



Министерство образования Республики Беларусь

Учреждение образования
«Гомельский государственный технический
университет имени П. О. Сухого»

Кафедра «Металлургия и литейное производство»

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЦЕХОВ

ПРАКТИКУМ

**по одноименному курсу для студентов
специальности 1-42 01 01 «Металлургическое
производство и материалобработка (по направлениям)»
направления 1-42 01 01-01 «Металлургическое
производство и материалобработка (металлургия)»
специализации 1-42 01-01 02 «Электрометаллургия
черных и цветных металлов»
дневной и заочной форм обучения**

Гомель 2016

УДК 621.745.3(075.8)
ББК 30.611я73
П79

*Рекомендовано научно-методическим советом
механико-технологического факультета ГГТУ им. П. О. Сухого
(протокол № 9 от 27.10.2015 г.)*

Составитель: Л. Е. Ровин

Рецензент: доц. каф. «Обработка материалов давлением» ГГТУ им. П. О. Сухого
канд. экон. наук, доц. С. Б. Сарело

Проектирование цехов : практикум по одноим. курсу для студентов специальности П79 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка (по направлениям)» направления 1-42 01 01-01 «Металлургическое производство и материалобработка (металлургия)» специализации 1-42 01-01 02 «Электрометаллургия черных и цветных металлов» дневной и заочной форм обучения / Л. Е. Ровин. – Гомель : ГГТУ им. П. О. Сухого, 2016. – 167 с. – Систем. требования: PC не ниже Intel Celeron 300 МГц ; 32 Mb RAM ; свободное место на HDD 16 Mb ; Windows 98 и выше ; Adobe Acrobat Reader. – Режим доступа: <https://elib.gstu.by>. – Загл. с титул. экрана.

Содержит методические указания и примеры расчетов по проектированию цехов и участков, выбору и расчету плавильных печей, агрегатов внепечной обработки и разливке сплавов грузоподъемного оборудования транспорта и строительной части электроплавильных цехов.

Для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка (по направлениям)».

УДК 621.745.3(075.8)
ББК 30.611я73

© Учреждение образования «Гомельский государственный технический университет имени П. О. Сухого», 2016

Содержание

	Стр.
Введение	4
1. Генеральный план электросталеплавильного комплекса	5
2. ЭСПЦ. Планировка	9
3. Строительная часть	19
4. Схемы снабжения ЭСПЦ металлошихтой	38
5. Подача металлического лома в электросталеплавильный цех	46
6. Качество подготовленного лома	52
7. Транспорт электрометаллургических цехов	55
8. Грузонесущее оборудование	59
9. Расчет баланса металлошихты по ЭСПЦ в условиях электрометаллургического завода	68
10. Определение количества и емкости дуговых электросталеплавильных печей	82
11. Печной пролет	85
12. Предварительный подогрев лома	95
13. Рециклинг	151
Заключение	167
Литература	167

Введение

Уровень технико-экономических показателей действующего сталеплавильного производства в значительной степени определяется уровнем инженерных решений, принятых еще на стадии проектирования. В связи с тем, что от момента возникновения замысла строительства и начала проектирования сталеплавильного цеха до ввода его в эксплуатацию проходит около 3-5 лет, к качеству технических решений при проектировании цеха (завода) предъявляются исключительно высокие требования.

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

В то же время объемно—планировочные решения основываются на вполне конкретной технологии выплавки, внепечной обработки и разливки стали.

Современные дуговые печи, установки ковш-печь и МНЛЗ могут успешно эксплуатироваться только в единой технологической линии.

Производительность этой линии определяется продолжительностью операций на самом ее медленном участке.

Работа всего основного технологического оборудования производственной линии должна быть строго синхронизирована между собой, начиная от подачи шихтовых материалов и заканчивая выдачей заготовок с МНЛЗ. Только в этом случае будет обеспечено высокое качества продукции при минимальных потерях рабочего времени.

Настоящий практикум является пособие к учебной дисциплине “Проектирование цехов” для студентов специальности 1-42 01 01 “Металлургия и материалобработка”. Практикум может быть использован при курсовом и дипломном проектировании.

В настоящем учебном пособии описываются и обобщаются некоторые технические решения по выбору расчету и организации работы сталеплавильных цехов. Это позволит студенту в процессе работы над курсовым или дипломным проектом самостоятельно решать вопросы разработки проекта цеха в конкретных условиях производства.

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

1. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

Современный электросталеплавильный завод представляет собой комплекс основных, вспомогательных, обеспечивающих цехов и инженерных сооружений.

Основные цехи (главные здания): электросталеплавильный цех (ЭСЦ), цехи электрошлакового (ЭШП), вакуумно-дугового (ВДП) или плазменно-дугового (ПДП) переплавов, цехи порошковой металлургии. Главные здания предназначены для плавки и разлива металла.

К *вспомогательным цехам* относятся отделения чистки и смазки изложниц, двор изложниц, отделение раздевания слитков (стрипперное отделение).

Комплекс обеспечивающих цехов и складов включает: цех обжига известняка, кислородный цех, склады огнеупоров и ферросплавов, ремонтные цехи, административно-бытовой комплекс (АБК).

Основные инженерные сооружения включают электрораспределительное устройство и подстанции, водоочистные сооружения, установки газоочистки, компрессорные, бассейны отстойников и шламонакопителей, галереи ленточных конвейеров с узлами перегрузок. При этом часть сооружений может иметь общезаводское и цеховое значение.

Все объекты, входящие в комплекс ЭСПЦ, имеют между собой постоянные технологические связи, что обеспечивается сложной сетью железнодорожных путей, автомобильных дорог и транспортных галерей.

Схема генерального плана комплекса ЭСПЦ определяется, в основном, способами подготовки и подачи сыпучих материалов и ферросплавов в цех, а также технологией разливки стали. Для непрерывной подачи в цех подготовленных сыпучих материалов, при помощи ленточных конвейеров, необходимо строительство системы специальных корпусов подготовки сыпучих материалов, соединенных конвейерными галереями. Располагаются они параллельно или перпендикулярно с главным зданием.

Большинство ЭСПЦ старой постройки обслуживается железнодорожным транспортом. Зарубежная практика и опыт эксплуатации современных цехов свидетельствуют о большой эффективности широкого использования автомобильного и конвейерного транспорта.

Скrapоразделочное отделение в новых проектах выделяется в самостоятельный цех и в настоящее время имеются следующие варианты его расположения по отношению к главному зданию: в блоке с главным корпусом; в отдельно стоящем здании - параллельно или перпендикулярно продольной оси цеха, в торце или рядом с главным зданием (рисунок 1.1, а).

Отделение непрерывной разливки стали располагается в непосредственной близости от дуговых печей в главном здании параллельно или перпендикулярно (рисунок 1.1, б) ему. Административно-бытовые корпуса обычно выносятся в один из торцов здания с подветренной стороны или чуть в сторону (рисунок 1.1, в). Отделение подготовки сыпучих материалов может размещаться параллельно главному корпусу или перпендикулярно по торцам плавильного цеха (рисунок 1.1, г).

Сравнение с зарубежными проектами показывает, что расположение цехов на отечественных заводах менее компактно, наблюдается разбросанность вспомогательных цехов. Это приводит к удлинению транспортных связей, повышению капитальных затрат на строительство,

но способствует лучшему проветриванию территории. При составлении нового генерального плана необходимо руководствоваться основными принципами, приведенными ранее.

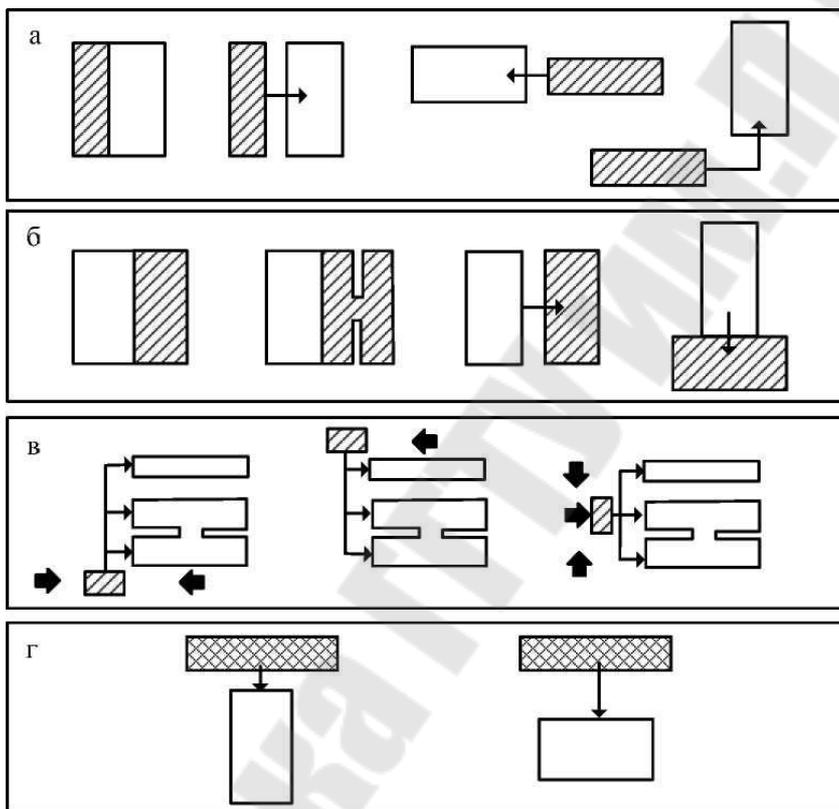


Рисунок 1.1. - Варианты размещения отдельных участков
комплекса ЭСПЦ

а - размещение скрапоразделочного отделения; б - размещение отделений МНЛЗ; в - размещение административно-бытовых комплексов; г - размещение отделения подготовки сыпучих материалов

На рисунке 3.3 представлен фрагмент генерального плана электросталеплавильного комплекса с централизованным снабжением дуговых печей скрапом и сыпучими материалами, с разливкой стали на МНЛЗ, с обработкой литой заготовки и доведением ее до готовой к употреблению в хозяйственных нуждах продукции. Одинарными

стрелочками показаны грузопотоки исходных материалов - лома и сыпучих, а двойными - грузопотоки продуктов плавки - жидкой стали, литых заготовок и катаной продукции.

Металлолом прибывает в цех подготовки лома (1) и затем с помощью бадьевогозв передается в ЭСПЦ (4), куда со склада сыпучих материалов (2) через систему галерей транспортерами подаются также сыпучие материалы.

Питание печных трансформаторных подстанций (5) осуществляется от цеховых и заводской распределительных электрических подстанций (6, 7). Очистка отходящих из ДСП газов производится с помощью газоочистного комплекса (3). Из ЭСПЦ жидкая сталь передается в отделение МНЛЗ (12). Связь между главным зданием и пролетом МНЛЗ может осуществляться с помощью стелевозов по галереям. Отделение МНЛЗ может быть продолжением основного здания, располагаться под одной кровлей. В отделении МНЛЗ может осуществляться термообработка (12'), а также футеровка и обслуживание сталеразливочных и промежуточных ковшей (12").

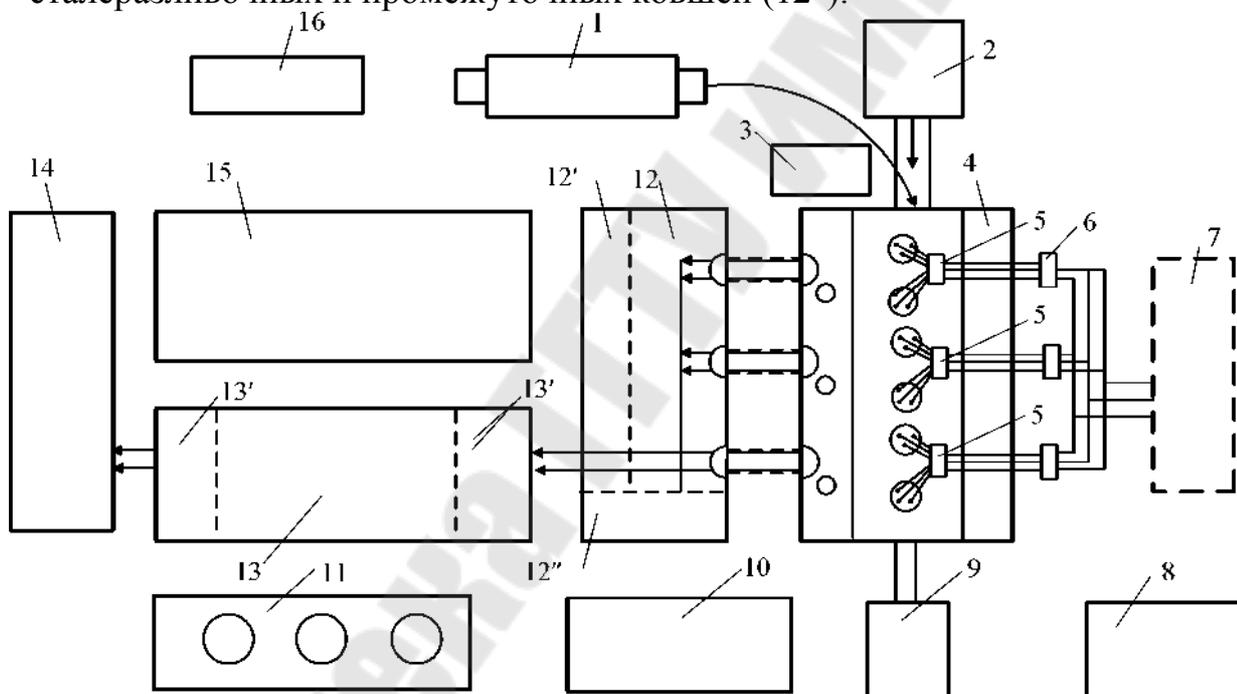


Рисунок 1.2. - Генеральный план комплекса ЭСПЦ с МНЛЗ

- 1 - скрапоразделочное отделение; 2 - склад сыпучих материалов;
- 3 - комплекс газоочистки; 4 - плавильный корпус; 5 - трансформаторное отделение; 6 - цеховая распределительная подстанция; 7 - заводская распределительная подстанция; 8 - трансформаторный цех;
- 9 - административно-бытовой комплекс; 10 - блок ремонтных цехов;
- 11 - блок водоснабжения; 12 - отделение МНЛЗ; 12' - участок термообработки; 12'' - участок набора и ремонта ковшей; 13 - прокатные и кузнечно-прессовые цехи; 13' - нагревательные печи; 13'' - участок термообработки; 14 - склад готовой продукции; 15 - резервная площадка;
- 16 - кислородная станция

Из отделения МНЛЗ заготовки поступают в блок прокатно-кузнечных цехов (13), предварительно пройдя нагрев на участке нагревательных печей (13'). Готовая продукция в случае необходимости подвергается термообработке на отдельном участке (13") и затем направляется на склад готовой продукции (14).

Для обеспечения нормальной работы электросталеплавильного комплекса предусмотрен транспортный цех (8), комплекс ремонтных цехов (10), водное хозяйство (11), насосно-кислородная станция (16) и административно-бытовой комплекс (9). Генпланом предусмотрена резервная площадка (15) в случае расширения комплекса.

Данная схема генплана составлена с соблюдением принципов поточности, зонирования и компактности и позволяет обеспечить эффективные связи между отдельными звеньями единой технологической цепочки от исходного сырья до готовой продукции при минимальных грузопотоках и транспортных маршрутах.

2. ЭСПЦ. ПЛАНИРОВКА.

Основное технологическое оборудование цеха (ДСП, АКП и МНЛЗ) обычно размещается в здании с параллельными специализированными пролетами (шихтовым, печным, ковшевой и внепечной обработки металла, разливочный с участком ремонта промежуточных ковшей, передачи и складирования литой заготовки) (рис 2.1).

В тех случаях, когда проектируется цех с объемом производства не более 1.5 млн.т стали в год, за счет сооружения одной дуговой электропечи, одной установки ковш-печь и одной МНЛЗ все это оборудование цеха может размещаться в одном пролете (рис 2.2).

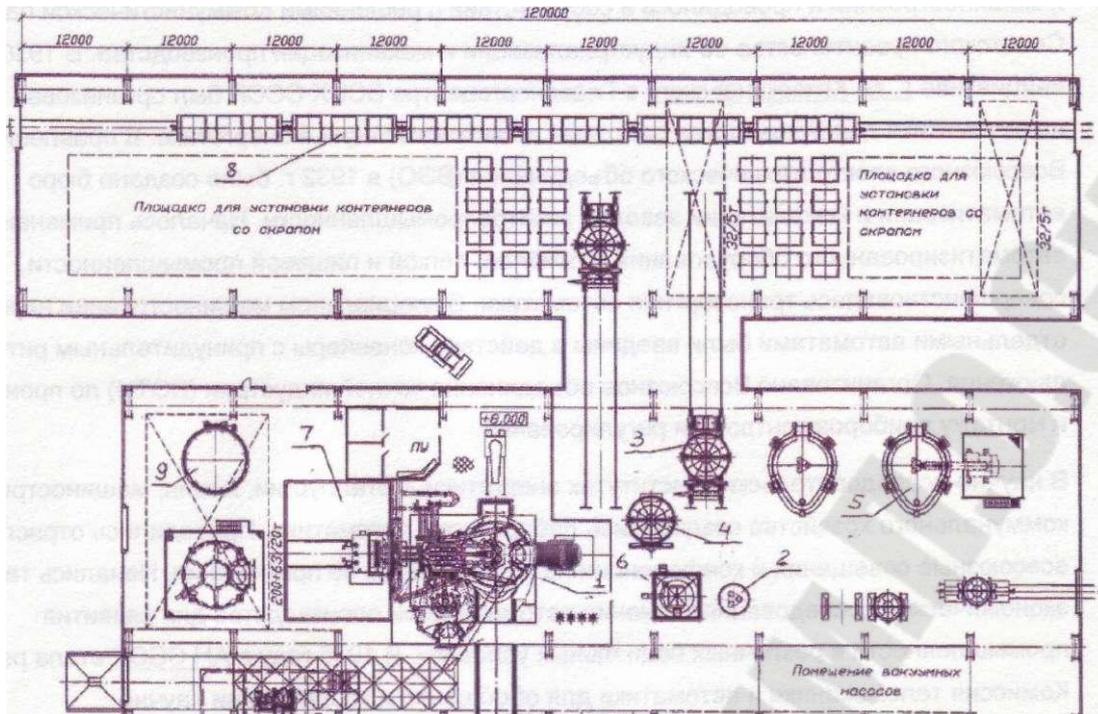


Рисунок 2.1. План электросталеплавильного цеха с параллельным расположением шихтового и печного пролетов

1 — дуговая электросталеплавильная печь; 2 — футерованная часть свода ДСП; 3 — самоходный скраповоз с бадьей; 4 — бадья; 5 — стенд для подины печи; 6 — установка для вдувания угольной пыли; 7 — трансформаторная подстанция печи; 8 — железнодорожный состав с контейнерами; 9 — сменный кожух ДСП

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

Бадья с металлическим ломом должна поступать в печной пролет с некоторым резервом времени, с тем чтобы успеть захватить ее мостовым краном, поднять и приблизиться к печи к тому моменту, когда будет осуществляться отворот свода для осуществления операции завалки. В этом случае продолжительность завалки металлического лома в печь будет минимальной.

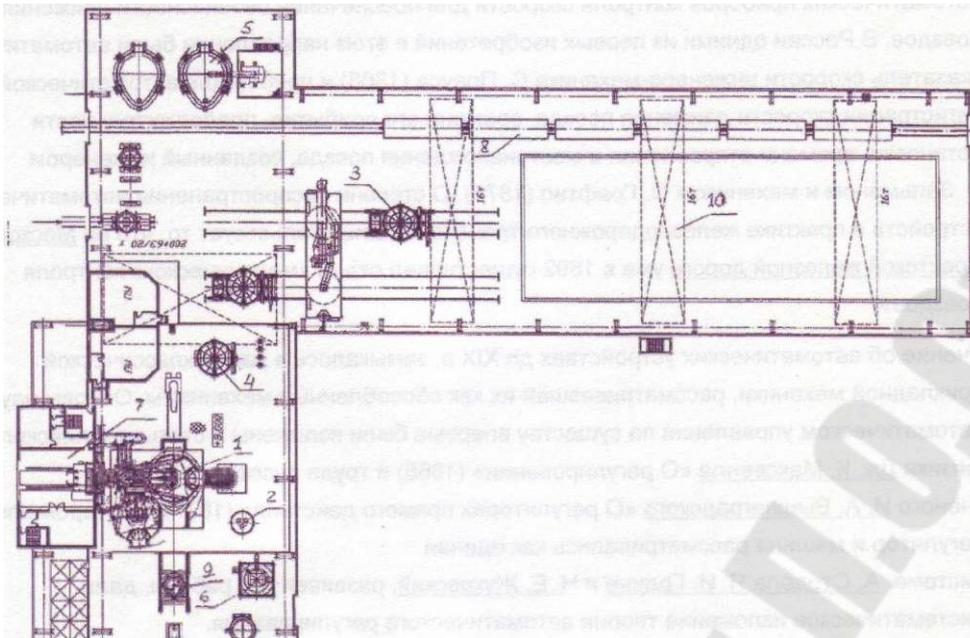


Рис.2.2 План участка электросталеплавильного цеха с технологическим и шихтовым пролетами

1 — дуговая электросталеплавильная печь; 2 — футерованная часть свода ДСП; 3 — самоходный скраповоз с бадьей; 4 — бадья; 5 — стенд для подины печи; 6 — установка для вдувания угольной пыли; 7 — трансформаторная подстанция печи; 8 — железнодорожный состав с контейнерами; 9 — сталевоz; 10 — мостовой магнитный кран.

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

Например, для дуговой электросталеплавильной печи ёмкостью 120 т, требуется установка мостового крана грузоподъёмностью 180+50/20 т, т. е. грузоподъёмность мостового крана печного пролета должна быть в 1,5 раза больше ёмкости печи, выраженной в тоннах. Заменяемые подовая

часть, кожух и свод печи размещаются на свободных участках пола печного пролета.

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

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

Электросталеплавильные цехи третьего поколения - ЭСПЦ-2 КМК, ЭСПЦ ОХМК, Молдавский и Дальневосточный металлургические заводы, разработанные отечественными проектными организациями и построенные в 1981 - 1985 гг., а также ЭСПЦ Оскольского электрометаллургического комбината, Белорусского металлургического и Волжского трубного заводов, спроектированные зарубежными фирмами и запущенные в работу в 1984 - 1990 гг., оснащены высокомоощными печами садкой 100 - 150 т с трансформаторами 80 - 110 кВА и газоокислородными горелками. Высокая энерговооруженность агрегатов позволяет расплавлять 100 т лома за 50 - 80 мин, их проектная годовая производительность достигает 350 - 450 тыс. т. Однако такая производительность может быть достигнута при выполнении ряда условий, важнейшим из которых является работа одношлаковым процессом. Эти печи, по существу, представляют собой агрегат для расплавления и проведения окислительного периода. Все остальные операции - легирование, раскисление, десульфурация, доводка по химическому составу и температуре - проводятся в ковше при выпуске

или после выпуска. В связи с этим перед проектировщиками возникла проблема присадки значительных количеств материала не только в печь, но и в ковш при выпуске и во время внепечной обработки стали.

При традиционном способе выпуска плавки (в подвешенный на крюках литейного крана ковш) организовать присадку материалов во время выпуска трудно, так как ковш движется по довольно сложной траектории: вниз и под печь. Можно использовать подвешенный на крюке вспомогательного подъема переносной бункер, дно которого системой тяг открывается в нужный момент выпуска. Недостатки такого метода присадки очевидны: бункер не может быть большим и количество материала в нем ограничено; скорость присадки не регулируется; крановщик при выпуске должен одновременно работать и главным, и вспомогательным подъемами.

Можно материалы загружать в ковш перед выпуском, но этот способ ненадежен для ферросплавов (они могут «закозлиться» первыми порциями жидкого металла) и опасен, если загружаются шлакообразующие: они могут быть спечены в «корж» первыми порциями металла и остаются на дне до конца выпуска. Позже, в непредсказуемый момент, «корж» может всплыть с выплеском стали из ковша.

Таким образом, выпуск металла в ковш, подвешенный на литейном кране, в значительной мере предопределяет и технологию плавки - при этом варианте большая часть легирующих, раскислителей и шлакообразующих должна присаживаться в печь. Но такая технология «противопоказана» высокомоощным и тем более сверхмоощным печам. С этой точки зрения заложенный в проектах Узбекского и Донецкого заводов выпуск плавки из сверхмоощных печей в подвешенный ковш неудачен.

Характерная особенность объемно-планировочных решений цехов третьего поколения - выпуск плавки в ковш, установленный в печном пролете на сталевозе и размещение печей в середине пролета. Это пока наилучший вариант, позволяющий решить проблему подачи сыпучих и ферросплавов в ковш при выпуске. У проема в рабочей площадке над сталевозом устанавливаются несколько бункеров с вибропитателями и весовым устройством. Из вибропитателей по трубопроводам материалы поступают в ковш. Подача материала может быть начата в любой момент выпуска, продолжительность присадки регулируется, масса задаваемого материала может быть любой, краны не задействуются на выпуск плавки. Описанный вариант применен в ЭСПЦ-2 КМК и ЭСПЦ ОХМК.

Однако этот вариант, будучи относительно простым, имеет

недостатки. Во-первых, бункера над сталевозом в печном пролете, как и бункера на установке для внепечной обработки стали (ВОС), «оторваны» от главного тракта подачи сыпучих и ферросплавов через бункерный пролет. Для загрузки этих бункеров приходится выделять специальный транспорт и отвлекать краны печного пролета (и разливочного, если установка ВОС расположена в этом пролете) от обслуживания печей, что при высоком темпе работы современных высокомошных печей нежелательно.

Ввод сыпучих и ферросплавов в печь, окруженную шумозащитным кожухом, может быть осуществлен через специальное отверстие в своде. Впервые на отечественных заводах это предусмотрено в проекте ЭСПЦ Оскольского металлургического комбината (проектировщик - фирма «Крупп»), а затем в проектах Молдавского (ММЗ) и Дальневосточного (ДВМЗ) металлургических заводов. В этих цехах сделано очень важное изменение объемнопланировочной схемы главного здания: бункерный пролет размещен между печным и раздаточным пролетами (рисунок 6.9). Теперь все проблемы решены: подача сыпучих в печь, в ковш при выпуске и на установку ВОС производится через основной тракт снабжения сыпучими - через бункерный пролет.

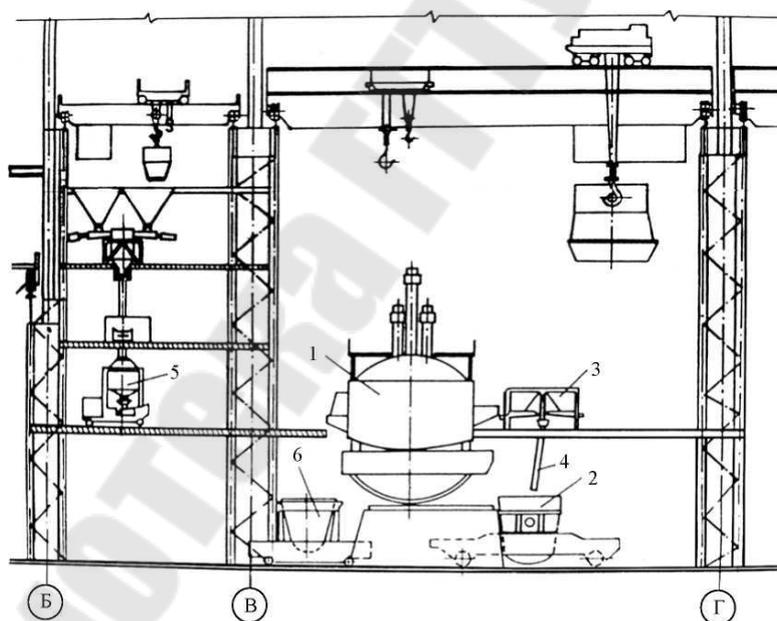


Рисунок 2.3 - Фрагмент электросталеплавильного цеха третьего поколения

пролеты: Б-В - бункерный; В-Г - печной; 1 - дуговая печь; 2 - сталеразливочный ковш на сталевозе; 3 - расходные бункера; 4 - труботечка; 5 - загрузочная машина; 6 - шлаковая чаша

На рисунках 2.4, 2.5 показано устройство бункерного пролета ЭСПЦ Дальневосточного металлургического завода. Аналогично - отличие лишь в некоторых деталях - устроен бункерный пролет

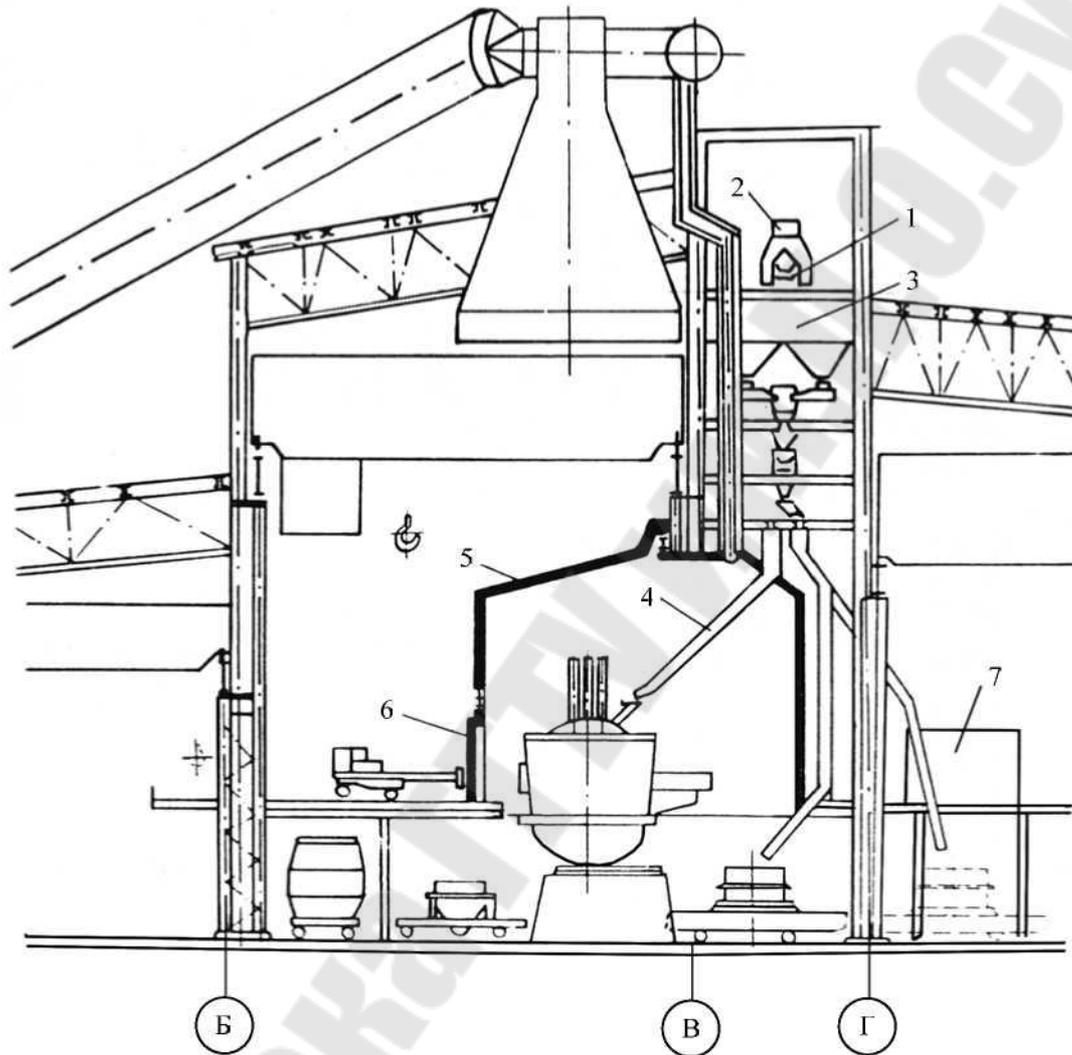


Рисунок 2.4 - Фрагмент разреза ЭСПЦ Дальневосточного металлургического завода

пролеты : Б-В – печной, В-Г – бункерный, 1- ленточный конвейер, 2 - самоходная разгрузочная тележка; 3 - расходные бункера; 4 - труботечка; 5 - верхние откатные ворота шумоизолирующего кожуха; 6 - нижние откатные ворота; 7 - установка внепечной обработки

Расходные бункера 4 загружаются с помощью ленточного конвейера 2 и автоматической ленточной тележки 3. После подачи команды на заполнение расходных бункеров разгрузочная тележка перемещается и останавливается над нужным бункером. Включается наклонный конвейер 1, связывающий склад и бункерный пролет,

одновременно на складе включается вибропитатель бункера с нужным материалом и ленточные весы. После выдачи заданного количества материала от ленточных весов поступает сигнал на отключение вибропитателя.

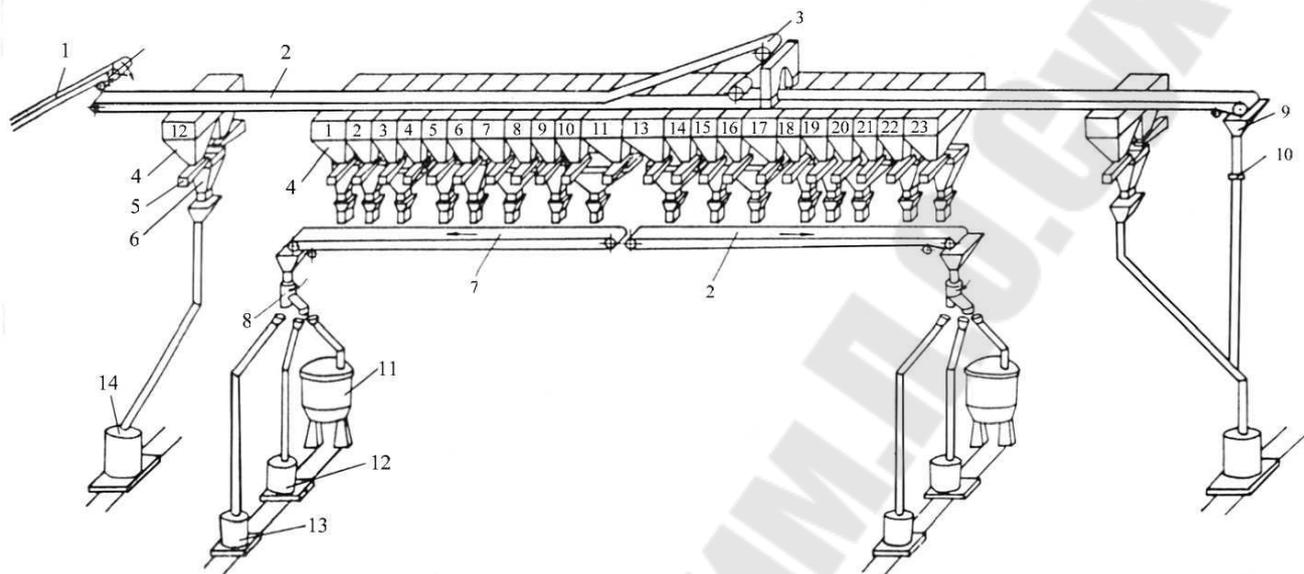


Рисунок 2.5 - Организация подачи сыпучих и ферросплавов в ЭСПЦ
Дальневосточного металлургического завода

1,2,7 - конвейеры ленточные; 3 - разгрузочная тележка; 4 - бункер расходный; 5 - электровибрационный питатель;
6 - бункерные весы; 8 - поворотная течка; 9 - бункер для просыпи; 10 - затвор шиберный; 11 - дуговая печь;
12 - ковш на выпуске; 13 - ковш на установке внепечной обработки стали;
14 - загрузочная бадья

Конвейеры 1 и 2 останавливаются после сброса последних порций материала с ленты по сигналу датчика наличия материалов на ленте. Система взвешивания и распределения сыпучих по адресам автономна для каждой печи. Под каждым расходным бункером установлен вибропитатель 5 и бункерные весы 6. Под весами расположен ленточный конвейер 7, который подает материал в распределительное устройство, выполненное в виде трехсекционной воронки, над которой установлена поворотная течка 8 с механическим приводом. Управление осуществляется с пульта управления печью. Оператор задает количество компонентов, массу каждого компонента, адрес подачи (в печь, в ковш на выпуске или в ковш на установке ВОС) и подает команду на отработку программы.

На пульте управления установлена мнемосхема, на которую

выведены следующие данные: пуск и остановка каждого конвейера, пуск и остановка вибропитателей бункеров, положение разгрузочной тележки, показатели датчиков верхнего и нижнего уровня расходных бункеров, показания бункерных весов, положение поворотной тетки.

К достоинствам рассмотренной схемы можно отнести, во-первых, полную механизацию и автоматизацию подачи материалов от склада до печи и ковша; во-вторых, высокую герметичность как каждого из конвейеров, каждого пересыпного устройства, так и всего бункерного пролета, что практически полностью предотвращает запыленность цеха. Однако следует иметь в виду, что для сооружения этой системы приходится увеличивать высоту бункерного пролета*, а это увеличивает стоимость здания; требуется тщательная предварительная подготовка материалов (дробление до фракций менее 60 мм и просушка - иначе неизбежна остановка работы из-за смерзания материалов зимой). Система не может работать с раскаленными материалами, что при выплавке ряда марок стали очень важно. По этой причине цехи необходимо оснащать мульдозавалочными машинами, при работе которых неизбежна потеря производительности печей. Кроме того, в системе не предусмотрена загрузка заправочной машины.

Увеличение высоты бункерного пролета связано с тем, что материалы в печь и в ковш подаются по трубоотечкам. Во избежание забивания трубоотечек угол их наклона должен превышать угол естественного откоса подаваемых материалов, т.е. быть больше 45 град. смотрена загрузка заправочной машины. Для загрузки ее на рабочей площадке установлен блок расходных бункеров, наполнение которых магнезитом, доломитом производится саморазгружающимися контейнерами, что, как уже отмечалось, нежелательно.

Электросталеплавильный цех ОЭМК, построенный по проекту фирмы «Крупп», предназначен для выплавки стали с использованием металлизированных окатышей.

В главном здании цеха расположены шихтовый, транспортный, печной, бункерный и распределительный пролеты. В отличие от действующих в России и СНГ цехов здесь применена поперечная схема перемещения кранов в печном и транспортном пролете. При этом каждая из ДСП обслуживается строго определенным краном. Профилактика и ремонты крана должны согласовываться с режимом работы печи.

В печном пролете установлено четыре электропечи вместимостью 150 т. ДСП ОЭМК работают на шихте, состоящей на 65 - 70 % из металлизированных окатышей и на 30 - 35 % - из металлического лома.

Металлический лом доставляют из отделения магнитных ма-

териалов специальными автосcrapовозами в совках или навалом в кузове. Для хранения лома, доставленного навалом, в шихтовом пролете имеются закрома. Совки с ломом устанавливаются на специально отведенных площадях. Площадь шихтового пролета небольшая, так как шихта, загружаемая в ДСП, содержит лишь на 30 - 35 % металлического лома. Основная часть шихты - металлизированные окатыши - подается в электросталеплавильный цех из цеха металлизации конвейерами в бункера бункерного пролета. Загрузку металлизированных окатышей в электропечь проводят сверху непрерывно через отверстие в своде после расплавления лома.

Следует обратить внимание, что рассмотренные системы обеспечения разработаны для цехов, оснащенных высоко- и сверхмощными печами, специализирующихся на производстве углеродистых и низколегированных марок стали одношлаковым процессом. Но такие системы эффективны и в узкоспециализированных цехах с агрегатами аргоно-кислородного рафинирования (АКР). На рисунке 2.6 приведен план ЭСПЦ-6 ЧМК, предназначенного для производства коррозионностойких сталей аргоно-кислородным рафинированием (АКР).

Высоколегированный полупродукт из печи 2 выпускается в глуходонный ковш 3 и сталевозом выдвигается в раздаточный пролет, где литейным краном переливается в конвертер АКР 4. Размещение конвертера вблизи ряда колонн («Г») позволяет при повороте его в сторону раздаточного пролета заливать полупродукт из глуходонного ковша и сливать готовый металл в сталеразливочный ковш 10. В вертикальном (рабочем) положении горловина конвертера оказывается в бункерном пролете, что дает возможность вводить добавочные материалы из расходных бункеров труботочками, не прерывая процесс рафинирования. Конвертер укрыт газопылезащитным кожухом с газоотводом. По ходу аргоно-кислородного рафинирования необходимо периодически присаживать охлаждающие добавки в виде оборотного лома выплавляемой или подобных ей марок стали. Предназначенные для этой цели отходы в шихтовом пролете загружаются в специальные совки и самоходной тележкой 6 перевозятся к проему в рабочей площадке 7. Поперечным мостовым краном 8 совки поднимаются на участок хранения на рабочей площадке, откуда по мере надобности передаются на машину загрузки лома в АКР 9. По окончании рафинирования сталь выпускают в сталеразливочный ковш на сталевозе 10, вывозят ковш из-под рабочей площадки и литейным краном подают на поворотный стенд МНЛЗ.

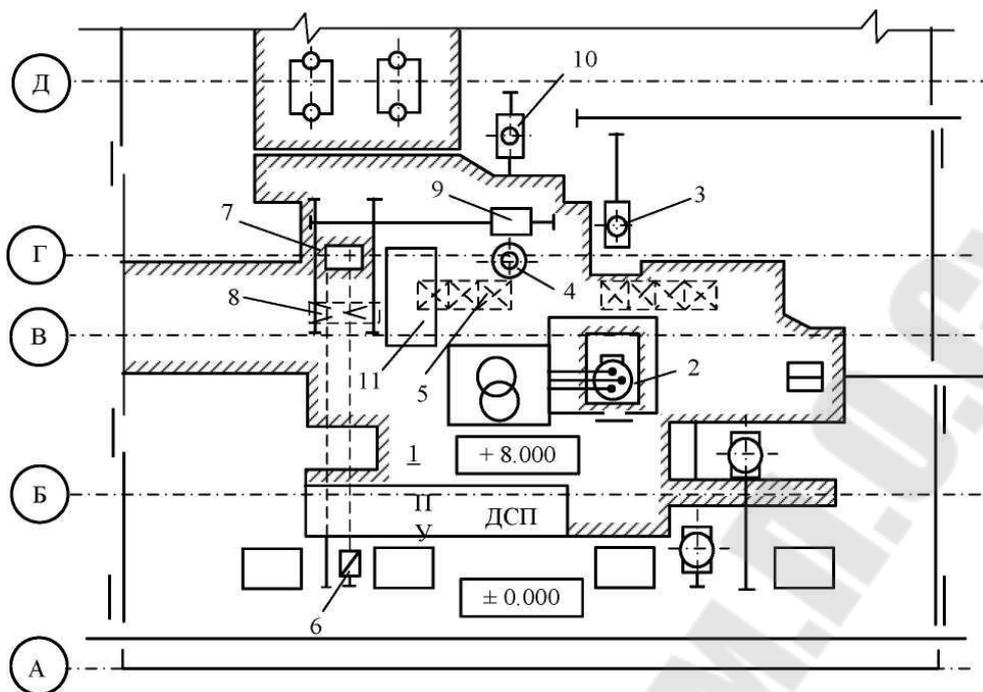


Рисунок 2.6 - План главного здания ЭСПЦ для производства коррозионностойких марок стали

пролеты: А-Б - шихтовый; Б-В - печной; В-Г - бункерный; Г-Д - раздаточный; 1 - рабочая площадка; 2 - дуговая печь; 3 - глуходонный ковш на сталевозе; 4 - конвертер АКР; 5 - расходные бункера на отметке 36 м; 6 - передаточная тележка; 7 - проем в рабочей площадке; 8 - поперечный мостовой кран; 9 - машина для загрузки лома в конвертер АКР; 10 - сталеразливочный ковш; 11 - пост управления АКР.

3. СТРОИТЕЛЬНАЯ ЧАСТЬ.

ОСНОВНЫЕ ОБЪЕМНО-ПЛАНИРОВОЧНЫЕ ПАРАМЕТРЫ.

Современный электросталеплавильный или ферросплавный цех - сложный и дорогостоящий комплекс. Значительная доля затрат при его строительстве приходится на стоимость здания, сооружений и строительно-монтажные работы.

Снижение стоимости строительства возможно только при максимальной его индустриализации - перенесения возможно большего объема производственных операций в заводские условия. В заводских условиях укрупненные сборные элементы изготавливаются на механизированных технологических линиях, а затем отправляются на строительную площадку, где производится относительно нетрудоемкий

монтаж.

Такая организация обеспечивает наибольшую экономичность строительства. Однако заводское производство сборных изделий ставит перед проектировщиками задачи унификации и типизации.

Унификация - приведение к единообразию размеров параметров зданий (высоты этажей, ширины пролетов и т.д.) и их элементов (РАЗМЕРОВ КОЛОНН, ОКОННЫХ И ДВЕРНЫХ ПРОЕМОВ И ПР.). УНИФИКАЦИЯ позволяет применять однотипные изделия в зданиях различного назначения.

Типизация - техническое направление в проектировании, позволяющее строить разнообразные объекты, применяя унифицированные объемно-планировочные и конструкционные решения.

Сокращение числа типов несущих конструкций достигается, во-первых, унификацией расчетных нагрузок. Так, для конструкций перекрытий зданий различного назначения унифицированный ряд нагрузок включает девять величин: 2, 3, 4, 5 и так далее до 21 кН/м^2 . При этом размеры стального элемента здания, например, колонны, остаются одинаковыми, изменяются только сечения их деталей и марка стали. В железобетонных элементах изменяется армирование и марка бетона.

Во-вторых, унификацией геометрических размеров изделий. Основой для этого является Единая модульная система (ЕМС) - совокупность правил формирования размеров зданий, объемно-планировочных элементов, строительных изделий и оборудования на основе кратности единой величине, называемой модулем.

В СНГ и большинстве европейских стран в качестве модуля (М) принята величина 100мм. Все основные размеры здания кратны этой величине - модулю. Наряду с основным модулем применяются укрупненные и дробные модули. Укрупненный модуль (мультимодуль) равен основному М, увеличенному в целое число раз. Установлен следующий предпочтительный ряд мультимодулей: 3М, 6М, 12М, 15М, 30М, 60М (иначе: 300, 600, 1200, 1500, 3000, 6000 мм). Укрупненный модуль используется при назначении основных размеров зданий по горизонтали (расстояния в осях между несущими конструкциями в продольных и поперечных направлениях, ширина пролетов и т.п.), и по вертикали (высота этажей, проемов), а также типоразмеров крупных сборных изделий*.

Дробный модуль равен какой-либо из следующих частей основного модуля - М/2, М/5, М/10, М/50, М/100, т.е. 50, 20, 10, 5, 2 и 1 мм. Кратными дробным модулям назначают размеры сечений

конструктивных элементов.

Взаимное расположение элементов знания в пространстве устанавливают с помощью трехмерной условной пространственной системы взаимно пересекающихся модульных плоскостей. Расстояние между плоскостями кратно основному или избранному для проектируемого объекта взаимосвязанным модулем. Основные конструкции здания при проектировании размещают в пространстве, совмещая с модульными плоскостями

Линии пересечения модульных плоскостей, совмещенные с несущими конструкциями здания, образуют линии модульных разбивочных осей в плане и разрезе. Оси маркируют арабскими цифрами и прописными буквами в кружках (маркировка осей). Цифрами маркируют оси стороны плана с большим числом разбивочных осей. Порядок маркировки: снизу вверх и слева направо по левой и нижней стороне плана. На чертежах разрезов кроме расстояний между разбивочными осями выносятся отметки - расстояния в метрах от горизонтальной плоскости, уровень которой условно принят нулевым. Чаще всего за нулевой уровень принимается отметка чистого пола первого этажа (рисунок).

Понятие типоразмер совмещает в себе вид изделия (колонна, панель наружной стены и др.) и его размеры.

Пролет - часть объема здания, ограниченная двумя рядами параллельных колонн и торцевыми стенами, или колоннами пролета перпендикулярного данному пролету.

Ширина пролета - расстояние между рядами параллельных колонн, ограничивающих пролет.

Шаг колонн - расстояние между колоннами в ряду.

Строительная высота пролета - это расстояние от нулевой отметки до самой высокой точки здания.

Технологическая высота пролета - это расстояние от нулевой отметки до верхней головки подкранового рельса. Эта высота определяется размерами оборудования, расположенного в пролете.

ОСНОВНЫЕ СТРОИТЕЛЬНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ЗДАНИЯ

Существует три типа конструкции промышленных зданий - каркасный, бескаркасный и с неполным каркасом. Каркасный тип конструкции - наиболее распространенный тип промышленных зданий.

Здесь определённый набор конструктивных элементов здания (несущие элементы) образует каркас - пространственную жёсткую систему. Каркас воспринимает внешние воздействия на здание (ветер, снег), внутренние эксплуатационные нагрузки, собственную массу элементов здания и давление грунта на подземные части здания. К несущим элементам относятся фундаменты, колонны, подкрановые балки

Другой набор конструктивных элементов каркасного здания - ограждающие элементы (крыша, стены) - изолируют оборудование, протекающие в здании процессы и работающих людей от внешнего пространства и воздействия атмосферы.

Каркас состоит из поперечных плоских, взаимно связанных между собой рам. Каждая рама представляет собой сочетание двух вертикальных элементов (колонны) и соединяющей их горизонтальной детали (ригель) в виде балки или фермы (стропильная ферма).

Рамы связаны между собой элементами каркаса, носящими общее название - связи. По расположению различают горизонтальные и вертикальные связи. Роль горизонтальных связей выполняют и прогоны, укладываемые на верхний пояс стропильных ферм (рисунок 5.3), плиты покрытия. Вертикальные связи устанавливают между колоннами продольных рядов в середине деформационного блока. При шаге колонн 6 м ставят крестовые связи, при шаге колонн 12 м - порталные. Вертикальные связи в виде ферм обеспечивают правильности установки вертушек, колонн при монтаже, а также передачу продольных усилий с верхних участков торцевых стен на колонны.

При изменении температуры наружного воздуха каркас здания изменяет свои размеры. Это приводит к появлению дополнительных напряжений в конструктивных элементах каркаса, что при чрезмерно больших деформациях грозит нарушением его несущей способности. Кроме того, при больших деформациях возможно образование трещин в ограждающих конструкциях, крыше, стенах. Такое же воздействие оказывает неравномерная осадка здания из-за неоднородности грунтов на площадке застройки или из-за резко выраженной разницы в нагрузке на основание.

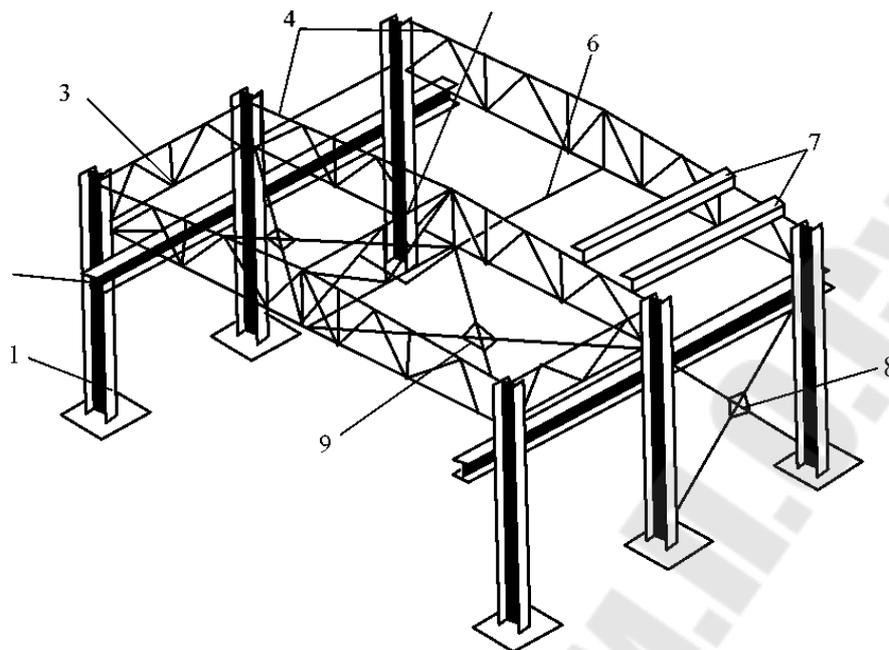


Рисунок 3.1 - Элементы стального каркаса

1 - колонны; 2 - подкрановые балки; 3 - вертикальные связи между опорами ферм; 4-стропильные фермы; 5 - вертикальные связи в коньке ферм; 6 - растяжки; 7 - прогоны; 8 - вертикальные крестовые связи между колоннами; 9 - горизонтальные крестовые связи в уровне нижнего пояса ферм

Для предупреждения этих явлений в каркасе устраивают деформационные швы (температурные, усадочные и антисейсмические). Деформационные швы разделяют здание на отсеки. При этом конструкции здания разрезаются по вертикали и в плане (вдоль и поперек здания). Расстояния между температурными швами устанавливаются в зависимости от климата, материала, конструкции и других факторов в соответствии со СНиП. В железобетонных каркасных зданиях это расстояние обычно принимается равным 60 - 72 м, при металлическом каркасе - 120 - 140 м.

Металлические каркасы имеют ряд достоинств: они надежно служат при долговременных постоянных и импульсивных нагревах не менее 10 - 20 лет; общая масса кровли и каркаса из металла на 84 - 87 % меньше бетонного; трудоемкость изготовления металлических каркасов составляет 50 - 88 % от трудоемкости изготовления железобетонных каркасов. Стоимость металлических каркасов на 12 - 24 % ниже железобетонных. Наконец, достоинства стальных каркасов проявляются при их строительстве: трудоемкость их монтажа ниже на 5 - 25 %, продолжительность его в 1,5 - 1,6 ²⁴ раза меньше, чем железобетонных

каркасов.

Несущий металлический каркас применяется также для отапливаемых зданий с пролетом 30 м и более; при высоте здания до низа стропильных конструкций более 14,4 м и оборудованных мостовыми кранами грузоподъемностью, более 30 т; в зданиях с мостовыми кранами, грузоподъемностью 50 т и более (независимо от высоты); при больших динамических нагрузках на здание, например, в копровых цехах; при строительстве в отдаленных районах (Дальний Восток, Крайний Север); в труднодоступных и сейсмических районах.

Конструкции фундаментов промышленных зданий проектируются с учетом типа здания, геологических и гидрогеологических условий площадки строительства и общих условий организации производства строительно-монтажных работ. Из-за многообразия грунтовых условий и значительных колебаний нагрузок на фундаменты типизация фундаментов очень сложна. В зданиях, предназначенных для процессов с тяжелым оборудованием и развитым подземным хозяйством (сталеплавильные и прокатные цехи) устройство и глубина заложения фундаментов под несущие конструкции зависят от размеров и глубины заложения фундаментов под оборудование, от габаритов и расположения тоннелей, колодцев.

Для каркасных зданий характерны одиночные столбчатые фундаменты под несущие конструкции колонны).

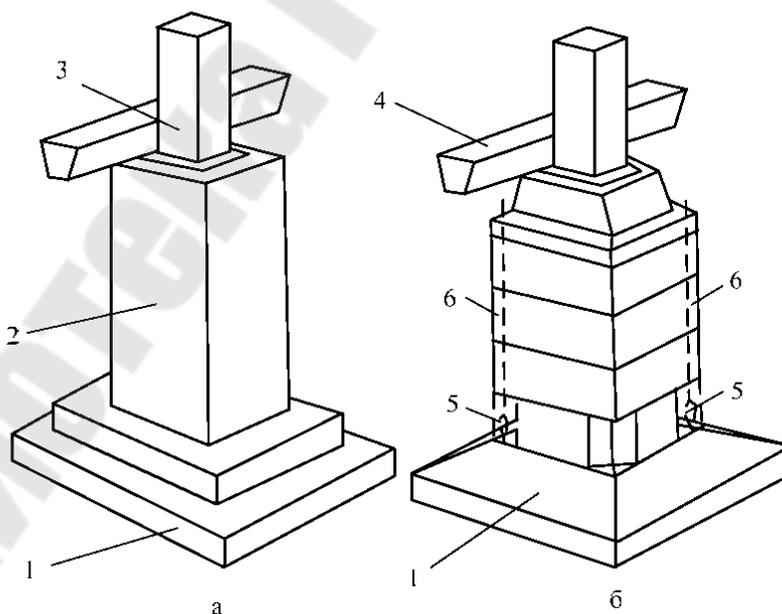


Рисунок 3.2 - Фундаменты под отдельно стоящие колонны
а- монолитный фундамент, б- сборный фундамент, 1- подошва, 2- подколонник, 3- железобетонная колонна, 4- фундаментные балки, 5- ванная сварка, 6- анкеры.

При слабых грунтах и больших нагрузках на колонны требуется увеличенная площадь подошвы столбчатых фундаментов. В тех случаях, когда расположение подземных сооружений (каналы и тоннели для прокладки инженерных сетей, фундаменты под оборудование и пр.) не позволяет уширять подошвы в направлении поперек пролета, применяют ленточные железобетонные фундаменты.

Сплошные железобетонные фундаменты устраиваются при очень больших нагрузках при слабых и неоднородных грунтах. Такие фундаменты устраиваются под доменные печи, коксохимические батареи, дымовые трубы, силосные корпуса, бассейны.

При слабых грунтах чаще всего устраивают свайные фундаменты (рисунок 3.3). Свайные фундаменты очень удобны и экономичны: сокращается объем земляных работ, уменьшаются сроки и трудоемкость строительства, конструкции свайных фундаментов не зависят от глубины заложения смежных с колоннами фундаментов под тяжелое оборудование. Быстрота и удобство ведения свайных работ настолько велики, что к устройству свайных оснований прибегают даже в тех случаях, когда характер грунтов позволяет возводить обычные фундаменты.

Фундаменты под отдельно стоящие колонны при осевом приложении сил или при небольшом эксцентриситете представляют собой четырехгранную равностороннюю усеченную призму с углом наклона грани к основанию, равном, чаще всего, 45 град. Для упрощения опалубки фундаменты устраивают в виде ступенчатой пирамиды с высотой ступени 40 - 50 см. Таким образом, при размере основания (подошвы) до 1,5 м он устраивается в виде плиты толщиной 50 см; при размере до 3 м делают две ступени; при размере более 3 м - три ступени.

Глубина заложения основания фундаментов выбирается с учетом глубины промерзания грунта. Обычно глубина заложения как внутренних, так и наружных рядов фундаментов находится в пределах 1,5 - 1,8 м. При большем заглублении сооружают типовой фундамент со специальным столбом - подколонником (см. рисунок 3.4), на котором устраивают несущую колонну.

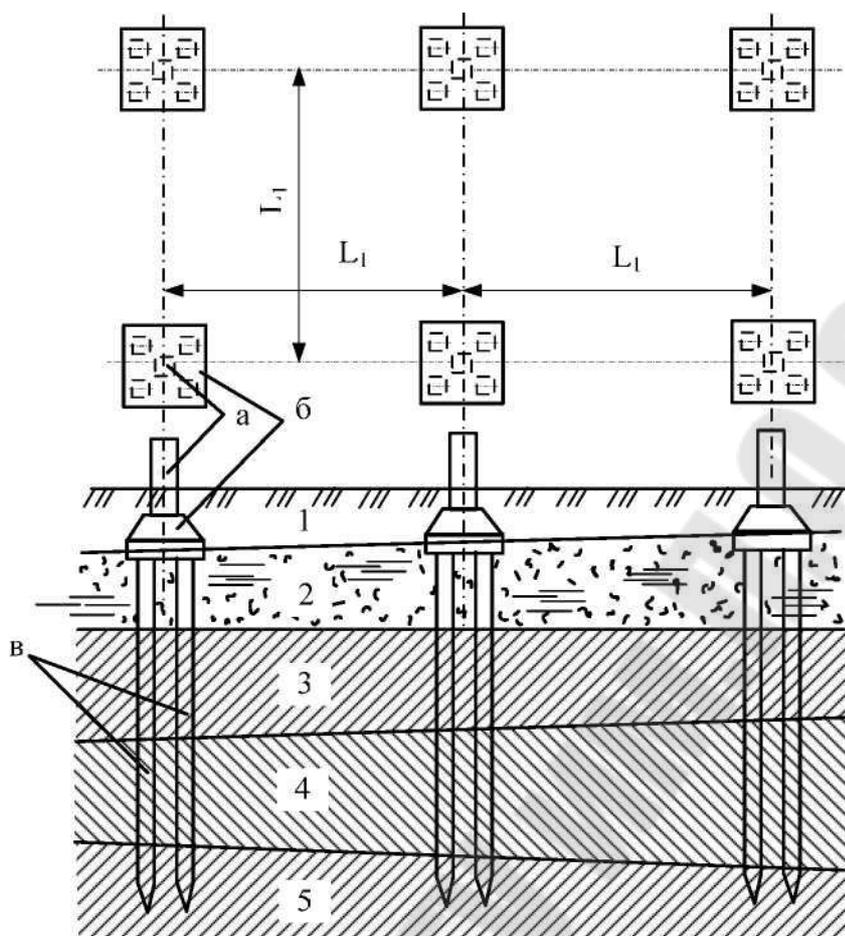


Рисунок 3.3 - Схема свайного основания

А- колонны, Б – ростверки, В – сваи, 1 - насыпной грунт; 2 - слабый грунт; 3, 4 - грунты средней плотности; 5 - плотный грунт

Крупные промышленные здания имеют большое количество однотипных фундаментов под отдельно стоящие колонны, что создает предпосылки к широкому применению сборных фундаментов. Они несколько дороже монолитных, но позволяют ускорить и монтажные работы, и снизить их трудоемкость.

Для опирания самонесущих и навесных стен по периметру здания по обрезам фундамента укладывают фундаментные балки или рандбалки, изготавливаемые из железобетона. Фундаментную укладывают так, чтобы ее верхняя грань была выше уровня грунта, но ниже чистого пола помещения на 30 мм. Такое расположение балки позволяет, во-первых, избежать касания грунта стенами и таким образом предотвратить их увлажнение и, во-вторых, устраивать двери и ворота без порогов. Поскольку верх фундаментной балки расположен выше уровня земли, это

способствует образованию зимой «мостика холода»¹, в результате чего нижняя часть стен и прилегающая к фундаментной балке зона чистого пола может покрываться инеем и даже льдом. Для смягчения влияния «мостина холода» и для предотвращения выпирания стен при пучении грунта под фундаментной балкой вырывают траншею глубиной около 70 см и заполняют ее сыпучим теплоизолятором, например, шлаком. Поверх засыпки внутри здания устраивают бетонную подготовку под чистый пол, а с наружной стороны стены - наклонную отмостку, которая отводит дождевую воду от фундаментной балки и защищает засыпку. Отмостка представляет собой утрамбованную глину или асфальтовое покрытие тротуарного типа. По фундаментным балкам для гидроизоляции стен укладывают один-два слоя рулонного материала на мостике.

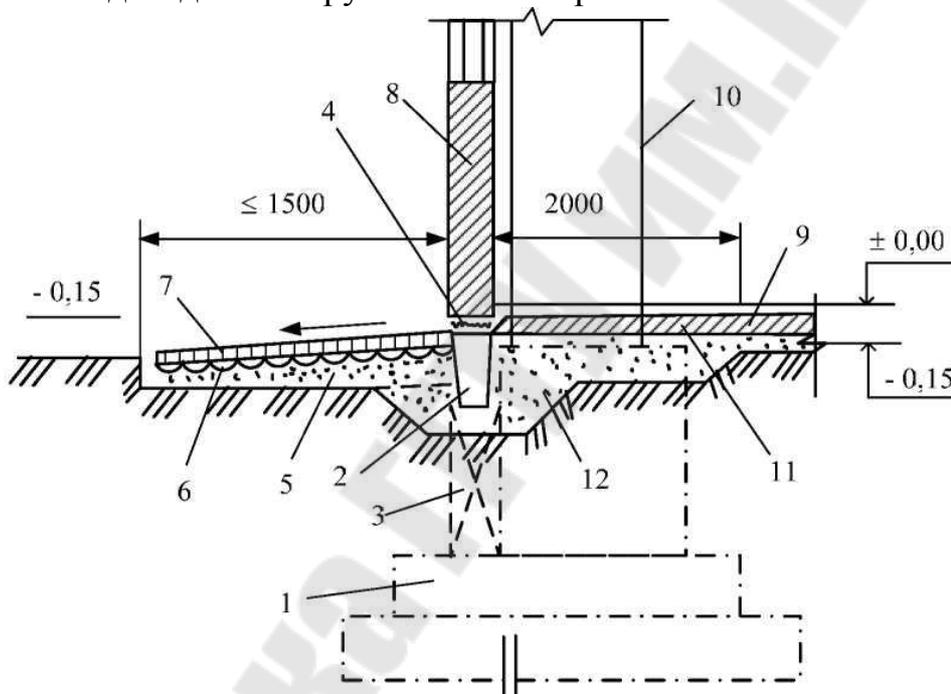


Рисунок 3.4- Детали фундамента наружного ряда колонн

1 - фундамент; 2 - фундаментная балка; 3 - опорный столбик; 4 - гидроизоляция; 5 - песок; 6 - щебеночная подготовка; 7 - асфальт; 8 - стеновая панель; 9 - чистый пол; 10 - колонна; 11 - подстилающий пол; 12 - шлак

Колонны - основной элемент несущего каркаса одноэтажного здания. Они опираются на фундаменты и, в свою очередь, являются опорами для несущих конструкций покрытия. В зданиях, оборудованных

мостовыми кранами, колонны служат также опорами для подкрановых балок; они могут служить опорами и для подкрановых путей консольных катучих кранов, подвески трубопроводов, для крепления различного технологического и транспортного оборудования.

Колонны располагают строго по разбивочным осям. Исключением являются лишь промежуточные колонны - колонны фахверка стен здания» В зависимости от расположения в каркасе различают, во-первых, средние колонны, устанавливаемые в продольных рядах многопролетных зданий между смежными параллельными пролетами, во-вторых, крайние колонны, устраиваемые вдоль наружных продольных стен*.

В колоннах различают верхнюю часть - надколонник, на который опираются несущие конструкции покрытия; основной стержень, по которому передаются нагрузки от покрытия и кранов. В металлических выделяется также нижняя часть - башмак (база), передающий нагрузку колонны на фундамент.

Существует два типа колонн - одноветвевые и двухветвевые. На рисунке 3.5а показаны одноветвевые сплошные колонны крайнего и среднего рядов с консолями для подкрановых балок. Такие колонны применяются в зданиях с высотой 6 - 9,6 м. В зданиях такой высоты могут устраиваться краны грузоподъемностью до 20 т. Колонны имеют постоянное сечение по высоте и изготавливаются из сварных или прокатных широкополочных двутавровых балок.

При высоте здания более 9,6 м применяют сплошные колонны переменного сечения. Здесь надколонник имеет меньшее сечение, чем основной стержень. Однако для здания высотой более 9,6 м чаще сооружают двухветвевые колонны. Такие колонны делают двух типов. В колоннах первого типа (рисунок 3.5, в) ветви работают совместно, воспринимая крановую нагрузку и нагрузку кровли. Между собой ветви связаны двухплоскостной решеткой из прокатных уголков. Надколонник - сплошной; в зданиях с кранами, работающими в тяжелом режиме, надколонники имеют проемы для прохода обслуживающего персонала. Такие колонны могут применяться при любом сочетании унифицированных высот от 10,8 до 18 м и пролетов 18 - 36 м с кранами грузоподъемностью до 50 т.

Второй тип двухветвевых колонн - отдельные колонны, состоящие из независимо работающих шатровой и подкрановой ветвей (рисунок 3.5, г).

Такие колонны устраивают в зданиях с тяжелыми мостовыми

В литературе встречается термин «основной ряд» колонн, при

этом имеется ввиду ряд колонн между печным и разливочным пролетами.

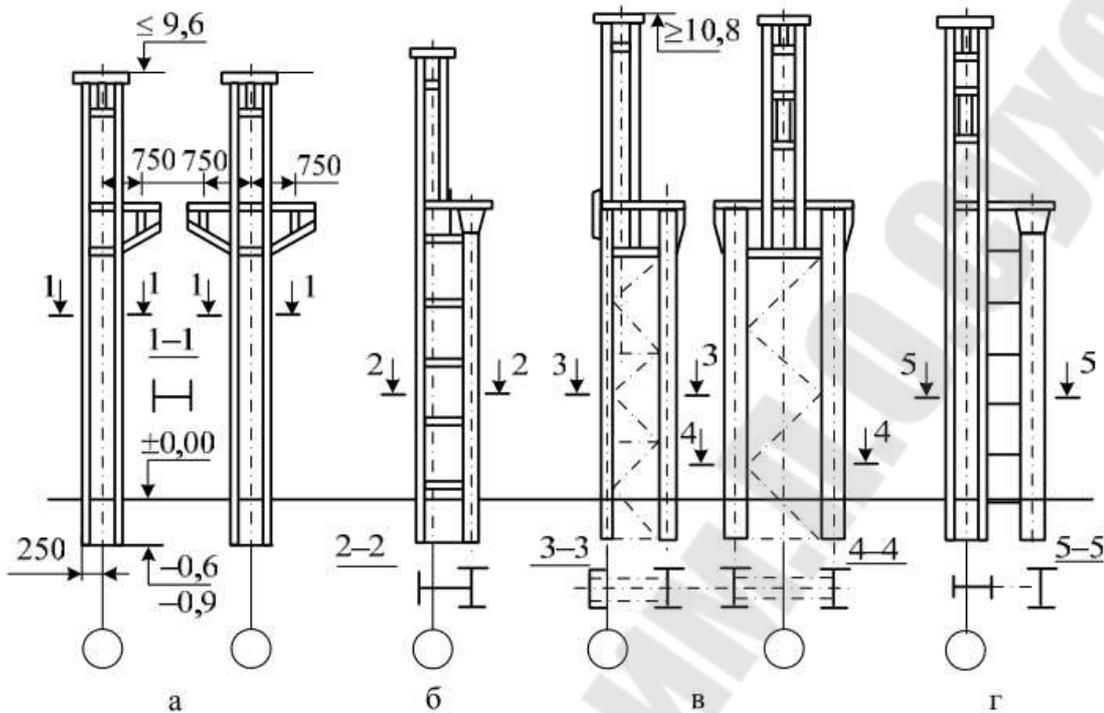
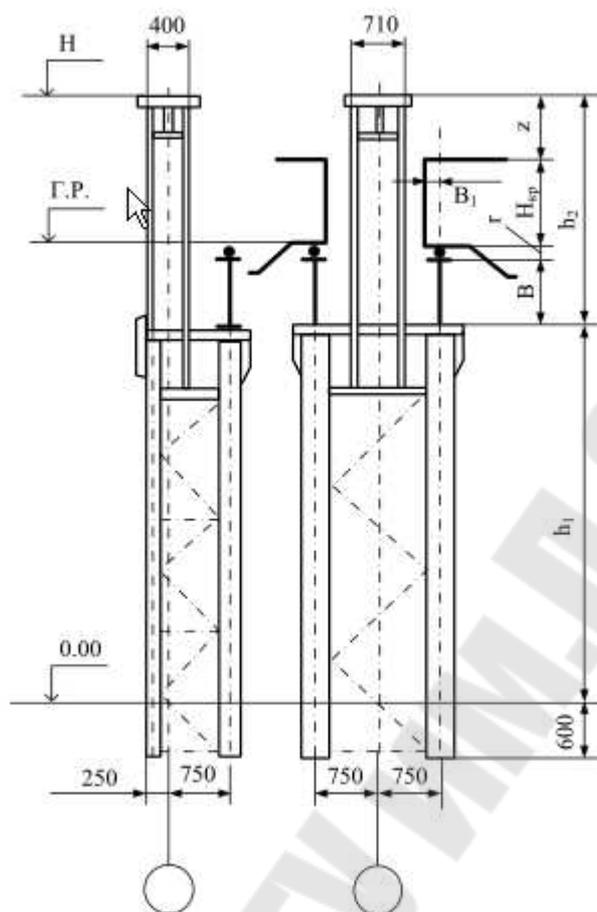


Рисунок 3.5 - Типы стальных колонн

Из-за большого разнообразия размеров колонн, предопределяемых размерами и условиями службы зданий, грузоподъемностью кранов, унификация колонн сложна.

Разработаны схемы компоновки колонн для зданий предприятий черной металлургии, оборудованных специальными мостовыми кранами грузоподъемностью до 560 т для отделений МНЛЗ, электросталеплавильных и вспомогательных цехов. Схемы охватывают высоту надкрановых частей $h_2 = 9,6, 10,8, 12,0, 13,2, 14,4$ м и высоту подкрановых частей $h_1 = 15, 18, 21, 24, 27, 30$ и 33 м (рисунок 5.8). Расстояние между ветвями принято равным от 1500 до 3000 мм через каждые 250 мм. Для колонн крайнего ряда эти расстояния принимаются от грани шатровой ветви. Сечения колонн при проектировании принимаются по специальным таблицам их несущей способности в соответствии с усилиями, полученными на основе статического расчета. Нагрузку колонн на фундаменты передают через башмаки,



ГР – уровень головки подкранового рельса; H – высота колонны

Рисунок 3.6- Схема компоновки колонн

привариваемые к нижней части колонн. Размеры и конструкция башмаков зависят от нагрузки, передаваемой колоннами. Башмаки крепятся к фундаментам анкерными болтами. На рисунке 5.9 показано крепление одно- и двухветвевых колонн. Располагают башмаки на 500 - 600 мм ниже пола. Во избежание коррозии колонн их подпольные части вместе с башмаками покрывают слоем бетона.

Стропильные фермы несут покрытие здания. При проектировании конструкция подстропильных ферм принимается в зависимости от величины пролета, характера и значений действующих нагрузок, вида грузоподъемного оборудования, характера производства и других факторов.

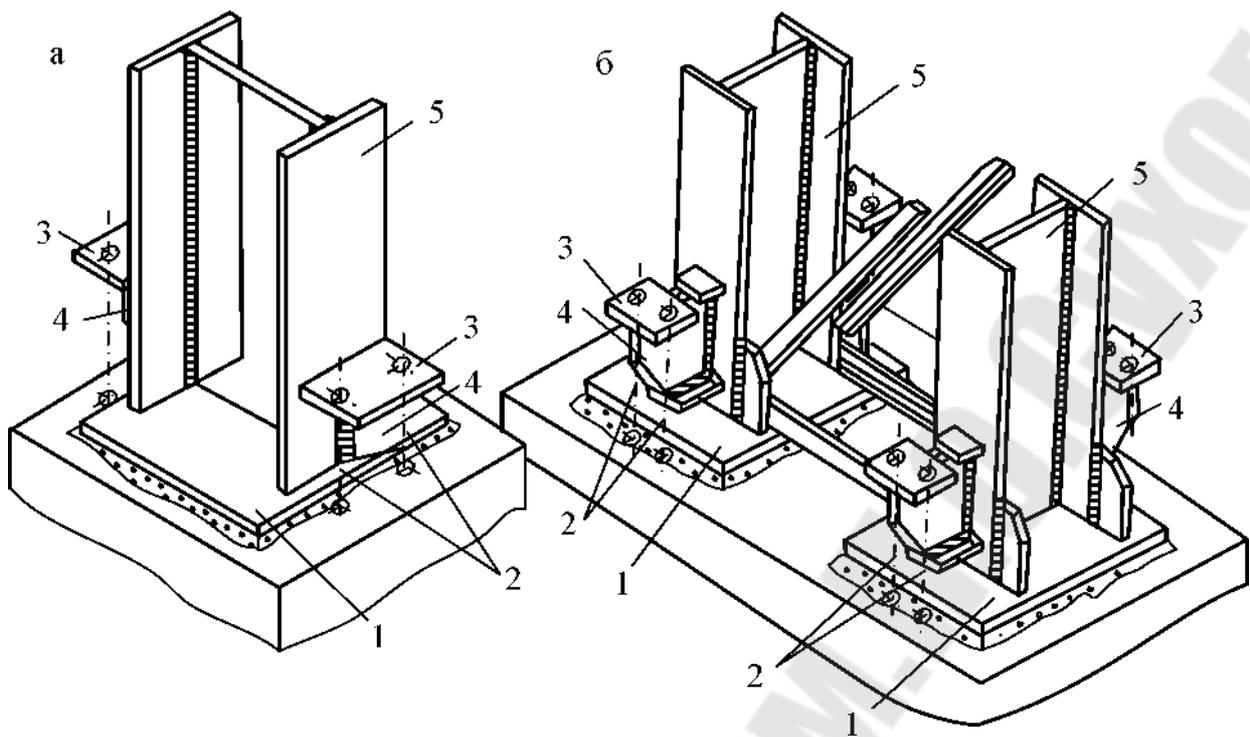


Рисунок 3.7 - Опираие металлических колонн на фундамент

а - колонна двутаврового сечения; б - двухветвевая колонна;
 1 - подколонные плиты; 2 - анкерные болты; 3 - опорные столики;
 4 - ребра жесткости; 5 - колонны

Существует несколько конструкций ферм. Для устройства плоской кровли из железобетонных плит или из стального профилированного настила применяют стропильные фермы с параллельными поясами (рисунок 3.8, а). Верхний и нижний пояса фермы имеют уклон 1,5 %, что компенсирует провисание конструкции при эксплуатации.

Стропильные треугольные фермы (рисунок 3.5, г) применяют в неотапливаемых зданиях с кровлей из стальных или асбоцементных профилированных (волнистых или ребристых) листов. Уклон верхнего пояса равен 1:3,5 (28,8 %). При подобных кровлях применяют также полигональные фермы с уклоном 1:4 - 1:6 с прямым или ломаным нижним этажом (рисунок 3.8, б, в). Все элементы ферм изготавливают из стальных уголков, широкополочных тавров, соединяемых в узлах электросваркой или высокопрочными болтами. Унифицированные фермы имеют пролеты 24, 30, 36 м, высота ферм на опоре зависит от типа фермы (см. рисунок 3.8). Шаг установки стропильных ферм определяется шагом колонн крайнего ряда - 6 или 12 м.

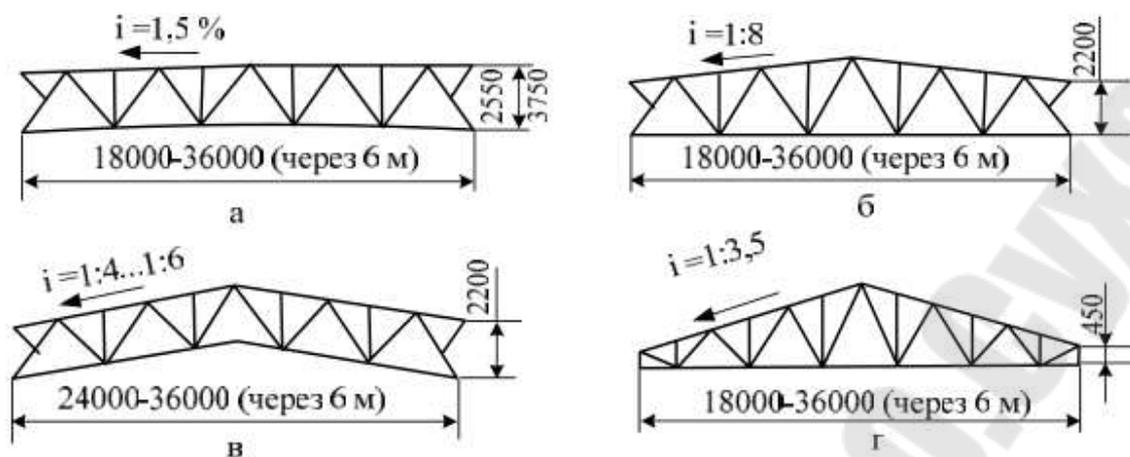


Рисунок 3.8 - Типоразмеры стальных стропильных ферм одноэтажных промышленных зданий (пояснения в тексте)

Подстропильные фермы служат опорой стропильных ферм в средних (межпролетных) рядах колонн в тех случаях, когда шаг средних колонн по технологическим соображениям выбран большим, чем шаг колонн крайнего ряда (он может быть равным 18, 24 м и т. д. - кратным 6 м).

Таким образом, стропильная ферма с одной стороны опирается на колонну, с другой стороны - подстропильную ферму (рисунок 3.9). В свою очередь подстропильная ферма опирается на соседние колонны среднего ряда. Подстропильные фермы также унифицированы и имеют длину 12, 18 и 24 м, а в отдельных случаях их длина может достигать 48 м. Конструкция подстропильных ферм в общем такая же, как и стропильных ферм с параллельными поясами.

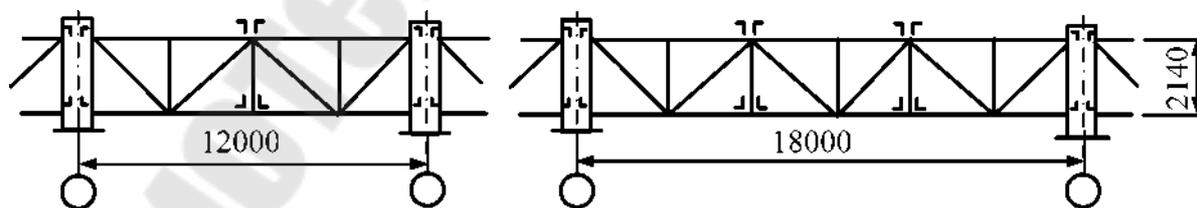


Рисунок 3.9 - Схема сочленения подстропильных ферм с колоннами и стропильными фермами

Подкрановые балки с уложенными на них рельсами образуют пути движения мостовых кранов. Поскольку подкрановые балки прочно соединяются с колоннами, они придают каркасу дополнительную жесткость.

При строительстве зданий с мостовыми кранами грузоподъемность до 30 т среднего и легкого режима, при шаге колонн 6 и 12 м, применяют железобетонные подкрановые балки. В зданиях металлургических цехов устанавливают подкрановые балки из стали.

Стальные подкрановые балки, в зависимости от статической схемы, могут быть разрезными и неодинаковыми по длине. Разрезные подкрановые балки состоят из секций длиной, равной шагу колонн, и стыкующихся между собой на опорах колонн. Такие балки менее сложны по конструкции, менее чувствительны к просадкам колонн, на которые они опираются, несложны в монтаже. Однако при таких балках создаются худшие условия для службы подкрановых рельсов, так как при перегибах на опорах (колоннах) может получиться перелом.

По типу сечения подкрановые балки подразделяют на сплошные и сквозные. Балки сплошного сечения имеют профиль сплошного двутавра, нижняя полка (пояс) которого опирается опорными ребрами на колонну, на верхнюю полку укладывается рельс.

При кранах грузоподъемностью до 20 т и шаге колонн 6 м в качестве подкрановых балок используют подкрановый двутавр. В остальных случаях применяют балки, составленные из трех листов на сварке (два листа образуют верхнюю и нижнюю полки, один - вертикальную стенку). Стенки балок усиливают ребрами жесткости, устанавливаемыми попарно с каждой стороны стенки. Расстояние между ребрами 1,5 м. При шаге колонн больше 12 м вертикальную стенку дополнительно усиливают с обеих сторон горизонтальными ребрами. Высота подкрановых балок зависит от грузоподъемности и режима работы мостовых кранов.

На рисунке 3.10 представлено крепление разрезных подкрановых балок к колонне.

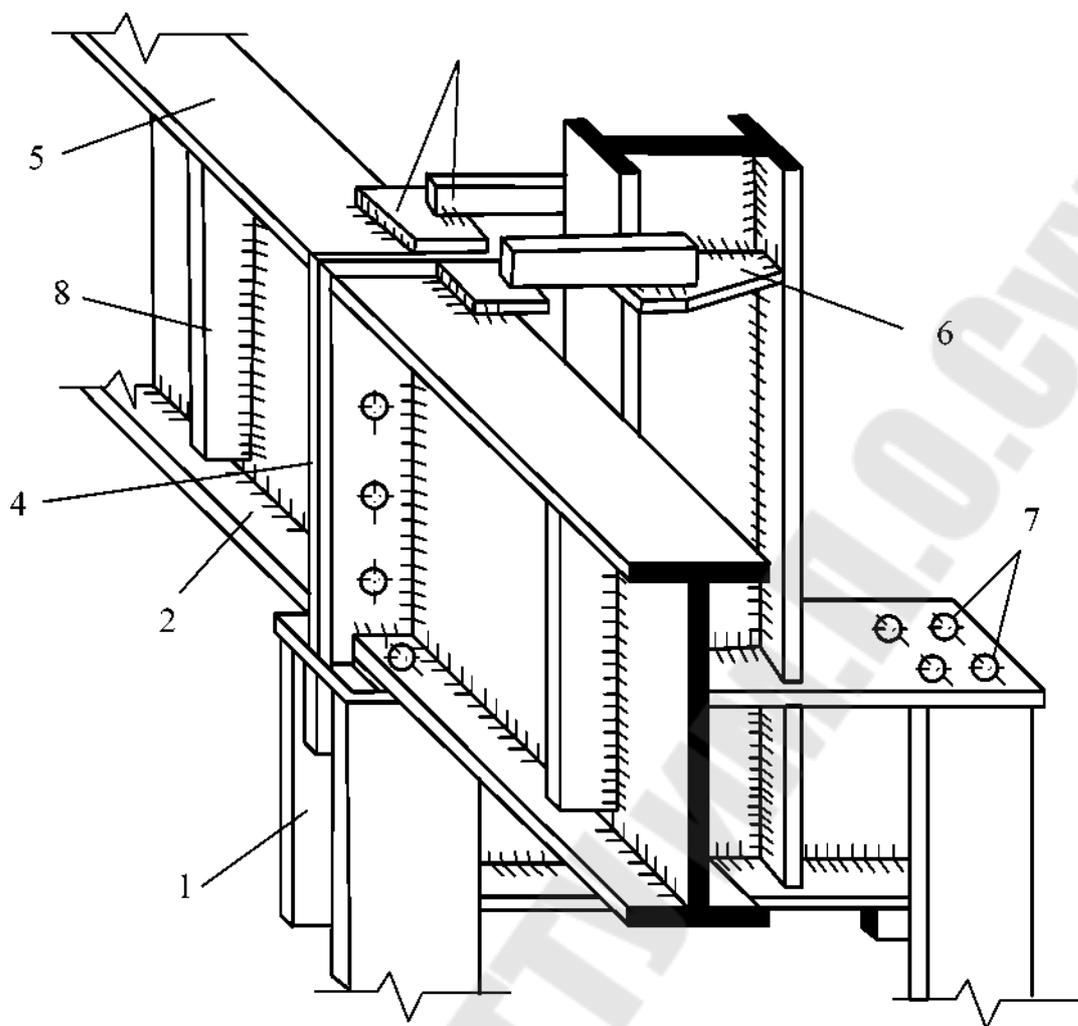


Рисунок 3.10 - Крепление сплошных разрезных подкрановых балок к колонне.

- 1 - колонна; 2 - подкрановая балка; 3 - крепежные планки;
 4 - торцевое опорное ребро; 5 - верхняя полка; 6 - фасонки;
 7 - места для болтов; 8 - ребро жесткости

Сквозные подкрановые балки применяют в зданиях с шагом колонн 12 м и более при кранах среднего и легкого режимов работы грузоподъемностью по 75 т.

Крановые пути для кранов грузоподъемностью до 20 т устраивают из железнодорожных рельсов. Для кранов большей грузоподъемностью укладывают рельсы типа от КР-50 до КР-140. Крепление рельсов к верхнему поясу производится либо сваркой (легкий и средний режим работы, грузоподъемность - до 30 т), либо болтами с прижимными лапками - подвижной способ крепления, позволяющий производить рихтовку рельс.

Наружные стены совместно с покрытиями защищают внутреннее пространство зданий от внешних воздействий. В зависимости от конструкции и по роду статической работы стены подразделяют на несущие, самонесущие и навесные.

Несущие стены воспринимают нагрузки от собственной массы, покрытий, перекрытий и от подъемно-транспортного оборудования, если оно имеется. Для устройства таких стен используется кирпич, крупные и мелкие блоки. В промышленном строительстве несущие стены применяются редко.

Самонесущие стены воспринимают нагрузки только от собственной массы и ветра по всей высоте здания. При этом ветровые нагрузки стены передают на каркас при помощи гибких или скользящих связей, не препятствующих осадке стены. Выполняются самонесущие стены из кирпича, мелких блоков или панелей. Самонесущие кирпичные наружные стены выносят за внешнюю (наружную) грань колонн каркаса и устанавливают на фундаментные балки. Самонесущие стены широко применяются в промышленном строительстве, причем более прогрессивным решением является использование бетонных панелей.

Навесные стены воспринимают нагрузки от собственной массы и ветровые нагрузки одной панели. Такие стены выполняют, прежде всего, функции ограждающих конструкций. Свой вес они передают на каркас через так называемые «опорные столики» или обвязочные балки. Навесные стеновые панели изготавливают из легких материалов - многослойных панелей, листового железа и асбоцемента.

Торцевые стены одноэтажных зданий не воспринимают нагрузок от кранов и несущих конструкций, но они, имея, как правило, большую высоту и протяженность, образуют большие поверхности и, следовательно, испытывают большие ветровые нагрузки (парусный эффект). Для обеспечения их устойчивости сооружают дополнительный каркас, размещаемый в плоскости стен. Он состоит из вертикальных колонн (стальных или железобетонных) и горизонтальных стальных ригелей. Этот дополнительный каркас называют фахверком. Помимо торцевого фахверка, когда шаг колонн основного каркаса больше шага панелей (шаг - длина панелей обычно 6 м, но шаг колонн в ряду может быть и 6, и 12 м), устраивают продольный фахверк. В этом случае между колоннами основного каркаса по линии наружных стен через 6 м устраивают фахверковые колонны, опирающиеся на отдельные фундаменты. При панельных стенах в торцах зданий фахверковые колонны устанавливают также через 6 м. Элементы фахверка воспринимают вес стен и ветровые нагрузки и передают

их на каркас здания.

В промышленных зданиях широкое распространение получили стена из панелей. В каркасных зданиях их выполняют самонесущими или навесными. Стены неотапливаемых зданий выполняют навесными из плоских железобетонных панелей толщиной 70 мм. В цехах с избыточным тепловыделением (доменные, сталеплавильные, ферросплавные) стены устраивают из стальных волнистых и ребристых листов (легкие стены). Листы навешивают на ригели фахверка и закрепляют крюками с нагрузкой для болтов. Листы устанавливают внахлестку в горизонтальном направлении на ширину одной волны, а в вертикальном направлении - на 100 мм. Места примыкания к оконным проемам, углы стен и деформационные швы обрамляются листами специального профиля.

Покрытия служат для ограждения внутренних помещений здания от атмосферных осадков и внешних температурных воздействий.

Наиболее распространены три вида покрытия неотапливаемых зданий - «чешуйчатое» покрытие в виде настила из волнистых асбестоцементных или стальных листов. Волнистые листы укладываются на прогоны с напуском друг на друга по длине на 20 - 25 мм, по ширине - на полволны. Для того чтобы исключить возможность затекания воды через неплотности стыка, уклон кровли должен быть не менее 1/5. Листы крепятся к прогонам металлическими клямерами или болтами с крюками на концах, проходящими через отверстия в гребнях листов. Под гайки подкладываются резиновые шайбы.

Для отвода воды карниз чешуйчатого покрытия выносится на 0,7 м и более за поверхность наружной стены. Желоба и водосливы не устраиваются.

В горячих цехах применяют настил из стальных листов, которые хорошо выдерживают неравномерный нагрев лучистым теплом расплавленного или раскаленного металла. Асбестоцементные листы в этих условиях быстро коробятся и трескаются - через 2 - 3 года эксплуатации кровля приходит в негодность. Стальной настил прочнее асбестоцементного, однако он имеет один серьезный недостаток - неустойчив против коррозии. Обычно срок службы его в горячих цехах не превышает 7 - 10 лет. Для повышения стойкости стальные листы покрывают цинком гальваническим способом или синтетическим лаком. И все же гальванизация не исключает появления коррозии в местах нарушения оцинковки, а поэтому металлический настил рекомендуется периодически окрашивать. Очень стоек волнистый кровельный настил из алюминиевых листов, но он дорого стоит.

Долговечны покрытия с несущими железобетонными плитами, на

которые укладывают выравнивающий слой толщиной 2 см из цементного раствора или асфальтобетона, а на него - гидроизоляционный ковер из рубероида и пергамина.

Ворота промышленных зданий служат для проезда напольного транспорта - авто- и электрокаров, тягачей, автомашин и подвижного состава железнодорожного транспорта узкой и нормальной колеи.

Обычно ворота выполняются по типовым чертежам, в которых применяются типовые габаритные размеры, учитывающие габариты транспортных средств. Высота ворот для безрельсового транспорта должна быть не менее 2,4 м, а с учетом превышения высоты груженого транспорта - не менее чем на 200 мм. Ширина ворот должна превышать ширину средств транспорта не менее, чем на 600 мм и принимается не менее 2 м. Размер проема ворот для железнодорожного транспорта нормальной колеи принимается по габаритам подвижного состава; при этом высота проема превышает габаритную высоту состава на 300 мм, а ширина проема устанавливается с обеспечением проходов не менее 600 мм с каждой стороны подвижного состава.

Распространены следующие типовые размеры проемов ворот (ширина х высота): для проезда электрокар - 2х2,4 м; для проезда автотранспорта и подвижного состава узкой колеи - 3х3, 3,6х3,6, 4х3, 4х3,6 и 4х4,2 м; для проезда железнодорожного транспорта нормальной колеи - 4,7х5,6 м.

Размещать ворота рациональнее или в пределах остекленных проемов, или ближе к краю шага между колоннами. Небольшие нетиповые участки панельных или блочных стен в местах размещения ворот заполняют кирпичной кладкой.

Для прохода небольшого количества работающих в створках ворот устраивают двери, называемые калитками. При этом для сохранения системы каркаса ворот проем калитки делают с высоким порогом. При большой интенсивности людского потока дверные проемы устраивают отдельно от ворот.

Существует несколько конструкций ворот, отличающихся способом открывания: распашные (створные), раздвижные, подъемные.

Распашные ворота - самые распространенные и простые. Они имеют лучшую герметичность притвора по сравнению с другими типами. Их недостатком при большой величине створок является большой вес, возможные перекосы полотен и медленное открывание. Полотна ворот неотапливаемых зданий выполняются цельнометаллическими в виде сварной рамы - переплета из прокатных стальных профилей с прикрепленной

точечной сваркой с наружной стороны обшивкой из гофрированной листовой стали.

Раздвижные ворота применяют в тех случаях, когда необходима большая скорость открывания, при больших размерах проемов и при недостатке места для открывания створок для распашных ворот.

Подъемные ворота занимают минимальную площадь при открывании, но устройство их значительно сложнее.

Воздушно-тепловые завесы, защищающие работающих от холодного наружного воздуха, устраивают с подачей теплого воздуха снизу или с боков проема. Завесы устраивают в воротах, открываемых чаще пяти раз в смену, или не менее чем на 40 мин. Для экономии тепла включение воздушной завесы блокируют с открывающим ворота механизмом.

Размеры пролета определяют для каждого конкретного цеха с учетом того, что площадь пролета должна быть достаточна для размещения на полу контейнеров со скрапом, ямных бункеров и другого необходимого оборудования с безусловным соблюдением габаритов железнодорожного пути, проездов и проходов. Ширина шихтового пролета обычно составляет 24 - 30 м. Длина пролета в большинстве действующих цехов равна длине печного пролета. Высота шихтового пролета до головки подкранового рельса должна быть достаточна для загрузки мостовым краном лома в бады с помощью контейнеров и грузоподъемными магнитами, а для цехов с балконом рабочей площадки - для передачи грузов на балкон.

4. СХЕМЫ СНАБЖЕНИЯ ЭСПЦ МЕТАЛЛОШИХТОЙ

Производительность электросталеплавильного цеха определяется, прежде всего, вместимостью, энерговооруженностью печей и технологией плавки. Все это верно при условии, что печи «окружены» вспомогательными системами, способными обеспечить бесперебойное снабжение их сырыми материалами и прием готовой стали. Практика свидетельствует, что в условиях ухудшающегося качества лома наиболее уязвима, чаще всего не справляется со своей задачей система обеспечения металлом. Задача проектировщика - найти, разработать такую схему снабжения ломом, которая при минимальных капитальных вложениях обеспечивает, во-первых, достаточную скорость загрузки бадей, согласующуюся с темпом потребления

лома печами, и, во-вторых, высокую плотность укладки лома в бадье, конечно, насколько это возможно при исходных качественных показателях используемого лома.

Существуют четыре основных схемы снабжения электросталеплавильных цехов металлоломом, различающиеся решениями двух вопросов: как, каким образом и где производится загрузка бадей ломом.

Пока известны два способа загрузки бадей: электромагнитами, применяемыми при погрузке магнитной шихты, специальными грейферами или клещевыми захватами (при работе с немагнитными материалами). В таблице 7.1 приведены основные характеристики круглых электромагнитов. В современных сталеплавильных цехах наиболее распространены электромагниты с литыми корпусами М-42В и М-62В. Из таблицы 7.1 видно, что эти магниты способны поднимать весьма большие грузы, но эта способность может реализоваться лишь при работе с компактными грузами, такими, как слитки или массивные плиты. При работе с «рассыпным», мелким материалом электромагнит способен поднять значительно меньше. В результате для загрузки 1 т лома требуется от 1,2 до 2 мин. Средняя скорость погрузки лома электромагнитом составляет 30 т/ч. Очевидно, такой темп погрузки для современных печей недостаточен. Однако этот способ имеет немаловажное достоинство: представляется возможность довольно плотной укладки шихты в бадье, что особенно важно при работе с легковесным товарным ломом.

Таблица 4.1. - Основные характеристики круглых электромагнитов

Тип электромагнита	Диаметр, мм	Грузоподъемность при погрузке, кг			
		болванки или плиты	чугуна в чушках	скрапа стального	стружки стальной
М-42В	1170	16000	600	600	200
М-43А	1125	20000	640	640	220
М-62В	1650	20000	1800	1800	600
М-63А	1517	25000	1950	1950	670

При работе с немагнитной мелкой обрезью и стружкой применяют

многочелюстные грейферы типа «Полип»; при погрузке штучных немагнитных кусков - клещевые захваты различных конструкций (рисунок 4.1).

Второй способ загрузки бадей - загрузка с помощью специальных контейнеров, заполняемых ломом в цеховом отделении подготовки лома (ОПЛ) или в копровом цехе завода. На отечественных заводах применяются контейнеры емкостью 14 м³, с габаритными размерами, указанными на рисунке 4.2. В такой контейнер входит 9 т лома с насыпной плотностью 0,8 т/м при наполнении 80 % его объема (больше грузить нельзя по нормам техники безопасности). Достоинство контейнеров - высокая скорость загрузки бадей. На погрузку 1 т лома, в зависимости от его насыпной плотности, требуется 0,3 - 0,6 мин. Недостаток этого метода - неизбежное уменьшение насыпной плотности лома при пересыпке его из контейнера в бадью. Если используется легковесный лом, то это грозит появлением второй подвалки шихты. Второй недостаток связан с тем, что для подачи лома в цех требуется значительное количество контейнеров (до 100 и больше) и организация специальных составов («вертушек») для доставки контейнеров в цех и обратно в отделение (цех) подготовки лома. Если еще учесть, что контейнеры довольно быстро разрушаются, особенно при их загрузке, то контейнерная подача шихты представляет собой довольно сложное и дорогостоящее хозяйство.

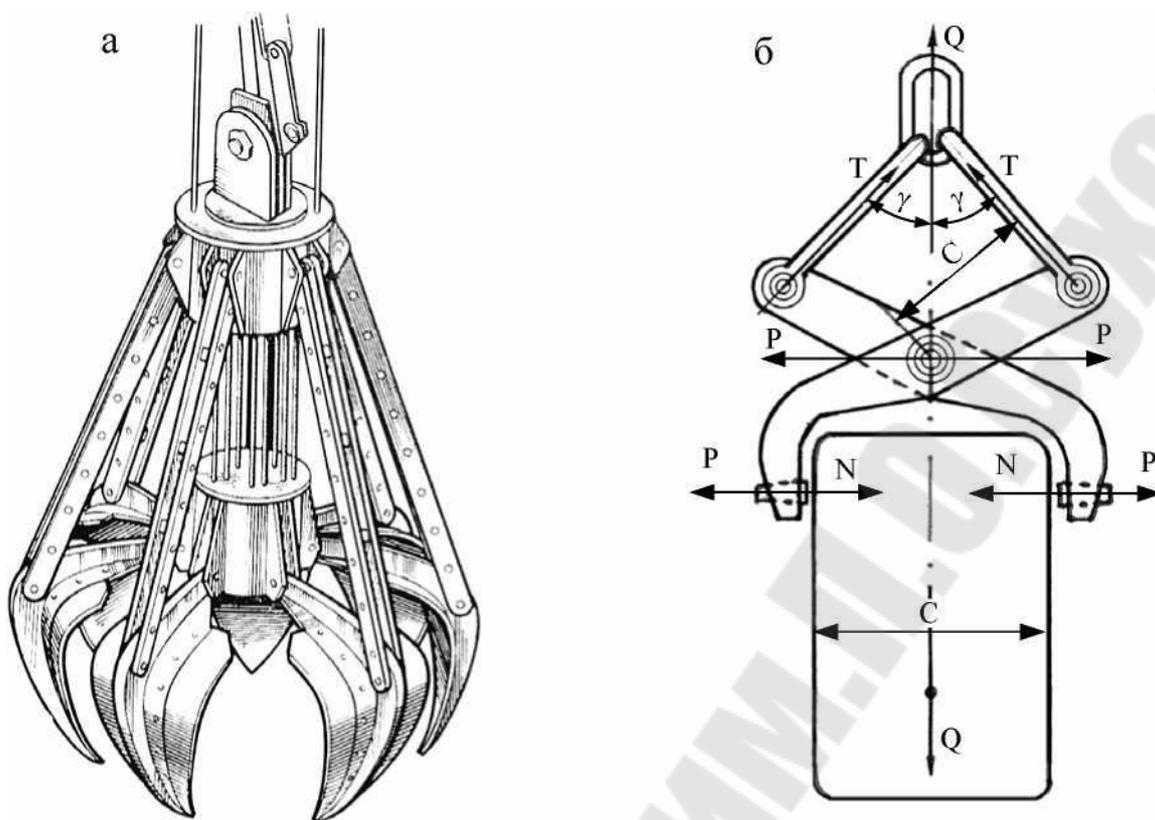


Рисунок 4.1. Устройства для загрузки немагнитной шихты
 а - многочелюстной грейфер; б - клещевой захват с кернами

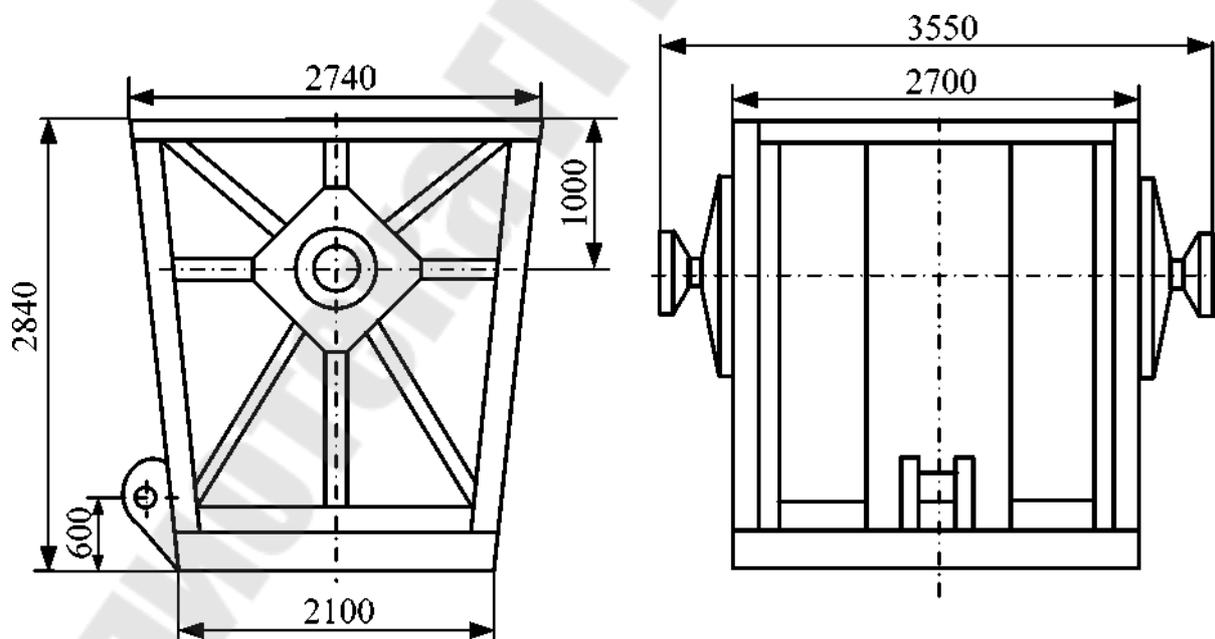


Рисунок 4.2. - Контейнер объемом 14 м для перевозки металлического лома

По второму признаку классификации - где загружаются бады - известны два решения: загрузка или в шихтовом пролете цеха, или в отделении подготовки лома (ОПЛ). Выбор варианта определяется главным образом генеральным планом предприятия, где предполагается строительство цеха, и зависит от взаимного расположения ОПЛ (или копрового цеха) и сооружаемого ЭСПЦ.

Как правило, копровый цех располагается на окраине территории завода, далеко от сталеплавильных цехов - потребителей лома (электросталеплавильного, конвертерного) и лом поставляется к ним железнодорожным транспортом. Если проектируемый электросталеплавильный цех будет в составе (на территории) такого завода, то с большой долей уверенности можно считать, что проектируемый цех также будет расположен далеко от копрового цеха, лом будет доставляться к нему так же, как и в остальные сталеплавильные цехи - железнодорожным транспортом или более удобным способом - на автомобилях. Загрузка бадей в этом случае производится в шихтовом пролете главного здания ЭСПЦ.

Второй вариант - загрузка бадей в отделении подготовки лома применяется в том случае, когда копровый цех или специально сооруженное ОПЛ расположены очень близко от здания электросталеплавильного цеха. Тогда шихтовый пролет не строится, загруженные бады из ОПЛ самоходными тележками по специальной колее или специальными автомобилями-бадьевозами доставляют к проемам рабочей площадки и далее - непосредственно к электропечам. Достоинства этого варианта - сокращение транспортных расходов, уменьшение опасности задержки подачи шихты при перевозке ее «вертушками», сокращение перегрузок лома. В принципе бады можно загружать в копровом цехе или в ОПЛ и тогда, когда они расположены далеко от цеха, но дело осложняется тем, что габариты загрузочных бадей больше железнодорожных и автодорожных габаритов и для перевозки их потребуется прокладывать специальные железнодорожные пути или дороги. На действующем предприятии со сложившимся расположением цехов и путепроводами сделать это нелегко.

Итак, возможны следующие схемы обеспечения ЭСПЦ шихтой:

- 1) Загрузка бадей магнитом (при немагнитной шихте - грейферами или клещами) в шихтовом пролете.
- 2) Загрузка бадей с помощью контейнеров в шихтовом пролете.
- 3) Загрузка бадей контейнерами в ОПЛ.
- 4) Загрузка бадей магнитом в ОПЛ.

Первый вариант - загрузка бадей в шихтовом пролете элек-

тромагнитами или грейферами и клещами - применялась в ЭСПЦ первого поколения. Достаточно подробное описание работы шихтового пролета этих цехов приведено в главе 6.

Второй вариант схемы обеспечения металлошихтой - загрузка бадей с помощью загрузочных контейнеров в шихтовом пролете - широко используется в цехах второго и третьего поколений (рисунок 4.3). В настоящее время эта схема при всех ее недостатках, по-видимому, наиболее удачна для тех случаев, когда копровый цех или ОПЛ удален от электросталеплавильного цеха.

Составы платформ с контейнерами подаются по железнодорожному пути 1. По этому же пути подаются платформы с ломом, чугуном (погруженным в контейнеры или россыпью) и ферросплавами в контейнерах, которые по какой-либо причине не могут подаваться к печам через бункерный тракт обеспечения сыпучими и ферросплавами.

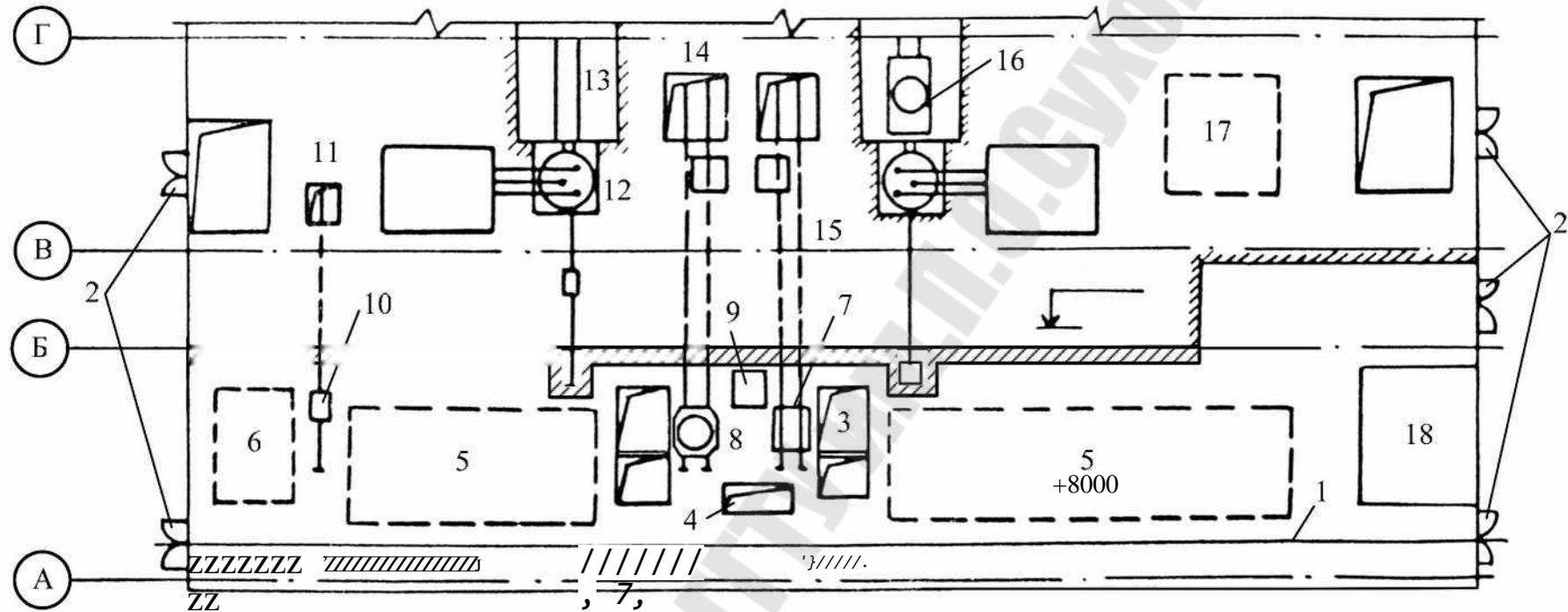


Рисунок 4.3. Фрагмент плана цеха третьего поколения с загрузкой бадей контейнерами в шихтовом пролете

пролеты: А-Б - шихтовый; Б-В - бункерный; В-Г - печной; 1 - железнодорожный путь; 2 - автовъезд; 3 - ямные бункера для металлолома; 4 - ямный бункер для чугуна; 5 - участок для резервных контейнеров с ломом; 6 - участок для контейнеров с ферросплавами; 7 - напольные весы; 8 загрузочная бадья; 9 - пульт управления скраповозами; 10 - передаточная тележка; 11 - проем в рабочей площадке; 12 - электропечь; 13 - рельсовая колея для сталевоза; 14 - проем для бадей; 15 - место установки бадей на рабочей площадке; 16 - сталевоз с ковшом; 17 - участок сборки сводов; 18 - помещение для вспомогательных служб

Для ускорения оборачиваемости контейнеров, что позволяет уменьшить их парк, загруженные контейнеры на платформах должны быть как можно быстрее заменены порожними и отправлены обратно в ОПЛ, поэтому часть поступивших контейнеров сразу разгружается в бадью и возвращается на платформы. Остальные наполненные контейнеры до следующей загрузки бадьи ставят на пол цеха на специально отведенные участки 5, а порожние контейнеры с этих участков устанавливают на платформы. Резерв контейнеров на полу позволяет бесперебойно загружать бадью при смене вертушек (на это требуется примерно 15 - 20 мин), не прерывать загрузку бадей и тогда, когда вместо вертушек с контейнерами в пролет необходимо подавать вагоны с рассыпным ломом, чугуном, ферросплавами или с каким-либо оборудованием для ремонта и пр. Площади для контейнеров должны быть достаточны для работы цеха в течение не менее 8 часов (одной смены).

Рассыпной лом, расходуемый для точной корректировки массы завалки, и чугун разгружаются электромагнитами в ямные бункера. Запас этих материалов в пролете должен быть достаточен для работы цеха в течение 3 - 5 суток.

Третья схема снабжения - загрузка бадей контейнерами в ОПЛ применена на Молдавском металлургическом заводе (ММЗ).

Основной недостаток этой схемы отмечался раньше - уменьшение до 20 % насыпной плотности лома при его пересыпке в бадью, а поскольку в ОПЛ поступает главным образом низкосортный лом, это приводит к двум и даже трем подвалкам. Скорость расплавления легковесного лома велика, поэтому для того, чтобы успеть подготовить шихту для очередной подвалки, на каждую печь следует предусмотреть два скраповоза.

Четвертый вариант - загрузка бадей в ОПЛ малыми порциями магнитами или грейферами - реализован на Белорусском металлургическом заводе (БМЗ), Волжском трубном заводе. Загрузка лома из закромов непосредственно в бадью позволяет приемлемо компактно укладывать лом. Доставка же лома к печам автобадьевозами делает систему обеспечения очень гибкой.

5. ПОДАЧА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО ЛОМА В ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫЙ ЦЕХ

Важным элементом современной плавки в дуговых печах является вид и качество шихтовых материалов. В первую очередь это касается металлического лома. При работе печей по двухшлаковой технологии считалось, что средняя плотность металлического лома должна быть не менее 1 т/м³.

Увеличение мощности печного трансформатора более чем в три раза позволило осуществлять проплавление колодцев во столько же раз быстрее. Наличие тяжеловесного лома имеет такие недостатки как низкая скорость плавления, неэффективность работы на длинных дугах, трудность проплавления колодцев, частые поломки электродов, ограниченные возможности расхода кислорода. Наличие в металлошихте достаточно крупных элементов замедляет процесс плавления, так как процесс их перехода в жидкое состояние уже связан не с количеством подводимого тепла, а со скоростью их растворения в ванне металла. Возникает ситуация, когда появилась ванна жидкого металла, а в ней наблюдаются острова крупных масс твердого металла. Все это привело к идее существенного уменьшения плотности металлического лома до величины 0,6-0,8 т/м³. В этом случае темп проплавления лома существенно увеличивается.

Вместе с металлическим ломом в шихту электроплавки поступает от 1 до 3 % мусора. Теплофизический справочник свойств шихтовых материалов черной металлургии определил среднее содержание в металлическом ломе только SiO₂ — 1,5 %. Состав мусора непредсказуем и зависит от источника его поступления.

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

Высокие требования, предъявляемые к качеству металлического лома, используемого в электроплавке, вынудили отказаться от использования в металлошихте тяжелых пакетов и перейти на разделку лома, в основном, огневой и ножничной резкой. Современный электросталеплавильный цех редко проектируется на объем производства свыше 1,5 млн. т стали в год, а чаще даже ниже этого объема. Подготовка металлического лома для электросталеплавильного цеха производится в специализированном отделении магнитных материалов. Это отделение в

зависимости от количества перерабатываемого металлического лома и суточной нормы хранения может быть двух или четырехпролетным.

В каждом пролете отделения устанавливается по два мостовых магнитно-грейферных крана грузоподъемностью 16 т. У внешнего ряда колонн с привязкой к их осям в 4 м укладываются сквозные железнодорожные пути, по которым осуществляется доставка металлического лома в полувагонах и его отгрузка в контейнерах ёмкостью 12-15 м³, установленных на железнодорожных платформах или полувагонах навалом. Намечается принимать металлический лом в одном пролете, а отгружать в другом. Для передачи лома из одного пролета в другой между колоннами среднего ряда сооружаются три склиза с бортами. В отделении сооружаются пресс-ножницы таким образом, что их загрузка производится в одном пролете, а разгрузка разделанного лома — в другом.

Пресс-ножницы занимают площадь в трех шагах колонн здания отделения (по 12 м каждый) со стороны загрузки лома. Во втором пролете происходит разгрузка подготовленного лома с конвейера. Закромы для хранения лома заглублены на 2 м и имеют ограждение высотой 2 м над уровнем пола со стороны железнодорожных путей и 5 м со стороны внутреннего ряда колонн. Средняя высота штабеля лома может составить 6 м, что обеспечивает 10 суточный запас лома в отделении.

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

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

где $V_{\text{зак}}$ — объём закровов для складирования металлического лома, м³; $P_{\text{сут}}$ — суточный объём производства стали, т/сутки; $C_{\text{л}}$ — расход металлического лома, т/т; $T_{\text{норм}}$ — нормированная продолжительность хранения металлолома в закромах шихтового

пролета, суток; K — коэффициент заполнения закрома; q — насыпная масса лома, т/м³.

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

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

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

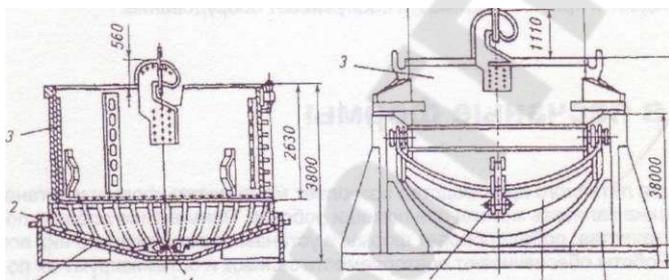


Рисунок 5.1. Загрузочные корзины (бадьи) объемом 50 м³ с гибкими секторами и грейферного типа:

1 — пластинчатые секторы; 2 — поддон; 3 — корпус; 4 — замковая цепь; 5 — цепь; 6 — сектор; 7 — стенд.

Если плавка в дуговой электропечи ведется на 100 % металлического лома, то на одну плавку используется обычно не менее двух бадей. Кратковременность современной дуговой электроплавки (40-60 минут), с учетом затрат на транспортировку бадей в печной пролет, захват её мостовым краном печного пролета, транспортировку её к дуговой печи, завалку лома в печь и возвращение бадей в шихтовый пролет под загрузку ломом, оставляет очень мало времени на эту операцию (25-40 минут).

Расстояние между осями двух железнодорожных путей доставки бадей с металлическим ломом в печной пролет не превышает 12 м. Таким образом, фронт загрузки бадей металлическим ломом оказывается на небольшой длине шихтового пролета.

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

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

Вариант 2 — доставка металлического лома в шихтовый пролет ЭСПЦ в контейнерах емкостью 12-15 м³, устанавливаемых на железнодорожные платформы, и загрузка бадей с помощью мостовых кранов общего назначения.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Для массы плавки в 100 т это время составит 42-45 минут. Как отмечалось ранее, для своевременной доставки лома к печи на эту операцию нельзя затратить более 25-40 минут. Следовательно, для рассматриваемого случая загрузку металлического лома на плавку необходимо производить одновременно двумя кранами. При этом не исключены взаимные помехи в их работе.

Вышеизложенные обстоятельства заставили на некоторых предприятиях (например, ОАО «Северсталь») перейти на завалку металлического лома в бадьи из контейнеров ёмкостью до 15 м³. Для работы с контейнерами в шихтовом пролете устанавливаются мостовые краны общего назначения грузоподъемностью 30/5 т. Время на захват контейнера с ломом, транспортировку к бадье, загрузку и возврат на место занимает не более 3 минут. Таким образом, при насыпной плотности лома в 0,8 т/м в одном контейнере его масса составит 12 т, что обеспечивает загрузку бадьи со скоростью 4,0 т/мин., т. е. скорость загрузки металлического лома по сравнению с использованием магнитных кранов возрастает в 1,6 раза. В качестве транспортного средства для доставки металлического лома в шихтовый пролет используются железнодорожные платформы, вместо полувагонов по первому варианту. Количество железнодорожных составов с контей-

нерами для доставки металлического лома в шихтовый пролет рассчитывается по той же формуле, что и при использовании для этой цели полувагонов. Изменяется, в сторону уменьшения, только время оборота состава. Количество контейнеров для бесперебойного снабжения цеха металлическим ломом равно:

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

где $N_{\text{конт.}}$ — количество контейнеров для металлического лома, шт.; $V_{\text{конт.}}$ — объём контейнера для металлического лома, м³; $P_{\text{сут.}}$ — суточный объём производства стали, т/сутки; $C_{\text{л.}}$ — расход металлического лома, т/т; K — коэффициент учитывающий непредвиденные задержки с доставкой контейнеров (1,1-1,2); q — насыпная масса лома, т/м³; 1440 — количество минут в сутках.

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

Преимущества контейнерной доставки лома заключаются в следующем:

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

В мировой практике имеются электросталеплавильные цехи, в которых шихтовый двор отсутствует (ЭСПЦ в г. Жлобин, Белоруссия). Бадьи с металлическим ломом доставляются из отделения магнитных материалов непосредственно в печной пролет цеха специальным автотранспортом с подъемной платформой.

6. КАЧЕСТВО ПОДГООВЛЕННОГО ЛОМА

Основными качественными показателями металлошихты является насыпная плотность (ρ , кг/м³, т/м³), химическая однородность и содержание вредных примесей, особенно таких, как сера и цветные металлы. По практической классификации вся масса вторичных черных металлов разделяется на две группы: оборотный лом и товарный лом.

Оборотный лом - это лом, образующийся на самом металлургическом предприятии. Товарный лом - лом, поступающий на завод с других предприятий в подготовленном и неподготовленном состоянии. Оборотный и товарный лом как шихтовые материалы неравноценны прежде всего по химическому составу и содержанию вредных примесей.

Оборотный лом - это в основном отходы, образующиеся при прокате. Происхождение его известно, содержание вредных примесей всегда в пределах допусков, регламентируемых стандартом для прокатываемого сорта.

Товарный же лом формируется из отходов различных отраслей народного хозяйства и, хотя он проходит предварительную сортировку, степень его химической однородности невелика. Этот лом имеет повышенную загрязненность цветными металлами за счет всякого рода бронзовых втулок, медных обмоток, различных припоев, которые отделить полностью практически невозможно. Здесь могут быть детали оборудования химической промышленности (трубки, емкости) покрытые в трудноконтролируемых местах налетом химических соединений, вносящих в ванну самые различные примеси, в том числе одну из самых неприятных для сталеплавильщиков - серу. По загрязненности примесями самым опасным, не поддающимся сколько-нибудь серьезному предварительному контролю в цехе перед загрузкой в печь, является пакетированный лом.

Другой важный показатель качества лома - его насыпная плотность. Чем выше ее значение, тем меньше требуется емкостей (коробов и лотков, мульд и загрузочных бадей) для хранения, транспортировки заданной массы материала и тем легче, проще организация работы в цехе. Показатель «насыпная плотность» имеет две особенности. Во-первых, кажется очевидным, что чем больше собственная плотность каждого из фрагментов шихты, тем выше должна быть масса в целом. В действительности же на величину этого показателя большое, если не решающее, влияние оказывают размеры фрагментов шихты. С уменьшением размеров насыпная плотность шихты в целом

увеличивается. Так, пакеты размерами 500x500x(500-800) мм при собственной плотности 2300 кг/м³ в транспортном коробе объемом 14 м имеют насыпную плотность всего лишь 750 кг/м³. Однако такие же пакеты, но меньшей длины (450 - 500 мм) в том же коробе имеют $\gamma = 900 - 950$ кг/м³.

Вторая особенность показателя «насыпная плотность» - уменьшение ее величины на 10 - 25 % при каждой пересыпке лома из емкости в емкость. Таким образом, по мере продвижения подготовленного лома от вагона, в котором он поставлен заводу, до печи насыпная масса лома может заметно уменьшиться. С этой точки зрения распространенная схема передачи лома вагон - короб - бадья - печь проигрывает в сравнении со схемой вагон - бадья - печь.

По насыпной плотности оборотный и товарный лом неравноценны.оборотный лом, используемый в шихте печей ЭСПЦ НкМК, имеет следующие насыпные плотности в контейнере емкостью 14 м³ (т/м³): тяжеловесная прокатная обрезь (блюмы, слябы) - 3,7 - 4,2; хвостовая обрезь 3,7 - 4,2; отходы рельсобалочного цеха - 1,2.

Средняя насыпная плотность товарного лома по всем видам составляет примерно 1 т/м³.

Соотношение между оборотным и товарным ломом в шихте зависит от того, где расположен электросталеплавильный цех. Если цех входит в состав металлургического завода с конвертерным цехом, то доля оборотного лома в шихте достаточно велика. Так, в шихте электросталеплавильного цеха ОАО «НкМК» доля оборотного лома колеблется на уровне 50 - 60 %, остальное - легковесный товарный лом. Сходное положение в электросталеплавильных цехах в Череповце, Липецке и др.

Шихта остальных электросталеплавильных цехов формируется главным образом из легковесного товарного лома. Остальное - собственный оборотный лом и оборотный лом, покупаемый у других крупных заводов, где положение с этим видом отходов менее напряженно.

В будущем, по мере увеличения количества печей и в связи с переходом от разливки в слитки к разливке на МНЛЗ количество легковесного товарного лома в шихте электропечей будет возрастать. Такая тенденция характерна не только для отечественной металлургии. Ухудшение качества металлошихты, как по насыпной плотности, так и по степени загрязненности ее примесями, в особенности - медью и никелем, отмечается во всем мире. Насыпная плотность лома, используемого в

электропечах за рубежом, находится на уровне 1 т/м³. В связи с этим возникает вопрос: какая вообще должна быть плотность лома для нормальной работы печи?

Нижняя граница этого показателя определяется относительно просто: минимальная плотность шихты должна быть такой, чтобы после проплавления колодцев глубина жидкой металлической ванны на подине была достаточна для устойчивого горения дуг без перегрева кладки подины. Для 100-т печи минимальная насыпная плотность равна 0,7 т/м³. При использовании лома меньшей насыпной плотности следует работать на «болоте».

Однако работа только на легковесном ломе неизбежно увеличивает простои печи на подвалках и, как следствие, - потерю производительности. Приемлемые технико-экономические показатели работы высокомошной печи на расплавлении и в окислительном периоде получаются при выполнении двух условий: во-первых, загрузка шихты должна производиться в два приема (завалка с одной подвалкой) и, во-вторых, продолжительность подвалки от выключения до включения печи должна быть минимальной - примерно 3 - 5 мин.

Исходя из условия загрузки шихты в два приема, можно рассчитать целесообразную насыпную плотность лома. Так, объем плавильного пространства отечественных 100-т печей с водоохлаждаемыми стеновыми панелями составляет примерно 80 м³. Тогда объем шихты при загрузке в два приема должен составлять $80 \times 2 \times 0,9 = 144$ м³ (0,9 - степень заполнения печи ломом). При массе плавки по жидкому, равной 100 т, расход лома составит $100 \times 1,10 = 110$ т (здесь 1,10 - норма расхода металлошихты при выплавке конструкционных марок стали). Насыпная плотность скрапа в печи должна быть $110/144 = 0,76$ т/м³. Принимая, что при каждой перегрузке лома его насыпная плотность уменьшается на 20 %, исходная плотность перед двукратной пересыпкой (погрузка в бадью и из бадьи в печь) должна быть равна $0,76/(0,8 \times 0,8) = 1,19$ т/м³. Товарный лом с такой плотностью может быть получен при порезке на ножницах, а с еще большей плотностью - криогенным фрагментированием. Сейчас же пока используемый в электропечах лом имеет насыпную плотность на уровне 0,8 - 0,9 т/м³. При работе на таком ломе приходится вводить в состав шихты тяжеловесный оборотный лом. Долю его можно рассчитать с помощью уравнения

$$100\gamma_{ш} = X * \gamma_{обл} + (100 - X)\gamma_{т.л.}$$

где $\gamma_{ш}$, $\gamma_{обл}$, $\gamma_{т.л.}$ - соответственно насыпные плотности шихты, оборотного лома и товарного лома;

X - доля оборотного лома в составе шихты, %.

Так, например, если цех располагает оборотным ломом с $\gamma_{обл} = 3,7$ т/м³, товарным ломом $\gamma_{т.л.} = 0,9$ т/м³, то для получения заданной насыпной плотности шихты $\gamma_{ш} = 1,19$ т/м необходимо ввести завалку 10 % оборотного лома. При работе же на товарном ломе с меньшей насыпной плотностью возрастает доля тяжеловесного оборотного лома, что может увеличить продолжительность периода плавления.

При отсутствии же тяжеловеса, при обычной насыпной плотности товарного лома неизбежна вторая подвалка с соответствующим увеличением продолжительности периода плавления. Впрочем, как показывает опыт, при хорошей организации работы простой на подвалке может быть сокращен до 3 - 5 мин, и в этом случае производительность печи не уступает производительности при работе с одной подвалкой, но с повышенным количеством оборотного лома. Залогом таких коротких подвалок является, во-первых, рациональные проектные решения организации снабжения печей металлошихтой и, во-вторых, достаточно высокая быстроходность механизмов электропечи (перемещения электродов, поворота свода) и загрузочных мостовых кранов.

7. ТРАНСПОРТ ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЦЕХОВ

Промышленный транспорт металлургического предприятия разделяют на внутренний и внешний. Внешний транспорт, чаще всего железнодорожный, обеспечивает доставку в цехи металлургического предприятия материалов от внешних источников снабжения. На каждом металлургическом предприятии имеется железнодорожный цех со своим специфическим хозяйством, который кроме обслуживания грузоперевозок внутри завода обеспечивает связь с внешним транспортом Министерства путей сообщения (МПС).

В качестве внутрицехового и межцехового транспорта применяют железнодорожный, автомобильный, непрерывный транспорт; для внутрицеховых перевозок используют также рельсовые тележки и краны.

Тип транспорта выбирают с учетом объема перевозок, вида перевозимых грузов, характера и условий технологического процесса и экономичности того или иного транспорта в конкретных условиях цеха.

На долю железнодорожного транспорта приходится примерно 60 % грузоперевозок, на долю непрерывного (конвейерного) и автомобильного

- 28 и 12 % общего грузооборота соответственно.

Основным преимуществом железнодорожного транспорта является его универсальность, позволяющая перевозить грузы практически всех видов, включая жидкий металл и шлак. За многие годы эксплуатации созданы хорошо зарекомендовавшие себя специальные виды подвижного состава - шлаковозы, слитковозы и др.

Недостатки этого вида транспорта - относительно невысокая оперативность и гибкость; большие занимаемые площади на стрелки, тупики, резервные пути и повороты (минимальный радиус поворота железнодорожной колеи - не менее 150 м); высокие капитальные затраты и высокие эксплуатационные расходы.

Автомобильный транспорт служит для внутривозвездских перевозок грузов с центральных складов и отделений металлургического предприятия в цехи. Он обладает большей маневренностью по сравнению с железнодорожным транспортом, позволяет сократить площади, занимаемые транспортом, и создавать компактные схемы грузоперевозок, радиус поворота автомобиля около 20 м.

Для перевозки сыпучих материалов, таких, как известь, доломит, ферросплавы используют самосвалы грузоподъемностью от 4,5 до 27 т. Для перевозки сыпучих материалов в контейнерах применяют грузовые бортовые автомобили грузоподъемностью от 5 до 17 т.

Для транспортировки грузов внутри цеха, а также для разгрузки крытых вагонов и перемещения контейнеров применяют электро- и автопогрузчики.

В ЭСПЦ, построенных в нашей стране зарубежными фирмами (ОЭМК, Волжский трубный завод), для перевозки шлаковых чаш и бадей с шихтой используют специальный автотранспорт: автошлаковозы и автобадьевозы.

К машинам непрерывного транспорта относятся конвейеры и пневматический транспорт.

Конвейерный транспорт используется для перевозки сыпучих и кусковых грузов. По сравнению с железнодорожным и автомобильным он позволяет автоматизировать транспортировку материалов, допускает пересечение грузопотоков, требует меньшего числа обслуживающего персонала, позволяет подавать грузы непосредственно к агрегату, что уменьшает число перегрузок и требуемых для этого механизмов. Конвейеры транспортируют грузы потоком, постоянным по производительности и направлению. В электрометаллургических цехах применяют ленточные, цепные конвейеры и ковшовые элеваторы.

Ленточные конвейеры имеют самое широкое распространение из-за своей высокой производительности и непрерывности действия (рисунок 3.4).

Конвейерная лента представляет собой специально прорезиненную ткань. Сверху ленту покрывают слоем резины для предохранения ткани от воздействия влаги, механических повреждений и истирания. Ширина ленты составляет 0,3 - 1,4 м. В последнее время все чаще применяют особо прочные ленты с каркасом из стальной проволоки, что позволяет увеличить длину одного конвейера с 200 - 250 м до 2 - 3 км. Верхней ветви ленты при помощи роликовых опор придают форму желоба, что позволяет увеличить производительность конвейера до 20 - 25 м³/ч. Нижняя нерабочая ветвь ленты всегда плоская. Скорость движения конвейерной ленты, в зависимости от крупности транспортируемых материалов, составляет 0,8 - 2,0 м/с. Цепные конвейеры применяют для транспортировки материалов и мелких изделий, нагретых до высокой температуры. Ковшовые элеваторы используют в линии шихтоподачи для перемещения сыпучих и кусковых материалов в вертикальном направлении.

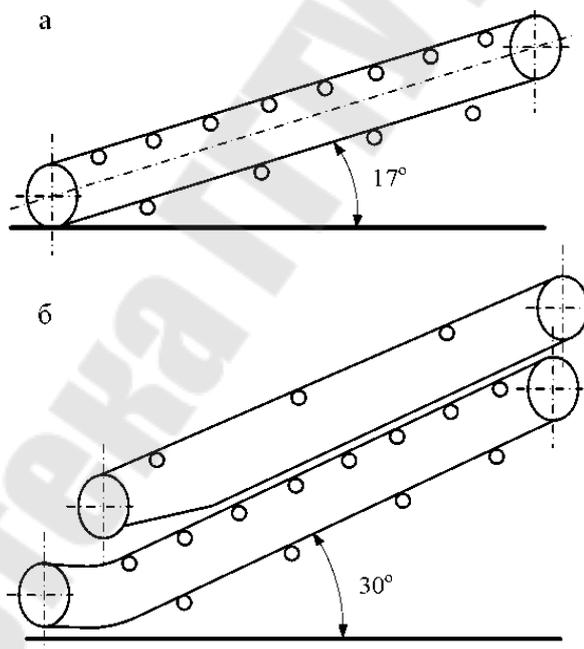


Рисунок 7.1. - Схема ленточных конвейеров

а - открытый ленточный конвейер; б - ленточный конвейер с накрываемой лентой

Схема элеваторного транспортера, используемого фирмой «Элкем» (Норвегия) на печах мощностью 75 МВА, приведена на рисунке 7.1.

Пневматический транспорт применяют для транспортировки тонкоизмельченных и зернистых материалов по трубам в смеси с воздухом. Материалы перемещаются в результате сообщения им скорости движущимся потоком воздуха. Этот способ, в частности, применяется для вдувания различных материалов в сталь при внепечной обработке.

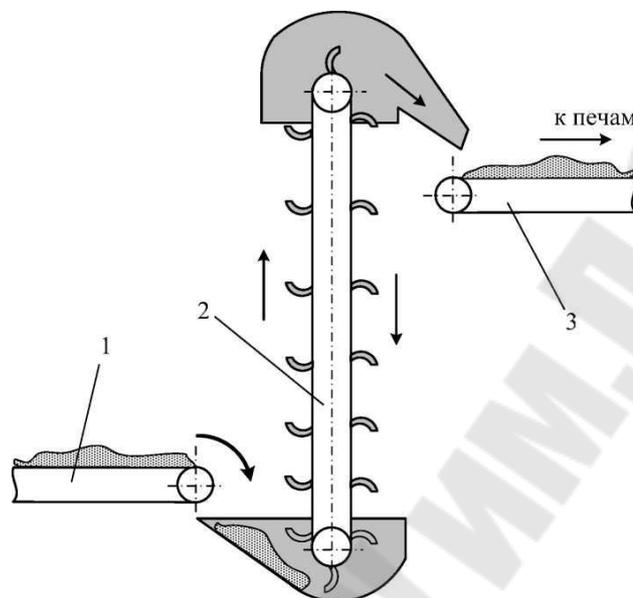


Рисунок 7.2. - Схема элеваторной подачи материалов

1 - транспортер из дозирочного узла; 2 - элеватор;
3 - транспортер для распределения шихты по печным карманам

Под давлением воздуха по трубам транспортируют калиброванную тару (патрон) с пробами металла от печи в экспресслабораторию цеха (пневмопочта).

На ближайшие годы при проектировании новых и реконструкции существующих цехов рекомендуется широкое применение конвейерного и автомобильного транспорта.

8. ГРУЗОНЕСУЩЕЕ ОБОРУДОВАНИЕ.

8.1. Мостовые краны

Все погрузочно-разгрузочные и вспомогательные работы в шихтовом пролете современных цехов выполняются специальными, так называемыми мультимагнитными, мостовыми кранами с двумя подъемными лебедками на одной тележке. Главная лебедка оснащается съемным мультимановым захватом на 3 - 4 мульты или траверсой с двумя крюками; вспомогательная лебедка может работать со съемным электромагнитом. Выпускается два типа таких кранов: грузоподъемностью 10/5 и 30/15 т.

Таблица 8.1. - Основные размеры шихтовых пролетов действующих электросталеплавильных цехов

Параметр	Массовая вместимость печи, т					
	6	12	25	50	100	200
Ширина по осям колонн, м	24	24	24	30	30	30
Высота головки подкранового рельса, м	10	10	12	12	14	16

Грузоподъемность кранов выбирается из расчета подъема максимально ожидаемой массы шихты или ферросплавов с тарой. Работа с загрузочной бадьей, даже порожней, не предусматривается.

Практически в шихтовых пролетах цехов, оснащенных печами вместимостью 50 - 200 т приходится устанавливать мультимагнитные краны грузоподъемностью 30/15 т. Основные рабочие характеристики крана следующие:

- грузоподъемность главной траверсы, т 30;
- грузоподъемность вспомогательного крюка, т 15;
- высота подъема главного крюка (траверсы), м 15;
- высота подъема вспомогательного крюка, м 20;
- скорость подъема главного крюка (траверсы), м/мин 9,6;
- скорость подъема вспомогательного крюка, м/мин 24;
- скорость передвижения моста, м/мин 96;
- скорость передвижения тележки, м/мин 48.

8.2 Загрузочные бады

Загрузочные саморазгружающиеся бады применяют для механизированной загрузки шихты сверху в открытую печь. Применяют два типа загрузочных бадей: с пластинчатым днищем и с днищем в виде грейфера с жесткими раскрывающимися челюстями.

Бадья с пластинчатым днищем состоит из цилиндрического корпуса, к нижней части которого присоединены пластинчатые секторы и замок. Транспортировка бады с шихтой с гибким секторным днищем производится с поддоном, который скреплен с корпусом бады. Общим недостатком бадей с секторным днищем является наличие поддона, который следует чистить, а также необходимость сборки секторов и возможность самопроизвольного раскрытия бады.

Этот тип бадей применяется в цехах, оборудованных печами малой вместимости (6 - 25 т).

Современные цехи с печами вместимостью 50 т и более в настоящее время оснащаются грейферными бадьями. Они лишены недостатков бадей с пластинчатым днищем (рисунок 8.1).

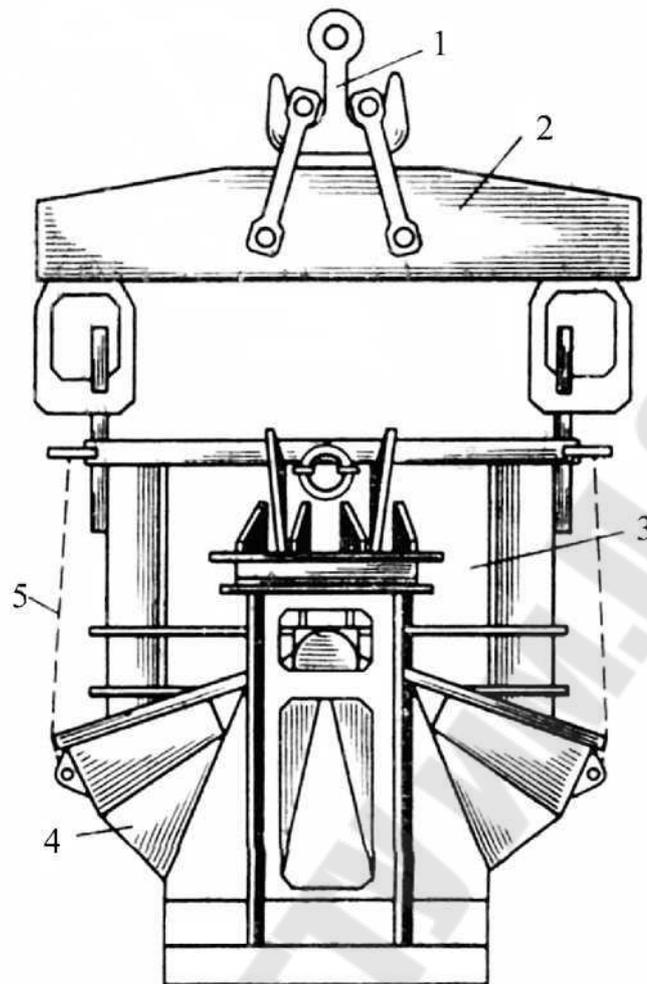


Рисунок 8.1 - Загрузочная машина грейферного типа

Бадья состоит из корпуса 3 и днища в виде двух челюстей 4, шарнирно прикрепленных к корпусу. Раскрытие челюстей происходит только после приложения тянущих усилий к канатам 5 с помощью вспомогательного подцепа крана. К корпусу бадьи приварены крюки, за которые с помощью траверсы 2 бадья подвешивается к крюку 1 главного подъема крана. Недостаток грейферной бадьи - необходимость раскрывать ее высоко над подоиной печи - выше верхнего среза корпуса печи, что создает значительные ударные нагрузки на подоину печи при высоком падении лома. Транспортировку загрузочных бадей из шихтового пролета в печной осуществляют на самоходных тележках с дистанционным управлением.

Загрузочный объем бадьи примерно равен объему электропечи.

8.3. Автобадьевозы

Автобадьевоз (рисунок 8.2.) представляет собой шестиосный тяжеловоз грузоподъемностью 150 т. Конструкция автомобиля позволяет одновременно поворачивать все шесть колес вокруг своих вертикальных осей. Эта особенность придает машине необычайную маневренность. Этому способствуют и две кабины управления. При двух кабинах отпадает сложный маневр заднего хода: шофер пересаживается во вторую кабину и движется всегда вперед. Вторая особенность конструкции: корпус машины способен подниматься на высоту до 600 мм и в этом положении транспортировать бадью (груженную или порожнюю) с подставкой. Подъехав к месту, где должна быть установлена бадья, машина опускается, подставка бадьи становится на пол, машина выезжает из-под нее и готова к перевозке следующей бадьи с подставкой.

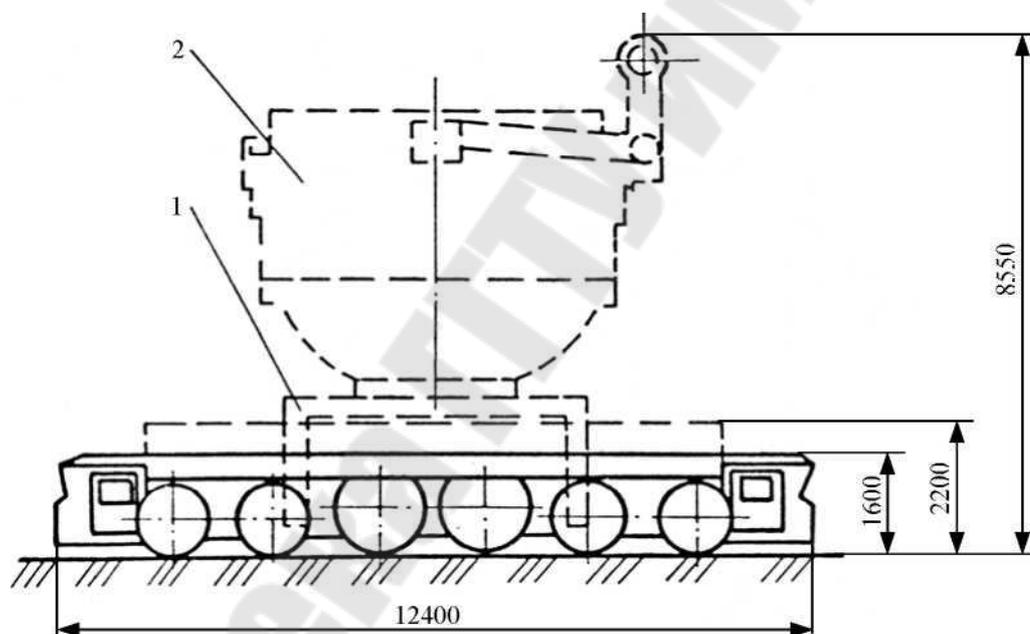


Рисунок 8.2. - Автобадьевоз

1 - подставка; 2 - бадья загрузочная

8.4. Расчет количества мостовых кранов

Расчет количества кранов проводится по формуле

$$\Pi = \frac{zT}{1440\Pi'}$$

где z - количество плавков в цехе за сутки, шт.;

T - задолженность крана на одну усредненную плавку, мин;

1440 - количество минут в сутках;

$\Pi = 0,8$ - предельно допустимая нагрузка на кран.

Задолженность крана на плавку зависит от объема работ и ее организации в пролете. Методику расчета величины T рассмотрим на примере некоего гипотетического цеха производительностью 700 тыс. т в год, оснащенного печами вместимостью 100 т. Металлошихта состоит из стального лома (95 %) и чугуна. Бадьи загружаются контейнерами объемом 14 м^3 , вмещающими в среднем 9 т лома. Загрузка стального лома для корректировки массы шихты и чугуна (как карбюризатора) производится электромагнитом М-62В (см. таблицу 7.1) из ямных бункеров. Основная работа кранов - загрузка бадей и возобновление запасов лома и чугуна в ямных бункерах.

Принято: Ширина пролета в осях колонн 30 м; длина 160 м; пролет обслуживается мостовыми кранами грузоподъемностью 30/15 т; контейнеры доставляют в пролет на платформе модели 13401 (грузоподъемность 63 т, длина по осям сцепления автосцепок 14620 мм); на платформе устанавливают по 3 контейнера (больше не войдет). При заданной длине пролета в него входит состав из 10-ти платформ с 30-ю контейнерами-«вертушками».

Расчеты. Среднее количество плавков в сутки по цеху равно: $700000/(0,96 \cdot 100 \cdot 326) = 22,4$ шт. (здесь 0,96 - выход годного по ЭСПЦ; 100 - масса горячих заготовок на плавке, т; 326 - годовой фонд рабочего времени печи, сут.). При расходе металлошихты 1080 кг на 1 т жидкой стали масса металлошихты на плавку составит: $100 \cdot 1,08/0,96 = 112$ т, из них лом - 106 т, чугун - 6 т. На плавку потребуется контейнеров $106/9 = 11,77$ шт. При корректировке массы завалки россыпью с помощью электромагнита будет погружаться лома $(11,77 - \Pi) \cdot 9 = 7,0$ т. Количество контейнеров, проходящих через цех за сутки: $11 - 22,4 = 246,4$ шт., общее количество подач вертушек за сутки: $246,4/30 = 8,21$ подача.

Для ускорения оборачиваемости «вертушек» обработка поступившего в цех состава производится двумя кранами, загрузка бадей ломом производится прямо с платформы. Таким способом будет

погружаться лом на 8,21 плавки - по числу подач вертушек в пролет за сутки, что составляет 36,7 % от всех плавков. Остальные 63,3 % плавков будут загружаться ломом из контейнеров, расположенных на полу.

На усредненной плавке загрузка бадьи производится и с платформы, и с пола; соответственно заменяются порожние контейнеры с пола на загруженные с платформы.

1) Задолженность крана на каждую операцию составляет:

2) Загрузка бадьи ломом из контейнера прямо с платформы и установка порожнего контейнера на платформу - 4,77 мин.

3) Загрузка бадьи из контейнера, установленного на полу, и возвращение его обратно - 5,21 мин.

4) Перестановка порожнего контейнера с пола на железнодорожную платформу - 3,14 мин.

5) Перестановка загруженного контейнера с платформы на пол - 3,14 мин.

б) Загрузка лома и чугуна электромагнитом в бадью из закрома, перегрузка лома и чугуна с платформы в загром - 1,65 мин.

В нашем примере задолженность крана на усредненную плавку складывается из продолжительности следующих работ: - загрузка бадьи 4-мя контейнерами с платформ:

$$4,77 \cdot 4 = 19,1, \text{ мин}^*;$$

- загрузка бадьи 7-ю контейнерами с пола: $5,21 \cdot 7 = 36,5$ мин;

- перестановка 7 контейнеров с пола на платформу:

$$3,14 \cdot 7 = 22,0, \text{ мин};$$

- перестановка 7 груженых контейнеров с платформы на пол:

$$- 3,14 \cdot 7 = 22,0, \text{ мин};$$

- перегрузка 7 т лома и 6 т чугуна из закровов в бадью: $1,65(7+6)/1,8 = 11,9$ мин (здесь 1,8 - масса чугуна и лома, поднимаемая магнитом М-62В, см. таблицу 7.1);

- загрузка 7 т лома в ямный бункер контейнером с платформы и установка контейнеров обратно - 4,77 мин. Поскольку на одну плавку расходуется 7 т лома (0,78 от содержимого в контейнере) соответственно продолжительность этой операции на усредненную плавку составит $4,77 \cdot 0,78 = 3,7$ мин;

- загрузка 6 т чугуна в ямный бункер контейнером с платформы и установка контейнера обратно - 4,77 мин. На одну плавку расходуется 0,5 контейнера чугуна, соответственно продолжительность этой операции на

усредненной плавке составит: $4,77 \cdot 0,5 = 2,4$ мин.

Общая продолжительность учтенных работ составляет 105,6 мин. Принимаем продолжительность неучтенных работ равной 10 % от учтенных. Тогда общая задолженность крана на плавку составит

$$T = 105,6 \cdot 1,10 = 116,2 \text{ мин.}$$

Минимально допустимое число кранов по (7.2), шт.

$$П = 116,222,4 / (14400,8) = 2,26.$$

Принимаем $П = 3$, тогда коэффициент использования крана составит:

$$П = 116,222,4 / (14403) = 0,6.$$

Следует иметь в виду, что длина зоны, обрабатываемой одним краном, составляет 50 - 70 м.

8.5. Расчет количества «вертушек»

Общее количество обслуживающих цех «вертушек» оценивается по формуле, шт.

$$V = q(T_1 + T_2 + T_3) / 1440,$$

где q - количество подач «вертушек» с ломом в цех за сутки;

T_1 - продолжительность пребывания «вертушек» в шихтовом пролете, мин (рассчитывается пооперационно так, как показано выше);

$T_2 = 2 \cdot 60 \cdot L / ш$ - время движения состава от ОПЛ до цеха и обратно, мин. Здесь L - расстояние от ОПЛ до цеха, км; $ш$ - скорость движения составов на железнодорожных путях на территории завода, км/ч. Обе величины зависят от организации движения железнодорожного транспорта на территории конкретного предприятия, его генерального плана.

Если проектируемый цех входит в состав действующего завода, то лучше всего ориентироваться на фактические данные по заводу. В том случае, когда ОПЛ связано с цехом напрямую железнодорожными путями, следует принимать $ш$ равной 4 км/ч в соответствии с нормами техники безопасности.

$T_3 = (t_1 + t_2)K$ - продолжительность замены на вертушке в ОПЛ порожних контейнеров на загруженные ломом, мин. Здесь t_1 и t_2 - соответственно продолжительность перестановки порожнего контейнера на пол и загруженного на платформу; K - количество контейнеров на вертушке. При расчете T_3

следует предусмотреть замену контейнеров на вертушке несколькими кранами.

В тех случаях, когда предусмотрена подача лома автобадьево-зами, следует определить парк загрузочных бадей и бадьевозов.

8.6. Площади для расстановки контейнеров на полу

Запас контейнеров на полу должен быть достаточен для работы цеха в течение восьми часов. В нашем примере для этого нужно: $246 \cdot 8 / 24 = 82$ контейнера. Контейнеры можно расположить, например, в четыре ряда вдоль пролета, по 21 контейнеру в ряду. Ширина участка с учетом проходов между контейнерами, равным 1 м, составит $(2,74 + 1) \cdot 4 = 13$ м; длина $(3,55 + 1) \cdot 21 = 96$ м. Целесообразно организовать два участка длиной, достаточной для установки по 10 и 11 контейнеров.

8.7. Ямные бункера

Ямные бункера сооружают из железобетона, стены дополнительно обшивают стальными плитами или рельсами. Глубина их зависит от уровня грунтовых вод и колеблется в пределах 2 - 4 м.

Линейные размеры их не должны превышать 50 м, ширина проходов между бункерами - не менее 1 м. Для безопасности шихтовщиков бункера ограждаются бортами высотой не менее 800 мм.

Суммарный объем бункеров для стального лома россыпью, используемого для корректировки массы шихты в бадье, определяется по формуле, м³

$$V = \frac{z M_{\text{л}} n_3}{\gamma * K}$$

где z - количество плавков, выпускаемых цехом за сутки, шт.;

$M_{\text{л}}$ - масса лома, добавляемая электромагнитом для корректировки на одной плавке, т (способ определения этой величины описан выше);

n_3 - норма запаса лома россыпью в пролете, сут.;

γ - насыпная плотность лома, т/м³ (при выборе γ следует иметь в виду, что корректировки стремятся делать тяжеловесным обратным ломом);

$K = 1,2$ - коэффициент заполнения бункера.

Далее задаются глубиной бункера H , вычисляют суммарную площадь бункеров $S = V/H$, а затем на плане цеха, сообразуясь с конкретными условиями, определяют длину и ширину бункеров. Для уменьшения задолженности кранов на малопроизводительную работу с

электромагнитом, бункера стремятся располагать как можно ближе к месту погрузки бадей. Бункера для чугуна и других металлических компонентов шихты, подаваемых в бадью в шихтовом пролете, рассчитываются аналогично.

8.8. Количество скраповозов

Количество тележек-скраповозов определяет число бадей в цехе, так как число бадей равно числу скраповозов и плюс одна или две резервных бады.

Расчет количества скраповозов проводится по формуле

$$C = \frac{z \cdot T}{1440},$$

где z - количество плавов в цехе за сутки, шт.;

T - задолженность скраповозов на плавку, мин.

Задолженность скраповоза складывается из продолжительности следующих операций:

- 1) общее время загрузки бадей на одну плавку;
- 2) переезд из шихтового пролета и обратно;
- 3) разгрузка содержимого бадей в печь.

Продолжительность загрузки бадей на плавку складывается из следующих операций: а) загрузка контейнерами с вагона - T_1 ; б) загрузка контейнерами с пола - T_2 ; в) корректировка массы шихты на плавку ломом из бункеров - T_3 ; г) загрузка чугуна и других компонентов - T_4 ; д) загрузка коксика и извести в бункерном пролете - $T_5 = 5$ мин.

Общая продолжительность операций 2 и 3 зависит от того, во сколько приемов (Б) приходится делать загрузку шихты на плавке (завалка и одна или больше подвалок). Величина эта определяется по формуле

где M_1 и M_2 - масса лома, загруженного из контейнеров и из бункеров при корректировке, т;

$$B = \frac{\frac{M_1}{\gamma_1} + \frac{M_2}{\gamma_2}}{VK}$$

γ_1, γ_2 - соответствующие насыпные плотности, т/м³;

V - объем бады, м³;

$K = 0,8 - 0,9$ - коэффициент заполнения бады.

Продолжительность переезда скраповоза к проему в рабочей площадке и обратно: $T_6 = 2BL/\omega$. Здесь L - расстояние от места загрузки бады до проема в рабочей площадке, м; ω - скорость скраповоза, м/мин.

Время на разгрузку содержимого бады в печь (T_7) складывается из

времени подъема бадьи, доставки ее к печи, собственно разгрузки бадьи и отправки порожней бадьи на скраповоз. Материалы для расчета T_7 можно найти в главе 8. Общая задолженность скраповоза на плавку $T = XT_7$.

9. РАСЧЕТ БАЛАНСА МЕТАЛЛОШИХТЫ ПО ЭСПЦ В УСЛОВИЯХ ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА

На современном электрометаллургическом заводе предусмотрена выплавка стали в ДСП с последующей доводкой и рафинированием ее в агрегате внепечной обработки с разливкой металла в слитки или на МЛНЗ, передачей заготовок на обжимной или сортовой станы, в кузнечный или кузнечно-прессовый цехи, далее на термообработку и на склад готовой продукции.

На практике схема передела металла может изменяться в зависимости от сортамента стали и имеющегося заказа на сортовой прокат. В данном расчете предусмотрено, что все виды продукции, направляемой потребителю, подвергаются термической обработке. На каждом из этих переделов имеют место потери металла. В табл.9.1 приведены нормативы потерь по видам. При составлении баланса металла необходимо эти потери разделить на возвратные и безвозвратные. Современный технологический уровень позволяет обеспечить переработку всех технологических отходов, однако степень трудо- и энергозатрат, а также экономический эффект, полученный от переработки отходов, резко отличаются. Условно к возвратным потерям (или оборотным отходам) можно отнести чистые металлические отходы, образующиеся на стадии выплавки, разливки стали и ее деформации в кузнечных цехах или на прокатных станах. К ним относятся литники, скрап, брак, недоливки, обрезь. При определении вида потерь и их количества необходимо, прежде всего, исходить из принятого способа разливки стали.

При разливке в изложницы образуются литники и недоливки, а при разливке на МНЛЗ эти потери металла отсутствуют. Отличается по количеству и обрезь, образуемая на передельных станах или в кузнечных цехах. При переработке заготовок с МНЛЗ они значительно меньше (см табл.9.1).

Безвозвратные потери (угар, улет, потери при зачистке слитков) требуют для своей переработки создания дополнительной специальной технологической схемы. Угар образуется при окислении металла во время выплавки стали за счет окисления железа, кремния, марганца и других элементов с переходом их оксидов в шлак. При нагреве металла под

деформацию в нагревательных печах происходит дополнительный угар за счет окисления с образованием окалины.

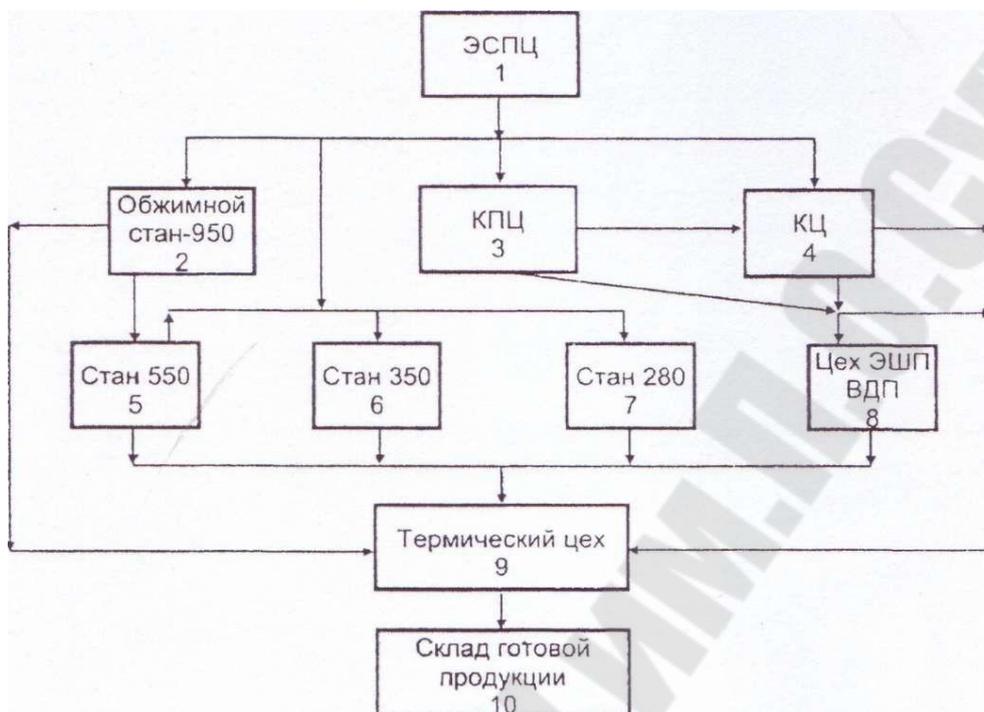


Рисунок 9.1. Типовая схема передела металла, ЭСГТЦ (вариант):
1 - электросталеплавильный цех (ЭСПЦ), 2 - обжимной стан - 950; 3 - кузнечно-прессовый цех (КПЦ); 4 - кузнечный цех (КУЗ); 5 - среднесортный стан - 550, 6 - мелкосортный стан 350; 7 - мелкосортный стан - 280; 8 - цех спецэлектрметаллургии (ЭШП, ВДП); 9- термический цех; 10 - склад готовой продукции

Улет происходит при плавке в ДСП за счет испарения легколетучих металлов и оксидов, а также уноса мелких частичек шихты вместе с газами с переходом их в шлам. Суммарные потери зависят от вида исходного продукта, задаваемого на передел (слитки, прокат, заготовки ЭШП, МНЛЗ), что должно быть учтено при составлении баланса металлошихты по заводу.

Цель составления баланса металлошихты по заводу состоит в определении необходимого количества металлолома, закупленного на стороне, для обеспечения заданной программы с учетом возвратных потерь на каждом переделе.

Таблица 9.1. Норматив потерь, % (пример заполнения)

Цех, агрегат	Виды потерь	Нормативы потерь, %				
		Номер группы марок стали				
		1	2	3	4	5
ДСП 1	Литники	1,30	1,30	1,40	3,20	1,30
	Скрап, брак, недоливки	2,70	2,70	2,60	2,30	2,80
	Угар	7,45	5,05	6,45	11,40	5,35
	Потери при. Зачистке	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
Стан 950 2	Обрезь, брак (слитки)	20,0	21,0	17,0	16,5	19,5
	Обрезь, брак (заготовки)	11,0	12,0	10,0	10,0	11,0
	Угар (слитки)	2,0	2,0	2,0	1,5	2,5
	Угар (заготовки)	2,0	2,0	2,0	1,5	2,5
КПЦ 3	Обрезь, брак (слитки)	25,0	25,0	22,0	20,0	22,0
	Обрезь, брак (прокат)	4,0	4,5	3,5	3,5	4,0
	Обрезь, брак (ЭШП, ВДП)	12,0	13,0	11,0	11,0	12,0
	Угар (слитки)	2,0	2,0	2,0	1,5	2,5
	Угар (прокат)	2,0	2,0	2,0	1,5	2,5
	Угар (ЭШП, ВДП)	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
КЦ 4	Обрезь, брак (слитки)	27,0	27,0	23,0	21,0	24,0
	Обрезь, брак (прокат)	5,0	5,0	4,0	4,0	5,0
	Угар (слитки)	2,0	2,0	2,0	1,5	2,5
	Угар (прокат)	2,0	2,0	2,0	1,5	2,5
Стан 550 5	Обрезь, брак (прокат)	7,5	8,0	8,0	7,5	6,0
	Угар (прокат)	2,5	2,5	2,5	2,0	3,0
Стан 350 6	Обрезь, брак (прокат)	7,5	8,0	8,0	7,5	6,0
	Угар (прокат)	3,0	3,0	3,0	2,5	3,5
Стан 280 7	Обрезь, брак (прокат)	7,5	7,5	7,5	7,0	6,5
	Угар (прокат)	3,3	3,3	3,3	3,0	3,8
Цех ЭШП ВДП 8	Остатки электродов	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0
	Стружка	4,0	4,0	3,5	4,5	3,0
	Угар	2,0	2,0	1,5	1,5	1,5
	Потери при зачистке	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Термический цех 9	Обрезь, брак (прокат)	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
	Угар (прокат)	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0

Масса потерь на каждом i -том переделе (1.. 10, рис.6.13) для j -той группы марок стали (1 ...5, табл.6.4) определяется из выражения:

$$\Sigma \Pi_{ij} = \frac{M_{3j} * \Sigma \Pi_{ij}}{100},$$

где: M_{3j} - масса металла j -той группы марок стали, заданного на i -тый передел, т.

$$\Sigma \Pi_{ij} = \Pi_{ij1} + \Pi_{ij2} + \dots + \Pi_{ijn}$$

$P_{ij,1,2,n}$ - величина потерь по видам (1,2, n - угар, улет, брак, недоливы и т.д, табл.), % для j-й группы марок стали на i-том переделе.

Для разделения потерь на возвратные и безвозвратные необходимо отдельно определять сумму потерь по виду их дальнейшего использования, т.е. определяем отдельно массу безвозвратных (M_{PiB}) и возвратных (M_{Pi6}) потерь по каждой группе марок стали.

$$\Sigma M_{Pi6} = \frac{M_{3IJ} * \Sigma P_{IJ6}}{100},$$

$$\Sigma M_{PiB} = \frac{M_{3IJ} * \Sigma P_{IJB}}{100},$$

Потребность в исходной металлошихте по ЭСПЦ определяется для каждой группы марок сталей

$$\Sigma M_{Шij} = M_{3ij} + \Sigma M_{Pij}$$

и для электросталеплавильного цеха в целом:

$$\Sigma \Sigma M_{Ш1} = M_{Ш11} + M_{Ш12} + \dots + M_{Ш1j}$$

Далее необходимо определить массу годного металла, получаемого с каждого передела в зависимости от группы марок выплавляемой стали. Для упрощения расчета принято 5 групп марок стали, которые приведены в табл. и для них соответственно указаны нормативы потерь на каждой 1-той стадии передела (табл.). Масса годного металла ($M_{Гij}$) определяется для каждой j-той (1... 5) группы марок стали из выражения

$$M_{Гij} = M_{3ij} + \Sigma M_{Pij}$$

и для передела в целом

$$\Sigma M_{Гij} = \Sigma M_{3ij} + \Sigma \Sigma M_{Pij}$$

где ΣM_{3ij} - масса заданного металла (металлошихты) на все группы марок стали на i-тый передел, т;

$\Sigma \Sigma M_{Pij}$ - масса всех потерь для всех групп марок сталей на данном переделе определяется из уравнения.

$\Sigma \Sigma \text{МП}_{ij} = \Sigma \text{МП}_{i1} + \Sigma \text{МП}_{i2} + \Sigma \text{МП}_{i3} + \Sigma \text{МП}_{i4} + \Sigma \text{МП}_{i5}$ т. Затем определяем расходный коэффициент (в долях) для каждой j-той группы марок сталей на i-том переделе:

$$K_{ij} = \frac{\text{МЗ}_{ij}}{\text{МГ}_{ij}}, \text{ т/т}$$

и выход годного металла (в %, %) для каждой j-той группы марок стали на i-том переделе,

$$\eta_{ij} = \frac{\text{МГ}_{ij}}{\text{МЗ}_{ij}} * 100$$

Выплавленные в ЭСПЦ стали в зависимости от группы марок стали обычно подвергаются различному переделу - одни перерабатываются на лист, другие - на круг для валов, третьи - на мелкий сорт (уголок, квадрат и т.д.). Поэтому на практике для каждой группы марок сталей составляется своя схема дальнейшего передела. Составление баланса металла начинается с электросталеплавильного цеха с определения общей потребности в металлошихте и образующихся оборотных отходов при заданной программе производства. Затем согласно схеме передела каждой группы марок стали определяется выход годного продукта и расходный коэффициент по группам марок и всего по электросталеплавильному производству с учетом возвратных и безвозвратных потерь. В конце расчета делается сводный баланс оборотных металлоотходов по всем переделам; определяется сводный баланс прихода и расхода металлошихты, исходя из необходимого количества металлолома для обеспечения заданной программы и покрытия возвратных и безвозвратных потерь на стадии плавки, рассчитывается необходимое количество покупного лома с учетом, что часть металлолома возвращается на стадию плавки за счет оборотных отходов собственно ЭСПЦ и других переделных цехов. Затем составляется сводный баланс по заводу с определением выхода годной продукции, отправляемой на склад с различных стадий передела, и рассчитывается общий выход годного металла по заводу, количество возвратных и безвозвратных отходов.

Ниже приведен примерный расчет баланса металлошихты по электросталеплавильному цеху в условиях электрометаллургического завода.

Примерный расчет.

Исходные данные для расчета и сортамент металла приведены в табл 9.2.

Таблица 9.2. Исходные данные.

Сортамент и годов.прогр. ЭСПЦ, тыс. т						Схема передела металла на заводе (рис 6.13)	№ групп марок стали	Распределение готового сорта, относит.							
Годов, произ цеха	№ групп стали							№ переделов(рис 6.13)							
	1	2	3	4	5			2	3	4	5	6	7	8	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	
200	120	40	40	-	-	1-2-5-9-10	1 2 3	60 30	- -	- -	40 70 100				

По исходным данным составляем схему передела металла на заводе (рис 9.2), принимая во внимание, что в табл.9.2. колонки 9-15 показывают сколько металла (в %,%) с каждого передела поступает непосредственно на термическую обработку и затем на склад готовой продукции. Согласно исходным данным, из ЭСПЦ весь металл поступает на стан 950 (2), а после стана 950 распределяется на стан 550 (5) и в термический цех (9). Согласно исходным данным для первой группы марок стали 60% после стана 950 идет на термообработку, а 40% - на стан 550 и далее на термообработку. Для остальных марок стали распределение идет согласно исходным данным. Предусмотрено, что весь металл, отправляемый на склад готовой продукции, проходит термообработку

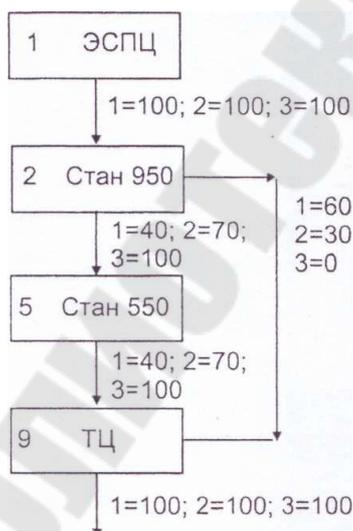


Рис.9.2. Схема передела металла на заводе.

Таблица 9.3. Сортамент металла ЭСПЦ

Номер групп марок стали	Наименование групп марок сталей	Марки стали, входящие в каждую группу
1	Подшипниковые	ШХ15, ШХ15СГ, ШХ9
2	Конструкционные высококачественные	30ХГСА, 18 ХИВА, 20ХНМВА и др.
3	Конструкционные малолегированные	40Х, 55Г2

Принимаем, что вся сталь разливается в изложницы сифонным методом и определяем из табл. 9,3 соответствующие нормы потерь. Согласно исходным данным нам необходимо обеспечить годовое производство в ЭСПЦ 200 тыс.т годной для дальнейшего передела стали первой, второй и третьей групп. Наша задача состоит в определении общего количества металлошихты, которую нужно завезти в ЭСПЦ, чтобы обеспечить заданную производительность по годному металлу, а также определить источники поступления этой металлошихты. Металлолом в цех может поступать со стороны, который закупают через отделения вторчермета, а также в виде возвратных отходов, образующихся на всех стадиях передела собственного производства (литники, скрап, брак, обрезь, недоливки).

Расчет общей потребности металлошихты. Баланс металла в ЭСПЦ.

Расчет ведем на основе баланса металла в ЭСПЦ. Потребность в металлошихте по каждой группе марок стали определяется как сумма годного металла в виде слитков или заготовок, в зависимости от принятого способа разливки, и всех видов отходов возвратных и безвозвратных.

$$\Sigma M_{Ш_{1j}} = M_{Г_{1j}} + \Sigma M_{П_{1j}}$$

а в целом по ЭСПЦ

$$\Sigma M_{Ш_1} = M_{Ш_{11}} + M_{Ш_{12}} + M_{Ш_{13}}$$

Расчет ведется в следующем порядке. Вначале определяем массу потерь по видам для каждой группы марок стали в отдельности¹

- потери на угар и зачистку слитков (безвозвратные отходы) для первой группы марок стали'

$$MP_{116} = \frac{120000 + 7.5}{100} = 9000\text{т}$$

- литники.

$$MP_{11л} = \frac{120000 + 1.3}{100} = 1560\text{т}$$

- скрап, брак, недоливки:

$$MP_{11с} = \frac{120000 + 2.7}{100} = 3240\text{т}$$

где 120000 - масса годных слитков 1-ой группы марок стали по исходным данным. Масса всех отходов (литники, скрап, брак, недоливки, угар и зачистка слитков):

$$\Sigma MP_{11} = 9000 + 1560 + 3240 = 13800 \text{ т,}$$

в т.ч. возвратных отходов (литники, скрап, брак, недоливки):

$$MP_{11в} = \frac{120000 * (1,3 + 2,7)}{100} = 4800\text{т;}$$

- Необходимо заданной металлошихты для производства 120 тыс. т стали первой группы:

$$M_{ш11} = 120000 + 13800 = 133800 \text{ т.}$$

Аналогичным способом проводим расчет по остальным (2, 3) группам марок сталей, определяем итоговые показатели по переделу (ЭСЦ) и данные сводим в табл.9.4.

Таблица 9.4. Баланс металла в ЭСЦ

№ групп марок стали	Требуется годных слитков	Потери металла *						Всего оборотных отходов, т	Потреб. мет. шихты, т
		Угар и зач. слитков		Литники		Скрап, брак, недоливки			
		%	т	%	т	%	т		
1	120000	7,5	9000	1,3	1560	2,7	3240	4800	133800
2	40000	5,1	2040	1,3	520	2,7	1080	1600	43640
3	40000	6,5	2600	1,4	560	2,6	1040	1600	44200
Итого	200000		13640		2640		5360	8000	221640

Таким образом, для получения 200 тыс. т. годных слитков нам необходимо иметь 221,64 тыс. т. исходной металлошихты.

Рассчитываем расходный коэффициент по каждой группе марок сталей

$$K_1 = \frac{M_{\text{зад}}}{M_r} = \frac{133800}{120000} = 1,115 \text{ т/т}$$

$$K_2 = \frac{43640}{40000} = 1,091 \text{ т/т}$$

$$K_3 = \frac{44200}{40000} = 1,105 \text{ т/т}$$

Выход годного - показатель, обратный расходному коэффициенту в %:

$$\eta = \frac{100}{1,115} = 89,70$$

$$\eta_1 = \frac{120000}{133800} * 100 = 89,7 \%$$

$$\eta_2 = \frac{120000}{43640} * 100 = 91,7 \%$$

$$\eta_3 = \frac{120000}{44200} * 100 = 90,5 \%$$

В соответствии с заданной схемой (рис.9.2.) металл полностью направляется из ЭСПЦ на обжимной стан 950.

Баланс металла по обжимному стану 950.

На обжимной стан 950 задаются слитки, а в качестве годной продукции получаем крупные заготовки. Расчет ведем аналогичным способом с определением выхода годного металла по каждой группе марок стали. Потери на угар относим к категории безвозвратных, а отходы в виде обрези и брака - к возвратным отходам.

По первой группе выход годных заготовок составит:

$$MГ_{12} = MГ_{11} - \Sigma П_{12} = 120000 - 120000 (2+20/100) = 93600 \text{ т.}$$

Для того, чтобы в дальнейшем определить общее количество возвратных отходов по заводу нам необходимо отдельно определить безвозвратные и оборотные отходы:

$$MP_{126} = \frac{MG_{11} * P_{126}}{100} = \frac{120000}{100} = 2400 \text{ т},$$

Рассчитываем баланс металла по другим группам марок сталей (2, 3), определяем расходный коэффициент и сводные данные по обжимному стану 950 заносим в табл 9.5.

Таблица 9.5. Баланс металла по обжимному стану 950

№ группы марок стали	Задано слитков	Потери Ме				Получено годных заготовок, т	Расход н. коэфф., т/г
		Угар		Обрезь, брак			
		%	т	%	т		
1	120000	2	2400	20	24000	93600	1,28
2	40000	2	800	21	8400	30800	1,30
3	40000	2	800	17	6840	32360	1,236
ИТОГО	200000		4000		39240	156760	

Далее согласно схеме передела, годный металл распределяется по двум грузопотокам - одна часть заготовок, минуя стан 550, идет на термообработку и на склад готовой продукции, а другая - направляется на стан 550, далее на термообработку и на склад готовой продукции, согласно заданной программы (рис.9.2).

Распределение металла по переделам.

Из всего количества сталей 1-ой группы на термообработку направляется.

$$M_{319} = \frac{MG_{12} * X_{19}}{100} = \frac{93600 * 60}{100} = 56160 \text{ т}$$

где M_{319} - масса металла 1-ой группы, пошедшего на термообработку (передел №9), т;

X_{19} - доля металла первой группы, направляемого на термообработку, %;

$M_{Г12}$ - масса годных заготовок 1-ой группы, полученных со стана 950, т.

На стан 550 передано годных заготовок:

$$M_{З15} = \frac{M_{Г12} * X_{15}}{100} = \frac{93600 * 40}{100} = 37440 \text{ т}$$

Количество металла, переданного на термообработку, можно определить также из выражения:

$$M_{З19} = M_{Г12} - M_{З15} = 93600 - 37440 = 56160 \text{ т.}$$

Оба вычисления дают одинаковый результат.

Далее рассчитываем аналогичным образом распределение металла 2-ой и 3-ей групп марок сталей и сводные данные заносим в табл.9.6.

Таблица 9.6. Распределение металла по переделам

Номер группы марок стали	Масса металла на стан 550, т	Масса металла на термообработку, т
1	$93600 - 0,40 = 37440$	$93600 - 37440 = 56160$
2	$30800 - 0,70 = 21560$	$30800 - 21560 = 9240$
3	$32360 - 1,0 = 32360$	$32360 - 32360 = 0$
ИТОГО	91360	65400

Баланс металла по стану 550.

На стан 550 металл поступает со стана 950. Расчет ведем аналогичным методом как и по стану 950. Для первой группы марок сталей:

$$M_{Г15} = M_{З12} - \sum P_{15} = 37440 - 37440 \cdot ((2,5 + 7,5) / 100) = 33696 \text{ т.}$$

Для того, чтобы в дальнейшем определить общую массу возвратных отходов, мы отдельно рассчитываем безвозвратные потери и обратные отходы:

$$M_{П15Б} = 37440 * \frac{2,5}{100} = 936 \text{ т}$$

$$M_{П15В} = 37440 * \frac{7,5}{100} = 2808 \text{ т}$$

Затем рассчитываем расходный коэффициент для данной группы сталей.

Расчет ведем также как и для стана 950 и сводные данные заносим в табл.9.7.

Таблица 9.7. Баланс металла по среднесортному стану 550

№ группы марок стали	Задано заготовок, т	Потери Ме				Получено годного металла, т	Расходный коэффициент, т/т
		Угар		Обрезь, брак			
		%	т	%	т		
1	37440	2,5	936	7,5	2808	33696	1,1
2	21560	2,5	529	8	1725	19296	1,105
3	32360	2,5	809	8	2589	28962	1,105
ИТОГО	91360		2284		7122	81954	

Баланс металла по цеху термической обработки стали. Согласно принятой схеме весь металл со станов 950 и 550 поступает на термообработку. Расчет баланса металла ведем по тем же расчетным формулам и данные сводим в табл.9.8.

Таблица 9.8. Баланс металла по ЦТО

№ гр. марок стали	Задано Ме на ТО, т			Потери Ме				Получ. готов.из-делий, т	Расх. коэф., т/т
	из стана 950	из стана 550	всего	угар		обрезь, брак			
				%	т	%	т		
1	56160	33696	89856	1	898	1	898	88060	1,02
2	9240	19296	28536	1	285	1	285	27966	1,02
3	0	28962	28962	1	289	1	2838 4	28384	1,02
ИТОГО	65400	81954	147354		1472		1472	144410	

Сводный баланс металлошхты по ЭСПЦ.

Приход и расход металлошихты по цеху в целом выполняем для всех групп марок стали, чтобы проверить сходимость ранее полученных результатов, данные заносим в табл.9.9.

Таблица 9.9. Сводный баланс металла по ЭСПЦ

Приход	т	%	Расход	т	%
Получено оборотных отходов из:			Получено годных слитков	200000	90,2
			Оборотные отходы	8000	3,6
			Безвозвратные потери	13640	6,2
ЭСПЦ	8000	3,6			
Стана 950	39240	17,7			
Стана 550	7122	3,2			
ТО	1472	0,7			
ВСЕГО	55834	25,2			
Покупной лом	165806	74,8			
ИТОГО:	221640	100	ИТОГО:	221640	100

Сводный баланс оборотных отходов по заводу.

Данные предыдущих расчетов сводим в табл 6.13, чтобы определить номенклатуру готовой продукции по заводу в целом, а также выход годной металлопродукции, относительное количество безвозвратных потерь и оборотных отходов (%).

Сводный баланс металлошихты по заводу.

Сводный баланс металлошихты по электросталеплавильному заводу составляем исходя из потребности электросталеплавильного цеха. Согласно расчетам (табл.9.9), необходимо обеспечить поступление в ЭСПЦ 221640 т металлолома, чтобы выполнить производственную программу.

Поэтому мы определяем вначале по каждой группе марок стали количество собственных металлоотходов путем суммирования их по каждому переделу и определяем затем количество покупного лома как разницу между необходимым количеством металлошихты и суммарным количеством оборотных отходов, образовавшихся на каждом переделе.

Для первой группы марок стали количество покупной металлошихты составит:

$$МПШ_1 = МШ_{11} - (МП_{11В} + МП_{12В} + МП_{15В} + МП_{19В}) = 133800 - (4800 + 24000 + 2808 + 898) = 101294 \text{ т.}$$

Таблица 9.10. Сводный баланс оборотных отходов по заводу

№ гр. марок стали	Треб, мет. для ЭСПЦ	Поступает отходов, в т.ч. из				Всего оборотн. отходов	Треб, покупн. лома
		ЭСПЦ	Стан 950	Стан 550	ТО		
1	133800	4800	24000	2808	898	32506	101294
2	43640	1600	8400	1725	285	12010	31630
3	44200	1600	6840	2589	289	11318	32882
ИТОГО	221640	8000	39240	7122	1472	55834	165806

Аналогичным образом ведем вычисления для других групп марок стали, затем определяем общую потребность завода в покупном ломе и данные сводим в табл.9.11.

Таблица 9.11. Сводный баланс металла По заводу

Приход	т	%	Расход	т	%
Покупная металлошихта	165806	74,8	Получено готовых изделий из	144410	65,2
			стана 950	63928	
			стана 550	80482	
Оборотные отходы	55834	25,2	Оборотные отходы	55834	25,2
			Безвозвратные отх из:	21396	9,6
			ЭСПЦ	13640	6,2
			стана 950	4000	1,8
			стана 550	2284	1,03
			ЦТО	1472	0,7
ИТОГО:	221640	100	ИТОГО.	221640	100

Общий выход металла по заводу:

$$\frac{МСГП}{МШ} * 100 = \frac{144410}{221640} * 100 = 65,2\%$$

Образуются безвозвратных потерь.

$$\frac{М_{бп}}{МШ} * 100 = \frac{21396}{221640} * 100 = 9,6\%$$

Образуется возвратных отходов, %

$$\frac{M_{\text{ВП}}}{M_{\text{Ш}}} * 100 = \frac{55834}{221640} * 100 = 25,2\%$$

Таким образом, из общего количества металлошихты заданного в ЭСПЦ только 65,2% реализуется в виде готовой продукции, 25,2% идет на оборотный цикл и используется как сырье и 9,6% теряется безвозвратно

Контрольное задание.

Преподавателем задаются варианты технологии, схемы и производительность.

10. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И ЁМКОСТИ ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧЕЙ

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

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

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

Попытки увеличения мощности трансформатора с целью повышения производительности печи без изменения ее конструкции не дали положительных результатов. Происходило увеличение ремонтных работ футеровки печи, которые нивелировали положительные результаты от сокращения длительности плавки. Решение проблемы было найдено в кардинальном изменении конструктивного исполнения печи.

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

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

Одним из вопросов при строительстве новых дуговых сталеплавильных печей (ДСП) является выбор типа питающего тока (постоянный или переменный). Основным фактором экономической привлекательности дуговых электросталеплавильных печей постоянного тока (ДППТ) считается меньший расход электродов. Однако для ДППТ емкостью 100-130 т (наиболее распространенных) для обеспечения требуемой величины вводимой мощности необходимо использовать электроды большего диаметра, чем у ДСП переменного тока. По сравнению с электродами диаметром 610 мм, которые используются в ДСП переменного тока, электроды для ДППТ имеют диаметр 700 мм и стоят на 20 % дороже. Стоимость электродов диаметром 750 мм по сравнению с электродами диаметром 610 мм выше уже на 40%. ДППТ емкостью 100-130 т оснащаются преобразователями тока, что приводит к повышению капитальных затрат на обслуживание и снижает надежность работы оборудования. Подовые электроды требуют повышенного внимания к условиям их работы, а обслуживание является очень затратным. Опыт эксплуатации электродуговых печей показывает, что значительных экономических преимуществ у ДППТ по сравнению с печами переменного тока нет. Объемно-планировочные решения для сталеплавильного цеха с дуговыми печами постоянного тока практически аналогичны решениям для цеха, оснащенного печами переменного тока.

Различия касаются только выбора оборудования самих печей и расположения средств электроснабжения. В этой связи здесь и далее технические решения по сталеплавильному цеху рассматриваются только с установкой в них дуговых электросталеплавильных печей переменного тока.

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

Двухкорпусная дуговая сталеплавильная печь. Агрегат имеет один источник питания, короткую сеть и оснащен двумя ваннами. В то время когда в одной ванне происходит расплавление металлошихты под током, другая ванна находится в режиме загрузки и подогрева шихты физическим и химическим теплом отходящих дымовых газов, которые отводятся из первой ванны. После расплавления металлошихты и слива стали из первой ванны в ковш электроды перемещаются во вторую ванну для расплавления в ней металлошихты. В это время в первой ванне осуществляется загрузка и нагрев металлошихты отходящими дымовыми газами из второй ванны, то есть поток дымовых газов меняет свое направление.

Шахтная печь. На своде дуговой электропечи сооружается шахта, в нижней части которой расположены поддерживающие водоохлаждаемые «пальцы». Загрузка металлошихты в ванну печи осуществляется через шахту. Наличие «пальцев» позволяет нагревать физическим и химическим теплом отходящих из печи дымовых газов до 100 % всей металлошихты (рис. 10.1).

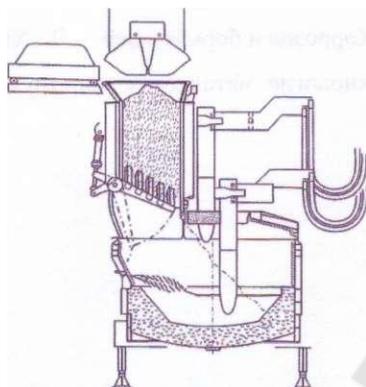


Рис. 10.1. Шахтная дуговая электросталеплавильная печь с поддерживающими пальцами.

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

11. ПЕЧНОЙ ПРОЛЕТ

Работа печного пролета подчинена выполнению следующих задач: доставка и загрузка в печь металлошихты, шлакообразующих и ферросплавов; заправка печей, доставка электродов и организация их наращивания по мере расхода; организация уборки шлака, выпуск жидкого металла в сталеразливочный ковш, организация капитальных, холодных и горячих ремонтов печей.

11.1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЛЕТА

В печном пролете располагаются дуговые печи и вспомогательное оборудование, необходимое для проведения металлургических процессов и для обслуживания печи как агрегата с многочисленными механизмами и сложным энергетическим хозяйством.

Известны два варианта расположения печей по высоте: на уровне заводского пола (на нулевой отметке) и выше нулевой отметки на высоком фундаменте. При установке печей на нулевой отметке существенно понижается стоимость здания, однако необходимо сооружение глубокого приямка под желобом, куда опускается сталеразливочный ковш при выпуске плавки, и заглабления для размещения шлаковой чаши и механизма наклона печи.

Из-за опасности грунтовых вод облицовка заглабления должна быть водонепроницаемой, что сложно, дорого и, в общем, не исключает с течением времени проникновения воды в приямок. Установка печей на уровне пола получила распространение для печей малой вместимости в литейных цехах.

Установка печей выше нулевой отметки, несмотря на увеличение стоимости здания, имеет ряд достоинств: удобно обслуживать нижние механизмы печи; можно лучше организовать уборку шлака; появляется дополнительная площадь под рабочей площадкой, которая может быть использована под складские помещения. Здесь можно расположить ремонтные службы, удастся лучше скомпоновать электрическое оборудование в печных подстанциях. Наконец, отпадает забота об уровне грунтовых вод в зоне выпуска стали из печи. В современных электросталеплавильных цехах дуговые печи всегда располагают на высоком фундаменте, высота которого определяется, прежде всего, вместимостью печи.

Для обслуживания печи сооружают рабочую площадку, представляющую собой металлическую конструкцию из опорных колонн, продольных и поперечных балок и настила. Настил делается из железобетонных плит или выкладывается из огнеупорных кирпичей.

Высота рабочей площадки должна быть такой, чтобы высота от настила до порога печи составляла 0,7 - 0,8 м. Эта высота удобна для работы сталеваров. Высота площадки над нулевой отметкой должна быть достаточной для прохода железнодорожных вагонов, не менее 4,8 м согласно габариту Сс. Впрочем, это условие для печей вместимостью 50 и более тонн выполняется само собой, поскольку размеры механизма наклона печи не позволяют сооружать площадку ниже 7 - 8 м.

Ширина и длина рабочей площадки определяются количеством печей и расстоянием между ними, количеством проемов в рабочей площадке для передачи загрузочных бадей, взаимным расположением проемов и печей. На площадке должны располагаться посты управления печами, стеллажи для мульд и коробов, устройства для сборки электродов и другое оборудование, необходимое для плавки стали. Рабочая площадка должна быть достаточно просторной для свободного маневрирования завалочной машины с мульдой на хоботе. При этом размеры площадки должны быть минимальными, в противном случае необоснованно возрастает стоимость здания. Теоретические подходы для определения размеров площадки, по-видимому, не существуют, при практическом проектировании исходят из опыта эксплуатации уже действующих цехов. В совершенствовании планировки и в соответствующих изменениях размеров рабочей площадки (и размеров печного пролета) достаточно явно просматриваются две тенденции: во-первых, сокращение количества печей в цехе по мере увеличения их производительности и, во-вторых, возрастание степени автономности печей, независимости работы каждой печи от состояния дел на соседних.

Ширина рабочей площадки определяет и ширину печного пролета, так как площадка перекрывает пролет или несколько превышает его за счет балконов, выходящих в шихтовый или разливочный (раздаточный) пролеты. В цехах второго и третьего поколений рабочая площадка простирается и в бункерный пролет. Обычно при ширине рабочего пролета в пределах 24 - 30 м и ширине бункерного пролета, равной 12 - 15 м, перечисленные ранее требования к печной площадке удовлетворяются.

Рабочая площадка практически во всех цехах не доходит до торцевых стен рабочего пролета и, таким образом, здесь создаются участки, где мостовые краны пролета могут обслуживать непосредственно нулевую отметку цеха (пол цеха). Обычно здесь располагают стенды для набора сводов печей и их хранения, бункер для выбивки отработанных сводов. По тупиковым железнодорожным путям подаются огнеупоры, оборудование для обслуживания и ремонтов печей, машин и механизмов, вывозится огнеупорный бой.

В таблице 11.1 приведены основные размеры печных пролетов действующих отечественных цехов, оснащенных 100-тонными печами. Некоторые параметры печных пролетов цехов с печами малой и средней вместимости приведены в таблице 11.2. При проектировании цехов малой и средней вместимости ориентироваться на данные таблицы 11.2 следует с известной осторожностью, поскольку они относятся к цехам,

построенным еще до 60-х гг. Эти цехи представляют собой типичные цехи первого поколения.

Таблица 11.1. - Основные параметры печного пролета электросталеплавильных цехов, оснащенных 100-т печами

Параметр	Предприятие						
	ЧМК	ДМЗ	НкМК	ДВМЗ	ОХМК	ОЭМК	БМЗ
Количество печей	6	2	2	2	2	4*	2
Ширина пролета, м	24	30	27	30	27	32	27
Длина пролета, м	354	192	169	180	324	210	150
Площадь пролета, м ²	8496	5760	4563	5400	8748	6720	4050
Высота рабочей площадки, м	8,0	8,4	8,0	8,0	8,0	8,0	7,6
Высота до головки подкранового рельса, м	24	26	26	28	26	25	25
Расстояние между печами в блоке/между блоками, м	48/46	-/76	-/45	-/60	-/88	-/54	-/68
Длина торцевого участка, первый/второй, м	36/48	24/40	-/24	24/24	20/40	24/24	-/27
Шаг колонн в основном ряду, м	12	12	12	12	12	24	15
Шаг колонн против печей и подстанций, м	24	36	24	24	36	30	30

* Установлена, но не работает 5-я печь.

Таблица 11.2. Основные размеры печного пролета электросталеплавильных цехов, оснащенных печами малой и средней вместимости

Параметр	Массовая вместимость печи, т			
	6	12	25	50
Ширина пролета, м	18	18	18	24
Высота рабочей площадки, м	4	5	5,5	7
Высота до головки подкранового рельса, м	14	16	18	22
Шаг колонн в основном ряду, м	12	18	24	30

Эволюция планировки рабочей площадки от цехов первого поколения до современных цехов с высокомоощными печами прослеживается на рисунках 11.1 а, б, 8.2.

Напомним, цехи первого поколения были оборудованы печами малой и, по сегодняшним нормам, средней вместимости с небольшой

производительностью единичного агрегата. Экономически целесообразно было строить цехи с большим количеством печей - до 4-х вместимостью по 40 - 60 т и до 6 - 8 малой вместимости. Печи стремились располагать блоками по две печи с одним общим зданием печных подстанций. В промежутках между блоками размещался проем для подачи загрузочных бадей, к которому вели два рельсовых пути для тележек-скраповозов (бадьевозов). Характерны небольшие расстояния между блоками печей (32 - 48 м) и очень близкое расположение путей для скраповозов одного проема. Это мешает параллельной работе мостовых кранов в шихтовом пролете при загрузке бадей ломом и при загрузке печей в печном пролете. Но поскольку продолжительность плавки была велика, качество лома - высокое, завалка шихты делалась в один прием и на каждую печь достаточно было одного скраповоза, такая планировка казалась вполне разумной: обеспечивалась работа печей при минимальной длине рабочей площадки. Однако в построенном по этой схеме ЭСПЦ-2 ЧМК с шестью печами большой массовой вместимостью (80 т, после реконструкции - 100 т) при большой доле легковеса в шихте, эти скрытые недостатки проявились во всей полноте: из-за систематических простоев печей цех так и не достиг проектной производительности.

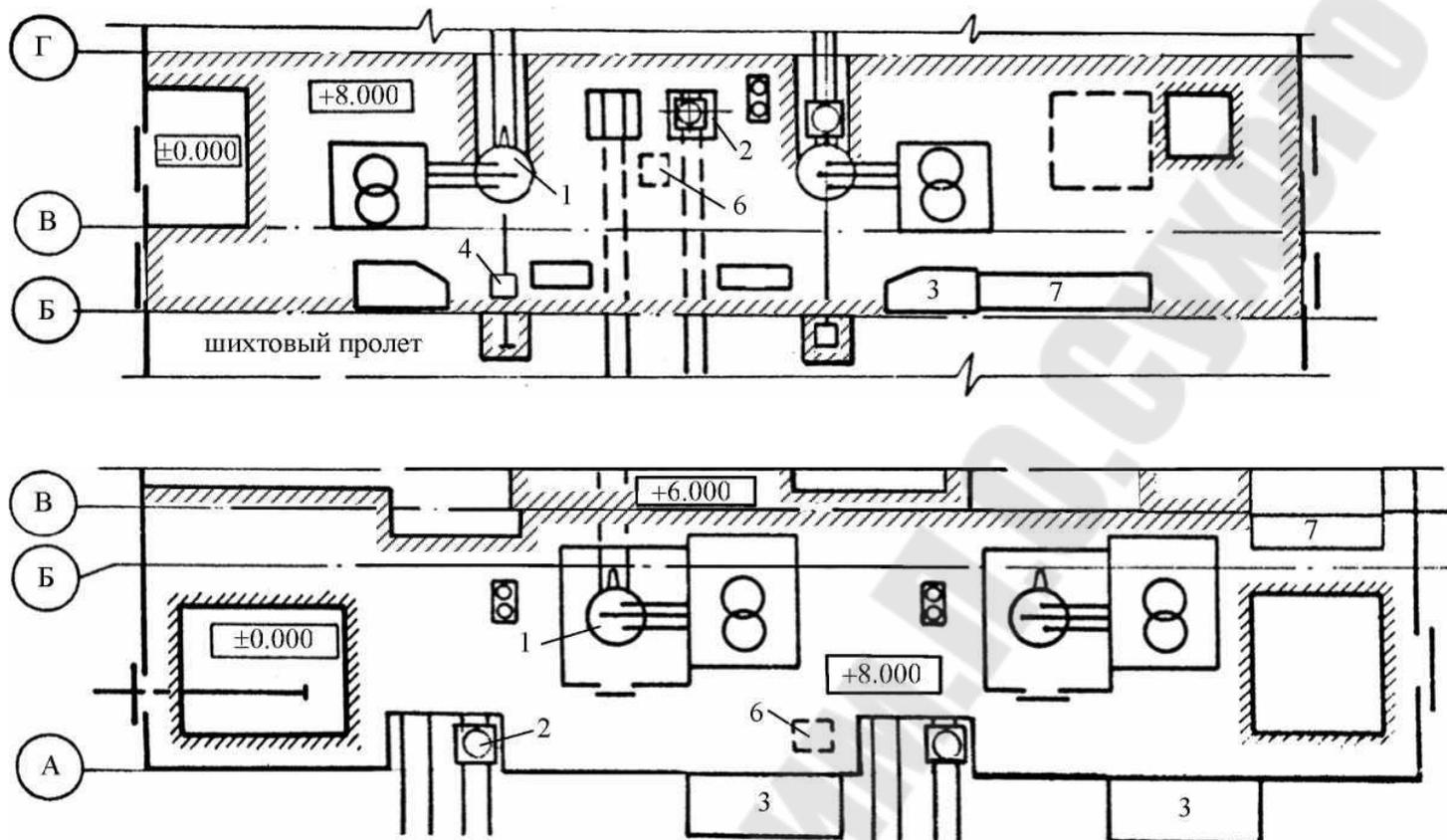


Рисунок 11.1. - Размещение основного оборудования на рабочей площадке цехов третьего поколения.

- а - НКМК (Б-В - бункерный пролет; В-Г - печной пролет); б - ММЗ (А-Б - печной пролет; Б-В - бункерный пролет);
 1 - дуговая печь; 2 - проем для подачи загрузочной бадьи; 3 - пост управления; 4 - загрузочная машина; 5 - печь для прокаливания материалов; 6 - место для установки загрузочной бадьи на площадке; 7 – комфортблок.

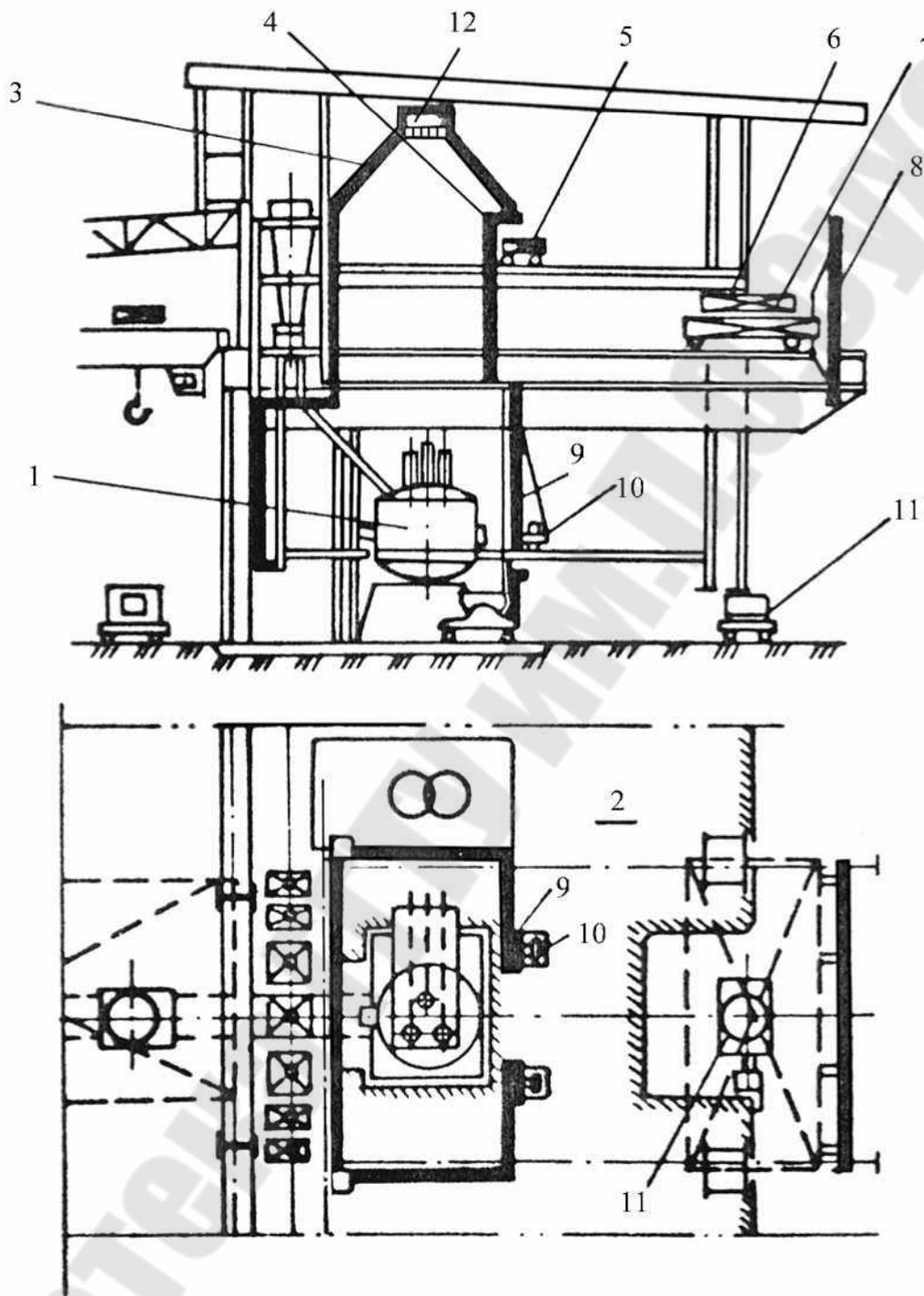


Рисунок 11.2.- Система пылешумозащиты фирмы «Крупп»

- 1 - сталеплавильная печь; 2 - рабочая площадка; 3 - шумозащитная камера; 4 - передвижная защитная панель верхнего проема; 5 - привод верхней панели; 6 - мостовой загрузочный кран; 7 - тележка загрузочного крана; 8 - крановая панель верхнего проема; 9 - защитные панели верхнего проема; 10 - привод панели нижнего проема; 11 - бадьевоz; 12 - газоход для дымовых газов и пыли

Цехи второго и третьего поколений оснащены печами высокой производительности и перерабатывают большой объем сырых материалов. Характерная особенность этих цехов - работа с большой долей легковесного лома в металлической шихте, что приводит к загрузке ее не менее чем в два приема. В условиях сокращения продолжительности плавки и уменьшения интервалов между основной завалкой и подвалкой нужно или увеличивать количество загрузочных бадей, или сокращать время их оборота за счет ускорения их загрузки в шихтовом пролете ломом. Первый способ применен в ЭСПЦ ДМЗ, где на каждом скраповозном пути установлено по два скраповоза.

Недостаток такого решения в необходимости жесткого порядка загрузки бадей, что при двукратной подвалке выполнить не удастся. Кардинально решить вопрос о снабжении печей металлической шихтой позволяет переход на подачу автоскраповозами. Второй вариант - форсирование загрузки бадей за счет одновременной работы нескольких кранов - последовательно развивается при проектировании отечественных электросталеплавильных цехов. Примером первого шага, позволяющего облегчить работу шихтового пролета может служить ЭСПЦ НКМК (рисунок 11.1, а). Напомним, это первый отечественный цех третьего поколения с бункерным пролетом между шихтовым и печным пролетами. Имеется две колеи для тележек-скраповозов, удаленные друг от друга на 12 м. Это оказалось достаточным для успешной работы шихтового пролета в условиях, когда шихта содержит до 50 % тяжеловесного лома. При увеличении доли легковеса ситуация окажется тяжелой. В этом цехе первоначально ферросплавы в печь подавались мульдозавалочными машинами, прокалка ферросплавов в мульдах производилась в двух печах. В дальнейшем после реконструкции цеха сыпучие материалы и ферросплавы стали подаваться из бункерного пролета у дуговой сталеплавильной печи транспортером. Загрузка материалов в печь осуществляется через специальное отверстие в своде. В одном из торцов, полностью перекрытом рабочей площадкой, расположен участок для сборки, ремонта и опрессовки водоохлаждаемого свода и стеновых панелей. На нулевой отметке другого торца складировать электроды.

ЭСПЦ ММЗ (рисунок 11.1, б) может служить примером следующего шага планировочных решений печного пролета. Здесь достаточно четко видно блочное расположение вспомогательного оборудования каждой печи и оборудования для подачи шихты. Шихта на каждую печь подается по двум колеям. Места загрузки бадей в отделении подготовки лома разведены далеко. По существу, печи могут работать независимо друг от друга,

связывают их два загрузочных крана, перемещающиеся вдоль пролета. Лишь в исключительных случаях, когда требуется одновременная работа обоих кранов на одной печи, работа второй печи может быть осложнена. Прокаливание материалов в этом цехе перенесено в отделение подготовки сыпучих, где оно проводится во вращающейся печи.

В завершение обзора планировочных решений печного пролета рассмотрим ЭСПЦ ОЭМК как пример совершенно четкого, даже гипертрофированного, деления печного пролета на независимые печные блоки (рисунок 11.2). В этом цехе краны расположены необычно - поперек продольной оси печного пролета над каждой печью, каждый кран обслуживает только одну, «свою», электропечь. В основном кран используется для завалки шихты, которая подается в этом цехе автобадьевозами; для подготовки и смены электродов; при ремонтах и техническом обслуживании печи. Кран управляется дистанционно с рабочей площадки. Другие операции по перемещению легковесных материалов выполняются напольным транспортом.

Поперечное расположение кранов имеет свои достоинства: ограниченность функций крана позволяет упростить и удешевить его конструкцию; кран становится «инструментом» печной бригады и она может его использовать в нужный момент независимо от состояния дел на других печах. К недостаткам поперечной схемы можно отнести жесткую зависимость работы печи от состояния крана: при выходе крана из строя останавливается и печь. Однако в целом риск невелик, если учесть, что кран используется менее интенсивно (по сравнению с обычной схемой расположения кранов) и это облегчает условия предупредительных ремонтов.

Таким образом, можно сделать вывод, что длина и ширина печного пролета выбираются конструктивно с учетом схемы работы действующих цехов.

Высота печного пролета до уровня головки подкранового рельса (ГПР) определяется высотой рабочей площадки, вместимостью печей и высотой, необходимой для установки и извлечения электродов и для беспрепятственной подачи бадьи с шихтой. Практические значения высот до ГПР в действующих цехах с печами различной вместимости приведены в таблицах 11.1 и 11.2.

Например, для дуговой электросталеплавильной печи ёмкостью 120 т, требуется установка мостового крана грузоподъёмностью 180+50/20 т, т. е. Основные части печи имеют обычно большую массу, чем бадья с ломом. грузоподъёмность мостового крана печного пролета должна быть в 1,5 раза

больше ёмкости печи, выраженной в тоннах. Заменяемые подовая часть, кожух и свод печи размещаются на свободных участках пола печного пролета.

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

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

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

Пролет обслуживается несколькими мостовыми загрузочными кранами с двумя или тремя лебедками различной грузоподъемности. По предъявляемым к этим кранам требованиям они соответствуют литейным кранам. Лебедка главного подъема расположена на тележке, перемещающейся по верхнему поясу моста, остальные лебедки установлены на одной тележке нижнего пояса. Работа с бадьями (загруженными и порожними), транспортировка печных трансформаторов на ревизию и

обратно выполняются главным подъемом. При смене свода, при открывании челюстей загрузочной бадьи используют крюки среднего подъема. Вспомогательные работы - перепуск и замена электродов на печи, подача инструмента, огнеупоров, работа с заправочными машинами, отгрузка мусора и пр. - выполняются малым подъемом.

Заводы подъемно-транспортного оборудования выпускают загрузочные (литейные) краны грузоподъемностью (тс): 50+12,5; 75+15; 100+20; 125+32; 140+32; 180+63/20; 225+63/20; 280+100/20; 320+100/20 и др. Литейные краны грузоподъемностью менее 50 тс не выпускаются. Если требуются такие краны, ГИПРОМЕЗы выдают техническое задание на разработку и изготовление крана.

Грузоподъемность крана определяется весом самого тяжелого груза, который ему придется транспортировать. Практически грузоподъемность определяется весом печного трансформатора. Так, вес трансформатора печи ДСП-100И7 составляет 160 т, вес же грузовой бадьи 145 т. В ряду номинальной грузоподъемности мостовых кранов наиболее подходящим является кран грузоподъемностью 180 + 63/20. Такими кранами и должен быть оборудован пролет с печами ДСП-100И7.

Количество кранов в пролете должно быть таким, что при остановке одного из них на планово-предупредительный ремонт, оставшиеся краны имели бы загрузку не более 80 - 90 %. Так, при двух кранах в пролете они должны быть загружены максимально на 45 %, при трех - на 60 % и т.д. Для нормальной работы цехов со сверхмощными высокопроизводительными печами в пролете должно быть не более двух кранов, при установке трех и более кранов пролет становится неработоспособным во время ремонта одного из средних кранов: пролет разделяется на два участка, что приводит к сбоям, простоям и потерям производства. В пролете должно быть столько кранов, сколько установлено печей. Если расчетное количество кранов превышает два, то следует отказываться от некоторых операций, выполняемых краном, например, завалку лома предусматривать в один прием, а оставшуюся часть вводить конвейерным транспортом или заменять лом на металлизированные окатыши.

12. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЙ ПОДОГРЕВ ЛОМА

Идея предварительного подогрева исходного сырья не нова и различные варианты ее довольно длительное время разрабатываются и применяются практически во всех металлургических процессах, связанных с выходом высококалорийных газов, имеющих повышенную температуру. Все

разработанные и предложенные способы можно условно разделить на 2 группы:

1) подогрев лома на отдельно расположенном участке в завалочной корзине или в конвейере за счет тепла сгорания природного газа и за счет газов, отходящих из печи;

2) единая конструкция ДСП - подогреватель лома.

Дуговые сталеплавильные печи являются мощным потребителем электроэнергии, при этом доля расходов на электроэнергию в себестоимости стали доходит до 25 %.

Один из способов уменьшения расхода электроэнергии - предварительный подогрев лома перед его загрузкой в печь. Так, например, если каким-либо образом удастся нагреть лом до 800 °С, то это увеличит его энтальпию на

$$\Delta H = C(t - t_0) = 0,194(800 - 20) = 174,4, \text{ кВтч/т,}$$

где $C = 0,194$ - средняя теплоемкость углеродистой стали в интервале

0 - 800 °С, кВтч/(т град);

t и t_0 - соответственно температура подогретого и холодного лома, °С.

На эти 174,4 кВтч уменьшится расход электроэнергии, необходимой для расплавления 1 т лома. Экономия же электроэнергии при тепловом КПД печи, равном, например, 0,8, составит $174/0,8 = 217$ кВтч/т - внушительная величина, поскольку расход электроэнергии на расплавлении обычно составляет 410 - 430 кВтч/т. Продолжительность расплавления при неизменной мощности трансформатора после такого нагрева сократится почти наполовину, что обязательно даст и экономию электродов.

Однако нагреть лом до 800 °С технически сложно. На практике ограничиваются нагревом до 200 - 300 °С: при низкотемпературном подогреве операцию можно проводить в обычных загрузочных бадах, в то время как при высокотемпературном нагреве требуются специальные бады, футерованные огнеупорами или изготовленные из жаростойкой стали; можно подогревать стружку и тонколистовой лом не опасаясь их чрезмерного окисления и спекания. При низкотемпературном нагреве экономия электроэнергии, естественно, меньше. В таблице 8.3 приведены величины полезно вносимого тепла при различных температурах нагрева лома, с помощью которых можно оценить экономию электроэнергии в зависимости от теплового КПД конкретной печи.

Таблица 12.1. Величины полезно вносимого тепла при различных температурах нагрева лома

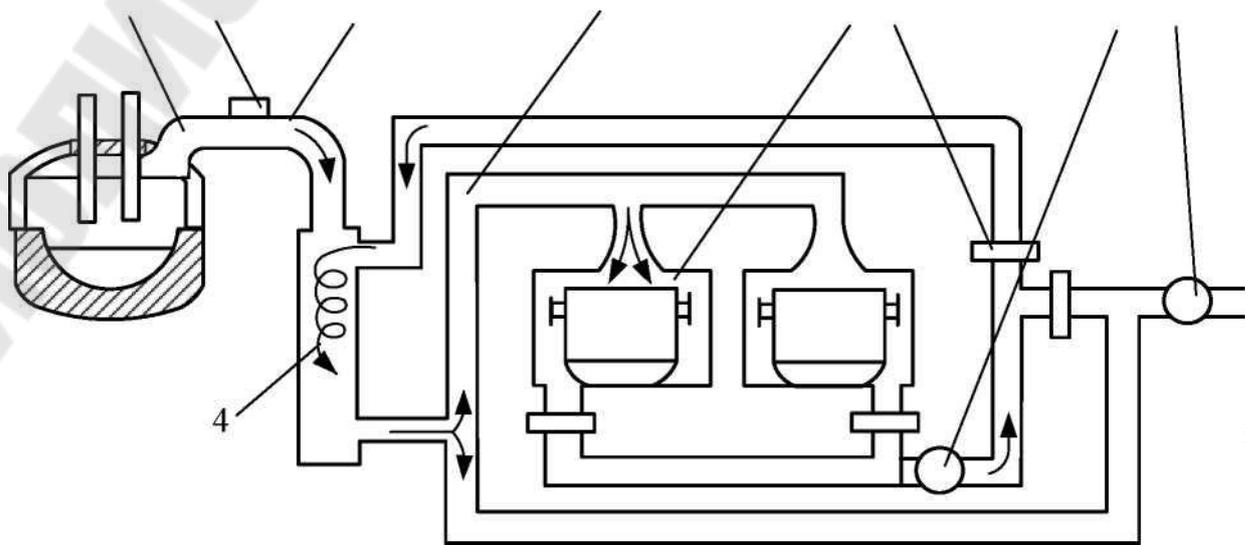
Средняя температура, °С	100	200	300	400	500	600
Полезное вносимое тепло, кВтч/т	13,0	26,6	47,9	57,3	74,3	94,7

Лом в загрузочных бадьях нагревают природным газом, мазутом или теплом отходящих из печи газов. Иногда бадьи с ломом нагревают теплом остывающих заготовок МНЛЗ. Результаты эксплуатации различных типов установок и сравнительные экономические расчеты показывают, что наиболее экономичен нагрев за счет печных (дымовых) газов. Дымовые газы уносят 15 - 20 % тепла от вводимой в печь энергии, и если на их пути - между камерой дожига и газоочисткой - встроить комплекс оборудования для подогрева лома, то определенная часть этого тепла будет использована. В настоящее время все сооружаемые установки для подогрева лома ориентированы на использование печных газов.

При проектировании таких установок необходимо учитывать особенности нагрева печными газами.

Привозной стальной лом почти всегда загрязнен маслами, пластмассами и другим мусором, возгорающимся при высоких температурах с образованием большого количества дыма с неприятным, неуловимым современными газоочистками запахом. Для устранения этого эффекта в современных установках предусматривается рециркуляция газов - система, когда газы из камер подогрева лома вновь подаются в камеру дожига, где пахучие компоненты дожигают совместно с печными газами.

Принципиальная схема двухкамерной установки с рециркуляцией газов приведена на рисунке 12.1. Выходящие из сводового патрубка 1 технологические газы с температурой до 1200 - 1600 °С через стационарный газоход 3 поступают в камеру дожига 4.



Зазор между сводовым патрубком и стационарным газоходом регулируется подвижной муфтой 2 с механическим приводом. Подсасываемый через зазор воздух охлаждает печные газы и окисляет содержащуюся в них окись углерода (до 5 - 6 % - на расплавлении, до 25 % - в окислительном периоде).

В современных установках подогрева величина зазора между сводовым патрубком и стационарным газоходом автоматически регулируется в зависимости от содержания в печных газах СО так, чтобы количество подсасываемого воздуха - окислителя СО - обеспечивало избыток кислорода на уровне 1,1 - 1,2. Расходы печных газов и подсасываемого воздуха должны быть практически одинаковы. В этом случае температура газов после дожигания понижается до 773 - 873 К, что позволяет эффективно использовать их для подогрева лома.

На многих отечественных заводах стационарный газоход выполняется с прямоугольным раструбом при отношении высоты к ширине 1 - 2,5, что необходимо для приема печных газов при технологических наклонах печи в пределах 2 - 5 град. Для перекрытия створа стационарного газохода на сводовом патрубке предусмотрены закрылки. Из-за коробления закрылков и большого сечения стационарного газохода зазор получается слишком большим и объем подсасываемого воздуха в 5 - 8 раз превышает объем печных газов. В результате температура газов после камеры дожигания не превышает 573 К, что уменьшает эффективность подогрева лома.

После камеры дожигания 60 - 70 % от общего расхода газа дымососом 8 отсасывается в байпасный газоход 5 и, отдав тепло лому в камерах подогрева 6, вместе с возгонами нагнетаются вновь в камеру дожигания. Остальные 30 - 40 % газов, минуя рециркуляционное кольцо, поступают через котел-утилизатор на газоочистку и затем выбрасываются через дымовую трубу в атмосферу. Мощность дымососа 8 должна быть достаточна для преодоления аэродинамического сопротивления лома в загрузочной бадье и рециркуляционной линии газоходов. С увеличением объема рециркулирующего газа повышается доля тепла для подогрева лома, но, с другой стороны, увеличение объема рециркулирующих газов требует увеличение мощности дымососа, что ведет к повышению расхода электроэнергии.

Система клапанов 7 позволяет направлять газовый поток в одну или обе камеры подогрева, а если лом чистый, то после камер

- на газоочистку. В этом случае на нагрев лома используется весь газ, поступающий из камеры дожигания. При такой «прямой» системе нагрева температура газа на входе камер нагрева выше и лом нагревается лучше.

На рисунке 12.2. показан один из вариантов компоновки камер для подогрева лома. Здесь герметичная крышка камеры с газоходом горячих газов поднимается коромыслом с электроприводом. Широко распространены конструкции с подъемно-откатными крышками. Эффективная работа установки возможна, если горячие газы проходят через шихту в бадье, поэтому обязательной деталью установок является металлическое уплотнение между крышкой и верхним ободом бады 5.

Имеются клапаны для продувки камеры и бады воздухом. Зарубежный опыт показывает, что при нагреве лома до 673 К какие-либо переделки загрузочных бадей для повышения их механической прочности не требуются. При этом температура поступающих в камеры подогрева газов не должна превышать 973 К. Бадья должна иметь отверстия в челюстях для лучшего прохода дымовых газов. Через эти же отверстия из бады вытекают жидкие масла и другие продукты, стекающие на дно при подогреве лома.

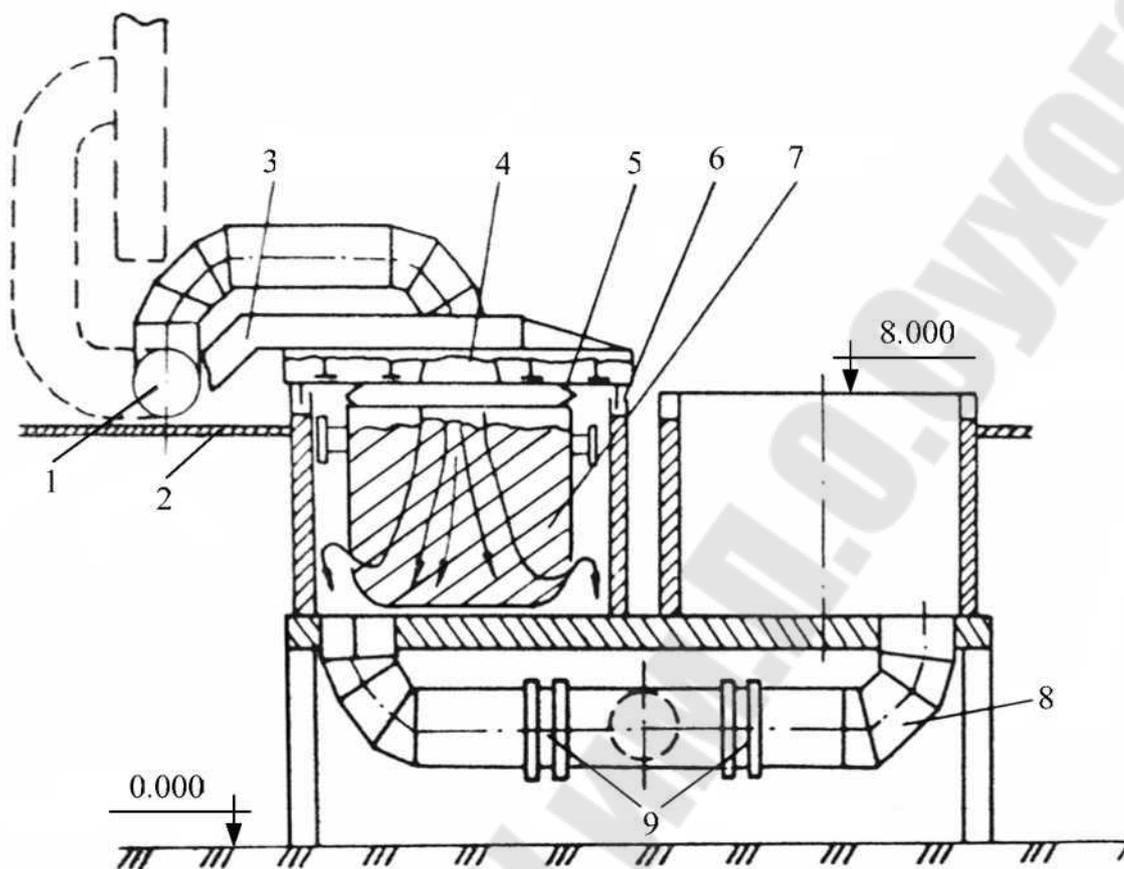


Рисунок 12.2.- Двухкамерная установка подогрева лома

- 1 – рабочая площадка, 2 – шарнирное соединение газохода горячих газов, 3 - коромысло механизма подъема крышки; 4 - крышка камеры; 5 - металлическое гибкое уплотнение; 6 - песочный затвор; 7 - загрузочная бадья; 8 - газоход отработанных газов; 9 - клапан

Скорость нагрева лома зависит от многих факторов, в том числе от разности температур лома и омывающих его газов; от объема горячих газов: чем выше расход газов, тем полнее используется их теплота - при увеличении их расхода от 50 тыс. м до 100 тыс. м /ч тепловой КПД возрастает с 55 - 60 до 75 %. Но следует иметь в виду, что искусственное увеличение объема газов за счет разбавления воздухом понижает их температуру и уменьшает эффект от подогрева лома.

Скорость нагрева зависит и от удельной поверхности лома - чем она выше, тем быстрее нагрев. С этой точки зрения лучше подогревать лом с малой насыпной плотностью. Оценить температуру лома в зависимости от продолжительности нагрева можно с помощью диаграммы на рисунке 12.3.

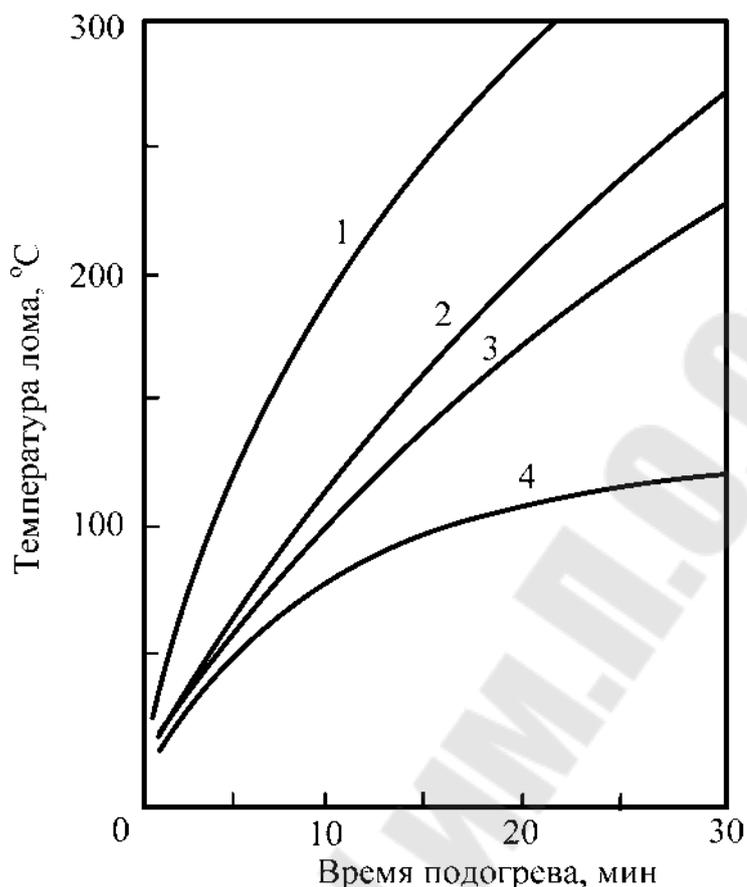


Рисунок 12.3. - Продолжительность подгрева различных типов лома

1- стружка, 2-подготовленный лом, 3-тяжеловесный лом, 4-пакетный лом.

Объем и температура выделяющихся из печи газов и, следовательно, газов, поступающих в камеры подгрева, по ходу плавки непостоянны. Наиболее благоприятны для нагрева лома расплавление подвалки (2-я бадья) и окислительный период - этапы, когда выгорает углерод с образованием большого количества высокотемпературных газов. Менее благоприятно время расплавления основной порции завалки (1-я бадья). При заправке печи, загрузке шихты и во время выпуска нагревать лом нечем. С учетом этих особенностей и организуется работа по подгреву лома. работы печи и двух камер. Одна из камер используется для подгрева подвалки на «собственную» плавку во время расплавления основной порции завалки (1-я бадья); вторая камера используется для нагрева лома основной завалки следующей плавки. При загрузке бадьи в два приема достаточно одной камеры, но это потребует очень жесткой организации работы шихтового и печного пролетов. Если шихта загружается в три приема (1-я бадья - основная завалка, 2-я и 3-я бадьи - подвалки), то организовать подгрев всей шихты сложно. На некоторых заводах ограничиваются подгревом лома в первой и третьей бадьях. Возможен и другой вариант: подгреваются все

бадьи, но вторая бадья устанавливается в камеру на очень короткое время. Оптимальный график работы выбирается из конкретных условий.

Основное требование, учитываемое при проектировании цехов с установками для предварительного подогрева лома

установка должна размещаться на минимальном расстоянии от электропечи. Это позволяет уменьшить тепловые потери при подаче нагретой бадьи; уменьшить длину газоходов и потери тепла дымовых газов и уменьшить подсос воздуха.

Установка должна располагаться так, чтобы при многократных перестановках загрузочных бадей пробег мостовых кранов был минимальным. Один из возможных вариантов размещения двухкамерных установок предварительного подогрева в электросталеплавильном цехе с двумя 100-тонными печами показан на рисунке 12.4. В представленном варианте камеры подогрева расположены выше уровня пола цеха, обслуживаются с площадки печного пролета. Известны многочисленные варианты размещения камер на уровне пола цеха как в печном, так и в других пролетах.

Организация работы в цехах, оборудованных установками подогрева лома, имеет некоторые особенности: во-первых, поступление бадей из шихтового пролета (отделения) должно опережать потребность печи в шихте на время, необходимое для подогрева лома и перемещения в печном пролете бадей с холодным и нагретом ломом. Во-вторых, из-за увеличения времени прохождения бадей в печном пролете увеличивается их парк. Расчет задолженности загрузочных бадей усложняется тем обстоятельством, что движение их в печном пролете должно жестко увязываться с работой печи и камерами подогрева. Решение задачи значительно облегчается, если использовать циклограммы согласованного движения бадей. Приняты следующие продолжительности крановых операций:

- передача бадьи с нагретым ломом от установки подогрева к печи - 3 мин.
- загрузка шихты в печь - 3 мин.
- переезд и установка порожней бадьи на скраповоз - 3 мин.
- захват бадьи с ломом на скраповозе и подача ее к установке подогрева - 3 мин.
- установка бадьи в камеру для подогрева - 3 мин.

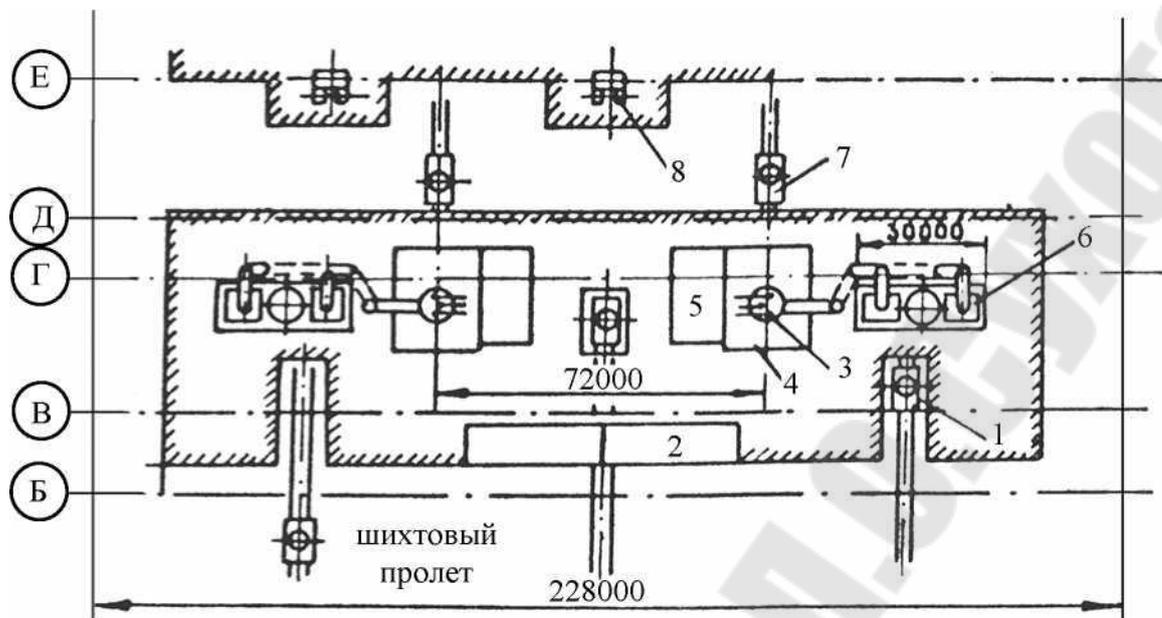


Рисунок 12.4. - Вариант размещения двухкамерных установок предварительного подогрева лома в цехе с двумя 100-т печами

1 - скраповоз; 2 - пульт управления; 3 - дуговая печь; 4 - шумозащитный кожух; 5 - печная подстанция; 6 - установка подогрева; 7 - сталеvoz; 8 - МНЛЗ

Продолжительность подъема электродов и отворота свода в сумме принята равной 1 мин, такой же принята продолжительность обратных операций.

Из циклограммы следует, что если шихта подается в печной пролет скраповозом, то для обеспечения подогретым ломом одной печи требуется два скраповоза и три бады: две бады на скраповозах, одна - в камере подогрева. В целом следует отметить: при приемлемо жестком режиме работы бадей в печном пролете полезно используемое время в шихтовом отделении (при загрузке шихты) составляет всего около 50 % от времени пребывания бадей здесь.

При проектировании обычно исходят из приоритетности работы печи по отношению к предварительному подогреву лома: завалку или подвалку проводят по графику безостановочной работы печи, независимо от того, подогрет или не подогрет лом. Поэтому при работе с двумя подвалками одна из подвалок загружается холодной.

SMS (Германия) разработала конструкцию подогревателя VERTICON, использующего теплоту технологического газа дуговых сталеплавильных печей для нагрева лома перед его загрузкой в печь (рисунок 12.5.). Верхняя часть подогревателя соединена с патрубком газоотвода печи.

Технологический газ, проходя сверху вниз через три камеры подогревателя, заполненные ломом, отдает теплоту лому. В верхней камере сгорают горючие материалы, имеющиеся в металлошихте. Каждая камера содержит около одной трети загрузки печи. В периоды загрузки нагретого лома, из нижней камеры в печь через загрузочное окно на остаток расплава от предыдущей плавки, когда печь отключена от электропитания, подогрев лома осуществляется с помощью горелок. В периоды выпуска плавки и на-загрузочное оборудование выводится из объема

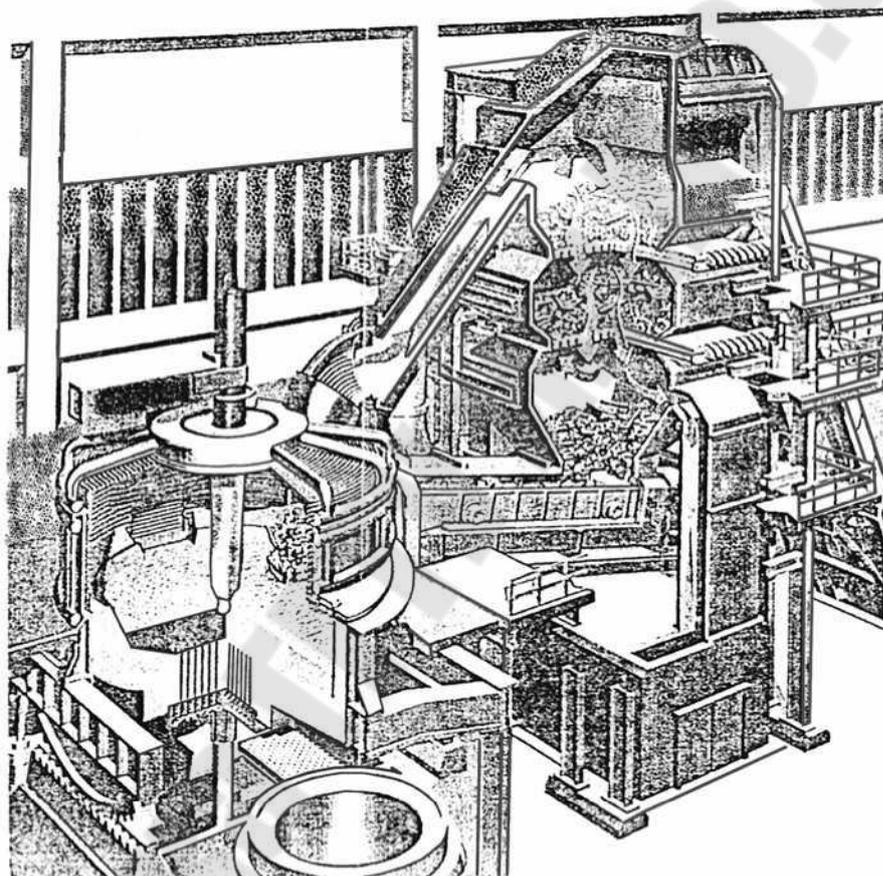


Рисунок 12.5 - ДСП с подогревателем лома системы VERTICON

печи. Плавку проводят под вспененным шлаком, что обеспечивается путем вдува в него кислорода и угля с помощью стеновой фурмы. Лом нагревается до температуры 800 °С. Печь вместимостью 120 т оборудована подогревателем лома вместимостью 200 т и производительностью 200 т/час. Ниже приведены основные характеристики работы ДСП в паре с подогревателем системы VERTICON:

Количество нагревов в сутки	-40
Время нагрева, мин	-36
Загрузка подогретого лома, т	-130
Болото жидкого металла в печи, т	-40
Мощность трансформатора, МВ-А	- 65

Время плавления, мин	- 24
Время нагрева жидкого металла, мин	- 4
Время печи под током, мин	- 28
Общая длительность плавки, мин	-36
Расход электроэнергии, кВт-ч/т	-245
Расход электродов, кг/т	-1-1,5

При использовании подогревателя лома системы VERTICON повышается выход годного металла, устраняются поломки электродов, процесс плавления протекает спокойно. Так как загрузка лома проводится без отворота свода, расход электроэнергии снижается на 20 - 40 кВт-ч/т. При этом продолжительность плавки в 120-т печи снижается до 36 мин, что обеспечивает производительность печи 200 т/ч.

Большой интерес вызвал разработанный Фукс Систем Инкор- порейшн подогреватель лома шахтного типа, располагаемый над дуговой печью и позволяющий дополнительно увеличить степень утилизации тепла отходящих газов, что позволяет сэкономить электроэнергию на 20 %.

Конструктивно в настоящее время существует три разновидности печей с шахтным подогревом лома:

- ДСП с простым шахтным подогревателем;
- двухкорпусные ДСП с простым шахтным подогревателем;
- ДСП с шахтным подогревателем с удерживающими пальцами.

ДСП с простым шахтным подогревателем (рисунок) представляет собой современную дуговую сталеплавильную печь, на которой сверху на свод вместо газоотводящего патрубка установлена металлическая шахта. После выпуска предыдущей плавки на оставшееся болото металла через шахту загружается металлолом в полном объеме, необходимом для одной плавки. После включения электродов, образующиеся газы поднимаются по шахтному подогревателю, отдавая тепло находящейся в ней шихте и предварительно ее подогревая. По мере проплавления металлошихта постепенно опускается в ванну печи, расплавляясь за счет тепла металла, шлака и электрических дуг. Печь вместимостью 90 т имеет диаметр кожуха 6,1 м, шахту объемом 67 м, графитированные электроды диаметром 560 мм и работает при максимальном напряжении 820 В.

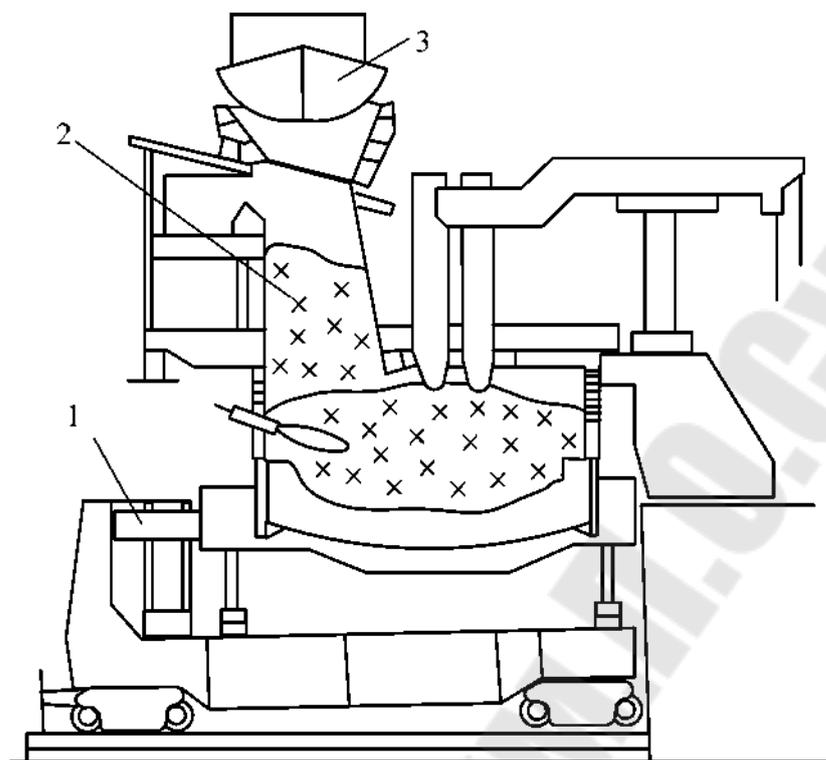


Рисунок 12.6 - ДСП с шахтным подогревателем лома

1 - ДСП; 2 - шахтный подогреватель; 3 - грейфер мостового крана для подачи скрапа

. Двухкорпусная печь с шахтным подогревом

Идея создания двухкорпусных печей с шахтным подогревом взята из реализованных проектов успешно работающих двухкорпусных сверхмощных ДСП. Двухкорпусные шахтные печи позволяют реализовывать непрерывное использование тепла отходящих газов во все периоды плавки. Двухкорпусный агрегат имеет одну систему трансформатор - электрододержатель - электроды, которые обслуживают работу двух сталеплавильных ванн. Когда в первой ванне идет плавление и рафинировка с использованием дугового нагрева в соседней ванне ведется подогрев металлолома в шахте за счет топливно-кислородных горелок и отходящих газов из первой печи. Поэтому плавка во второй ванне начинается уже на горячей шихте, что значительно стабилизирует процесс горения дуг и позволяет использовать вводимую мощность на 92 %. Сравнение показателей работы одно- и двухкорпусных ДСП с шахтным подогревателем (таблица

8.4) показало, что двухкорпусные печи обеспечивают уменьшение длительности цикла плавки на 25 - 30 %, повышение производительности на 25 - 30 %, снижение расхода электродов на 10 - 15 %

Таблица 12.2 - Сравнительные показатели работы одно- (ОШ) и двухкорпусных (ДШ) ДСП вместимостью 90 т с шахтным подогревателем лома

Показатели	ОШ	ДШ
Расход электроэнергии, кВт-ч/т	330	340-360
Расход электродов, кг/т	1,8	1,6
Расход кислорода, нм /т	30	25-30
Расход газа, нм ³ /т	7	6-8
Углерод завалки, кг/т	15	8-10
Углерод дутья, кг/т		3-8
Время под током, мин	33-40	35-37
Общая длительность цикла плавки, мин	51-60	38-43
Производительность, т/ч	96-112	130-153
Годовая производительность, т/год	700-800	1030-1100

Использование комплекса из двух ДСП с шахтным подогревателем с единой системой электропитания печей влечет за собой повышенные капитальные вложения на исходном этапе. Однако они будут окуплены в течение более короткого времени по сравнению со строительством двух однокорпусных печей. В последние годы во Франции, Люксембурге, Бельгии и США введены в строй двухкорпусные печи вместимостью 90, 95, 140 и 165 т.

Шахтные печи с удерживающими пальцами

Дальнейшее развитие идея шахтного подогрева получила в создании ДСП с шахтным подогревом с удерживающими пальцами (рисунок 8.13). Идея заключается в том, что шахта постоянно заполнена металлоломом, который опускается по мере необходимости загрузки печи. Таким образом, используется тепло отходящих из ДСП газов на всех режимах работы ДСП. Постепенная завалка печи с подвалкой обеспечивает быстрое плавление скрапа. Цикл плавки заключается в завалке первой загрузки сразу после подготовки печи и ее расплавление в ДСП. Одновременно шахта заполняется металлоломом, который подогревается отходящими газами. После

проплавления второй завалки, шахта вновь заполняется скрапом, который подогревается отходящими газами во время рафинирования и подогрева стали в ДСП.

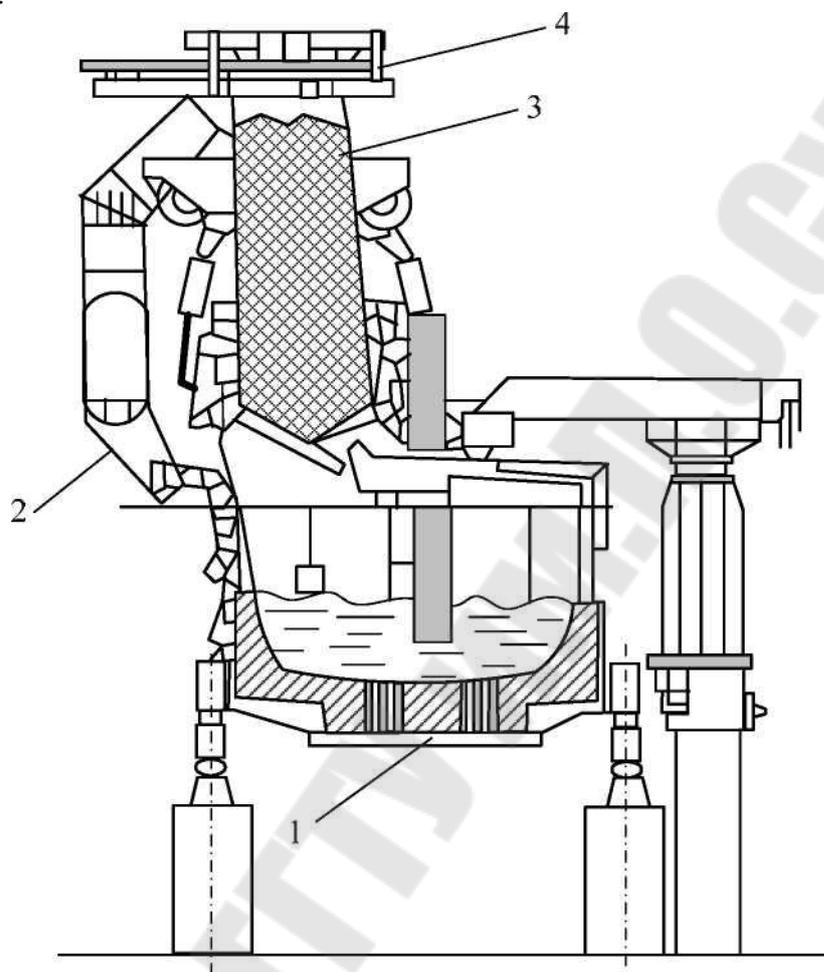


Рисунок 12.7 - Схема ДСП с шахтным подогревателем

- 1 - ДСП; 2 - удерживающие пальцы;
3 - приемная воронка; 4 - заслона шихты

ДСП с шахтным подогревателем лома с удерживающими пальцами представляет собой сверхмощную ДСП, в которой на месте патрубка отвода газа устанавливается металлическая шахта, соединенная с системой отвода газа на газоочистку. На уровне свода печи устанавливаются удерживающие пальцы, которые регулируют поступление металлолома в ДСП. Удерживающие пальцы изготавливаются в виде полых коробок из коррозионностойкой жаростойкой стали и охлаждаются водой.

Показатели работы 150-т обычной дуговой печи (ДСП), шахтной дуговой печи (ШП) и шахтной дуговой печи с удерживающими пальцами, оборудованной системой донного выпуска приведены в таблице 8.5. Энергетический баланс обычной ДСП и оборудованной шахтным

подогревателем лома приведены на рисунке 12.8.

Таблица 12.3 - Показатели работы 150-т обычной печи (ДСП), шахтной дуговой печи (ШП) и шахтной дуговой печи с удерживающими пальцами, оборудованной системой FAST (ШПФ)

Показатели работы	ДСП	ШП	ШПФ
Температура стали при выпуске, °С	1620	1620	1600
Токовое время плавки, мин	38	26,5	25,8
Бестоковое время плавки, мин	12	11	8,0
Продолжительность плавки, мин	50	37	33,5
Производительность печи, т/ч	180,5	239,8	267,9
Количество плавков в сутки	28,8	38,4	42,9
Выделение CO ₂ , кг/т	667	440	430
Издержки, долл./т	18,79	14,05	11,52
Расход электроэнергии, кВтч/т	384	270	264
Расход электродов, кг/т	1,6	1,1	1,0
Расход кислорода, нм /т: - фурмы			
	30	28	28
- горелки	5,4	9,8	9,6
Расход газа (горелки), нм /т	2,4	4,4	4,4
Расход угля в завалку, кг/т	12	12	12
Расход инжестируемого угля, кг/т	7,3	4,1	3,8
Расход извести, кг/т	42	42	42

Как видно из рисунка 8.14 затраты электроэнергии в чистом виде при использовании шахтного подогрева снижаются с 400 до 300 кВтч/т стали, т.е. с 60 до 51%. Необходимо при этом учесть и энергетические затраты топливно-кислородными горелками. Суммарные затраты снижаются с 68 до 63 % (51+12). При этом общее использование вносимой энергии возрастает с 57 до 67 %, благодаря тому, что около 100 кВтч/т возвращается в виде тепла переданного металлолому отходящими газами в шахтном подогревателе. Сравнительный технологический и энергетический анализ показывают, что применение ДСП с шахтным подогревателем лома позволяет повысить производительность плавильного агрегата на 25 - 30 %, снизить энергетические затраты, включая электроэнергию и топливно-кислородные горелки на 20 - 25 %, повысить общее использование энергоресурсов на 10 %. При этом энергия отходящих газов используется на 60 %.

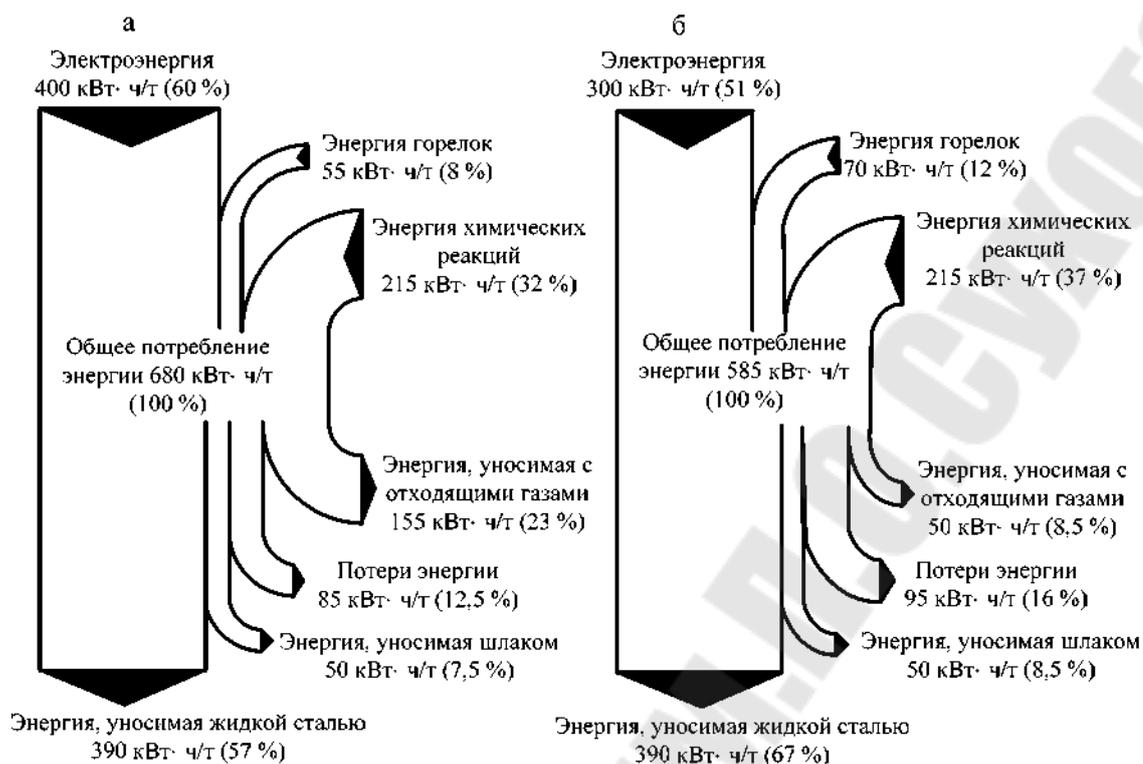


Рисунок 12.8 - Сравнительный энергетический баланс выплавки стали в обычной ДСП (а) и оборудованной шахтным подогревателем лома (б)

Однако шахтные печи сложны в эксплуатации и имеют ряд специфических особенностей: большие габаритные размеры, возможна свариваемость отдельных кусков шихты в процессе подогрева, большая высота падения шихты при завалке подогретого лома на подину, наличие водоохлаждаемых пальцев в шахте, значительно больше инвестиции по сравнению с обычными печами. Поэтому при выборе конструкции печи необходимо руководствоваться экономическими и технологическими задачами проекта реконструкции или строительства новых печей.

Среди способов интенсификации и ресурсосбережения при электроплавке особое место занимает предварительный подогрев шихты. В последние годы разработан ряд конструкций как встроенных, так и автономных устройств подогрева, с использованием тепла печных газов и/или природного газа. Установки различаются по температуре нагрева, удельной производительности и экологическим характеристикам.

Эффективность способов ресурсосбережения

Интенсификация технологических процессов – наиболее перспективное направление в ресурсосбережении и повышении экономической эффективности плавки. Metallургами за последние десятилетия разработан ряд технических решений (приемов), которые обеспечили существенное повышение производительности печей, снижение энергоемкости и эксплуатационных затрат, улучшение экологических характеристик плавки и качества полученного металла.

На рис.12.9 представлены лишь некоторые из наиболее значимых мероприятий, внедрение которых привело за последние годы к сокращению удельных затрат электроэнергии при дуговой плавке в 2,5 раза, расхода электродов в 4,3 раза, продолжительности плавильной кампании почти в 5 раз. При всей условности приведенных зависимостей, интерполированных до 2015 г., можно заметить, что если технологические возможности плавки – показателями чего являются производительность (длительность кампании) и удельный расход электродов – близки к максимально возможным для ЭДП, то в отношении удельных затрат электроэнергии перспективы далеко не исчерпаны.

При этом следует отметить, что теоретический предел – сумма энтальпии жидких стали и шлака – “преодолен”, т.е. удельные затраты электроэнергии уже ниже суммарного значения энтальпии получаемых расплавов 420-480 кВт.ч/т. Дефицит энергии компенсируется ростом термического к.п.д. печей и увеличением вносимой доли тепла от более дешевых источников: уголь, природный газ, тепловая энергия отходящих газов (ВЭР).

Сравнительный анализ эффективности известных способов сокращения удельных затрат электроэнергии на плавку дает ориентировочно следующее соотношение (при общих затратах ~ 650-680кВт.ч/т.): дожигание СО непосредственно в рабочем пространстве путем дополнительной подачи воздуха или кислорода – 6%, работа на вспененных шлаках – 9%, повышение удельной мощности печных трансформаторов (работа на длинных дугах) – 10%, вдувание кислорода в ванну металла (с корректировкой углеродосодержащего компонента) – 10%, использование в завалке жидкого чугуна – 10%, использование топливо-кислородных или плазменных горелок – 12%, высокотемпературный подогрев шихты – до 22%.

При этом эффект высокотемпературного подогрева шихты (ВПШ) очевидно пропорционален температуре нагрева или энтальпии загружаемых материалов. Верхний предел может быть ограничен только опасностью угара

тонколистового скрапа при длительном нагреве свыше 700°C в окислительной среде или свариванием кусков скрапа при температурах выше 900-1000°C.

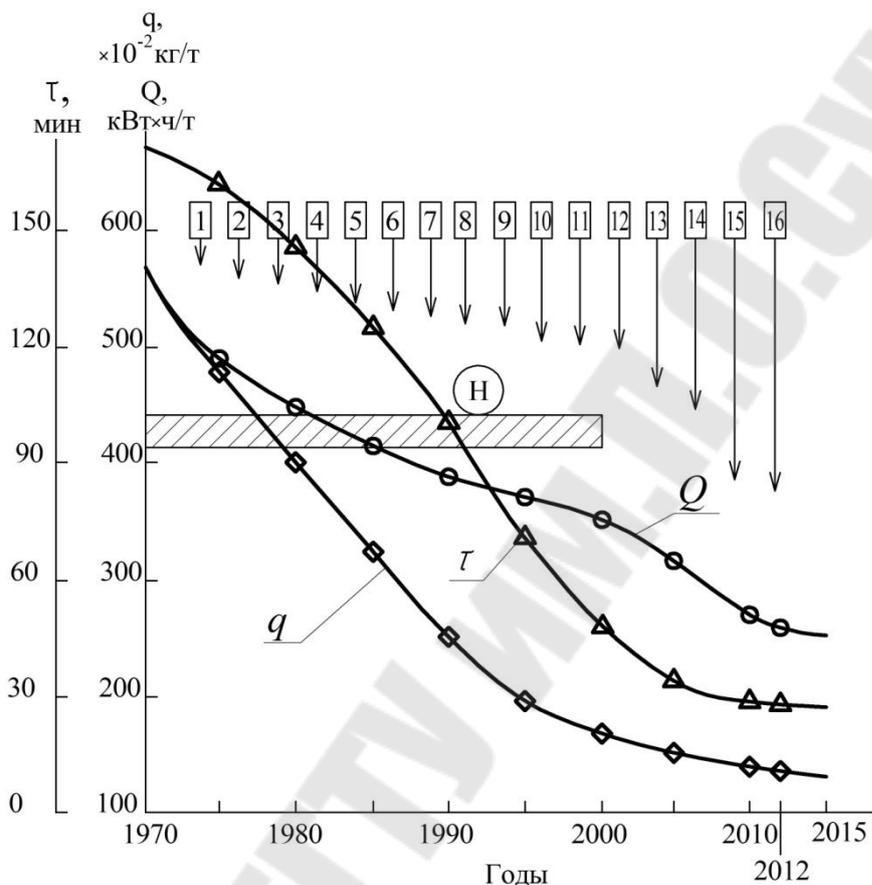


Рис.12.9 Влияние методов интенсификации на основные технико-

экономические параметры выплавки стали в электродуговых печах:

τ – продолжительность плавки; q - удельный расход электродов; Q – удельный расход электроэнергии; H – суммарная энтальпия жидких стали и шлака, кВт; 1-16 – методы интенсификации, соответственно: применение кислорода, жидкая завалка, внепечная обработка, водоохлаждаемые панели, повышение мощности трансформаторов (сверхмощные печи), компьютеризация (АСУ ТП), вспененные шлаки, газокислородные горелки, донный выпуск, печь-ковш, эркерный выпуск, подогрев скрапа (сушка), фурмы-манипуляторы, донная продувка, высокотемпературный подогрев шихты (ВПШ), комплексные плавильные агрегаты с непрерывным подогревом шихты.

Технологическая привлекательность подогрева шихты как способа улучшения технико-экономических параметров электроплавки заключается еще и в том, что он не требует изменений в технологии.

Подогрев шихты для электропечей – средство универсальное, он актуален как для крупных металлургических печей, в том числе сверхмощных, несмотря на их высокую удельную мощность и интенсивность процесса плавки, так и для небольших по емкости плавильных агрегатов литейных цехов. Подогрев шихты эффективен не только для электродуговой плавки чугуна и стали, но также и для индукционных тигельных печей, применяемых для выплавки черных и цветных сплавов [1,2].

Экономия электроэнергии при использовании подогрева шихты определяется не только количеством тепла (величиной энтальпии), вносимого в печь с горячей шихтой, но и соотношением коэффициентов теплоиспользования (к.п.д.).

Термический к.п.д. ЭДП равен, примерно, $\eta \approx 0.6$, изменяясь по ходу плавки от 0,4 при нагреве шихты до 0,8 при нагреве жидкой ванны. К.п.д. установок ВПШ оптимальной конструкции достигает 0,80-0,85, при этом в начальный период работы при холодной шихте η достигает 0,95.

На рис. 12.10 представлены сопоставимые данные по затратам энергии в установках ВПШ, работающих на природном газе с теплотворной способностью $q = 35000$ кДж/м³, и ЭДП. Еще более очевидным становится экономический эффект ВПШ при использовании стоимостных показателей: стоимость 1 кВт.ч электроэнергии в РБ равна ~ 1115 руб. (в ценах 2012г. для промпредприятий), а такое же количество тепловой энергии, полученной от сжигания природного газа - около 250 руб., что дает соотношение затрат на получение 1 кВт.ч энергии 1 : 4,55 (при 100% переходе электроэнергии в тепловую).

Для полной оценки экономического эффекта необходимо, конечно, учитывать и сокращение времени плавки (до 30% периода расплавления шихты), расхода электродов (стоимость электродов диаметром 600 мм ~ 47400 руб./кг), кислорода (~1920 руб./м³) и футеровки. В ряде работ выделяется в качестве основной составляющей экономического эффекта снижение себестоимости шихты за счет увеличения доли низкокачественного скрапа пропорционально температуре предварительного подогрева.

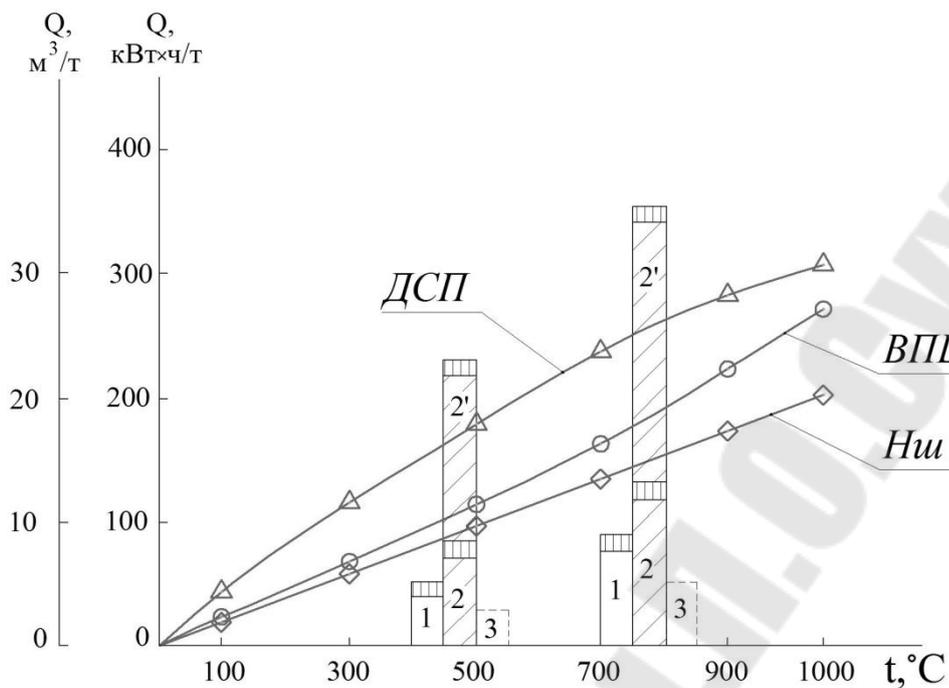


Рис.12.10 Затраты энергоносителей на нагрев шихты:

- в натуральном выражении: ВПШ – природного газа в установках высокотемпературного подогрева шихты в бадьях; ДСП – электроэнергии в дуговых печах; $H_{ш}$ – энтальпия шихты (энергия, накопленная шихтой).

- в стоимостном выражении: 1 – затраты на природный газ; 2 – затраты на электроэнергию, при соотношении стоимости «природный газ/электроэнергия» – 1/1; 2' – затраты на электроэнергию при соотношении 1/3; 3 – приведенные энергозатраты при использовании отходящих газов.

Еще более привлекательным выглядит способ подогрева шихты за счет вторичных энергоресурсов электродуговой плавки, которыми в данном случае могут служить отходящие из ЭДП газы (см.рис.12.2).

В соответствии с тепловым балансом современных печей (лучший вариант) при суммарном расходе тепла 640-660 кВт.ч/т, из которого на долю электроэнергии приходится 340-360 кВт.ч/т, а остальное – тепло от экзотермических реакций, сжигания дополнительного топлива и угара электродов, потери тепла с отходящими газами составляют 143-205 кВт.ч/т (22-32%). Этого тепла достаточно для нагрева скрапа до 700°C и более. Если учесть, что в литейных цехах, где используются печи небольшой мощности (3 – 20 т/ч), удельные затраты электроэнергии достигают 700-750 кВт.ч/т, потери тепла с отходящими газами достигают 400-440 кВт.ч./т,

соответственно резерв тепловой энергии для использования в ВПШ становится еще больше.

Конечно, соотношение стоимости тепловой энергии, полученной от различных энергоносителей в разных странах различное. В США соотношение газ – электроэнергия равна примерно 1 : 6, Украине 1 : 2, в РФ в зависимости от региона от 1 : 5 до 1 : 12. Эти соотношения меняются также от года к году, что определяется многими зачастую даже не экономическими факторами, а конъюнктурой. Однако нетрудно подсчитать, что при соотношении 1 : 3 достаточно обеспечить к.п.д. установки ВПШ на уровне ~25%, чтобы получить уже значимый экономический эффект за счет сокращения расхода электроэнергии в ЭДП, электродов, футеровки, эксплуатационных расходов и повышения производительности печей.

Оптимально спроектированные установки обеспечивают средний за период нагрева к.п.д. > (70-75)%, что гарантирует их быструю окупаемость даже при соотношении цен 1 : 2.

Эти критерии пригодны для оценки применимости предварительного нагрева шихты для любых типов электропечей. Если учесть, что тигельные индукционные печи промышленной частоты (ИЧТ) имеют к.п.д. на этапе нагрева шихты 30-35%, средней частоты ~ 50-60%, дуговые ДЧМ ~45-50%, ДППТ ~ 55-65% и т.д., то перспективность предварительного подогрева шихты очевидна.

Исходя из приведенных данных следует вывод о том, что чем выше температура подогрева шихты, тем выше получаемый эффект энергосбережения и соответственно экономический.

Однако ряд специалистов с осторожностью относятся к данному положению и считает, что оптимальная температура нагрева располагается в диапазоне 450-480°C, а сама зависимость экономического эффекта от температуры носит экстремальный характер, что графически представлено на часто цитируемом графике, представленном в работе. Соответствующее уравнение регрессии для удельной экономии электроэнергии представлено в работе следующим выражением: $\Delta = -0,0012T^2 - 1,096T - 161,6$ (кВт.ч/т). Эта зависимость объясняется потерями тепла на восстановление оксидов, которые образовались при ВПШ.

С нашей точки зрения какие-либо дополнительные потери не достигают сколь-либо значимой величины, если рассматривать процесс в комплексе: ВПШ – ЭДП. Известно, что угар металла в дуговых печах, особенно в зоне дуги и при использовании тонколистового скрапа (плотность шихты $\rho < 2$) достигает 6-7% и более, в отдельных плавках – 10%). Практика показала, что суммарный угар в системе ВПШ – ЭДП существенно ниже: не

более 4 – 5%. Это объясняется тем, что в ВПШ нагрев ведется с большей скоростью и реакции окисления при $t > 550-600^{\circ}\text{C}$ не могут достичь равновесия. Кроме того, образующаяся пленка оксидов достаточно плотная и препятствует диффузии кислорода. Угар при ВПШ не превышает, как правило, 0,5%. В то же время стадия активного окисления в ЭДП сокращается на 25-30%. Этим, в частности, объясняется возможность увеличения доли в шихте низкосортного тонколистового скрапа при использовании предварительного подогрева.

Установки и системы подогрева шихты

Энергетический кризис 80-тых годов и постоянный рост стоимости энергоресурсов вызвали необходимость обратить серьезное внимание на ВПШ как действенное средство ресурсосбережения.

Интенсивные исследовательские и конструкторские работы по сокращению удельных затрат электроэнергии при плавке привели к созданию различных систем подогрева шихты, которые можно объединить в следующие группы (с указанием фирм-разработчиков):

- Системы подогрева шихты в бадьях - Bucket Scrap Preheating Systems (Daido, NKK, Krupp, SMS-Demag, Siemens-VAI, Danarc, Danieli);
 - Вращающиеся нагревательные печи – Rotary Kiln Preheater (Fuel Arc Furnace, BBS-Brusa);
 - Шахтные печи – с одной или сдвоенной шахтой с удерживающими пальцами – Shaft Furnaces – Single, Double and Finger Shafts (Siemens-VAI);
 - Шахтно-дуговые печи – EcoArc Shaft Furnace (NKK);
 - Шахтные печи с толкателями – Shaft Furnace with pusher (IHI);
 - Шахтно-дуговые с перемещаемым подогревателем – COSS (Continuous Optimized Shaft System) Shaft Furnace (Fuchs);
 - Подогреватели непрерывного действия (подогрев шихты на конвейере) – Continuous Scrap Preheating System (Tenova Consteel Process, Danieli ESC System);
 - Сдвоенные (двухкорпусные) печи – Twin Shell Furnace;
 - Бадьевые высококорпусные печи – Single Bucket High Shell Furnace.
- Системы подогрева шихты в бадьях - Bucket Scrap Preheating Systems (Daido, NKK, Krupp, SMS-Demag, Siemens-VAI, Danarc, Danieli);

- Вращающиеся нагревательные печи – Rotary Kiln Preheater (Fuel Arc Furnace, BBS-Brusa);

Можно заметить, что в металлургии усилия были направлены в основном на создание комбинированных комплексных агрегатов, включающих помимо собственно ДСП сопряженную с ней установку, в которой за счет тепла отходящих газов подогревается шихта до максимально возможных температур.

Наиболее удачной по компактности, технологичности и эффективности зарекомендовала себя последняя разработка фирмы “Fuchs Systemtechnik AG”: дуговая печь с устройством для подогрева шихты “COSS” и боковой загрузкой (рис. 4). Шихта загружается в “COSS”, где нагревается до 650-850°C печными газами, поступающими с температурой 750-1600°C. Загрузка горячей шихты в печи осуществляется 5-6 раз в час порциями, примерно, по 20т. Фактически процесс плавки идет непрерывно с периодическими выпусками жидкого металла по 100-120 т

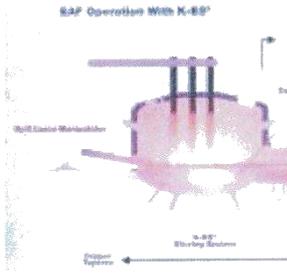
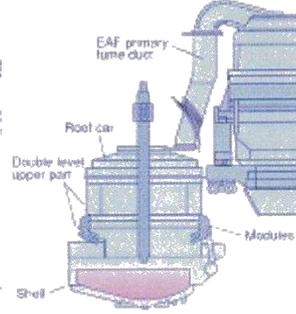
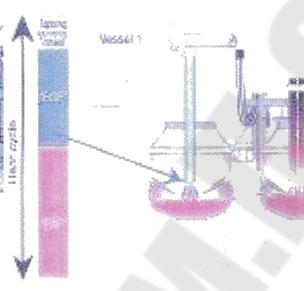
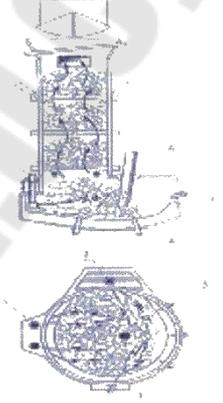
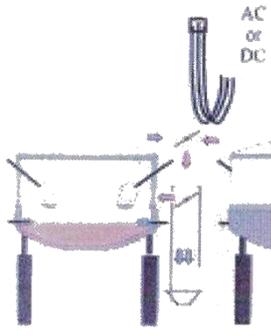
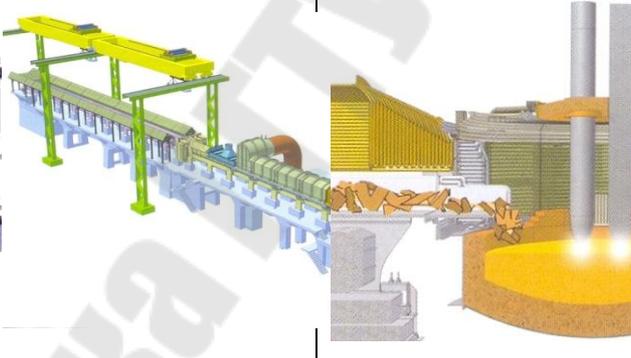
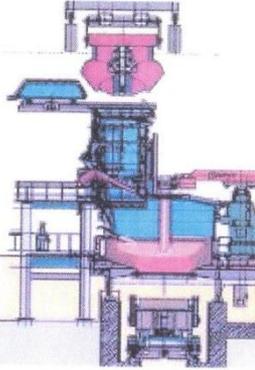
KES [Klockner Electric Steel process]	DANARC [DANieli electric ARC]	CONARC [CONverter – ARC furnace]	FAF [Fuel Arc Furnace]
			
TWIN	Consteel		Shaft Furnace
			 <p>FSF (Finger Shaft Furnace)</p>

Рис.12.11 Комбинированные электродуговые установки (ЭДП-ВПС)

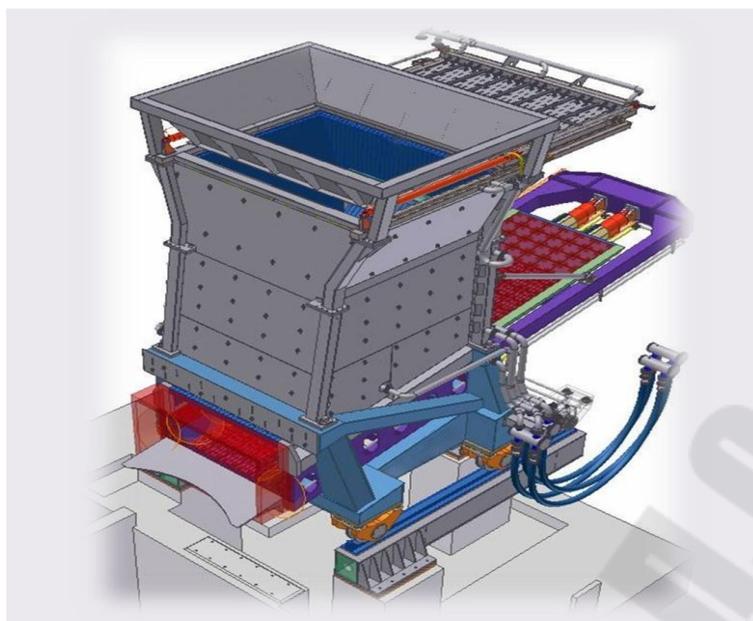


Рис.12.12 Шахта “COSS” для подогрева и порционной загрузки шихты

При минимальном расходе электродов 1,3 кг/т и вдувании углеродосодержащих материалов в пределах 12,6 – 13,5 кг/т расход электроэнергии составляет около 260 кВт.ч/т при выплавке углеродистой стали.

Нагрев шихты в слое за счет продувки его газами является наиболее эффективным способом теплопередачи, что, в частности, объясняет компактность и высокий к.п.д. установок, работа которых основана на этом принципе: установки ВПШ в завалочных бадьях, установки шахтного типа, в том числе COSS, и др.

При этом наиболее простыми и надежными в обслуживании и эксплуатации являются автономные установки с газовым подогревом шихты. Наиболее экономичными, но существенно более сложными и дорогими являются установки подогрева шихты, использующие тепло дымовых газов (ВЭР). Использование ВЭР вызывает проблемы, связанные с синхронизацией работы печи и установки подогрева, а также необходимостью проведения дополнительных мероприятий, направленных на повышение стабильности и эффективности работы системы пылегазоочистки. Последнее особенно актуально при использовании загрязненной низкосортной шихты, что, к сожалению, становится все более распространенным явлением.

В слое нагреваемой шихты газы, отходящие из ДСП, дополнительно насыщаются продуктами испарения и деструкции органических соединений, аэрозолями и частичками синтетических материалов (масла,

краски, пластмасса и т.п.). Высокодисперсные органические вещества и сажистый углерод, осаждаясь на фильтрах и накапливаясь в слое уловленной аспирационной пыли, способны к интенсивному окислению и разогреву, что может привести к возгоранию в газоходах и тканевых фильтрах.

Эта проблема характерна для всех подобных систем, работающих на печных газах, и имеет общее решение: дожигание газов на выходе из слоя шихтовых материалов с последующим охлаждением и/или разбавлением перед входом в фильтр. Одним из вариантов такого решения является поджигание дымовых газов на выходе из слоя шихты за счет подвода горячих газов с температурой выше 750°C непосредственно из рабочего пространства печи (минуя шахту или COSS), в количестве 0,1- 0,3 от общего объема отходящих газов. Более простым и надежным решением является установка горелок – запальников, работающих на природном газе. Естественно в камеру дожигания должен подаваться воздух для горения CO и органических примесей в стехиометрических соотношениях.

В установках ВПШ, где нагрев осуществляется отходящими газами, проходящими по тоннелям (камерам) над шихтой (“Consteel” и др.), дожигание CO и органики осуществляется непосредственно по тракту движения шихты в свободном пространстве над ее поверхностью. Выделяющееся тепло служит дополнительным источником энергии. Подобные установки обеспечивают высокую температуру нагрева, но имеют большие габариты (протяженность), значительные тепловые потери и, соответственно, более низкий, чем шахтные печи, к.п.д.

На рис.3 представлены некоторые из известных установок комбинированного типа, освоенных в последние годы рядом металлургических фирм. Нетрудно заметить, что эти установки отличаются от традиционных ДСП значительно большими габаритами, более сложными устройствами загрузки шихты, более “жестким” технологическим режимом, что требует и более сложной системы контроля и управления. Важным фактором является также колебание температуры и состава газов на выходе из ДСП по ходу плавки, и, соответственно переменные условия нагрева шихты и возможности дожигания CO и органики. Существенно меняется организация завалки, что требует или увеличения высоты уровня загрузки шихты (в установках шахтного типа), или протяженности загрузочных конвейеров (в установках типа “Consteel”).

Во вновь строящихся цехах это не вызывает особых сложностей, но при реконструкции действующих цехов и замене традиционных агрегатов это требует тщательной проектной проработки, дополнительных капвложений, а зачастую вообще невозможно.

Подогрев шихты в загрузочных бадьях

Альтернативой, особенно для действующих производств, является подогрев шихты в бадьях. При этом могут рассматриваться варианты нагрева как за счет тепла отходящих газов, так и за счет использования дополнительного топлива – преимущественно природного газа.

Кажущаяся простота решения задачи экономии электроэнергии и утилизации ВЭР с минимальными капзатратами при подогреве шихты непосредственно в загрузочных бадьях стимулировала активную разработку таких систем во второй половине прошлого века. Уже в 50-тых годах несколько фирм в Японии и Европе начали использование установок предварительного подогрева шихты в бадьях. За 70-80-е гг. только в Японии было создано более 50 таких установок.

На рис. 12.13 представлена одна из установок такого типа фирмы Washington Steel Corp., Houston. (США)

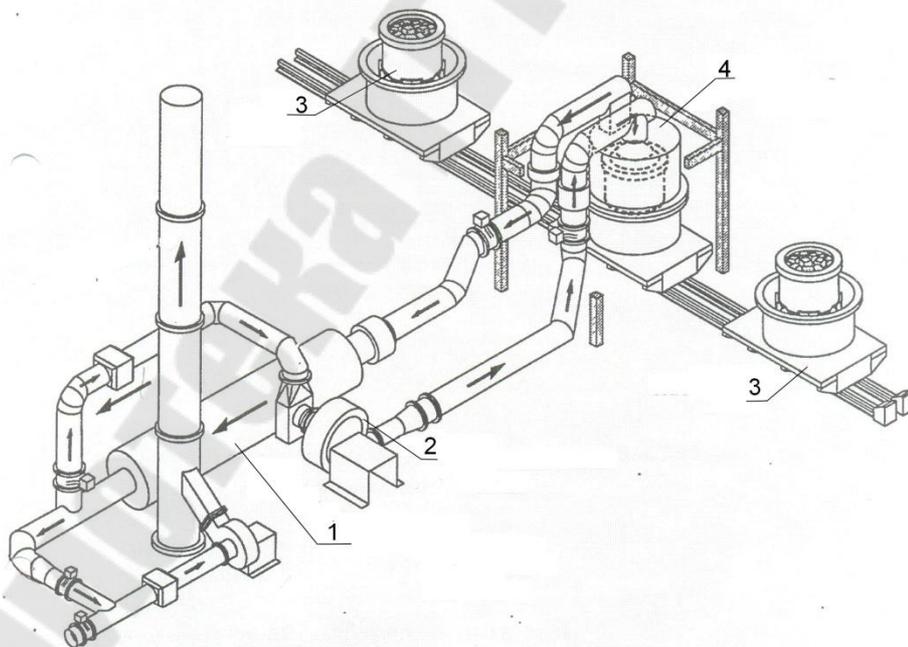


Рис.12.13 Схема установки Washington Steel Corp. для подогрева шихты в загрузочной бадье

1-рекуператор, 2-вентилятор, 3-позиции ожидания, 4-камера подогрева

Отходящие из ДСП газы проходят через слой шихты в бадье, откуда направляются в камеру дожигания – рекуператор, после чего разделяются на два потока: часть выбрасывается в атмосферу, часть снова направляется в бадью. Сама бадья находится в камере с теплоизолированными стенками (рис. 12.14).

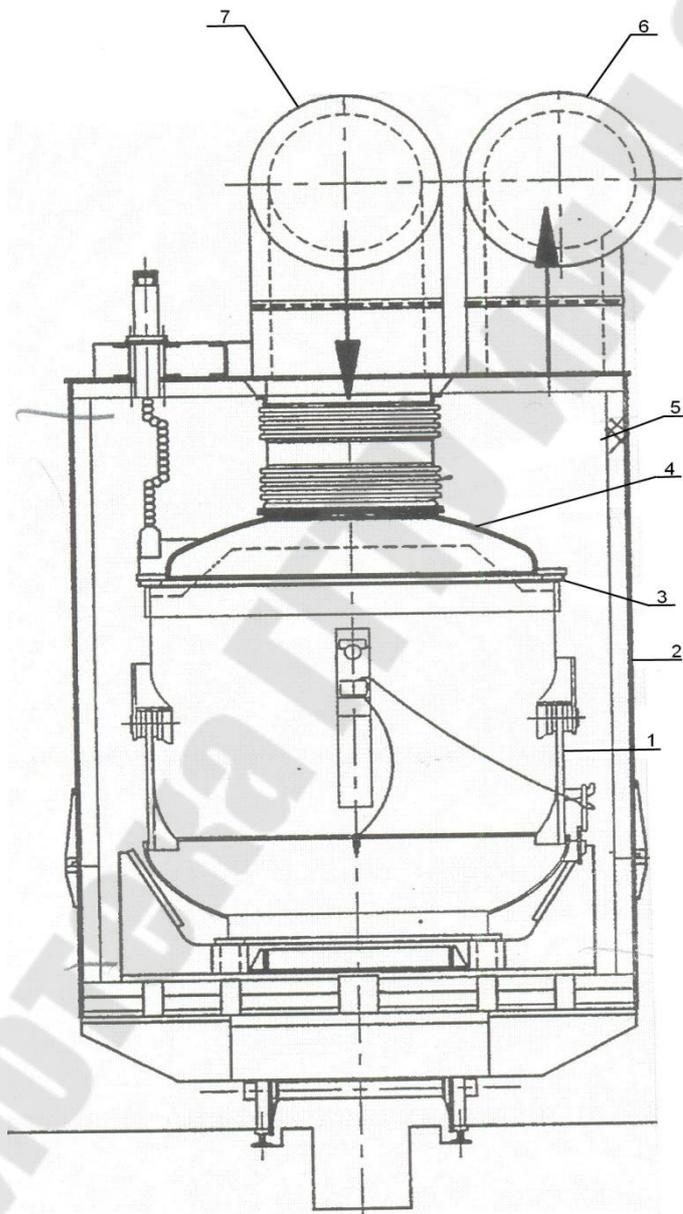


Рис.12.14 Бадья в теплоизолированном корпусе камеры подогрева

1 - бадья с шихтой; 2 – корпус камеры подогрева; 3 – затвор; 4 – свод-крышка; 5 – теплоизоляция; 6 – отвод дымовых газов; 7 – ввод дымовых газов в бадью.

Интересно, что подобное (и как будет ниже показано, ошибочное) конструктивное решение было использовано в целом ряде подобных установок. Достаточно привести пример установки (рис. 12.15), которую в свое время пытались применить на Минском тракторном заводе (г.Минск), с той лишь разницей, что на «МТЗ» нагрев осуществлялся за счет сжигания природного газа.

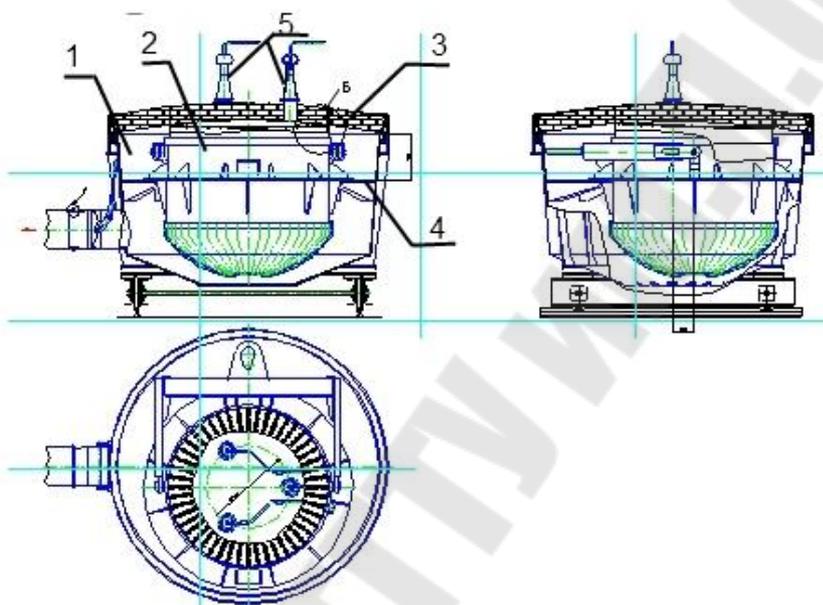


Рис.12.15 Первоначальный вариант установки подогрева шихты на РУП «МТЗ»

1 – корпус; 2 – бадья; 3 – свод; 4 – опорное кольцо; 5 – инжекционные горелки.

Сложная система с двумя ступенями нагрева бадей, выполненных из жаростойкой стали, двумя вентиляторами, разделением потоков и циркуляцией газов, в некоторой степени напоминающая установки Washington Steel Corp., была использована на установках подогрева шихты для 30-тонных индукционных печей на «Заводе литья и нормалей» (г.Гомель), выполненных по проекту института ГИПРОТСХМ (г.Харьков). После доработки этой системы специалистами ГГТУ им.П.О.Сухого, в частности, перевода ее в режим “под разряжением”, ликвидации перетоков (встречных потоков газов) и оснащения ее

аппаратами очистки, она была введена в эксплуатацию и работает по настоящее время (рис.12.16). Можно отметить, что корпус бадьи здесь не изолирован от окружающей среды.

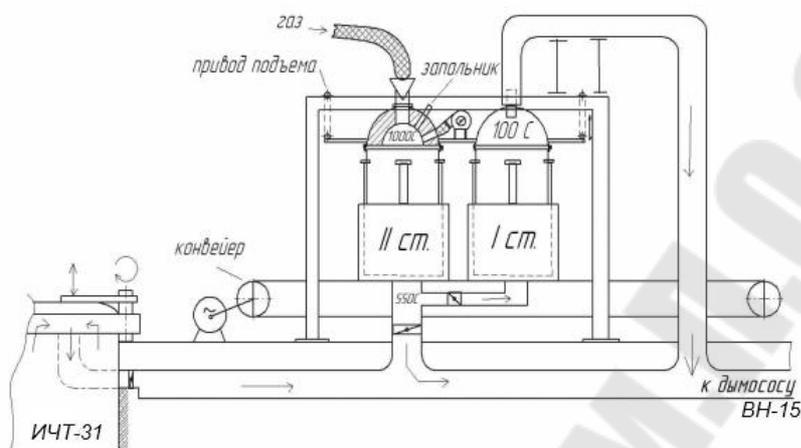


Рис.12.16 Схема двухступенчатой системы подогрева шихты в бадьях (ЗЛиН, г.Гомель).

Однако нагрев в грузонесущих бадьях имеет наряду с привлекательной простотой очевидный недостаток: невозможно нагреть шихту, не нагревая в то же время корпус бадьи. Причем температура нагрева самой бадьи в представленных выше установках выше, чем шихты. Сопротивление вдоль корпуса бадьи для потока газов меньше, чем сквозь слой шихты в центральной части слоя, соответственно больше скорость и конвективный теплообмен.

Нагревать бадью – грузонесущее оборудование выше 350°С опасно. Отсюда ограничение по температуре нагрева шихты и недостаточная эффективность представленных выше схем подогрева.

С другой стороны, при температурах порядка 250-350°С практически осуществляется лишь сушка и частичная очистка (продувка) шихты, что конечно является положительным фактором, повышающим безопасность плавки, особенно в холодное время года, так как предотвращает выбросы из плавильной печи из-за попаданий влаги и льда с шихтой. Именно такую задачу решают подобные установки на ряде заводов (рис. 12.17). Однако о заметном экономическом эффекте при этом говорить не приходится.

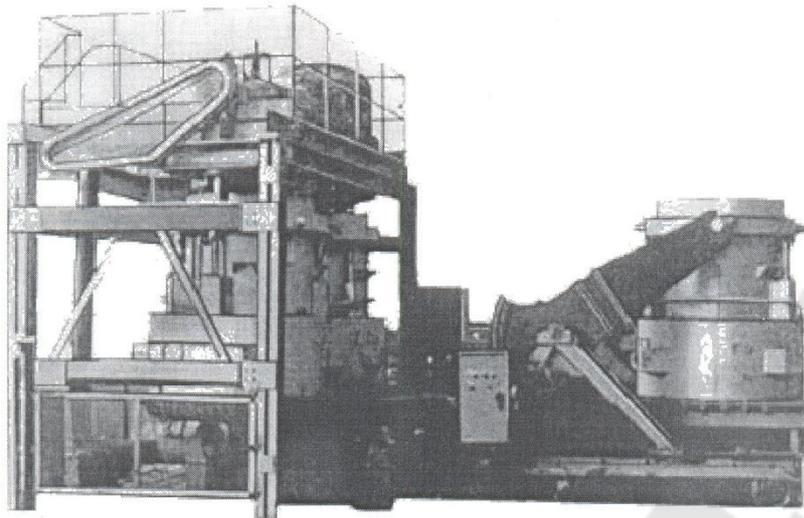


Рис.12.17 Установка сушки шихты

Экономия электроэнергии в 35 – 45 кВт.ч/т является недостаточным стимулом для дополнительных затрат на эксплуатацию и обслуживание таких установок. Попытки улучшить процесс за счет применения бадей из жаропрочной стали, футеровка бадей и т.п. не привели к существенному повышению эффективности, но вызвали значительное удорожание установок и снижение рентабельности.

Использование для подогрева шихты в бадьях отходящих печных газов создает дополнительные трудности из-за нестабильности режимов работы печи, колебаний температуры и расходов газов (рис.12.18). На входе в бадью параметры газового потока необходимо стабилизировать по температуре во избежание перегрева и коробления корпуса, а при понижении температуры отходящих газов включать газовые горелки для интенсификации подогрева шихты.

Значительно усложняется система аспирации и очистки отходящих газов (рис.12.19)

Все это привело к тому, что способ подогрева шихты в бадьях в 90-е гг. значительной степени утратил в глазах металлургов свою привлекательность.

В начале 2000-тых годов сотрудниками ГГТУ им. П.О.Сухого (г.Гомель) и УП “Технолит” (г.Минск) после достаточно длительных поисковых работ было найдено простое решение, позволяющее осуществить высокотемпературный подогрев шихты в малозатратной установке, легко адаптирующейся к действующему плавильному оборудованию.

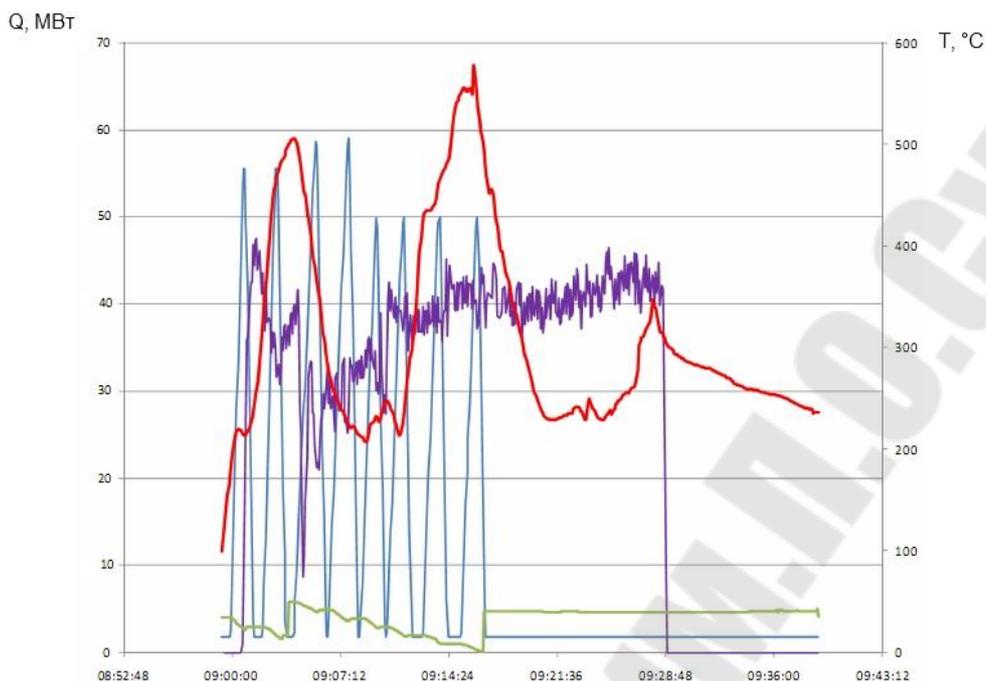


Рис.12.18 Изменения температурного режима по ходу плавки
(координаты: потребляемая мощность - время)

1 – загрузка очередной порции 20 т, 2 – потребляемая мощность, 3 – температура отходящих газов, 4 – масса шихты в шахте подогревателя

Сущность технического решения заключается в применении специальной “бадьи – термоса”. При этом изготовить такую бадью можно простой доработкой традиционных загрузочных бадей (корзин). Для этого в обычную загрузочную бадью (корзину) из конструкционной стали концентрически устанавливается вставка. Эта вставка позволяет разделить функции, выполняемые бадьей: грузонесущую – выполняет корпус, а роль ограждающей тепловой стенки (экрана) играет вставка, не испытывающая серьезных механических нагрузок. Установки ВПШ на основе “бадьи-термоса” успешно внедрены в РБ и Украине, обеспечив нагрев шихты до 650-750°C. При оптимальной конструкции ее эффективность соответствует лучшим вариантам современных комбинированных установок ЭДП-ВПШ

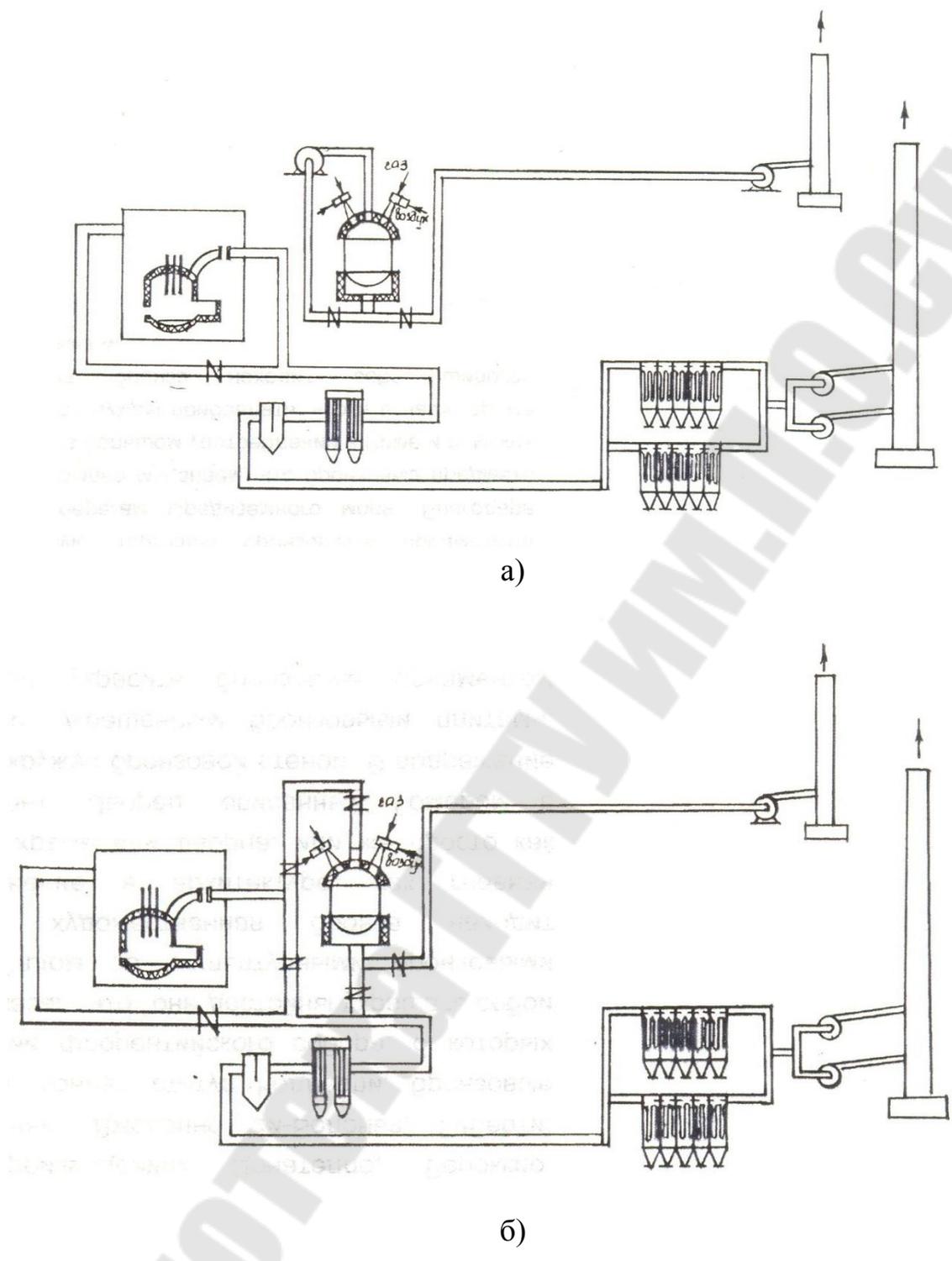


Рис.12.19 Системы подогрева шихты в бадьях

а) автономная; б) за счет тепла отходящих печных газов

Еще одним необходимым элементом является гибкая огнестойкая завеса высотой 250-350 мм, закрепленная по наружному краю крышки (по границе крышка - коллектор), которая в рабочем положении изолирует пространство внутри вставки от наружной атмосферы. Завеса может заменяться телескопической металлической обечайкой.

Важным условием является правильный выбор соотношения диаметров бадьи и крышки: футерованная часть крышки должна быть равна диаметру вставки, ширина коллектора – примерно равна ширине кольцевого зазора. Сопла для подачи воздуха должны быть расположены по окружности, проходящей по середине этого кольца.

Горячие газы сверху вниз проходят через слой шихты и отбираются в систему аспирации. Перед выбросом в атмосферу отходящие газы очищаются в батарее циклонов или скруббере.

Система КИПиА контролирует разряжение под крышкой и в отводящем трубопроводе, температуру на входе и выходе из слоя шихты, давление и расход газа, время нагрева, состояние приводов и др., осуществляет управление (регулирование) процессом нагрева и обеспечивает безопасность работы установки.

Обычно используется управление работой установки по заданной температуре отходящих газов, которая однозначно связана с температурой нагрева шихты. При стабильном технологическом режиме плавки, постоянном составе шихты управление осуществляют по времени нагрева (~12-15 мин.)

Технология нагрева шихты в данной установке достаточно проста. Бадья – термос загружается обычной шихтой и устанавливается на основание установки. Крышка поворачивается и опускается в рабочее положение над бадьей. Завеса при этом должна касаться вставки. Включается система аспирации и, в случае необходимости, подача воздуха в кольцевой зазор. Затем включаются с помощью запальников горелки. Система управления устанавливает заданный режим по расходу газов и температуре. После достижения необходимой температуры нагрева шихты горелки отключаются, крышка отводится в сторону, дымосос отключается и бадья с горячей шихтой краном подается на завалку в печь. Если печь не готова к загрузке бадья с шихтой передается на пост ожидания, где во избежание охлаждения накрывается крышкой. Воздушный зазор между обечайкой и корпусом является хорошим теплоизолятором, уменьшающим скорость охлаждения.

В промышленной установке, использующей бадьи-термосы, достигнут термический к.п.д. в среднем за цикл нагрева 85%. В начальный период к.п.д. равен 90-95% и по мере прогрева слоя шихты снижается до 65 -70% за счет уменьшения температурного напора.

Это обстоятельство проявляется в постепенном росте температуры отходящих газов от 50 до 300-350°C по мере нагрева шихты соответственно до $t_{cp} \approx 650-750^\circ\text{C}$ (рис.12.18)

Методика расчета теплообмена в слое шихты

До настоящего времени представляет определенные трудности расчет процесса нагрева шихты в слое (теплообмена в нестационарных условиях), в частности, определение продолжительности нагрева.

По сложившейся практике его определяют опытным путем на уже изготовленной установке, изменяя режим работы: количество подаваемого топлива, величину разряжения, высоту слоя и т.п.

Исследования режимов нагрева шихты в слое в бадах и шахтах позволяют сделать вывод о применимости для расчета процессов теплопередачи уравнения Фурье для нестационарной теплопроводности с граничными условиями I рода. При этом в уравнении вместо коэффициента теплопроводности слоя λ (как в каноническом) используется приведенный коэффициент конвекции α_k , умноженный на эквивалентный диаметр элементов слоя – куска шихты или канала для соответственно внешней или внутренней задачи:

$$\frac{dt}{d\tau} = \frac{\alpha_k d_{\text{э}}}{c\rho} \frac{d^2 t}{dx^2}$$

Для установок с бадами небольшой емкости (до 10 т) приемлемым является использование одномерной схемы расчета, для бадей диаметром свыше 3 м более корректно расчет вести в цилиндрических координатах, считая распределение температур в горизонтальных сечениях пропорциональным радиусу.

Так как α_k является функцией скорости потока, целесообразно при проектных работах вести расчеты параметров движения газов в слое на основе решений уравнений Навье-Стокса и Фурье-Кирхгофа, задавая

градиенты температур по высоте слоя. Для этой цели можно использовать ППП ANSIS.

Расчеты теплопередачи в кольцевом зазоре бадьи – термоса не представляют трудностей и могут быть выполнены путем расчета суммарной передачи тепла турбулентным воздушным потоком от стенки вставки к корпусу бадьи и излучением от той же вставки, учитывая принцип суперпозиции. При отсутствии движения - теплопроводностью через воздушный зазор и излучением. Последний фактор практически незначим до температуры вставки $\leq 500^{\circ}\text{C}$.

Как показала практика, при использовании бадей емкостью 5-6 т и интенсивности нагрева 10-15 мин. с интервалом до очередного использования этой же бадьи 30-45 мин. (работа с тремя бадьями) подача охлаждающего воздуха в кольцевой зазор не обязательна.

В выбросах установок подогрева шихты, работающих на природном газе, концентрации вредных веществ в отходящих газах незначительны. В частности отсутствуют компоненты, образующиеся в зоне электрической дуги, например, возгоны. Это позволяет использовать для очистки низкоэнергетические аппараты, например, циклоны или полые скрубберы.

Однако при использовании сильно загрязненного тонколистового скрапа, стружки или брикетов, количество вредных веществ и прежде всего органики (ЛОС) соответственно возрастает. В этом случае необходимо их дожигать на выходе из бадьи. Время реакции горения отходящих газов рассчитывается по кинетическим уравнениям для каждого компонента включая ЛОС, и задается наибольшее. При температурах горения больших 750°C это время составляет десятые доли секунды.

Основание установок ВПШ в бадьях-термосах представляет собой футерованную камеру объемом, соизмеримым с бадьей, что обеспечивает необходимое время пребывания газов в зоне горения.

По результатам промышленной эксплуатации получены следующие соотношения расходов энергоносителей, позволяющие оценить эффективность разработанных установок ВПШ в бадьях-термосах: при затратах природного газа на уровне 11-13 м³, сокращение расхода электроэнергии составило 150-180 кВт.ч на 1 т шихты. Меньшие расходы газа соответствуют условиям нагрева шихты с меньшей интенсивностью (скорость нагрева 1 м слоя за 10 мин.) и приведенной толщиной кусков шихты 30-50 мм, большие цифры – для быстрого нагрева (примерно 2 м слоя за 10 мин.) и тонколистовом скрапе.

Высокий к.п.д. установок ВПШ в бадьях-термосах обусловлен двумя факторами: во-первых, приведенная аккумулирующая теплоемкость слоя шихты – “водяное число” (по методике Б.В.Китаева) значительно больше “водяного числа” теплоносителя – продуктов сжигания газа, во-вторых - достаточно низкие температуры корпуса бадьи (корзины).

Количество тепла, теряемое бадьей в данных установках, при нагреве шихты до 750°C незначительно. За время работы температура корпуса повышается от 0 до 300°C (максимум). При этом потери тепла за счет естественной конвекции от вертикальной стенки корпуса со средней температурой 140-200°C могут быть рассчитаны по уравнению:

$$q = \alpha (t_n - t_0) F \tau, \text{ кВт.ч,}$$

где $\alpha = k \sqrt{t_n - t_0} + \frac{\sigma_0 \varepsilon (t_n^4 - T_0^4)}{t_n - t_0}$, Вт/м²К – приведенный коэффициент теплоотдачи, учитывающий естественную конвекцию и излучение, τ – время, F - площадь корпуса бадьи..

Для вертикальных поверхностей коэффициент $k=2,4$, коэффициент излучения $\sigma_0 = 5,67 \cdot 10^{-8}$ Вт/м²К⁴, при степени черноты $\varepsilon = 0,8$ (для стального листа). Отсюда: $\alpha \approx 2 - 9 \text{ Вт/м}^2 \text{К}$. За 15 минут работы потери составят примерно 2-3 МДж на 1 т шихты, что эквивалентно расходу газа ~0,12 м³/т шихты.

Количество тепла, уносимое воздухом, продуваемым через кольцевой зазор, зависит от интенсивности продувки и температуры вставки.

Тепло передается конвекцией (вынужденной), так как излучение от вставки не может сколько-нибудь заметно восприниматься воздухом.

Плотность теплового потока в зазоре можно рассчитать при этом по формуле для расчета количества тепла, передаваемого от дымовых газов к воздуху через металлическую стенку:

$$Q = K \Delta t_{cp} F_3, \text{ кДж,} \quad (3)$$

где K – суммарный коэффициент теплопередачи, $K = \alpha_g \alpha_d / (\alpha_g + \alpha_d)$;
 Δt_{cp} – средняя логарифмическая разность температур газов и воздуха,

$$\Delta t_{cp} = \frac{\Delta t_n - \Delta t_k}{\ln \Delta t_n / \Delta t_k}. \quad (4)$$

Здесь Δt_n , Δt_k – разность температур газов внутри бады и воздуха в кольцевом зазоре в верхней и нижней части бады. В данном случае отношение $\Delta t_n/\Delta t_k \approx 3$, т.е. больше критического значения – 0,6, и поэтому Δt_{cp} можно рассчитывать как среднеарифметическое.

В данном случае тепло передается, практически, только за счет конвекции от дымовых газов к стенке обечайки и от нее воздуху, т.е. $\alpha_g = \alpha_{кв}$ и $\alpha_d = \alpha_{кд}$.

Скорость движения дымовых газов внутри бады составляет ориентировочно 10-15 м/с при рабочих условиях и порозности < 0.4.

Коэффициент теплопередачи в этих условиях составляет $K=18-20$ Вт/м²К.

Отсюда потери составят при максимальной продувке до 30 МДж/т или $\sim 0,86$ м³ природного газа на 1 т шихты. Эти потери могут быть исключены при использовании для нагрева шихты нескольких сменных бадей, позволяющих обеспечить паузу между циклами нагрева шихты для охлаждения корпуса. На практике это количество составляет 2-3 бады на одну установку ВПШ.

Таким образом, потери тепла в установках ВПШ с бадьями-термосами обусловлены практически только температурой отходящих газов и легко поддаются контролю и управлению.

Расчет экономического эффекта

После апробации установок подогрева шихты с бадьями-термосами в сталелитейных цехах предприятий “БелАЗ”(г.Могилев) и “МТЗ” (г.Минск) аналогичная установка была внедрена на ОАО “Завод стальной дробы” в г.Алчевск (Украина) (рис.5).

В заключение несколько цифр, характеризующих экономическую эффективность установок ВПШ в бадьях-термосах.

Стоимость установок определяется мощностью (производительностью) и комплектацией. Кроме механического и нестандартного оборудования в состав установки входят газооборудование, системы аспирации и очистки и система КИПиА. Стоимость доработки традиционных бадей (корзин) незначительна. Стойкость обечаек из конструкционной стали – 3-4 мес., из жаростойкой – год и более.

Для обслуживания установки дополнительный персонал не требуется.

Энтальпия шихты (стального скрапа) при нагреве до 700°C составляет:

$$Q_{\text{ш}} = C \cdot M \cdot t = 370,3 \text{ МДж или } 102,9 \text{ кВт.ч на } 1 \text{ т.}$$

Это эквивалентно расходу $W_{\text{г}} = 10,6 \text{ м}^3$ газа.

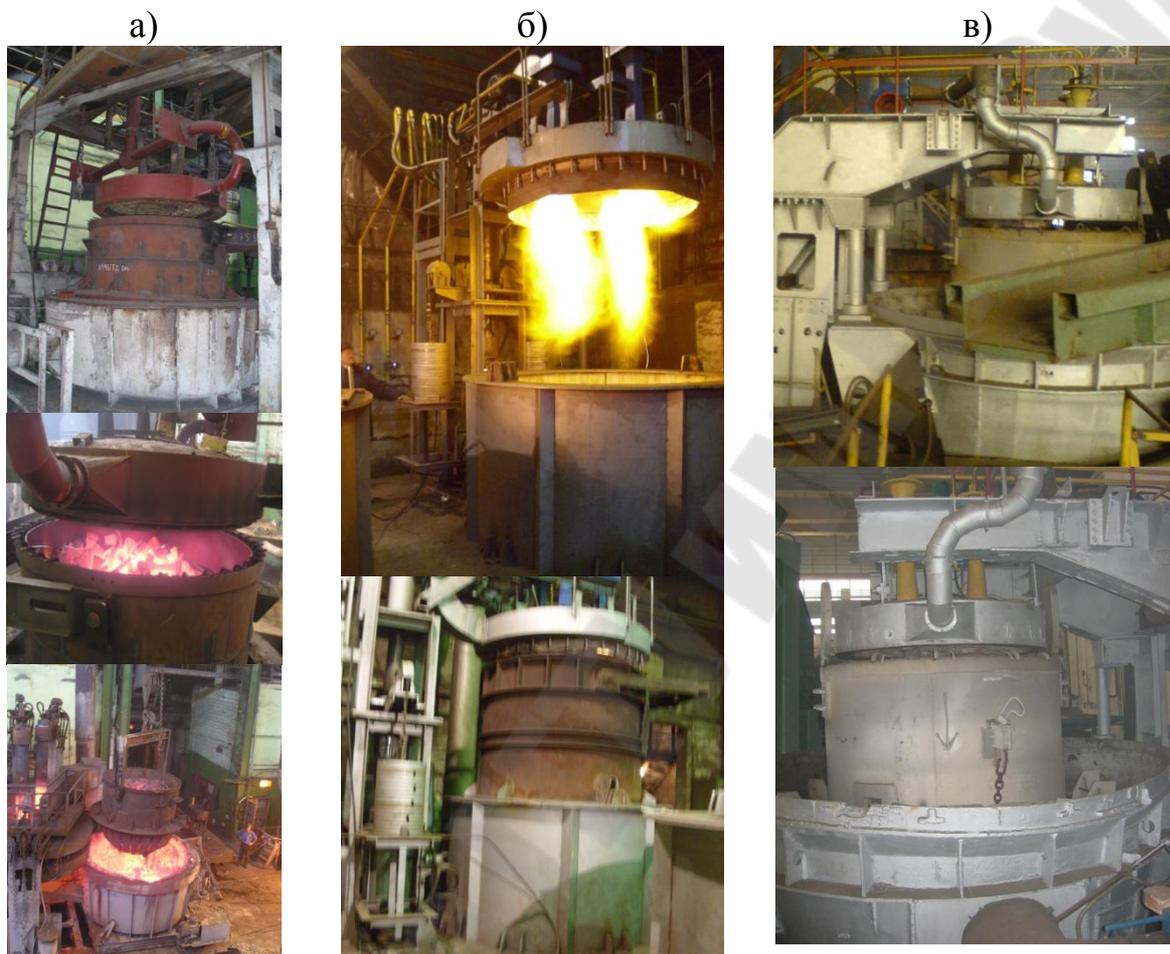


Рис.12.20. Производственные установки ВПШ с “бадьей-термосом”:

а) РУП «МТЗ» (г.Минск); б) ОАО «Завод стальной дроби», (г.Алчевск, Украина); в) ОАО «БелАЗ» (г.Могилев)

Тепло, теряемое с отходящими газами со средней за период нагрева температурой 200°C: $Q_{\text{отх.1}} = C \cdot 10W_{\text{г}} \cdot t_{\text{отх}} = 29,2 \text{ МДж.}$

Суммарные затраты: $Q_{\Sigma} = Q_{\text{ш}} + Q_{\text{отх.1}} = 399,5 \text{ МДж}$, что эквивалентно $W_{\text{г}} = 11,4 \text{ м}^3$ газа.

Пересчет потерь тепла дает величину: $Q_{\text{отх.}} = 1,38 \cdot 10W_{\text{г}} \cdot 200 = 31,4 \text{ МДж.}$ Суммарные затраты: $Q_{\Sigma} = 401,7 \text{ МДж}$, что эквивалентно $11,5 \text{ м}^3$ газа.

Учитывая, что потери тепла через стенку и свод составляют не более 5-10% (в среднем 7,5%), расход составит 12,4 м³ против теоретического 10,6 м³/т.

Отсюда к.п.д. установки: $\eta = 85,5\%$.

В электродуговой печи с к.п.д. в период нагрева шихты $\eta = 40$: для передачи шихте $Q_{ш} = 102,9$, кВт.ч тепловой энергии затрачивается $E = \frac{Q_{ш}}{\eta} = 257,2$ кВт.ч. электроэнергии.

Таким образом, согласно расчету с учетом к.п.д. агрегатов при нагреве шихты до 700°C и затратах 12,4 м³/т экономия составит около 250 кВт.ч (без учета потерь при перегрузках и простоях).

При более строгом расчете экономический эффект существенно возрастает, так как следует учитывать сокращение удельного расхода электродов примерно на 20%, снижение затрат на футеровку, уменьшение объема выбросов, прежде всего пыли, примерно на 25-30% и соответствующее снижение затрат на очистку. Необходимо учитывать возможность увеличения в шихте доли низкокачественного скрапа на 10% и более, без снижения качества жидкого металла. Этот фактор по мнению ряда специалистов может играть решающую роль. Практика показала, что окупаемость установок ВПШ на базе бадей-термосов составляет 3-6 мес. в зависимости от объема производства и конъюнктуры цен на энергоносители. Провести модернизацию производства жидкого металла путем внедрения автономных установок такого типа можно без остановки основного оборудования.

Кроме того, внедрение установки ВПШ обеспечивает повышение безопасности плавки, устойчивости работы дуги, снижение уровня шума, устранение неорганизованных выбросов вредных веществ в рабочую зону. Финансовую составляющую перечисленных факторов трудно оценить количественно, однако их важность и положительное значение не вызывают сомнений.

Высокотемпературный предварительный подогрев шихты при электроплавке является эффективным средством улучшения экономических, технологических и экологических параметров работы электрических печей. Разработанный способ подогрева шихты в “бадях-термосах” позволяет получить значительную экономию энергоресурсов, не требуя больших капитальных затрат и реконструкции действующих агрегатов. Внедрение нового способа в производство имеет хорошие перспективы на предприятиях РБ и за рубежом.

Отладка и освоение техпроцесса плавки на горячей шихте должна производиться путем постепенных приближений – без резких изменений и использования экстремальных режимов.

При этом необходимое и обязательное условие – безопасность работы.

1. Цель отладки – максимальный экономический эффект. Необходимо четко определить, в чем именно состоит главная задача (наиболее значимая составляющая этого эффекта: а) максимальное сокращение расхода электроэнергии (ΔE) на 1т жидкой стали, б) максимальное соотношение экономии электроэнергии к расходу газа $\left(\frac{\Delta E}{Q_2}\right)$, в) минимальные затраты на 1т стали Σ_3).

Каждая из этих величин имеет свою специфику, и решается несколько по-разному, хотя и имеет общие элементы.

1а. Максимальное сокращение удельных затрат электроэнергии на плавку стали достигается при максимальной температуре нагрева шихты и сокращении времени плавки: от загрузки шихты до слива жидкого металла. Простой печи требуют дополнительных затрат или на перегрев жидкого металла для компенсации потерь при простоях или дополнительных включений дуги для подогрева металла перед выпуском. Простой перед выпуском или длительные перерывы в работе печи между плавками после слива жидкого металла также недопустимы.

Для ликвидации простоев необходимо согласование работы всей технологической цепочки: от загрузки шихты в печь до упаковки готовой продукции.

Максимальная температура подогрева шихты может быть доведена до 1000-1100°C в верхней части бады и до 750°C – в нижней.

Однако по нашему мнению максимальную среднюю температуру подогрева шихты целесообразно поддерживать на уровне 750°C, т.к. при дальнейшем нагреве начинается угар компонентов шихты, т.е. образовываться окалина. Кроме того, снижается тепловой к.п.д. установки подогрева, соответственно, расход природного газа.

Если эти последние обстоятельства не являются значимыми, то нагрев шихты можно увеличить до 850-900°C и сократить время плавки (до образования ванны жидкого металла) на 30-35%. Предварительный

подогрев шихты, естественно, не влияет на работу ДСП при перегреве и доводке жидкого металла.

При таком нагреве должны быть установлены: максимальный расход природного газа, максимальное разрежение в системе аспирации и обязательное включение вентилятора для обдувки бадьи.

Между крышкой и бадьей с шихтой должна быть установлена шторка (завеса) для предотвращения выбивания. Патрубки, подающие воздух в кольцевой зазор между вставкой и корпусом бадьи, должны быть снаружи этой завесы, над кольцевым зазором. Нагрев должен производиться в максимально короткое время, контроль можно вести по температуре шихты в нижней части бадьи или визуальным способом через отверстие в корпусе бадьи на уровне створок: при разогреве шихты до начала свечения температура достигает 650-700°C.

После окончания процесса подгрева шихта должна быть немедленно передана на загрузку в ДСП.

Для сокращения затрат электроэнергии целесообразно нагревать всю загружаемую шихту, т.е. обе завалки до максимума. При возможности – загрузку производить одной бадьей, т.е. путем подбора шихты довести вес до 5т.

Если время расплавления шихты первой завалки сокращается до 20-25 мин. и менее, необходимо вторую заранее подготовленную бадью устанавливать для нагрева сразу же после снятия первой. При максимальном режиме длительность нагрева составит не более 15 мин.

Естественно, что при таком режиме производительность ДСП будет также максимальной (при условии ликвидации простоев между плавками).

Дополнительными факторами повышения экономического эффекта являются при таком режиме сокращение расхода электродов (на 1-2 кг), футеровки, удельных эксплуатационных расходов, включая з/плату, затраты на экологию (очистку выбросов, плату за выбросы).

16. Максимальная относительная величина сокращения удельных затрат электроэнергии на расплавление шихты при минимально необходимых затратах природного газа достигается путем отработки оптимального режима работы установки подгрева шихты в связке с работой ДСП.

Нагрев шихты должен производиться с максимальным к.п.д. установки.

По имеющемуся опыту, средняя температура подогрева шихты при этом составляет 550-650°C (максимум - 750°C). Температура шихты в бадье распределяется неравномерно: в верхней части ~ 750-850°C, в нижней ~350-400°C. Температура отходящих газов (без разбавления) на выходе из слоя шихты составляет 450-550°C, а после разбавления 250-300°C.

При таком режиме тепловой к.п.д. установки около 90% в начале нагрева, 75% - в конце, в среднем: 80-82%.

Длительность нагрева шихты в бадье определяется опытным путем в зависимости от расхода газа (количества включенных горелок) и плотности шихты.

Целесообразно нагрев производить при постепенном снижении расхода газа: обратно пропорционально температуре нагрева шихты или отходящих газов. Это увеличивает продолжительность нагрева, но уменьшает удельные затраты газа и неравномерность (градиент) температуры шихты по высоте бадьи. Обдув бадьи (вентилятор на крышке установки) отключить. Включение обдува производить только в случае повышения температуры корпуса более 350°C (при покраснении корпуса). Разряжение в системе аспирации снизить до минимума, который определяется опытным путем: появляется заметное выбивание газов из-под крышки и тканевой завесы.

Конечно, режим работы системы установки подогрева – ДСП не должен иметь простоев.

Для сокращения времени расплавления второй завалки в ДСП шихта должна быть подогрета, а в печи должна сформироваться ванна жидкого металла.

Холодную шихту в зимнее время загружать в ванну категорически запрещается.

1в. Минимальные затраты могут быть обеспечены при определении оптимального сочетания затрат на электроэнергию, газ, эксплуатационных расходов, включая экологию.

В этом случае необходимо прежде всего выбрать наиболее выгодный технологический режим (без потерь и простоев) и оптимальную шихту. Нагрев шихты вести с максимальным тепловым к.п.д. с использованием ступенчатого расхода газа.

Ориентировочные параметры: расход газа 12-13 м³/час (возможно: 10-12 м³/час), время нагрева 2-3 т шихты – 20-25 мин. (до 30 мин.), температура нагрева шихты – 750-350°C (верх и низ бадьи соответственно), средняя 550°C, температура отходящих газов до

разбавления – 500-550°C, после разбавления – не более 300°C. Дальнейшее уменьшение расхода газа снизит температуру нагрева шихты до 500-450°C, а температуру отходящих газов до 200-250°C.

Тепловой баланс установки подогрева шихты в бадье

Для нагрева шихты, состоящей в основном из стального лома, необходимое количество тепловой энергии (энтальпии) рассчитывается по формуле:

$$Q_T = ctM, \text{ кДж.}$$

При нагреве до 500°C от начальной $t_0=0^\circ\text{C}$ одной тонны шихты необходимо:

$$Q_T = 0,529 \cdot 500 \cdot 1000 = 264500 \text{ кДж} = 73,47 \text{ кВт.ч.}$$

При нагреве до 750°C – $Q_T = 396700 \text{ кДж} = 110 \text{ кВт.ч.}$

Соответственно, при к.п.д. = 100%, то же количество электроэнергии должно быть затрачено в ДПС для аналогичного нагрева шихты.

Расход природного газа для нагрева 1т шихты составит (без учета потерь) при теплотворной способности $Q_2 = 35000 \text{ кДж/м}^3$:

$$W_T = \frac{Q_T}{Q_2} = \frac{264500}{35000} = 7,6 \text{ м}^3$$

и при нагреве до 750°C соответственно

$$W_T = \frac{396700}{35000} = 11,3 \text{ м}^3.$$

Тепловые потери бадьи-термоса состоят из двух слагаемых: потери тепла в кольцевом зазоре при движении воздуха, подаваемого вентилятором или подсасываемым из окружающей среды за счет разряжения под бадьей и потери от корпуса бадьи в окружающую среду

За счет естественной конвекции от вертикальной стенки со средней температурой 140-200°C (за время нагрева температура корпуса повышается от 0 до 350°C) теряется:

$$q = \alpha (t_n - t_0) F_n, \text{ Вт}$$

где $\alpha = \kappa \sqrt{t_n - t_0} + \frac{\sigma_0 \varepsilon_n (t_n^4 - T_0^4)}{t_n - t_0}$, Вт/м²К – приведенный коэффициент теплоотдачи, учитывающий естественную конвекцию и излучение.

Для вертикальных поверхностей $K=2,4$, коэффициент излучения $\varepsilon_0 = 5,67 \cdot 10^{-8}$ Вт/м²К⁴, степень черноты $\varepsilon = 0,8$ - для стального листа.

Площадь открытой наружной поверхности бадьи F_n составляет

$$F_n = \pi D_n = 3,14 \cdot 1,72 \cdot 1,4 = 7,56 \text{ м}^2.$$

Тогда

$$\alpha = 2,4 \sqrt{200} + \frac{5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,8 \cdot 200^4}{200} = 9,38 \text{ Вт/м}^2 \text{ К}$$

$$q_n = 9,38 \cdot 200 \cdot 7,56 = 14182,6, \text{ Вт} = 14,2 \text{ кВт}.$$

За 15 минут работы установки потери составят

$$Q_n = 14,2 \cdot 900 = 12780 \text{ кДж},$$

что эквивалентно расходу

$$W_n = \frac{Q_n}{Q_2} = \frac{127800}{35000} = 0,365 \text{ м}^3.$$

При нагреве 2-3т шихты удельные потери составят: 0,183 – 0,122 м³/газа на 1 тонну.

Основную часть потерь тепла составляет тепло, уносимое воздухом, продуваемым через кольцевой зазор.

При подаче 3,5 тыс.м³ воздуха в кольцевой зазор бадьи от вентилятора, установленного на крышке для охлаждения корпуса бадьи, тепло передается конвекцией (вынужденной), так как излучение от вставки не может сколько-нибудь заметно восприниматься воздухом.

Плотность теплового потока в зазоре можно рассчитать при этом по формуле для расчета количества тепла, передаваемого от дымовых газов к воздуху через металлическую стенку в теплообменниках:

$$Q = K \Delta t_{cp} F_3, \text{ кДж},$$

где K – суммарный коэффициент теплопередачи, Δt_{cp} – средняя логарифмическая разность температур газов и воздуха, $\Delta t_{cp} = \frac{\Delta t_n - \Delta t_k}{l_n \frac{\Delta t_n}{\Delta t_k}}$.

$\Delta t_n, \Delta t_k$ – разность температур газов внутри бадьи и воздуха в кольцевом зазоре в верхней и нижней части бадьи. В данном случае отношение $\Delta t_n / \Delta t_k \approx 3$, т.е. больше критического значения – 0,6 и поэтому Δt_{cp} считается как среднеарифметическая:

$$\Delta t_{cp} = \frac{\Delta t_n + \Delta t_k}{2}$$

$$\Delta t_{cp} = \frac{250 + 400}{2} = 825^{\circ}C$$

$$K = \frac{\alpha_g \alpha_d}{\alpha_g + \alpha_d}, \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{К.}$$

В данном случае тепло передается, практически, только за счет конвекции от газов к стенке обечайки и от нее воздуху, т.е. $\alpha_g = \alpha_{кв}$ и $\alpha_d = \alpha_{кд}$.

Конвективные $\alpha_{кв}$ и $\alpha_{кд}$ рассчитываются по критериальным числам Nu и Re .

$$Nu = 0,023 Re^{0,8} Pr^{0,4} \text{ и } Re = \frac{wd}{\nu}$$

$$\alpha = \frac{Nu \lambda}{d}.$$

Скорость движения дымовых газов внутри бадьи составляет при расходе 2000 – 2500 м³/ч и средней температуре 900°C: $w = \frac{V_d}{F \cdot m} \cdot \left(1 + \alpha_{cp} \cdot \frac{V_d}{F \cdot m}\right)$, м/с. Здесь m – порозность слоя шихты, $m = 0,1$ для скрапа слоем 1,5 м

$$w_d = \frac{2500 \cdot 0,1}{3600 \cdot 2,3 \cdot 0,1} \cdot \left(1 + \frac{900}{273}\right) = 12,9 \text{ м/с}$$

С учетом разбавлений скорость составит ~1 м/с.

Отсюда при эффективной толщине слоя $d=0,1$ м

$$Re_d = \frac{12,9 \cdot 0,1}{30 \cdot 10^{-6}} = 43000.$$

На воздушной стороне при расходе $V_B=3500 \text{ м}^3/\text{ч}$ и $t_{cp}=75^\circ\text{C}$:

$$w_\epsilon = \frac{3500}{3600 \cdot 0,083} \cdot \left(1 + \frac{75}{273}\right) = 13,2 \text{ м/с}$$

$$\text{Re}_\epsilon = \frac{13,2 \cdot 0,05}{18 \cdot 10^{-6}} = 36000.$$

Отсюда при $\text{Pr}=0,7$

$$\text{Nu}_\delta = 0,023 \cdot 43000^{0,8} \cdot 0,7^{0,4} = 97$$

$$\alpha_{\kappa\delta} = \frac{97 \cdot 0,036}{0,1} = 35,1 \text{ Вт/м}^2\text{К}$$

$$\text{Nu}_\epsilon = 0,023 \cdot 36000^{0,8} \cdot 0,7^{0,4} = 81,2$$

$$\alpha_{\kappa\epsilon} = \frac{81,2 \cdot 0,028}{0,05} = 45,5 \text{ Вт/м}^2\text{К}$$

$$K = \frac{45,5 \cdot 35,1}{45,5 + 35,1} = 19,8 \text{ Вт/м}^2\text{К}.$$

Мощность потока тепла, теряемого с продувочным воздухом составит

$$q = K \Delta t_{cp} \cdot F_3$$

$$q = 19,8 \cdot 825 \cdot 7,1 = 115978 \text{ Вт} = 116 \text{ кВт}.$$

Отсюда за 15 минут работы потери составят

$$Q = 116 \cdot 900 = 104400 \text{ кДж} = 29 \text{ кВт.ч}$$

что эквивалентно расходу природного газа

$$W_2 = \frac{104400}{35000} = 3,0 \text{ м}^3 \text{ или на 2-3т шихты соответственно: 1,5 и 1,0 м}^3/\text{т}.$$

Общий суммарный расход природного газа на подогрев шихты составит максимально:

$$\text{до } 500^\circ\text{C} \quad Q_\Sigma = 7,6 + 0,183 + 1,5 = 9,28 \text{ м}^3/\text{т}$$

до 750°C $Q_{\Sigma} = 11,3 + 0,183 + 1,5 = 12,98 \text{ м}^3/\text{т}$.

Принимаем с учетом неучтенных потерь (например, выбивание газов из-под крышки, потери тепла через крышку и т.п.)

$Q_{\Sigma} = 11 \text{ м}^3/\text{т}$ при нагреве до 500°C и

$Q_{\Sigma} = 14 \text{ м}^3/\text{т}$ при нагреве до 750°C.

При непрерывной работе установки потери снижаются и практически составят 11-12 $\text{м}^3/\text{т}$.

При работе с отключенным вентилятором и уменьшенным разряжением количество потерь тепла в зазоре существенно сократится. Однако при этом увеличится нагрев стенки бадьи за счет излучения от внутренней вставки.

Ориентировочно этот нагрев составит дополнительно 100-150°C, но для точного расчета необходимо знать начальные условия, которые можно получить только опытным путем. Поэтому целесообразно провести испытания и установить режим опытным путем. Начало нагрева корпуса бадьи можно определить визуально – по “покраснению” стенки. Это и есть предельно допустимая температура, после достижения которой необходимо включить обдув или увеличить подсос за счет разряжения.

Можно рекомендовать для уменьшения нагрева корпуса за счет разряжения произвести тщательную окраску внутренней поверхности корпуса бадьи “серебряной” – алюминиевой пудрой на жидком стекле (для окраски извлечь вставку).

Экономия электроэнергии в ДСП при работе на горячей шихте составляет при к.п.д. на расплавлении 50%:

При 500°C $E = \frac{73,47}{0,5} = 147 \text{ кВт.ч}$ на 1т шихты.

При 750°C $E = \frac{110}{0,5} = 220 \text{ кВт.ч}$ на 1т шихты.

Сокращение энергозатрат за счет внедрения установок подогрева шихты при плавке в индукционных печах.

Предварительный подогрев шихты при плавке в электропечах обеспечивает значительный экономический эффект за счет экономии энергоресурсов, сокращения продолжительности плавки и, следовательно, повышения производительности электропечей, уменьшения разгара футеровки и расхода огнеупорных материалов, нагрузки на системы очистки выбросов и т. п. Кроме того, как показала практика, при этом повышается качество чугуна, его механические и литейные свойства в среднем на 15 – 20 %.

Для действующих предприятий наиболее рациональным решением является предварительный подогрев шихты перед загрузкой в электропечь за счет тепла от сжигания природного газа. Установки подогрева шихты не требуют больших капитальных затрат и производственных площадей, могут обслуживаться имеющимся персоналом. Важным обстоятельством является повышение устойчивости горения дуги при работе на горячей шихте. Сокращение времени плавки способствует пропорциональному уменьшению потерь от угара элементов и расхода электродов.

В настоящее время существуют несколько типов установок предварительного подогрева шихты: во вращающейся барабанной печи, в проходной или тупиковой нагревательной печи, в загрузочных бадьях на специальном стенде. Первый тип используется при работе на легком (дробленом) ломе и стружке, второй – при использовании шихты в пакетах или в крупных кусках металла, что требует длительного времени прогрева и передачи тепла как за счет конвекции, так и излучения.

Последний тип имеет наиболее широкое применение, пригоден для смешанного кускового металлолома, технологичен и позволяет максимально механизировать и автоматизировать процесс. Кроме того, коэффициент теплопередачи и термический к.п.д. в таких установках значительно выше, чем в предыдущих. Продукты сжигания газа проходят здесь сквозь слой кускового материала, отдавая тепло за счет конвекции непосредственно каждому куску шихты. Нагревательные стенды при этом имеют габариты не намного превышающие габариты загрузочной бадьи (корзины).

Как показывает мировой опыт использования таких установок, подогрев шихты до 500 - 600 °С сокращает продолжительность плавки на

25 – 30 %, при твердой завалке – в 1,5 раза, соответственно повышает производительность печей на 15 – 18 %, расход электроэнергии сокращается на 80 – 85 кВт·ч/т садки при исходной 650 – 700 кВт·ч/т расход газа при этом 12,9 – 13,8 м³/т шихты.

Одним из наиболее эффективных путей снижения энергозатрат и себестоимости электроплавки является предварительный подогрев шихты.

Из всех известных способов сокращения удельных затрат электроэнергии на плавку стали в электропечах предварительный подогрев шихты обеспечивает наибольшую экономию – до 200 кВт·ч на 1т, что лучше любого другого способа, примерно вдвое.

Применяются несколько вариантов этого технического решения: подогрев шихты вне печи – в загрузочных корзинах (бадьях), на конвейере и в печах проходного типа, второй тип - в шахтах, установленных непосредственно над сводом печи или в самой печи. Установка шахты фактически превращает ДСП в шахтно-дуговой плавильный агрегат, т.е. происходит существенное изменение конструкции печи и технологии ЭДП.

Из введённых в мире, примерно, 100 ДСП ёмкостью более 50 т (от 50 до 800 т) шахтные печи с удерживающими пальцами составляют 6 ед. В основном это печи фирмы «Fuchs Systemtechnik». По данным фирмы введено всего 12 печей ёмкостью от 80 до 160 т, ещё 3 вводятся.

Удельный расход электрической энергии при этом составляет 206-380 кВт·ч/т. Меньшее значение – при использовании жидкого чугуна. Максимальная экономия при дожигании отходящих газов составляет 60 кВт·ч/т.

По данным, предоставленным фирмой «Fuchs S», после прохождения шахты газы необходимо дожигать, для чего устанавливается специальная камера с газовыми горелками.

С подогревом шихты вне печи введено 3 ДСП. В частности, печь фирмы «Danarc Plus M» осуществляет подогрев шихты в корзине, что даёт снижение расходы электроэнергии до 250 кВт·ч/т против 330 кВт·ч/т при дожигании газов и нагреве шихты в печи.

Подогрев шихты может осуществляться за счёт тепла отходящих газов, с которыми теряется до 20% тепла, расходуемого в печи. Количество тепла, содержащегося в отходящих газах в виде химического (СО) и физического тепла (энтальпия в количестве до 50 кВт·ч/т) составляет 100-200 кВт·ч на 1 т жидкого металла.

Кроме экономии электроэнергии, предварительный подогрев шихты обеспечивает дополнительные преимущества. В частности, он позволяет снизить угар компонентов сплава.

В процессе нагрева шихты в установке подогрева угар (по практическим данным) составляет 0-1,0%, против 8-11% в ЭДП. В результате общий угар в ЭДП сокращается до 3-4%. Эффект достигается при нагреве шихты до 500-600°C.

Кроме того, при высокотемпературном нагреве шихты происходит удаление влаги, выжигание масел и остатков СОЖ на скрапе и стружке, частичное удаление пыли и окалины. Это способствует повышению качества металла за счет уменьшения неметаллических включений. Работа дуги, особенно в первый период (расплавление) плавки, на горячей шихте становится более устойчивой. Сокращаются выбросы из рабочего пространства печи как удельные, так и суммарные, в связи с тем, что сокращается на 15-20% продолжительность плавки. Причем сокращение происходит за счет первого, наиболее энергоемкого периода – нагрев и расплавление шихты, когда затрачивается до 75 % общего расхода электроэнергии.

Подогрев шихты может быть осуществлен несколькими способами: непосредственно в рабочем пространстве печи путем установки горелок в стенах, своде печи и введении их через рабочее окно. Такой способ обеспечивает к.п.д. нагрева не более 10-12 %, т.к. высокотемпературные газы не могут проникнуть в слой шихты на глубину более 250-300 мм.

Нагрев шихты вне печи может производиться в проходных печах, на загрузочных контейнерах (например, установках consteel) и в загрузочных корзинах. Для действующих производств наиболее экономичным является последний. Этот способ не требует значительных капиталовложений, позволяет произвести нагрев за счет конвекции путем продувки газов сквозь слой шихты при к.п.д. более 60 % (от 60 до 85% в начальной стадии).

Для подогрева шихты могут быть использованы отходящие газы электродуговой печи. При отборе газов через четвертое отверстие в своде и дожигании их в установке непосредственно над слоем шихты тепловой энергии достаточно для нагрева металлозавалки до температуры 550-750 °С. Таким образом, создается комплексная система печь – установка подогрева – система аспирации и очистки отходящих газов. Для ее функционирования необходима быстродействующая система КИП и А, поддерживающая заданные параметры по всему тракту, начиная от

рабочего подсводового пространства печи. При нарушении режима возможно образование в системе взрывоопасных газов. Установка подогрева работает от одной печи или должна переключаться к любой из работающих в цеху (для постоянной работы). Все это значительно удорожает систему и ее эксплуатацию.

Наиболее надежным и наименее дорогостоящим способом предварительного нагрева шихты при электроплавке является подогрев вне печи в загрузочных бадьях на автономной установке, отапливаемой природным газом. Экономический эффект при этом обуславливается двумя факторами. Стоимость единицы тепловой энергии (1 кДж), полученной от сжигания природного газа (при цене ~ 180 руб/м³) в десять раз меньше, чем от преобразования электроэнергии (при стоимости 170 руб за 1 кВт·ч). Второе – т.к.п.д. нагрева шихты за счет продувки составляет 65-70 %, что, примерно, втрое превышает эффективность нагрева шихты в электропечах и, следовательно, суммарные затраты тепла существенно ниже.

Применение шахтных печей или установки шахты для подогрева шихты на существующие ДСП-100 в условиях БМЗ представляет большие технические трудности и требует крупных капиталовложений. Высота здания цехов №1 и №2 не позволяет загружать шихту в подобные шахты с помощью кранов без увеличения почти вдвое высоты здания и крановых колонн соответственно, мощности фундаментов и несущих элементов. Кроме того необходимо существенная реконструкция системы отбора газов от печей. Существенно вырастают требования по разделке лома. Водоохлаждаемые пальцы, которые удерживают шихту при нагреве над печью, предполагают наличие надежной быстродействующей автоматики безопасности. При двукратной завалке шихты, для высокотемпературного нагрева второй порции времени не остается. После выхода из слоя шихты газы необходимо дожигать (как в системах Fucks. S), что требует установки дополнительной футерованной камеры.

Для условий БМЗ оптимальным вариантом предварительного подогрева шихты является подогрев вне печи в автономной установке.

Подобная установка конструктивно может выполняться в виде шахтной печи емкостью 60-80 т (по объему загрузочных корзин применяемых на предприятии). Загрузка при этом производится сверху краном, выгрузка после нагрева – в корзину, устанавливаемую в шахту с помощью рольгангов или скраповозом. Однако высота здания цеха №1 в зоне ожидания корзин (часть здания между печами №1 и №2) недостаточна для подобной установки подогрева шихты. Кроме того,

возрастают по времени крановые операции, ресурс которых в цехе ограничен.

Наиболее простым, не требующим крупных затрат является способ и установка подогрева шихты в загрузочных бадьях. Перегрузки при этом исключаются, что сокращает потребность в работе кранов.

Установки подогрева в корзинах компактны и могут быть расположены в зоне ожидания. Для уменьшения тепловой нагрузки на корпус бадьи, предполагается её доработка: в верхней части устанавливается с зазором 25-50 мм по контуру корзины обечайка высоты корпуса бадьи.

Снижение температурных перепадов в конце подогрева, если необходимо, обеспечивается путём уменьшения или отключения подачи теплоносителя (газа) и включение на 3-5 минут циркуляционного вентилятора, обеспечивающего циркуляцию газов в слое шихты.

При этом площадь, необходимая для размещения одноступенчатой установки имеет размеры равные примерно 2 размерам бадьи.

При внедрении двух установок производительностью 100-120 тонн горячей шихты (500-700°C) в час, что должно полностью обеспечить потребности сталеплавильного цеха №1 РУП «БМЗ» при одновременной работе на 2 печах и годовом выпуске до 1,5 млн. тонн жидкой стали. Существует 2 варианта технического решения вопроса предварительного подогрева шихты на «БМЗ»:

- первый - создание автономных одноступенчатых установок газового подогрева шихты (рис.3);
- второй - создание установок подогрева шихты, дополнительно использующих горячие газы, отобранные от плавильных печей (рис.4).

Второй вариант предполагает организацию отбора горячих газов из существующей системы аспирации и очистки до их охлаждения, синхронизацию работы системы управления установкой подогрева шихты и существующей системы охлаждения (орошения) газов, отходящих от плавильных печей. Второй вариант, таким образом, существенно сложнее первого и требует значительно больших затрат (в 1,5-2,0 раза), с другой стороны реализация второго варианта позволит сэкономить около 12-14 млн. м³ природного газа.

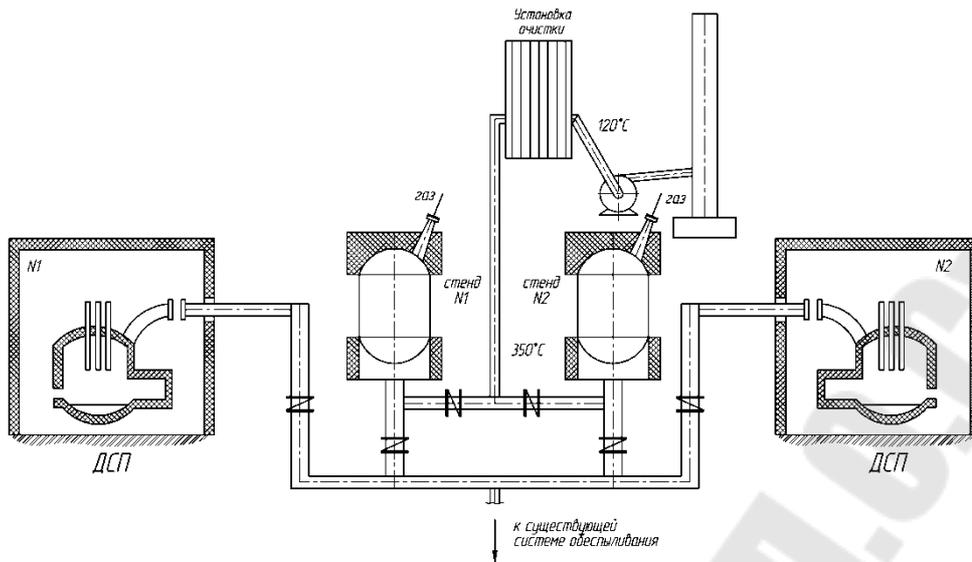


Рисунок 12.21 Схема установки подогрева шихты (подогрев с использованием природного газа)

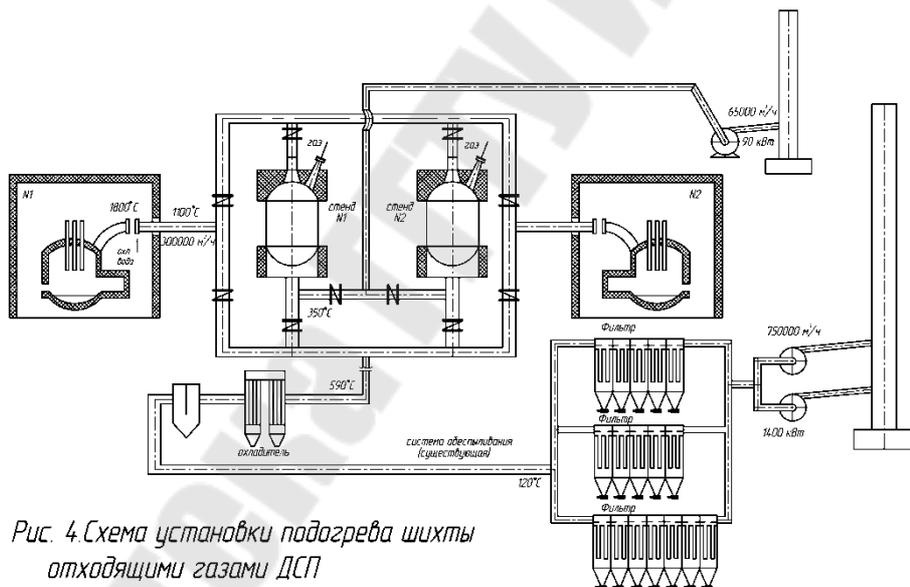


Рис. 4. Схема установки подогрева шихты отходящими газами ДСП

Рисунок 12.22 Схема установки подогрева шихты отходящими газами ДСП

Установка подогрева шихты в загрузочных бадьях за счет сжигания природного газа состоит из следующих основных узлов: стойка (траверса) с гидравлическим механизмом подъема и поворота свода; футерованной (или водоохлаждаемый свод диаметром, который на 0,5 м меньше диаметра бадьи, вентилятора для обдува бадьи, трех горелок, установленных на своде, с расходом природного газа $3000 \text{ м}^3/\text{ч}$ (расход задается в соответствии с производительностью установки);

корпуса (основания), на который устанавливается бадья, системы аспирации отходящих газов, системы КИП и А.

Загрузочная бадья дорабатывается (рис. 12.23) с целью предотвращения нагрева корпуса: в бадью концентрически устанавливается вставка («бадья-термос»). По кольцевому зазору 25-50 мм продувается воздух.

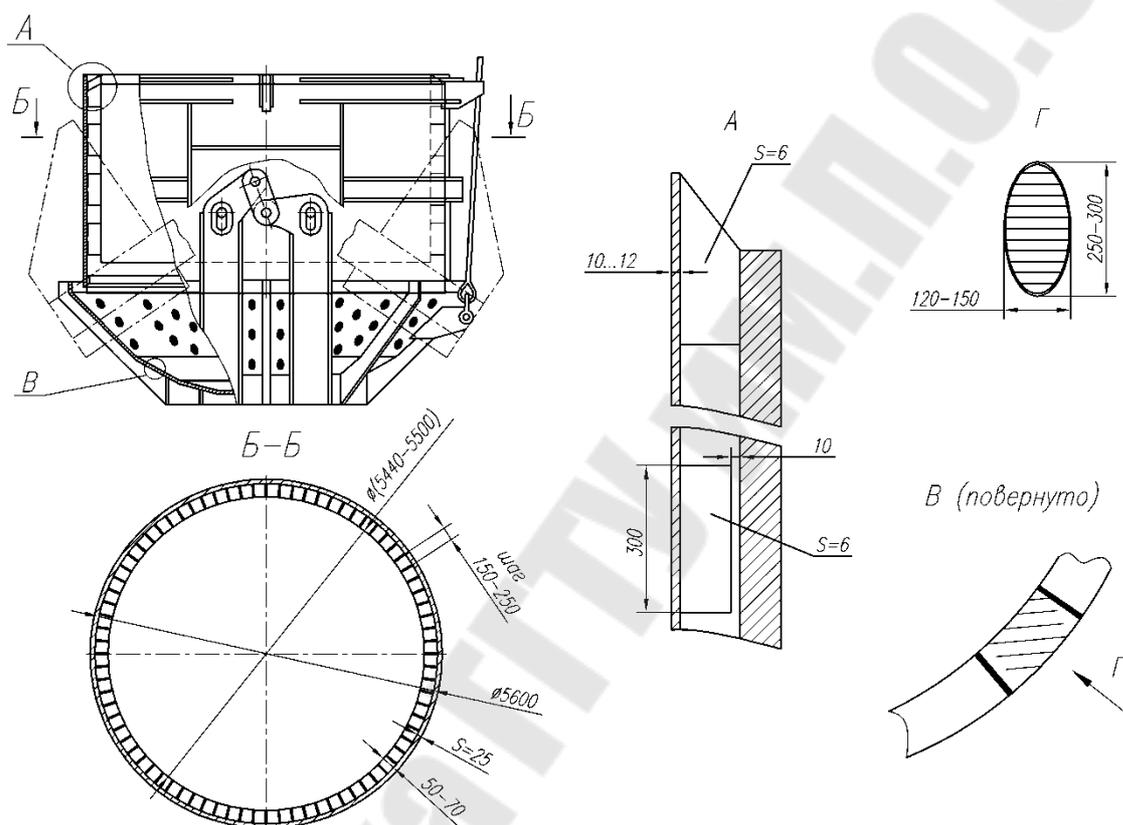


Рисунок 12.23. Доработка загрузочной бадьи.

Отвод газов от установки подогрева с температурой от 80°C (в начале процесса нагрева) до 350°C (в конце процесса) производится с помощью вентилятора типа ВДНГ. Газы очищаются в автономной установке типа мультициклонов. Их эффективности достаточно для очистки от крупной пыли, образующейся в установках подогрева. Далее газы выбрасываются в атмосферу через трубу высотой ~ 30 м. Расход газов составляет с учетом разбавления ~ 50 тыс. м³/ч.

Расчет экономического эффекта от внедрения технологии предварительного подогрева шихты

Теоретическое количество электроэнергии (в кВт/ч), необходимое для нагрева 1 тонны шихты до температуры 500°C составит:

$$Q_{э} = 0,529 \cdot 500 \cdot 1000 / 3600 = 73,47 \text{ кВт/ч}$$

Требуемое количество электроэнергии при к.п.д. печи 40% на стадии подогрева составит:

$$E_{э} = \frac{E_m}{0,4} = \frac{73,47}{0,4} = 183,67 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

Таким образом, стоимость электроэнергии необходимой для нагрева 100 тонн шихты до $t = 500^\circ\text{C}$ составит:

$$E_{э} = 183,67 \cdot 170 = 31225 \text{ руб.}$$

Расход природного газа для тех же температурных режимов при к.п.д. установки 60% составит:

$$Q_2 = 0,529 \cdot 500 \cdot 1000 / 35000 = 12,7 \text{ м}^3$$

Стоимость природного газа на нагрев 1 т металла составит

$$E_2 = 160 \cdot 12,7 = 2032 \text{ руб.}$$

При годовом производстве стали 1,5 млн. тонн экономический эффект составит:

$$E_{э} - E_2 = 1500000 \cdot (31225 - 2032) = 43'785'000'000 \text{ руб} \quad \text{или} \quad 20,45 \text{ млн. ам. долл.}$$

Экономия от уменьшения угара при плавке на 1-2% ориентировочно составит 2,25-4,5 млн.долл.

Суммарный эффект составит 22,7-24,95 млн.долл.

Дополнительный эффект, получаемый за счет сокращения расхода электродов, снижения износа футеровки, а также повышения качества металла в расчете не учтен, так как реальные данные могут быть получены только при эксплуатации установки.

При затратах на НИОКР в сумме 0,5 млн. долл и капитальных затратах, ориентировочно 7 млн. долл окупаемость установки составит:

$$O_k = \frac{7,5}{22,7} = 0,33 \text{ года или 4 мес.}$$

В расчете не учтен дополнительный экологический эффект от сокращения вредных выбросов в атмосферу. Использование подогретой шихты повышает также безопасность электроплавки, устраняя возможность выбросов при загрузке холодной шихты.

13. РЕЦИКЛИНГ

Материальный баланс восстановительной плавки.

Материальный баланс восстановительной плавки окалины в РНП выполнен из расчета на 100 кг исходного железосодержащего сырья.

1. Исходные данные

Характеристики прокатной окалины:

Химический состав, %:

$Fe_{\text{общ}}$ – 68-75; $Fe_{\text{мет}}$ – 2,6-4,3; FeO – 65-70; Fe_2O_3 – 25-32; элементы в пересчете из оксидов: Si – 0,13-0,17; Mn – 0,40-0,45; S – 0,02-0,12; P – 0,01-0,015; Cu – 0,15-0,22; Cr – 0,1-0,2; Ni – 0,1-0,2.

К расчету принят следующий состав железосодержащих компонентов, %:

$Fe_{\text{общ}}$ – 72; $Fe_{\text{мет}}$ – 3; FeO – 67; Fe_2O_3 – 30.

Дисперсный состав, остаток на сите – %:

< 0,05 – 3,83%; 0,063–2,9%; 0,1 –4,13%; 0,16 – 5,3%; 0,2 – 4,2%; 0,315 – 7,76%; 0,4 – 6,43%; 0,63 – 10,36%; 1,0 – 10,26%; 1,6 – 15,8%; 2,5 – 14,13%; > 2,5 – 14,8%

Плотность насыпная: 2200 – 2280 кг/м³

Истинная плотность: 5000 – 5200 кг/м³

Влажность: 3,15-3,35%.

Химический состав известняка, %:

CaO – 53,7; MgO – 0,48; SiO_2 – 1,59; Al_2O_3 – 0,74; п.п.п. – 43,2.

Химический состав угля, %:

C – 71; H_2 – 5,0; N – 1,0; O – 22,1; S – 0,8; сверх 100%: W – 12,0; A (зола) – 9,5.

Состав кокса %: $C \geq 90$; S – 1,5; N – 1,0; A – 10; W – 1,0.

Температура исходных материалов равна температуре окружающей среды.

Температура расплава на выпуске из печи: 1450-1550°C, в зависимости от типа сплава. Температура газов на выходе из печи: 700-1300°C (изменяется по ходу плавки).

Процессы десульфурации, корректировка (доводка) химсостава и рафинирование не проводятся по условию постановки задачи.

Состав полученного металла, %:

$Fe_{\text{общ}}$ – 94-97; $Fe_{\text{мет}}$ – 95-98; $FeO+Fe_2O_3$ – 2-5; Si – 0,1-0,5; Mn – 0,02-0,05; C – 0,2-2,1, при получении стали, или C – 3,1-3,8, при получении чугуна; S – 0,04-0,07; P – 0,02-0,01.

Расчетный состав металла, %:

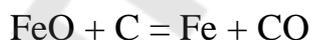
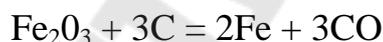
$Fe_{\text{общ}}$ – 97; $Fe_{\text{мет}}$ – 95; $FeO + Fe_2O_3$ – 3; Si – 0,3; Mn – 0,05; C – 1,5; S – 0,05; P – 0,015.

Состав (усредненный) шлака, %: CaO – 17-21; SiO_2 – 22-27; MgO – 2,6-3,8; FeO – 10-13; MnO – 2,4-2,7; Al_2O_3 – 16-25.

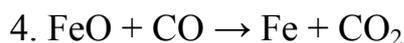
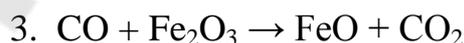
Основность шлака: 1,1 – 2,2.

Выход металла из окалины в среднем (по практическим данным): 90% от железа общего $Fe_{\text{общ}}$.

Прямое восстановление окалины осуществляется по суммарным реакциям:



В действительности указанные реакции идут путем последовательных промежуточных стадий:



Реакция $Fe_nO_m + C \rightarrow Fe + CO$ (между твердыми компонентами) имеет место только при непосредственном контакте тел на поверхности оксида и не играет заметной роли при восстановлении в реальных условиях.

Степень десульфурации – принимаем, что сера, содержащаяся в топливе, удаляется полностью с отходящими газами.

Содержание углерода в полученном сплаве колеблется в пределах 0,2 – 2,1% (без науглероживания расплава). В расчете содержание углерода принимается 1,5%.

При науглероживании жидкого расплава (на жидкофазной стадии процесса): C = 3,1 – 3,8%

В расчете приняты следующие допуски: летучие вещества угля (продукты газификации) не участвуют в процессе восстановления окалины, т.к. выгорают на стадии разогрева до 900°C, уносом материала

из печи в виде пыли пренебрегаем, оксиды Mn и Si не восстанавливаются, содержание и баланс цветных металлов не рассчитывается.

2. Расчет состава полученного сплава (на 100 кг окалины).

2.1. По реакции $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ образуется следующее количество CO:

$$\text{Fe}_{\text{общ}} \times \text{FeO} \times (\text{MCO}/\text{MFeO}) = 72 \times 0,67 \times (28/72) = 18,8 \text{ кг}$$

или $18,8 \times (22,4/28) = 15 \text{ м}^3$

Для этого потребуется углерода (C):

$$\text{Fe}_{\text{общ}} \times \text{FeO} \times (\text{MC}/\text{MFeO}) = 72 \times 0,67 \times (12/72) = 8 \text{ кг.}$$

По реакции $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C} = 2\text{Fe} + \text{CO}$ образуется оксид углерода (CO):

$$\text{Fe}_{\text{общ}} \times \text{Fe}_2\text{O}_3 \times (\text{MCO}/\text{MFe}_2\text{O}_3) = 72 \times 0,3 \times (28/160) = 3,78 \text{ кг}$$

или $3,78 \times (22,4/28) = 3,02 \text{ м}^3$.

Для получения такого количества CO потребуется углерода:

$$\text{Fe}_{\text{общ}} \times \text{Fe}_2\text{O}_3 \times (\text{MC}/\text{MFe}_2\text{O}_3) = 72 \times 0,3 \times (12/160) = 1,62 \text{ кг}$$

2.2. Железа металлического (Fe_m) получено:

$$\text{Fe}_{\text{общ}} \times 0,90 = 72 \times 0,90 = 64,8 \text{ кг.}$$

Останется в виде FeO:

$$\text{Fe}_{\text{общ}} - \text{Fe}_m - \text{F}_m = \text{FeO.}$$

$$72 - 3 - 64,8 = 4,2 \text{ кг}$$

2.3. Состав полученного сплава:

$$\text{Fe} = \text{Fe}_m + \text{Fe}_{\text{мет}} = 64,8 + 2,2 = 67 \text{ кг}$$

$\text{FeO} = 4,2 \text{ кг}$ – уходит в шлак и частично остается в расплаве.

Суммарное количество прочих компонентов, кроме C, составляет около 1%. Общий (расчетный) выход металла из 100 кг окалины составляет ~ 70 кг.

Потери массы при восстановлении окалины (удаление кислорода) составляют – 17,5 кг; испарение влаги – 1-3%; унос с отходящими газами – 1-2%.

Содержание углерода в полученном сплаве ~2,0%.

Расчетный состав сплава:

$$\text{Fe} - 95,5\%; \text{FeO} - 1,8; \text{C} - 2; \text{прочие} - 0,7\%.$$

2.4. Состав и количество образующихся газов:

Расход углерода на восстановление оксидов железа составит $1,62 + 8 = 9,62 \text{ кг}$.

С учетом содержания C в угле (71%) или коксе (90%) расход последних составит – 13,55 кг угля и 10,7 кг кокса.

Образующийся CO дожигается до CO_2 , отсюда расход воздуха по реакции $\text{C} + \text{O}_2 + 4\text{N}_2 = \text{CO}_2 + 4\text{N}_2$ составит: $12 + 32 + 112 = 156 \text{ кг}$ (5 молей).

Отсюда $9,62/12 \times 5 \times 22,4 = 89,8 \text{ м}^3$.

Вынос по практическим данным в виде пыли и сажи составляет около 2% от массы угля.

Таким образом, на собственно процесс восстановления на 100 кг окалины расходуется 13,55 кг угля или 10,7 кг кокса и $89,8 \text{ м}^3$ воздуха.

2.5. Определение расхода топлива

Общий расход топлива – природного газа и твердого топлива (кокса) определяется температурным режимом и рассчитывается по тепловому балансу восстановительной плавки. С учетом термического КПД, принятого на уровне 35-40% общий расход природного газа составляет 12-14 м^3 на 100 кг окалины (или 20-22 м^3 на 100 кг жидкого металла) или 430-500 МДж. Процесс восстановления продолжается 2,5-3 часа (в аналогичных трубчатых печах до 24-30 часов).

Общий расход твердого топлива в процессе восстановительной плавки распределяется на собственно восстановление – 30-40%, горение и газификацию – до 50%, остальное – выгружается вместе с шлаком. Таким образом, на 100 кг окалины необходимо загрузить в печь 40-50 кг угля или в пересчете 30-35 кг кокса.

По практическим данным для осуществления интенсивного процесса восстановления и, соответственно, сокращения времени плавки на 1 моль FeO необходимо 3,3 моля восстановителя.

При удельном расходе 40 кг угля и 14 м^3 природного газа на 100 кг окалины образуется 390-400 м^3 отходящих газов (после дожигания CO).

Усредненные данные по удельному расходу основных компонентов шихты и затратам энергоносителей на рециклинг окалины в РНП представлены в таблице 13.1.

Таблица 13.1. Удельные затраты материалов и энергоносителей на получение 1 тонны металла из окалины:

Материалы	Удельный расход
1. Сырье - окалина, кг	1550÷1700
2. Восстановитель – отсев кокса (коквик), электродный бой, отсев угля, кг	600÷700
3. Флюсы и присадки – известняк, доломит, плавиковый шпат, стекольный бой и т.п., кг	100÷150
4. Топливо – природный газ, м^3	180÷220
5. Кислород, м^3	35÷45
6. Электроэнергия, кВт·ч	15

В экспериментальных восстановительных плавках в РНП выход металла из окалины достигал 60-65 %, что составляет 90% от теоретически возможного выхода железа (с учетом исходной влажности сырья).

Аналогично описанному выше технологическому процессу рециклинга прокатной окалины, в ротационных наклоняющихся печах может быть реализована переработка и других оксидных железосодержащих отходов: проржавленной стружки (доменного присада), шлама, сырья, полученного при дроблении и магнитной сепарации металлургического шлама и др.

В качестве ограничения можно считать лишь нежелательность применения ультрадисперсного сырья (например, аспирационной пыли) и восстановителя – с размером частиц менее 10 мкм, так как это может привести к большим потерям на пылеунос. При рециклинге такого рода отходов в РНП, наиболее рациональным решением является предварительная грануляция железосодержащего сырья и восстановителя. Оптимальным диапазоном размеров для сырья и восстановителя можно считать пределы от 0,5-1 до 20 мм, для флюсов от 10 до 50 мм.

Технология переработки оксидных железосодержащих отходов в общем случае может быть условно разделена на два основных этапа, последовательно неразрывно реализуемых в одном агрегате – ротационной наклоняющейся печи:

I – твердофазное восстановление оксидов железа в восстановительной атмосфере (достигается сжиганием газа при недостатке кислорода $\alpha=0,6-0,7$) в присутствии восстановителя (отсев кокса, лигнин, электродный бой и т.д.) при температуре 1000-1200⁰С. Это длительный процесс, который занимает 2,5-3 часа, в зависимости от степени окисленности исходного сырья. По окончании твердофазного восстановления степень металлизации достигает 75-90%;

II – расплавление, окончательное жидкофазное восстановление, при необходимости науглероживание расплава, выдержка до прекращения кипа и разливка в изложницы, или слив расплава в ковш и передача на доводку по химсоставу в электропечь (дуплекс-процесс). Температура в печи при расплавлении поднимается до 1700-1800⁰С, что достигается обогащением дутья кислородом до общего содержания (27-29)%. Продолжительность этой стадии 30-50 минут.

Удельный расход железосодержащего сырья, флюсов, восстановителя, энергоносителей, отнесенный к тонне получаемого

металла, изменяется пропорционально содержанию железа ($Fe_{\text{общ}}$) в исходном сырье. Выход металла составляет 85-90% от теоретически возможного, т.е. от содержания железа в перерабатываемых отходах.

. Рециклинг дисперсных металлических отходов (ДМО).

В отличие от оксидных многокомпонентных железосодержащих отходов (ОММ) рециклинг стружки, мелкого скрапа, обрезков в проволоки, металлической пыли и других подобных отходов, которые содержат относительно небольшое количество оксидов железа и других неметаллических примесей (не более 5-10%), может быть организован минуя стадию твердофазного восстановления, что позволяет существенно сократить продолжительность переработки – до 45-60 мин.

Процесс рециклинга дисперсных металлических отходов (ДМО) в ротационных плавильных печах в данном случае фактически сводится к переплавке отходов и включает в себя высокотемпературный безокислительный нагрев, расплавление, при необходимости – науглероживание, выдержку, скачивание шлака и выдачу расплава в разливочный ковш или изложницы.

В отсутствие стадии твердофазного восстановления (длительного последовательного диффузионного процесса, скорость которого во многом определяется относительной концентрацией оксидов) переплавка ДМО может проводиться с довалкой металлосодержащего сырья в процессе плавки (как в процессе разогрева, так и после частичного расплавления шихты). Это особенно важно при использовании легковесного мелкого скрапа (высечки, стружки, обрезков проволоки и т.п.), и позволяет увеличить количество расплава, получаемого за одну кампанию, хотя и при некотором снижении темпа плавки из-за потерь тепла, связанных с открыванием-закрыванием поворотной крышки печи. Такой прием активно используется при переработке в ротационных печах отходов алюминиевых сплавов.

Предварительная подготовка металлосодержащего сырья (сушка, удаление неметаллических примесей, удаление масел и СОЖ) при переработке в РНП не требуется. Все эти процессы наиболее рациональным образом (с наименьшими затратами) реализуются непосредственно в ротационной печи по ходу основного технологического процесса. Нет необходимости и в предварительной подготовке восстановителя, науглероживателя и флюсов.

В таблице 8.2 представлены примерные удельные затраты материалов и энергоносителей на рециклинг дисперсных металлических отходов в ротационных наклоняющихся печах на примере переплавки чугунной стружки.

Угар металла при переплавке дисперсных металлических отходов в РНП в соответствии с описанной выше технологией составляет не более 4-6 %. По практическим данным при переплавке чугунной стружки с исходной влажностью 3-4 % выход металла составил 90-93%.

Таблица 13.2. Удельные затраты материалов и энергоносителей на получение 1 т металла из стружки

Материалы	Удельный расход
1. Сырье – стружка чугунная, кг	1050-1100
2. Восстановитель – отсев кокса (кокстик), электродный бой, отсев угля, лигнин, кг	100-120
3. Флюсы и присадки – известняк, доломит, плавленый шпат, стекольный бой и т.п., кг	55-65
4. Топливо – природный газ, м ³	80-90
5. Кислород, м ³	10-15
6. Электроэнергия, кВт·ч	5-6

13.3. Организация промышленной переработки дисперсных отходов черных металлов в ротационных наклоняющихся печах.

Выбор оборудования, технологические планировочные и организационные решения при создании участка переработки собственных металлоотходов на машиностроительном или металлургическом предприятии или специализированного предприятия по переработке дисперсных металлоотходов, зависят от вида, состава и количества образующихся и планируемых к переработке отходов, а также имеющихся в распоряжении плавильных агрегатов (в случае организации производственного участка на машиностроительном или металлургическом заводе).

Использование ротационных наклоняющихся печей позволяет реализовать самые разные схемы рециклинга дисперсных металлоотходов.

Самая простая из них: использование РНП для высокотемпературного (750-850⁰С) безокислительного нагрева образующихся на предприятии мелкого скрапа, чугуновой и стальной (дробленой) стружки, других металлических дисперсных отходов и последующая переплавка их в имеющихся индукционных печах. Такая схема переработки собственных металлоотходов была реализована УП «Технолит» (БНТУ) совместно с кафедрой «Машины и технология литейного производства» ГГТУ им. П.О.Сухого на Гомельском литейном заводе «Центролит» (рис. 8.4). Высокотемпературный нагрев стружки и мелкого скрапа в РНП при мизерных затратах природного газа (по практическим данным 8-12 м³ на тонну стружки) позволяет полностью освободиться от влаги, масел и органических примесей, содержащихся в стружке, на 180-220 кВт·час сократить удельные затраты электроэнергии на расплавление 1 тонны стружки и на 30-35% время ее расплавления.

За достижение высоких показателей в энерго и ресурсосбережении внедрение этой установки на предприятии в 2009 году было отмечено премией Министерства промышленности Республики Беларусь в номинации «Энергосберегающее оборудование, техника и технологии».

При обеспечении плавильного участка кислородом появляется возможность проведения в РНП восстановительной плавки оксидных железосодержащих отходов и переплавки дисперсных металлических отходов по одной из двух представленных в п.8.1 технологических схем: двухстадийный рециклинг для оксидных отходов (I – стадия: загрузка, нагрев шихты, твердофазное восстановление; II – стадия: перегрев, расплавление, жидкофазное восстановление, выдержка, скачивание шлака, слив расплава) и одностадийный переплав для металлических отходов (загрузка, нагрев шихты в восстановительной атмосфере, расплавление, выдержка, скачивание шлака, слив расплава).



Рис.13.1. - РНП для переработки чугушной стружки на Гомельском литейном заводе "Центролит"

Разливка полученного расплава в изложницы для получения чушки может осуществляться непосредственно из РНП – по желобу, а также с использованием передаточных ковшей и разливочных стенов или миксеров.

На рисунке 8.5 (а и б) представлены примерные схемы организации плавно-разливочных участков, предназначенных для получения металлической чушки из дисперсных металлоотходов. Учитывая высокую производительность конвейеров для разливки чушки и достаточно большую продолжительность плавки дисперсных, особенно оксидных, отходов, целесообразно предусматривать установку на участке двух и более ротационных печей, выдающих расплав на один конвейер (рис. 13.2 б).

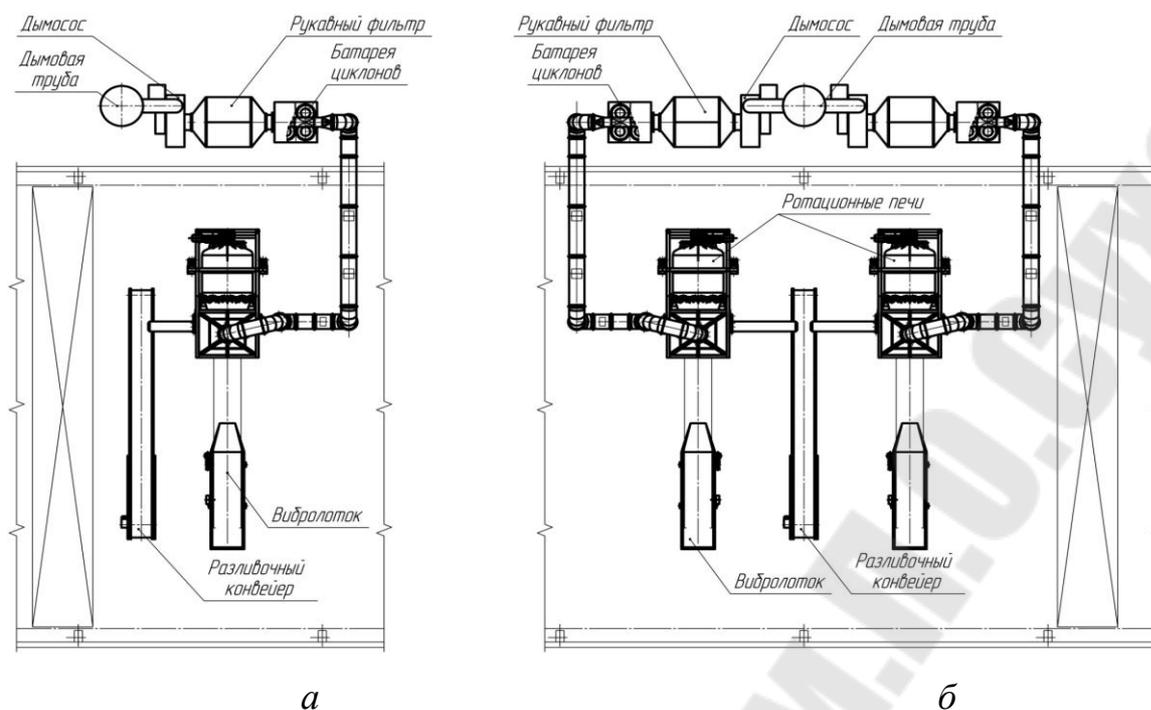


Рис.13.2– Схемы плавильно-разливочных участков: а - с одной печью, б - с двумя печами

При создании производственных участков (цехов) большой мощности и переработке отходов различного происхождения и состава целесообразно оснащать плавильно-разливочный участок индукционным миксером, который позволит усреднить состав получаемого в ротационных печах расплава, довести его до требуемых параметров и стабилизировать, таким образом, состав и качество получаемой чушки (рис. 13.3).

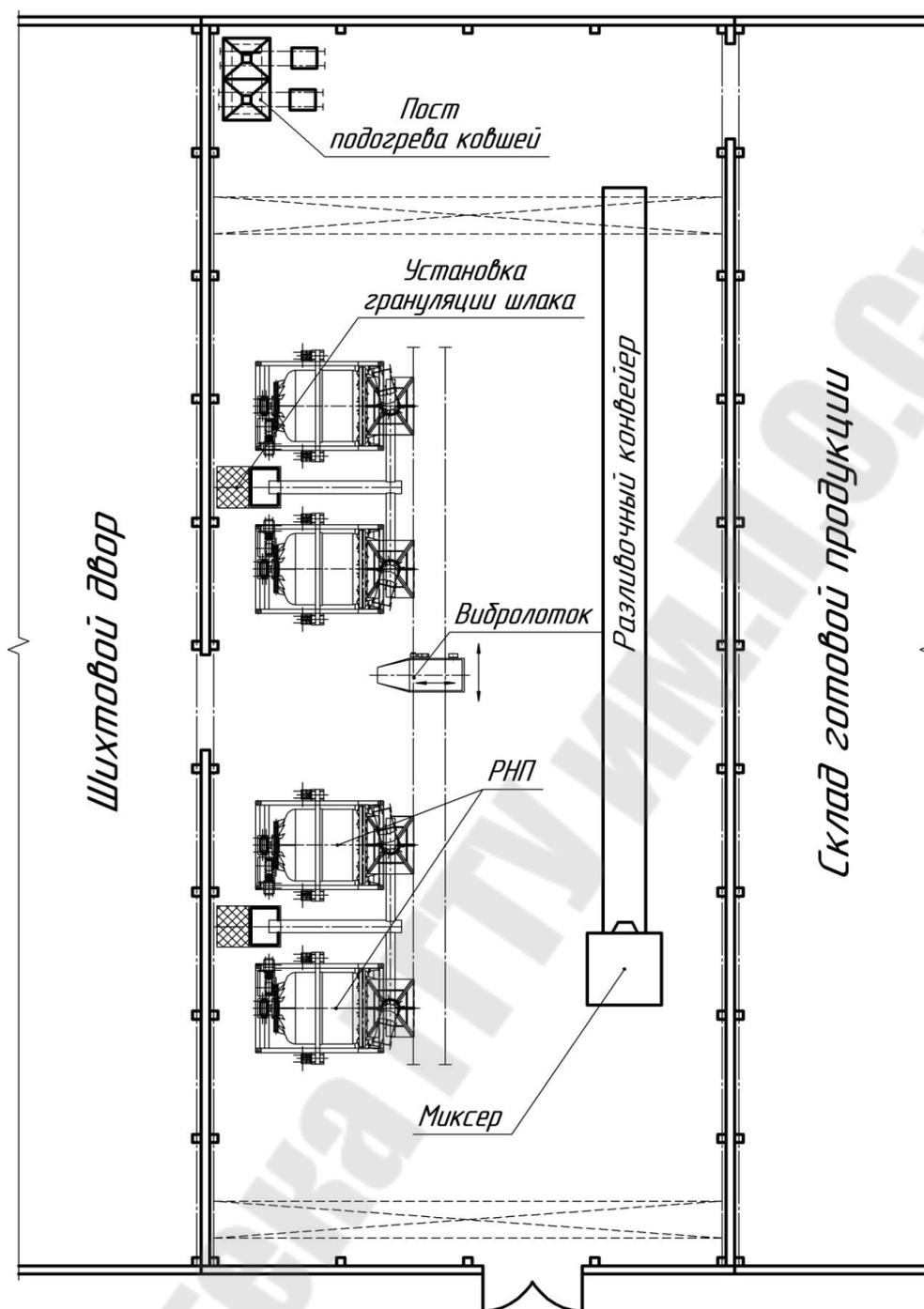


Рис.13.3 - Плавильно-разливочный участок с 4 РНП и индукционным миксером.

Одна из возможных структурных схем организации производства чушки из разносортных дисперсных железосодержащих отходов представлена на рисунке

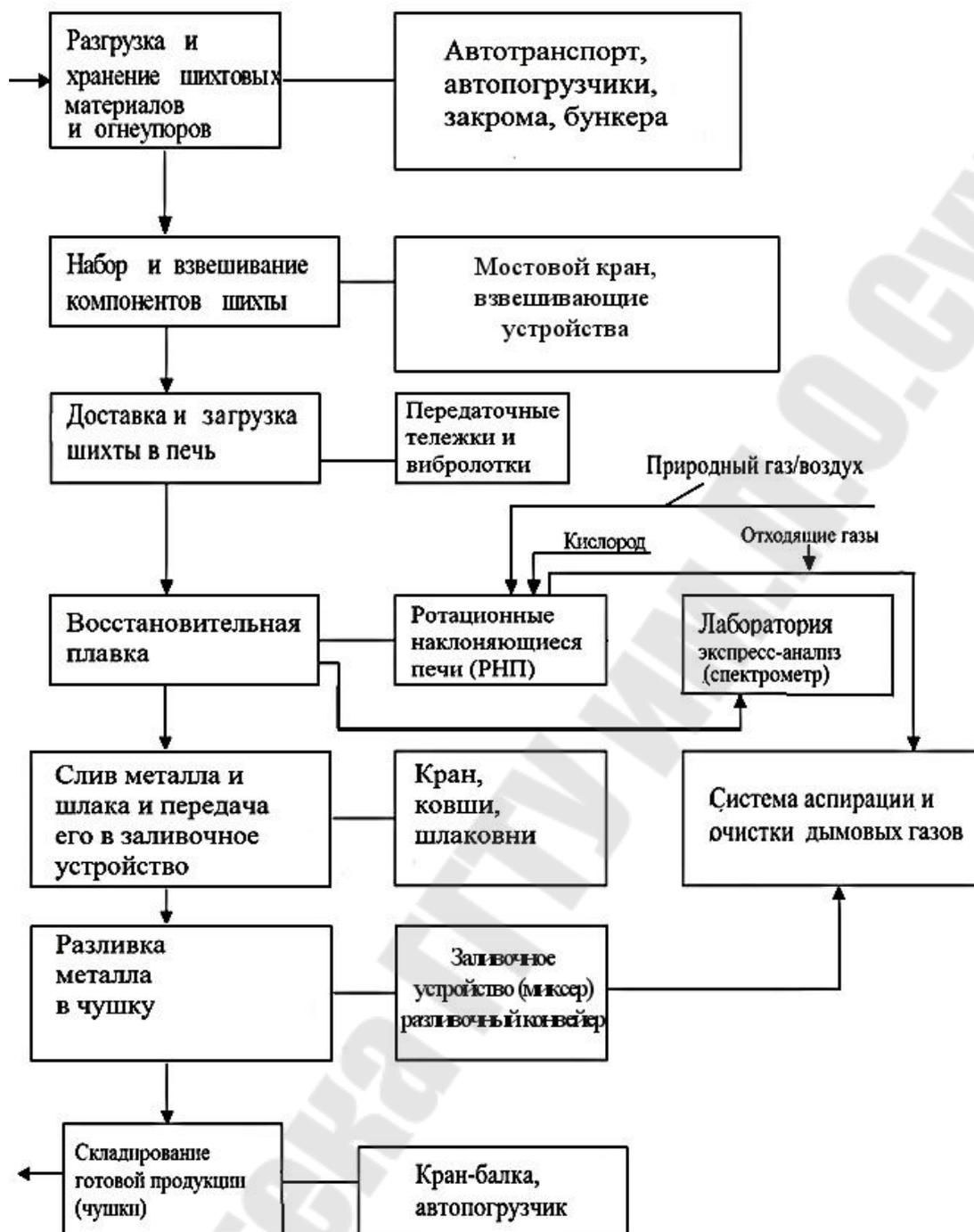


Рисунок 13.4 – Структурная схема организации производства металлической чушки из дисперсных металлоотходов.

При необходимости получения марочных сплавов чугуна или стали наиболее рациональный способ – реализация дуплекс-процесса: «РНП-индукционная печь» или «РНП-дуговая печь». В этом случае на первом этапе в РНП осуществляется переплавка или восстановительная плавка исходного дисперсного сырья по одному из двух представленных выше технологических процессов, а на втором этапе полученный в РНП расплав передается в стандартную индукционную или дуговую печь, где осуществляется его доводка по химсоставу, выдержка и разливка в

литейные формы для получения фасонных отливок. При этом исключается необходимость повторного расплавления чушки, а энергозатраты на получение марочного сплава в электропечи могут быть сокращены до 50-100 кВт на тонну.

Такая организация наиболее рациональна для электрометаллургических и машиностроительных предприятий, имеющих собственное сталеплавильное или литейное производство, а также сталепрокатные, механические и кузнечные цеха – источник собственных металлоотходов (стружки, мелкого скрапа, окалины и т.д.).

При получении марочной стали в качестве основного агрегата на втором этапе более предпочтительным является применение дуговой печи или установки печь-ковш. В первом случае помимо доводки стали, полученной из РНП, обеспечивается возможность выплавки стали из кусковой шихты по традиционной технологии, что особенно важно при организации подобного производства в литейных цехах крупных машиностроительных предприятий.

На рисунке 13.5 приведен вариант планировки плавильного отделения при организации плавки по дуплекс-процессу «РНП - индукционная печь». В упрощенном виде работа такого отделения может быть представлена следующей последовательностью технологических операций:

- Загрузка дисперсных металлоотходов и вспомогательных материалов (восстановители и флюсы) в РНП;
- Плавка в РНП по двухстадийной или одностадийной технологической схеме (в зависимости от типа и категории перерабатываемых отходов – ДМО или ОММ);
- Экспресс-анализ состава полученного в РНП расплава и передача металла в индукционные печи;
- Довалка индукционных печей кусковой металлошихтой, ферросплавами, науглероживателями, флюсами и т.д.;
- Плавка металла в индукционной печи;
- Экспресс-анализ химсостава полученного расплава, при необходимости доводка и легирование металла, слив металла в передаточные (или разливочные) ковши и передача расплава на участки заливки литейных форм.

Организация такого участка легко может быть реализована на любом машиностроительном предприятии, которое обладает литейным производством и

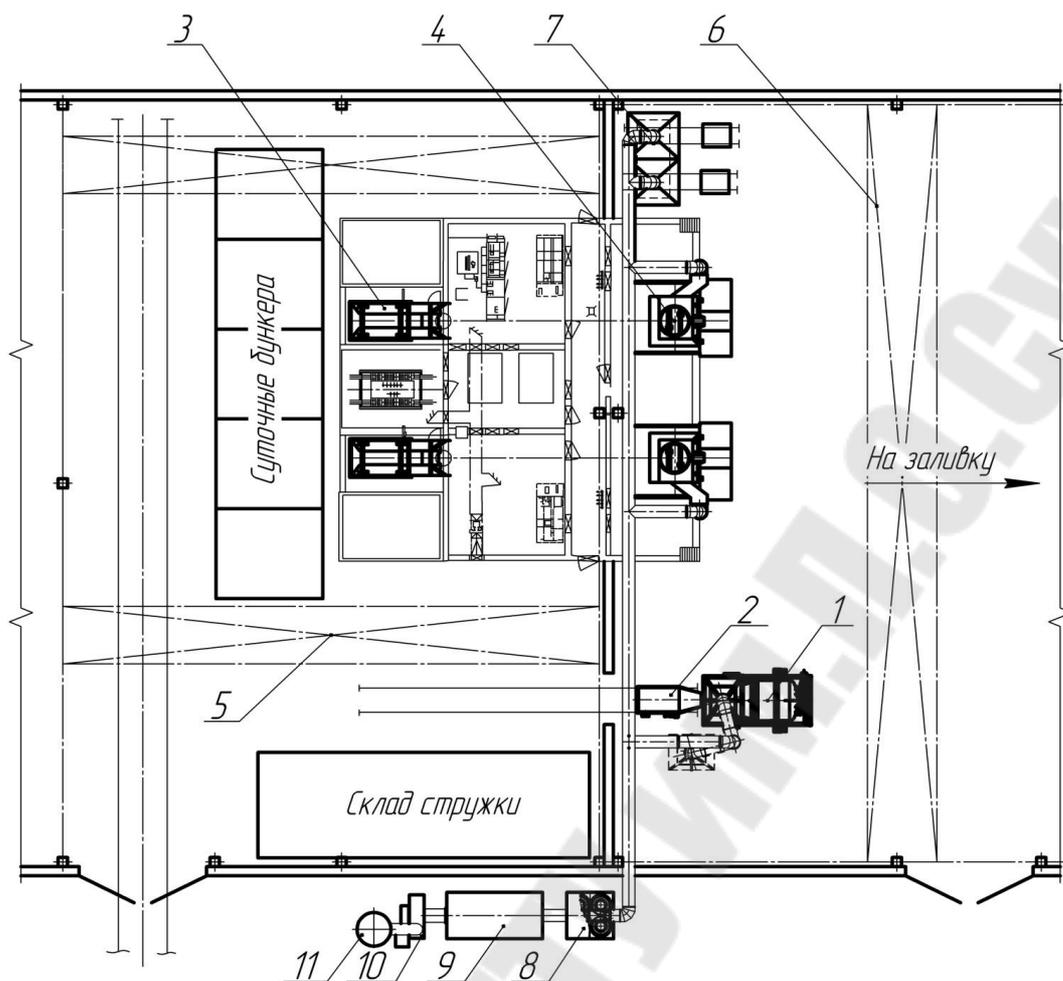


Рисунок 13.5.– Схема плавильного отделения с реализацией дуплекс-процесса “РНП – индукционные печи”:

1 – РНП, 2 – вибрлоток для загрузки РНП, 3 – вибрлоток для загрузки ИЧТ, 4 – ИЧТ, 5 – мостовой кран шихтового отделения, 6 – мостовой кран плавильного отделения, 7 – стенд сушки и подогрева ковшей, 8 – батарея циклонов, 9 – рукавный фильтр, 10 – дымосос, 11 – дымовая труба.

решает проблему утилизации собственных металлоотходов или ставит задачу снижения себестоимости литья за счет уменьшения затрат на исходные шихтовые материалы.

Дуплекс-процесс «РНП-индукционная печь» обеспечивает высокую гибкость и эффективность процесса плавки, позволяет выплавлять металл необходимого состава из разнородной шихты, включая дисперсные металлоотходы. Индукционная печь в таком процессе выполняет роль и плавильного агрегата для качественных шихтовых материалов (кусковой

лом, чушковый чугун и т.п.) и миксера, где осуществляется доводка расплава, полученного из РНП, по составу и температуре.

РНП обеспечивает возможность использования дешевых шихтовых материалов – переработки дисперсных, загрязненных маслами металлоотходов, как собственных, так и покупных, без какой-либо предварительной подготовки.

Таким образом, принятая на предприятии технология выплавки чугуна в индукционных печах дополняется переплавкой низкосортных дисперсных металлоотходов в ротационной печи. Это позволяет не только использовать дешевые шихтовые материалы – собственные или покупные металлоотходы без какой-либо их предварительной подготовки, но перейти к выплавке чугуна с жидкой завалкой и, таким образом, увеличить производительность индукционных печей и снизить удельные затраты электроэнергии на плавку.

Заключение

В пособии представлены примеры проектных решений основных цехов и пролетов современных минизаводов, характерных для электрометаллургии черных металлов.

Изложены в краткой форме теоретические основы выбора технологии и оборудования, организации производства стали, сравнительные технико-экономические характеристики нового оборудования для плавки, шихтовки и разливки сплавов.

Примеры расчетов и справочные данные, приведенные в пособии, могут быть использованы как в практических занятиях в аудитории, так и при дипломном проектировании.

Литература

1. Авдеев В.А., Друян В.М., Кудрин Б.И. Основы проектирования металлургических заводов. Спр.издание. –М.: Интермет Инженеринг, 2002. -464 с.

2. Коробов Н.И. Проектирование металлургических предприятий. – М.: Металлургия, 1989. – 264 с.

3. Миронова Г.В., Буркин С.П., Шилов В.В. Проектирование цехов и инвестиционно-строительный менеджмент в металлургии. Уч. Для вузов. –М.: “Академия”, 2012. – 608 с.

4. Туманский Б.Ф. Проектирование литейных цехов / Б.Ф.Туманский – Киев.: УМК ВО, 1992. – 192 с.

5. Авдеев В.А., Кудрин Б.И. Металлургический завод и его системный анализ для проектирования. – М.: Гипрозем, 1992. – 104с.

6. Буч Г. Объектно-ориентированное проектирование с примерами применения. – М.: Коннард, 1992. – 519 с.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЦЕХОВ

**Практикум
по одноименному курсу для студентов
специальности 1-42 01 01 «Металлургическое
производство и материалобработка (по направлени-
ям)» направления 1-42 01 01-01 «Металлургическое
производство и материалобработка (металлургия)»
специализации 1-42 01-01 02 «ЭлектрOMETаллургия
черных и цветных металлов»
дневной и заочной форм обучения**

Составитель: **Ровин** Леонид Ефимович

Подписано к размещению в электронную библиотеку
ГГТУ им. П. О. Сухого в качестве электронного
учебно-методического документа 22.06.16.

Рег. № 85Е.
<http://www.gstu.by>