных платформах и автомобилях в шихтовый пролет ЭСПЦ, где перегружается в бадьи. Железнодорожными тележками бадьи со скрапом передаются к электропечам и загрузочными кранами скрап заваливается в электропечь.

Подача жидкого чугуна из доменного цеха в ЭСПЦ аналогична подаче в конвертерный цех. Заливка чугуна в печь из чугуновозного ковша осуществляется заливочным краном по специальному желобу.

В новых ЭСПЦ металлизированные окатыши, сыпучие материалы и ферросплавы от мест хранения и погрузки подаются системой транспортёров в бункера над электропечами, а оттуда по системе конвейеров, питателей, весовых дозаторов, лотков и воронок – в электропечь через отверстие в своде. Металлизированные окатыши и известь подают в печь непрерывно по ходу плавки, а другие материалы – отдельными порциями. Такая система подачи и дозирования материалов позволяет загружать ферросплавы и шлакообразующие из бункеров над электропечами в сталеразливочный ковш, установленный на стелевозе для приема плавки жидкой стали.

Образующийся по ходу плавки в электропечи шлак самотёком стекает через порог рабочего окна печи в шлаковый ковш, установленный на самоходной тележке или на полу цеха под рабочим окном электропечи. Заполненный шлаковый ковш заменяют порожним, используя автошлаковозы, транспортирующие заполненные шлаковые ковши из здания ЭСПЦ в отделение шлакопереработки, где их освобождают от шлака, обрабатывают известковым молоком и возвращают в главный корпус ЭСПЦ. В ЭСПЦ, где использование автошлаковозов нецелесообразно, шлаковый ковш из-под печи или с самоходной тележки снимают краном и вывозят железнодорожным транспортом.

Слив металла из электропечи в последние годы в ЭСПЦ осуществляется с использованием эркерного донного выпуска. Металл из печи сливается в сталеразливочный ковш, установленный на стелевозе.

В современном ЭСПЦ ковши с жидкой сталью подаются на внепечную обработку на агрегаты комплексной обработки стали. Для этого в большинстве случаев ковши с жидкой сталью снима-

ются разливочным краном со сталевого электропечи и переставляются на сталевого АКОС. В отдельных случаях для обработки стали на АКОС используется стальной электропечи, т.е. один стальной обслуживает два агрегата – электропечь и АКОС. После проведения внепечной обработки стали на АКОС разливочный кран переставляет ковш с жидким металлом со сталевого на МНЛЗ для последующей разливки. В случае необходимости дополнительной внепечной обработки жидкой стали вакуумом ковш с металлом после обработки на АКОС передаётся разливочным краном на вакуумную установку, а затем на МНЛЗ.

Заправляют электропечь после полного слива металла и шлака, через восемь-десять плавов, магнезитовым порошком, подающимся в главное здание ЭСПЦ конвейерным или пневматическим транспортом в расходные бункера с дозировочными устройствами. Используются машины центробежные для общей заправки и торкрет-машины – для выборочной. Межплавочная подготовка сталеразливочных ковшей после слива остатков шлака заключается в смене шибберных затворов и подогреве футеровки и проводится во избежание потерь тепла футеровки в главном здании ЭСПЦ.

Ремонтируют футеровку стен электропечей в главном здании ЭСПЦ. Ремонт футеровки свода электропечей, вакуум-камер, сталеразливочных ковшей осуществляется или в главном здании ЭСПЦ на специализированном участке, или в футеровочном отделении.

3.4. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ И РАСЧЁТ ЕГО КОЛИЧЕСТВА

Доставка и загрузка лома. В шихтовый пролёт металлический лом доставляют в контейнерах (или совках) и россыпью. Из контейнеров лом разгружается краном непосредственно в бадьи, лом же, поступающий россыпью, разгружают в ямные бункера и используют для догрузки корзин.

При расчёте кранов шихтового пролёта можно принять, что 80% лома загружают в бадьи из контейнеров и 20% догружают магнитными кранами.

Число кранов для контейнерной загрузки определяют по формуле

$$n_k = \frac{A \cdot N_{кон} \cdot q_i \cdot k_e}{1440 \cdot k_u}, \quad (3.3)$$

где A – число плавов в сутки, пл/сут;

$N_{кон}$ – число контейнеров на плавку;

q_i – задолженность крана на загрузку одного контейнера, мин/конт;

k_e – коэффициент, учитывающий выполнение вспомогательных работ, $k_e = 1,1$;

k_u – коэффициент использования крана, $k_u = 0,8$.

Число контейнеров

$$N_{\text{кон}} = \frac{G \cdot k_{\Lambda} \cdot 0,8}{V_{\text{кон}} \cdot \gamma_{\Lambda}}, \quad (3.4)$$

где G – ёмкость электропечи, т;

k_{Λ} – удельный расход лома, т/т стали;

0,8 – доля лома, загружаемого в корзины из контейнеров;

$V_{\text{кон}}$ – ёмкость контейнера, м³;

γ_{Λ} – насыпная масса лома, т/м³.

Принимаем, что металлошихта состоит из 70% стального лома и 30% жидкого чугуна. Тогда удельный расход лома k_{Λ} составит 0,7.

Ёмкость контейнера можно принять $V_{\text{кон}} = 15 \text{ м}^3$, насыпную массу лома γ_{Λ} равной 1,0–1,5 т/м³.

Задолженность крана по разгрузке одного контейнера включает операции по захвату его краном, подъёму и транспортировке его к бадье, разгрузке и транспортировке пустого совка к месту складирования и составляет 4–5 мин.

Число магнитных кранов можно определить по формуле

$$n_{\text{м}} = \frac{A \cdot G \cdot k_{\Lambda} \cdot q_i \cdot k_e \cdot 0,2}{1440 \cdot k_u}, \quad (3.5)$$

где 0,2 – доля лома, загружаемого в бадьи магнитным краном.

Коэффициент выполнения вспомогательных работ $k_e = 1,1$, коэффициент использования крана $k_u = 0,8$.

Задолженность крана по догрузке q_i включает: захват скрапа, его подъём и транспортировку к бадье, погрузку скрапа в бадью, q_i можно принять равной 1,5–2 мин/т.

Число загрузочных бадей при загрузке шихты в один приём принимают равным числу печей в цехе, а в два приёма на одну печь необходимо иметь две корзины.

Число мостовых завалочных кранов определяется по формуле

$$n_3 = \frac{A \cdot q_i \cdot k_{\text{н}}}{1440 \cdot k_{\text{у}}}, \quad (3.6)$$

где q_i – задолженность крана на одну плавку, мин/пл.

Коэффициент неравномерности $k_{\text{н}}$ можно принять в пределах 1,0–1,3; коэффициент использования крана $k_{\text{у}} = 0,8$.

Задолженность крана q_i складывается из следующих операций: захват гружённой скрапом бадьи, её транспортировку к электропечам, установку над открытым печным пространством, высыпание скрапа в печь, транспортировку бадьи к месту ожидания. Её можно принять равной 20–30 мин.

Доставка и заливка жидкого чугуна. Расчёт оборудования по доставке и заливке жидкого чугуна аналогичен расчёту этого оборудования в конвертерном цехе (см. 2.5.2, 2.5.3).

Доставка и загрузка сыпучих материалов и ферросплавов. Сыпучие материалы и ферросплавы доставляются в расходные бункера транспортёрами. Сыпучие материалы с помощью конвейеров, питателей, весовых дозаторов, лотков и воронок загружаются в электропечь через отверстие в своде, а ферросплавы – либо в ковш, либо в агрегат для доводки стали.

Расчёт ленточного конвейера сводится к определению требуемой ширины ленты B , м, по заданной производительности

$$B \geq \sqrt{\frac{k_{\text{л}} \cdot \Pi_{\text{к}}}{C \cdot v_{\text{м}} \cdot \gamma_{\text{м}}}}, \quad (3.7)$$

где $\Pi_{\text{к}}$ – часовая производительность конвейера, т/ч;

$k_{\text{л}}$ – коэффициент, учитывающий продолжительность простоев на ремонт, обслуживание конвейера, $k_{\text{л}} = 1,2\text{--}1,5$;

C – коэффициент, зависящий от угла естественного откоса материала, $C = 200\text{--}250$ с/ч;

$v_{\text{м}}$ – скорость перемещения материала, м/с;

$\gamma_{\text{м}}$ – насыпная масса материала, т/м³.

Значения удельных расходов сыпучих материалов, которые потребуются для определения часовой производительности конвейера, и их насыпная масса могут быть приняты по табл.3.1 (при работе с металлошихтой, состоящей из 70% лома и 30% жидкого чугуна):

Таблица 3.1

Удельные расходы и насыпные массы материалов

Материалы	Расход, т/т стали	Насыпная масса, т/м ³
Известь	0,035	0,8–1,0
Доломит	0,004	1,2–1,4
Плавиковый шпат	0,003	1,6–1,8

Скорость движения ленты для этих материалов можно принять равной 0,8–1,2 м/с.

Выпуск металла и шлака. Расчёт оборудования, обслуживающего выпуск металла (сталеразливочные и шлаковые ковши, шлаковозы), производится так же, как и для конвертерного цеха (см. 2.5.6, 2.5.7).

Количество разливочных кранов можно определить по формуле

$$n_{кр} = \frac{A \cdot q_i \cdot k_{\text{н}}}{1440 \cdot k_u}, \quad (3.8)$$

где q_i – задолженность крана на одну плавку, мин/пл.

Разливочные краны осуществляют транспортировку сталеразливочных ковшей. Задолженность их складывается из затрат времени на перестановку ковша с металлом со сталевоза электропечи на сталевоз АКОС, далее после обработки на транспортировку и установку на сталевоз вакуумной установки (если требуется вакуумная обработка) или на сталеразливочный стенд МНЛЗ; снятие порожнего ковша после разливки со стенда МНЛЗ, транспортировку на скачивание шлака, замену шибберного затвора и установку на стенд для разогрева ковша; транспортировку и установку ковша на сталевоз электропечи. С учётом этого задолженность крана на плавку q_i можно принять около одного часа.

Коэффициент неравномерности $k_{\text{н}} = 1$ для цеха с двумя – тремя печами, коэффициент использования крана $k_u = 0,8$.

Существуют определённые соотношения между ёмкостью сталеплавильного агрегата, ёмкостью сталеразливочного ковша и грузоподъёмностью разливочного (литейного) крана:

Ёмкость, т:

конвертера	100	150	200	250	300	350
сталеразливочного ковша	130	175	220	280	350	385

Грузоподъемность

литейного крана, т	180	280	320	400	450	500
--------------------	-----	-----	-----	-----	-----	-----

Ёмкость, т:

электросталеплавильной						
печи	12	25	50	100	150	200
сталеразливочного ковша	15	30	60	130	175	220

Грузоподъемность

литейного крана, т	30	50	100	180	280	320
--------------------	----	----	-----	-----	-----	-----

Внепечная обработка стали. Для новых цехов обязательным является использование агрегатов комплексной внепечной обработки стали, что обусловлено возможностью проведения следующих технологических операций: нагрева электрическими дугами стали и шлака в ковше; обработки металла и шлака в ковше рафинировочным шлаком; присадки в металл легирующих и шлакообразующих материалов и раскислителей; перемешивания металла продувкой его аргоном через пористую пробку в днище ковша для выравнивания температуры металла по всему объёму и для интенсификации металлургических процессов; присадки алюминия в виде проволоки; измерения температуры, взятия проб для определения химического состава металла. АКОС может комплектоваться устройствами для обработки металла порошкообразными реагентами.

Годовая пропускная способность АКОС $\Pi_{\text{АКОС}}$, т/год, определяется по формуле

$$\Pi_{\text{АКОС}} = \frac{1440 \cdot P \cdot m}{\tau_{\text{АКОС}}}, \quad (3.9)$$

где P – масса плавки, т;

m – число рабочих суток в году;

$\tau_{\text{АКОС}}$ – время обработки на АКОС одной плавки, мин/пл.

Число рабочих суток АКОС в году обычно 300.

Время обработки одной плавки составляет от 45 до 60 ми-

н.

Количество АКОС

$$n_{\text{АКОС}} = \frac{\Pi_{\text{Г}}}{\Pi_{\text{АКОС}}}, \quad (3.10)$$

где Π_r – годовая производительность цеха, т/год.

При высокой производительности электропечей АКОС устанавливают иногда и на каждую печь. В этих случаях количество АКОС соответствует количеству печей.

Из установок для вакуумирования стали наибольшее распространение получили установки порционного и циркуляционного типов. Необходимость их установки определяется технологическими требованиями к выплавляемым в цехе группам марок стали.

Пропускная способность вакуумной установки определяется по той же формуле, что и для АКОС. Время обработки одной плавки на вакуумной установке может колебаться в широких пределах в зависимости от массы стали в ковше, типа вакуумной установки и обрабатываемой марки стали.

Пример. Рассмотрим вакуумную обработку плавки массой 150 т в ковше ёмкостью 160 т на установке порционного типа ВП-150, имеющей характеристики: масса жидкой стали в ковше 150 т, масса жидкой стали, всасываемой за один цикл, 15–18 т, количество циклов в минуту 4–5, производительность парозежкторного насоса 220 кг/ч, разрежение, создаваемое парозежкторным насосом, – 0,5 мм рт. ст., мощность трансформатора для обогрева вакуумной камеры 11280 кВт · А, количество бункеров для материалов 8, температура пара для парозежкторного насоса 200°C, расход пара до 15,5 т/ч, расход охлаждающей воды 700 м³/ч.

Длительность вакуумной обработки конструкционной легированной стали 31–37 мин, по операциям: подача сталеваза с ковшом под патрубок вакуумной камеры – 5; опускание вакуумной камеры в металл и создание вакуума – 2; отбор пробы – 2; дегазация – 12; легирование и раскисление – 4–10; заполнение камеры азотом – 1; выдача сталеваза с ковшом из-под камеры и взятие ковша краном – 5.

Число суток работы вакуумной установки порционного типа составляет 300.

Пропускная способность вакуумной установки

$$\Pi_{\text{вак}} = \frac{1440 \cdot 300 \cdot 150}{35} = 1852000 \text{ т/год.}$$

Так как объём стали для вакуумирования составляет, как правило, не более 50% от объёма производства, то одна вакуумная установка может обеспечить обработку жидкой стали, произ-

водимой двумя – тремя современными высокомоощными печами. С целью избежать задержки с выдачей стали из электропечей одна вакуумная установка, как правило, сооружается не более чем на две электропечи.

3.5. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ОТДЕЛЕНИЯ

Для экономической оценки принимаемых технических решений и для сопоставления технического уровня разработанного проекта электросталеплавильного отделения (ЭСПО) с действующими цехами или ранее выполненными проектами составляются технико-экономические показатели работы ЭСПО.

Количественная величина показателей определяется по следующим материалам: объёму производства; количеству и ёмкости электропечей, массе и времени плавки; мощности печного трансформатора; выходу годного и соответственно массе плавки по годному; расходу энергоресурсов; расходам металлошихты, добавочных и других материалов.

Расходные коэффициенты для определения потребности проектируемого цеха в основных материалах, энергоресурсах могут быть взяты из приведенных ниже показателей работы электросталеплавильных цехов.

Ёмкость электропечи, т	100	150	180
Расход металлошихты, кг/т годного	1125	1200	1230
в том числе:			
скрапа	1100	475	895
металлизированных окатышей	-	700	-
жидкого чугуна	-	-	315
ферросплавов	25	25	20
Расход добавочных материалов, кг/т			
извести	60	90	50
доломита	-	-	5
окисленных окатышей	20	2	-
плавикового шпата	3	3	3
коксовой мелочи	10	5,5	4
магнезитового порошка	10	10	10
электродов	2,5	2	2,2
огнеупорных материалов	33	32	32
Расход электроэнергии, кВт · ч/т:			
в электропечи	465	370	310

на АКОС	35	35	35
на вспомогательные нужды	90	100	100
Объёмы, м ³ /т:			
природного газа	40	45	40
кислорода	30	30	40
аргона	0,4	0,4	0,4
азота	5	3,5	3
оборотной воды	35	40	40
сжатого воздуха	80	80	80

4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЛИНИИ РАЗЛИВКИ СТАЛИ НА МНЛЗ

4.1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОТДЕЛЕНИЙ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ

В современных сталеплавильных цехах разливка стали осуществляется на МНЛЗ. Это связано с тем, что непрерывная разливка стали по сравнению с разливкой в изложницы имеет существенные преимущества: сокращается число технологических операций, увеличивается выход годного (выход сортовой заготовки и слябов стали увеличивается на 10–14% от массы разливаемого металла), улучшается качество металла, в первую очередь вследствие снижения химической неоднородности из-за более быстрого затвердевания малых по сечению отливаемых заготовок, появляется возможность широкой автоматизации процесса, улучшаются условия труда при разливке, не требуются блюминги, слябинги, двор изложниц, стрипперные отделения и сокращаются территории предприятия. Непрерывная разливка стали дала возможность организовать непрерывный, высокопроизводительный процесс производства непрерывнолитых заготовок, по профилю и размерам пригодных для непосредственного использования на сортовых и листовых станах.

Как было указано выше, в настоящее время наиболее широкое распространение получили радиальные, криволинейные и криволинейные с прямым кристаллизатором МНЛЗ.

Отличительной особенностью **радиальной МНЛЗ** является то, что формирование заготовки осуществляется по дуге постоянного радиуса до момента её полного затвердевания. Увеличение сечения ведёт к увеличению радиуса МНЛЗ, её высоты. Поэтому радиальные МНЛЗ целесообразно применять при отливке заготовок мелкой сортовой (сечением 70 x 70 до 200 x 200 мм) и более крупных сечений из сталей, не допускающих деформации в двухфазном состоянии.

На **МНЛЗ криволинейного типа** начальное формирование заготовки осуществляется по дуге постоянного радиуса, а полное затвердевание – по дуге переменного радиуса и на горизонтальном участке.

Разновидностью **криволинейной** является **МНЛЗ с прямым кристаллизатором**. В ней начальное формирование отливаемого слитка осуществляется на прямом вертикальном участке 2–3 м. Затем происходит изгиб слитка в нескольких точках, перевод его на дугу постоянного радиуса, выпрямление слитка в нескольких точках. Окончание затвердевания слитка осуществляется на горизонтальном участке. Преимущества криволинейных МНЛЗ с прямым кристаллизатором заключается в использовании более простого в обслуживании и изготовлении прямого кристаллизатора и возможного улучшения качества слитка за счёт всплывания неметаллических включений на прямом участке, недостатки – несколько большая высота (1–3 м в зависимости от толщины отливаемого слитка).

МНЛЗ криволинейного и криволинейного с прямым кристаллизатором типов применяются в высокопроизводительных цехах, в которых выплавляют углеродистые и низколегированные стали. Криволинейные МНЛЗ с прямым кристаллизатором используют также при отливке слитков более сложного марочного сортамента.

Применяют две разновидности компоновки отделений непрерывной разливки (ОНРС): с блочным расположением МНЛЗ в многопролётном здании, когда в каждом пролёте размещается, как правило, по две МНЛЗ – по обеим сторонам от сталевазных путей; с линейным расположением, когда все МНЛЗ располагаются в одном разливочном пролёте.

Рассмотрим одну из разновидностей **блочного расположения ОНРС** для конвертерного цеха. Отделение состоит из нескольких пролётов, параллельных пролётам конвертерного отде-

ления. В пролёте между конвертерным отделением и ОНРС расположен участок внепечной обработки стали.

Ближайший к участку внепечной обработки стали пролёт ОНРС предназначен для подготовки и ремонта промежуточных ковшей. Пролёт оснащён мостовыми кранами. Далее расположены разливочные пролёты, число которых определяется числом устанавливаемых в отделении МНЛЗ. В этих пролётах установлены разливочные краны для транспортировки ковшей с жидкой сталью и консольные краны для выполнения вспомогательных операций.

В последнем транспортном пролёте расположены машины огневой зачистки слябов и газовой резки. К этому пролёту примыкает склад слябов, оснащённый клещевыми кранами, а к нему – прокатный стан.

Технологическая схема работы ОНРС следующая. Ковши с жидкой сталью от конвертеров поступают в пролёт внепечной обработки или в пролёты ОНРС. В пролёте внепечной обработки ковш краном переставляется на сталеvoz этого пролёта. По окончании внепечной обработки сталеvoz транспортирует ковши к МНЛЗ. Литейным краном ковш поднимают со сталеvoza и устанавливают на поворотный стенд МНЛЗ. Разливка осуществляется в основном методом «плавка на плавку». По окончании разливки каждой плавки сливают из ковша шлак в шлаковые ковши и затем устанавливают опорожненный ковш на сталеvoz, который транспортирует его в ковшевой пролёт главного здания.

Промежуточные ковши доставляют из пролёта подготовки в разливочные на самоходной тележке. Далее краном их устанавливают на рабочую площадку МНЛЗ на стенды для разогрева, а перед началом разливки на подвижную тележку над кристаллизатором. После окончания разливки промежуточный ковш тем же путём возвращают в пролёт подготовки.

Отливаемый на МНЛЗ слиток на машине газовой резки режется на слябы мерной длины, которые транспортируются с помощью рольгангов в транспортно-отделочную линию. Здесь слябы проходят огневую зачистку или прямо транспортируются на склад.

При **линейном расположении МНЛЗ** все установки размещаются в одном разливочном пролёте. Рассмотрим одну из разновидностей такой планировки ОНРС. Отделение связано с конвертерным отделением цеха поперечными сталеvoзными путями и представляет собой многопролётное здание, пролёты которого параллельны пролётам конвертерного отделения.

Первый пролёт со стороны конвертерного отделения является пролётом внепечной обработки. В нём установлены агрегаты внепечной обработки, литейный кран для транспортировки ковшей со сталью. Далее пролёт распределительный, сюда поступают по сталевозным путям ковши с жидкой сталью. Пролёт оборудован литейными кранами, подающими сталеразливочные ковши с металлом на разливку и слив шлака в шлаковые ковши после разливки.

В последующих трёх пролётах расположены МНЛЗ и транспортная линия выдачи заготовок на склад: пролёт МНЛЗ, пролёт газорезок и пролёт выдачи и транспортировки литых слябов. МНЛЗ размещены вдоль распределительного пролёта в одну линию и оборудованы поворотными стендами. Все три пролёта оборудованы мостовыми кранами меньшей грузоподъёмности, чем литейные, и предназначены для выполнения ремонтных и вспомогательных работ.

Технологическая схема работы ОНРС следующая. После внепечной обработки сталеразливочные ковши с металлом поступают в распределительный пролёт, где их со сталево­за краном транспортируют к МНЛЗ и устанавливают на консоль по­воротного стенда. После поворота стенда на 180° ковш оказы­вается над промежуточным ковшом и кристаллизатором. По окон­чании разливки из ковша с помощью крана сливают шлак в имеющиеся в пролёте шлаковые ковши и затем опорожненный сталеразливочный ковш устанавливают на стале­воз и передают в пролёт ремонта и подготовки сталеразливочных ковшей. Проме­жуточные ковши подготавливают по той же схеме, что и в ОНРС с блочным расположением.

Литые слябы с рольгангов МНЛЗ поступают на рольганг, по которому слябы движутся на склад.

4.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА МНЛЗ В ОНРС

Общее количество МНЛЗ в ОНРС должно обеспечивать разливку всего объёма стали, выплавляемой при принятой ёмкости сталеплавильного агрегата (конвертерного или электросталеплавильного) с учётом работ по подготовке МНЛЗ между сериями плавков во время ремонтов и незапланированных простоев.

Количество МНЛЗ в ОНРС конвертерного цеха определяет­ся при условии разливки плавков методом «плавка на плавку». Время разливки должно быть равным или кратным ритму подачи ковшей в ОНРС.

С внедрением агрегатов внепечной обработки стали и перенесением части технологических операций из электропечи на АКОС значительно сократилось время выплавки в электропечах и увеличилась их производительность. Время выплавки стало соизмеримо с временем разливки плавки на МНЛЗ и составляет 60–80 мин. С целью обеспечения разливки «плавка на плавку» в ОНРС сталеплавильного цеха используется возможность агрегатов внепечной обработки задерживать сталеразливочные ковши с металлом до момента подачи на МНЛЗ и обеспечивать необходимую температуру металла перед разливкой. Для организации работы необходимо учитывать, что время разливки стали на МНЛЗ должно быть равно или меньше времени выплавки, но не меньше времени обработки на АКОС. При производстве ремонтов одновременно с МНЛЗ должна останавливаться на ремонт и электропечь: ремонты МНЛЗ и электропечи должны максимально совмещаться.

Необходимое количество МНЛЗ

$$n = \frac{\Pi_{\Gamma}}{\Pi_{\text{М}}}, \quad (4.1)$$

где Π_{Γ} – годовая производительность сталеплавильного цеха, т/год;

$\Pi_{\text{М}}$ – пропускная способность МНЛЗ, т/год.

Пропускная способность $\Pi_{\text{М}}$ – максимально возможная производительность МНЛЗ при бесперебойном ритмичном снабжении её металлом

$$\Pi_{\text{М}} = \frac{1400}{p\tau_{\text{п}} + \tau_{\text{л}}} p \cdot P \cdot m \cdot k_{\Gamma} \cdot k_{\text{Н}}, \quad (4.2)$$

где p – количество плавов в серии при разливке методом «плавка на плавку»;

$\tau_{\text{п}}$ – время разливки плавки, мин;

$\tau_{\text{л}}$ – время подготовки МНЛЗ к приёму плавки, мин;

P – масса стали в сталеразливочном ковше, т;

m – число рабочих суток в году, сут/год;

k_{Γ} – коэффициент, учитывающий выход годных заготовок,
 $k_{\Gamma} = 0,97$ для слябов и $k_{\Gamma} = 0,95$ для сортовой заготовки;

k_H – коэффициент, учитывающий степень загрузки МНЛЗ,
 $k_H = 0,95$ для слябовых и $k_H = 0,9$ для сортовых.

Количество плавов в серии «плавка на плавку» для слябовых МНЛЗ $p = 6-12$, для сортовых 4–8.

Время подготовки МНЛЗ к приёму плавки τ_{Π} : 40–50 мин при разливке единичных плавов и 60–90 мин при разливке сериями.

Число рабочих суток МНЛЗ определяется периодичностью и длительностью ремонтов основного технологического оборудования установки как разница между календарным временем и временем, затрачиваемым на все виды ремонта. Продолжительность ремонтов слябовых и сортовых МНЛЗ: капитального – 10 сут (раз в год); планово-предупредительного – 8 ч в неделю (за исключением двух недель, когда производится капитальный ремонт). Продолжительность замены кристаллизаторов, секций вторичного охлаждения и других узлов по аварийному состоянию, при внеплановом изменении сечения отливаемых слябов или заготовок, а также простоев по причинам некачественной выплавки стали, задержки подачи ковшей с металлом и других технологических неполадок для слябовых МНЛЗ – 23,3 сут, для сортовых – 23,0 сут.

Тогда число рабочих суток МНЛЗ: для слябовых – 315 сут; для сортовых – 314,7 сут.

Для создаваемых автоматизированных МНЛЗ нового поколения число рабочих суток увеличивается до 320 сут и более.

Время разливки τ_p , мин, можно определить по формуле

$$\tau_p = \frac{P}{v_p \cdot N \cdot q \cdot k_s}, \quad (4.3)$$

где v_p – линейная скорость разливки, м/мин;

N – количество ручьёв в МНЛЗ;

q – масса погонного метра литой заготовки, т;

k_s – коэффициент, учитывающий непредвиденные потери во время разливки, $k_s = 0,9$.

Линейную скорость разливки можно рассчитать по формуле

$$v_p = \frac{k_c (a + b)}{a \cdot b}, \quad (4.4)$$

где a и b – соответственно толщина и ширина отливаемой заготовки, м;

k_c – коэффициент, учитывающий марку разливаемой стали и назначения готовой продукции.

Для проектируемых МНЛЗ по существующим нормативам величину k_c следует принимать 0,28–0,3 для углеродистых сталей обыкновенного качества; 0,24 для углеродистых и низколегированных конструкционных; 0,20 для легированных конструкционных; 0,18 для низкоуглеродистых электротехнических, динамных и трансформаторных.

Количество ручьёв МНЛЗ

$$N = \frac{P}{\tau_p^p \cdot v_p \cdot q \cdot k_s}, \quad (4.5)$$

где τ_p^p – рекомендуемая для расчётов реальная продолжительность плавки, мин.

Рекомендуемая продолжительность учитывает достижения в развитии непрерывного процесса разливки и возможной организации взаимной работы МНЛЗ и сталеразливочных агрегатов.

Ёмкость ковша, т	60	30	175	220	280	350	385
τ_p^p углеродистых и низколегированных сталей 120			60	75	85	90	100
τ_p^p легированных сталей 100			40	50	60	70	80
						90	

4.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ МНЛЗ

Основные параметры выбирают в зависимости от назначения и условий работы МНЛЗ в комплексе металлургического производства. Определяющие факторы – марочный состав разливаемых сталей, размеры и форма поперечного сечения заготовок, ёмкость разливочного ковша, цикл подачи ковшей на МНЛЗ, расположение её в цехе.

Для радиальных и криволинейных МНЛЗ базовый радиус R является одним из основных параметров. От его выбора зависят качество отливаемых заготовок и капитальные затраты. Базовый радиус определяется задней стенкой технологического канала установки, включая кристаллизатор и дуговой участок зоны вторичного охлаждения. При перестройке МНЛЗ на другую толщину заготовки её базовый радиус остаётся неизменным.

На основании теоретического анализа и опыта эксплуатации многих МНЛЗ криволинейного типа выработаны рекомендации по ограничению величины их базовых радиусов в пределах 25–35-кратной толщины сортовых и диаметра круглых отливаемых заготовок.

Рекомендуемые значения базовых радиусов криволинейных МНЛЗ в зависимости от толщины и диаметра заготовок представлены ниже.

Толщина или диаметр заготовок, мм	100	150	200	250	300	350	400
Базовый радиус при отливке слябов, м	3,5	5	6	8	10	12	14
Базовый радиус при отливке сортовой заготовки, м	4,0	6	8	10	12	14	15

Другой важный параметр МНЛЗ – металлургическая длина технологической линии, которая определяется из максимально ожидаемой в процессе разливки протяжённости жидкой фазы в слитке с резервом около 15%.

Протяжённость жидкой фазы L , м, определяется по формуле

$$L = K \cdot a^2 \cdot v, \quad (4.6)$$

где K – коэффициент, зависящий от толщины a и ширины v слитка;

a – толщина слитка, мм;

v – линейная скорость разливки, м/мин.

Коэффициент K берётся пропорционально величине отношения ширины слитка к толщине v/a

	Б л ю м			С л я б			
v/a	1	1,1–1,9	2–3	3–4	4–5	5–6	6
K	240	245–285	290– 320	320–332	332–337	337–340	340

Тогда металлургическая длина технологической линии, м

$$L_m = 1,15 L.$$

Сталеплавильные цехи, включающие отделения непрерывной разливки стали, относятся к производственным системам, в которых несогласованность и напряжённость в работе оборудования может привести к потерям. Разные мощности производственных агрегатов, высокая степень непрерывности технологического процесса, необходимость одновременной отливки заготовок разных сечений – всё это осложняет согласование. Для обеспечения согласованной работы необходимо соблюдать следующие условия работы:

1. Время разливки плавки на МНЛЗ должно быть равным или кратным циклу поступления плавок от сталеплавильных агрегатов на разливку.

2. Время обработки стали на агрегатах внепечной обработки должно быть равным или меньше времени разливки.

3. Время подготовки МНЛЗ между разливками должно быть равно или кратным циклу поступления плавок от сталеплавильных агрегатов на разливку.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Якушев А.Н. Проектирование сталеплавильных и доменных цехов. – М.: Металлургия, 1984. – 216 с.

2. Коробов Н.И. Проектирование металлургических предприятий. – М.: Металлургия, 1989. – 264 с.
3. Машины и агрегаты металлургических заводов: учебник для вузов в 3-х т. Т.2: Машины и агрегаты сталеплавильных цехов: /А.И. Целиков, П.И. Полухин, В.М. Гребеник и др. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1988. – 432 с.
4. Авдеев В.А., Друян В.М., Кудрин Б.И. Основы проектирования металлургических заводов: справочное издание /. – М.: ИнтерметИнжиниринг, 2002. – 464 с.
5. Механическое оборудование сталеплавильных цехов /М.Э.Левин, В.Я. Седуш, В.И. Мачикин и др. – Киев; Донецк: Вища шк., 1985. – 168 с.
6. Механическое оборудование электросталеплавильных цехов /В.М. Гребеник, А.И. Сапко, Л.А. Демьянец и др. – Киев: Вища шк., 1980. – 255 с.
7. Сапко А.И. Механическое и подъёмно-транспортное оборудование электросталеплавильных цехов. – М.: Металлургия, 1986. – 328 с.
8. Авдеев В.А., Кудрин Б.И. Металлургический завод и его системный анализ для проектирования. – М.: Гипромез, 1992. – 104 с.
9. Чигринов М.Г., Чигринов А.М., Пруцков М.Е. Производство непрерывнолитых заготовок. – М.: ИнтерметИнжиниринг, 1998. – 127 с.
10. Целиков А.И. Металлургические машины и агрегаты: настоящее и будущее. – М.: Металлургия, 1979. – 144 с.
11. Ширяев П.А. Основы технико-экономического проектирования металлургических заводов. – М.: Металлургия, 1980. – 374 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО	

ПРОИЗВОДСТВА	4
2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЛИНИИ ПРОИЗВОДСТВА	
КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОЙ СТАЛИ	6
2.1. Устройство конвертерных цехов	6
2.2. Выбор количества и ёмкости конвертеров	9
2.3. Схема производства и характеристика	
технологических операций	10
2.4. Разработка объёмно-планировочных решений	19
2.5. Выбор оборудования и расчёт его количества	20
2.5.1. Скрапной пролёт	20
2.5.2. Отделение перелива чугуна	22
2.5.3. Миксерное отделение	24
2.5.4. Загрузочный пролёт	26
2.5.5. Конвертерный пролёт	26
2.5.6. Ковшевой пролёт	27
2.5.7. Пролёт перестановки шлаковых ковшей	29
2.6. Техничко-экономические показатели работы	
конвертерного отделения	31
3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЛИНИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ	
В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ	32
3.1. Устройство электросталеплавильных цехов	32
3.2. Выбор количества и ёмкости электропечей	36
3.3. Технологическая схема работы цеха	37
3.4. Выбор оборудования и расчёт его количества	40
3.5. Техничко-экономические показатели работы	
электросталеплавильного отделения	45
4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЛИНИИ РАЗЛИВКИ СТАЛИ НА МНЛЗ	47
4.1. Общая характеристика отделений непрерывной	
разливки стали	47
4.2. Определение количества МНЛЗ в ОНРС	50
4.3. Определение основных параметров МНЛЗ	53
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	55