

Министерство образования Республики Беларусь

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

Кафедра «Металлургия и технологии обработки материалов»

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЦЕХОВ
КУРС ЛЕКЦИЙ

для студентов дневной и заочной форм обучения

специальности:

1–42 01 01 МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО
И МАТЕРИАЛООБРАБОТКА (ПО НАПРАВЛЕНИЯМ)

специализации:

1–42 01 01–01 МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО
И МАТЕРИАЛООБРАБОТКА (МЕТАЛЛУРГИЯ)

направления:

1–42 01 01–01 02 ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ
МЕТАЛЛОВ

Гомель 2017

УДК 669.18.146.5
ББК

Авторы-составители: *В.А. Жаранов, А.В.Ткаченко*. Технологическое оборудование металлургических цехов: курс лекций для студентов дневной и заочной форм обучения специальности: 1–42 01 01 Металлургическое производство и материалобработка (по направлениям) специализации: 1–42 01 01–01 Металлургическое производство и материалобработка (металлургия), направления: 1–42 01 01–01 02 Электрометаллургия черных и цветных металлов / авт.-сост. В.А. Жаранов, А.В. Ткаченко – Гомель: ГГТУ имени П.О. Сухого, 2017. – 313 с.

Изложены основные положения дипломного проектирования. Даны примеры расчетов основного технологического оборудования. В приложении представлен набор чертежей актуальных планировок участков и цехов металлургических заводов. Отражены вопросы энерго- и ресурсосбережения, с соответствующими схемами реализации процессов. Пособие может быть использовано в качестве дополнительного источника информации, при преподавании курсов проектирования цехов.

УДК 669.18.146.5
ББК

СОДЕРЖАНИЕ

СОКРАЩЕНИЯ И УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ.....	6
1 ВВЕДЕНИЕ	11
2 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ.....	16
2.1 Перспективы развития доменного производства.....	24
3 ПРОИЗВОДСТВО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОКСА.....	27
3.1 Процесс коксования	27
3.2 Устройство коксовых печей и цехов	30
3.3 Качество кокса	35
4 ПОДГОТОВКА ЖЕЛЕЗНЫХ РУД К ОКУСКОВАНИЮ	39
4.1 Минералогические типы и характеристика железных руд.....	39
4.2 Дробление и измельчение руд.....	46
4.3 Грохочение и классификация.....	58
4.4 Обогащение железных руд	64
4.5 Обжиг шихтовых материалов	76
4.6 Усреднение материалов	80
5 РАЗНОВИДНОСТИ СОВРЕМЕННЫХ МИНИ-ЗАВОДОВ И ПРИМЕНЯЕМЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.....	86
5.1. Виды продукции, освоенной мини-заводами.....	86
5.2. Технологические схемы производства на мини-заводах	93
5.2.1 Маршрутные технологии сталеплавильного производства...97	
5.2.2 Маршрутные технологии прокатного производства	105
5.3 Комплексные технологические схемы мини-заводов, выпускающих сортовой прокат	110
5.4 Комплексные технологические схемы мини-заводов, выпускающих полосовой прокат.....	114
5.5 Технологические схемы мини-заводов, производящих комбинированную продукцию	120
6 СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ.....	126

6.1	Дуговые печи переменного тока.....	126
6.2	Дуговые печи постоянного тока	142
6.3	Шахтные печи	148
6.4	Агрегаты Consteel с непрерывной боковой подачей шихты ..	151
6.5	Индукционные печи	155
6.6	Новые перспективные методы получения жидкой стали	158
7	ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА ЖИДКОЙ СТАЛИ.....	170
7.1	Устройства для обработки жидкого металла алюминиевой и порошковой проволокой	171
7.2	Агрегаты комплексной обработки стали с электродуговым нагревом (ковш-печь)	183
7.3	Ковшовые вакууматоры	205
8	МАШИНЫ НЕПРЕРЫВНОГО ЛИТЬЯ ЗАГОТОВОК	218
8.1.	Основные типы МНЛЗ и тенденции их развития	218
8.2	Машины непрерывного литья сортовых заготовок ...	225
8.2.2	Машины непрерывного литья горизонтального типа	242
8.3	Машины непрерывного литья заготовок для плоского проката.....	245
8.3.1	Слябовые и тонкослябовые МНЛЗ.....	246
8.3.2	Ленточные и валковые литейные машины для прямого получения полосы.....	254
9	ЛИТЕЙНО-ПРОКАТНЫЕ АГРЕГАТЫ	260
9.1	Основные разновидности литейно-прокатных агрегатов, техничко-экономические характеристики и преимущества.....	267
9.2	Сортовые литейно-прокатные агрегаты.....	270
9.2.1	Особенности совмещения различных вариантов литья и прокатки сортовых заготовок	270
9.2.2	Основные виды сортовых литейно-прокатных агрегатов	274
9.3	Полосовые литейно-прокатные агрегаты	282

9.3.1.	Литейно-прокатные агрегаты со среднеслябовыми МНЛЗ	287
9.3.2	Литейно-прокатные агрегаты с тонкослябовыми МНЛЗ	288
9.3.3	Литейно-прокатные агрегаты с планетарными станами	302
9.4	Основные тенденции развития литейно-прокатных агрегатов.....	308
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	312

СОКРАЩЕНИЯ И УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

Названия фирм и заводов

ВМЗ	Выксунский металлургический завод
НГМК	Норильский горно-металлургический комбинат
НКМК	Новокузнецкий металлургический комбинат
НЛМК	Новолипецкий металлургический комбинат
РУП ВМЗ	Республиканское унитарное предприятие «Белорусский металлургический завод»
ABB	Международная электротехническая компания в составе ASEA (Швеция) и Braun Boveri (Швейцария)
BSW	Badische Stahlwerke (Германия)
ИИ	Ishikawa Heavy Industries (Япония)
MDZ	Mannesmann Demag Zak (Германия)
GFM	Gesellschaft für Fertigungstechnik und Maschinenbau A.G. (Австрия)
SMS	Schlömann Siemag (Германия)
VÖEST	Vereinigte Österreichische Eisen und Stahlwerke (Австрия)
VAI	Vöest -Alpine Industrieanlagebau (Австрия)

Обозначения технологических процессов и агрегатов

АКП	агрегат ковш-печь
АКОС	агрегат комплексной обработки стали
АМКЛ	агрегат для получения микрокристаллической ленты
БИЛ	большой измельчитель лома
ВМР	вторичные материальные ресурсы
ГБЖ	горячебрикетированное железо
ДСП	дуговая сталеплавильная печь
ДСПТ	дуговая сталеплавильная печь постоянного тока
ДПТНП, ДПТУ-НВ	дуговая печь постоянного тока нового поколения
ЗВО	зона вторичного охлаждения МНЛЗ
ИППЧ	индукционная печь промышленной частоты

ИПСЧ	индукционная печь средней частоты
ЛПА	литейно-прокатный агрегат
АПК	литейно-прокатный комплекс, включающий электросталеплавильное и литейно-прокатное оборудование
МГД	магнитогидродинамическое перемешивание
МГР	машина газовой резки
МНЛЗ	машина непрерывного литья заготовок
МНЛЗГТ	машина непрерывного литья заготовок горизонтального типа
МНКЗ	машина непрерывной ковки заготовок
МОГ	малогабаритная обжимная группа прокатных клетей
НШПС	непрерывный широкополосный стан
РКМ'	радиально-ковочная машина
ПВЖ	железо прямого восстановления
ПНК	предварительно напряженная клеть
ПСП	плазменная сталеплавильная печь
ТПА	трубопрокатный агрегат
ТПМ	тянуще-правильная машина МНЛЗ
ЭДП	электродуговая печь
ЭМП	электромагнитное перемешивание
ЭСПЦ	электросталеплавильный цех
САНД	сталеплавильный агрегат непрерывного действия
СДП	сверхмощная дуговая печь
АОД	Argon Oxygen Decarbonisation - аргоно-кислородное обезуглероживание
BSR	Böhler-Strand-Reduzier (процесс литья и прокатки фирмы Böhler, Австрия)
CASTRIP	Casting of Strip - процесс непрерывного литья полосы между двумя валками (полосовой литейно-прокатный агрегат с двухвалковой литейной машиной)

CONARC	комбинированный двухстендовый сталеплавильный агрегат
CPR	Casting, Pressing, Rolling - литье, обжатие, прокатка (полосовой литейно-прокатный агрегат с «мягким» обжатием, разработанный фирмами Thyssen, Германия, SMS и Usinor, Франция)
CRISP	Continuous Reduced Iron Steelmaking Process - непрерывный процесс получения стали
CSP	Compact Strip Production - компактное производство полосы (полосовой литейно-прокатный агрегат с тонкослябовой МНЛЗ конструкции фирмы SMS)
CONSTEEL	Процесс выплавки в электродуговой печи с непрерывной боковой подачей шихты
CONROLL	Continuos slab casting and rolling technology - технология непрерывного литья и прокатки слябов (полосовой литейно-прокатный агрегат с тонкослябовой МНЛЗ конструкции фирмы VAI)
DANARC	Процесс выплавки в электродуговой печи, разработанный фирмой Danieli, Италия
DRI	Direct reduction iron - железо прямого восстановления
DSC	Direct strip casting - прямое литье полосы (полосовой литейно-прокатный агрегат с ленточной МНЛЗ конструкции фирмы KRUPP)
DSP	Direct sheet plant - прямое производство полосы (полосовой литейно-прокатный агрегат фирмы Corus Strip products ijmuiden, Нидерланды)
EAF	Electrical arc furnace (электродуговая печь)
EMS	Electromagnetic stirring - электромагнитное перемешивание
ECR	Endless casting rolling - бесконечный процесс непрерывного литья, совмещенного с прокаткой
ESP	Endless strip production - бесконечный процесс сварки-прокатки
EWR	Endless welding-rolling - бесконечная сварка-прокатка (непрерывный полосовой литейно-прокатный агрегат с

	тонкослябовой мнлз конструкции фирм arvedi и siemens-vai)
FASTARC	Разновидность процесса Consteel с комбинированной подачей лома и DRI
FASTSTEEL	Разновидность процесса Consteel с комбинированной подачей лома, Dri и жидкого чугуна
FSF	Finger shaft furnace (шахтная печь с подогревом скрапа)
HBI	Hot briquetted iron - горячебрикетированное железо
IF	Interstitial free - особо низкоуглеродистая сталь, свободная от межкристаллитных включений
ITMK3	Процесс получения высококачественного чугуна в печи с вращающимся подом
ISP	Inline strip production (полосовой литейно-прокатный агрегат с тонкослябовой Мнлз конструкции фирм MDZ, германия, и Arvedi, Италия)
K-ES	Комбинированный процесс выплавки в дуговой печи с подводом химической энергии
LF	Ladle furnace - ковш-печь
LCR	Liquid core reduction (обжатие сляба с незатвердевшей сердцевиной)
MAINSTRIP	Полосовой литейно-прокатный агрегат с двухвалковой литейной машиной конструкции фирм MAIN, MTAG Martie-Technologie, Швейцария, и SMS
ММІМ	Mini-mill in Integrated mill - мини-заводы в составе интегрированного завода
MRP	Metal refining process - процесс рафинирования металла в агрегате конвертерного типа
PEM	Primary energy melting - комбинированный сталеплавильный процесс
PRD	Prestressed rigid design - бесстанинные предварительно напряженные клетки картриджного типа
QSP	Quality strip production - производство высококачественной полосы (процесс совмещенного литья и прокатки слябов

	средней толщины, разработанный фирмой Sumitomo metal industries, Япония)
RCB	Refining combined burner (рафинирующая комбинированная горелка)
RCB-OIL	Рафинирующая комбинированная горелка с использованием дизельного топлива
RSB	Reducing and sizing block - блок клеток для обжимных и калибровочных проходов
SBQ	Special bar quality - высококачественный сортовой прокат
SGC	Strand gage control - клеть предварительной прокатки с регулируемым зазором
SRV	Smelt-reduction vessel - плавильно-восстановительная камера
TSP	Tippins samsung process - процесс литья слябов средней толщины, совмещенного с прокаткой (ЛПА для производства полосы, разработанный фирмами Tippins, США, и Samsung, Южная Корея)
TWC	Twin roll casting - литье между двумя валками
UHP	Ultra high power - сверхмощные (дуговые печи)
UHCP	Ultra high chemical power - дуговые печи сверхвысокой химической мощности
ULC	Ultra low carbon - особо низкоуглеродистая сталь
UTHS	Ultra thin hot strip - особо тонкая горячекатаная полоса (полосовой литейно-прокатный агрегат прямого совмещения с тонкослябовой МНЛЗ конструкции фирм mannesmann Demag, Германия, и Chapparral Steel, США)
VD	Vacuum degassing - вакуумная дегазация (процесс вакуумной обработки в ковше)
VOD	Vacuum oxygen decarbonisation - вакуумно-кислородное обезуглероживание (процесс вакуумной обработки в ковше с подачей кислорода)

1 ВВЕДЕНИЕ

Металлургия – это область науки и техники, охватывающая процессы обработки руд, получения металлов и сплавов с определенными потребительскими свойствами. За последние 20 лет, несмотря на появление огромного количества альтернативных конструкционных материалов: пластмасс, композитов, стекла, сплавов на основе магния, алюминия, титана и др., черные металлы останутся основными материалами для машиностроительной индустрии и других отраслей народного хозяйства. Доля продукции, изготовленной с использованием металлов, в настоящее время составляет более 70% валового национального продукта государства.

Металлургические предприятия подразделяются на горнорудные и металлургические с полным циклом или использующие в качестве сырья лома, а также заводы по производству отдельных видов продукции (кокс, трубы, метизы, огнеупоры и т.п.).

Каждое из указанных металлургических предприятий – многофункциональное производство, в котором взаимодействуют объекты основного технологического производства, объекты подсобного и обслуживающего назначения, вспомогательные службы и системы (рисунок 1.1).

К основным производствам (цехам) относятся добывающие, перерабатывающие сырье и полуфабрикаты в готовую продукцию, для производства которой предназначено данное предприятие.

К подсобным относятся производства (цехи), изготавливающие основные и вспомогательные материалы или осуществляющие их подготовку для переработки в основных цехах предприятия. Часто указанные производства относятся к основным.

Побочными считаются производства (цехи), изготавливающие продукцию из отходов производства.

Для нормального функционирования основных, подсобных и побочных производств (цехов) на металлургических предприятиях создаются разные службы, системы и хозяйства.

Система материально-технического снабжения и сбыта служит для обеспечения бесперебойного снабжения производств основными и вспомогательными материалами, необходимыми для ритмичного функционирования производства и организации своевременного сбыта продукции. Обычно организуется не для отдельного цеха, а для всего предприятия в целом.

Автоматизированная система управления производством (АСУП) – комплекс структурно-алгоритмических служб, обеспечивающих автоматический контроль и управление производством. Материальная

часть АСУП включает в себя технические средства, системы (датчики, регуляторы, компьютеры и микропроцессоры, средства связи и др.), соединенные в соответствии со структурно-алгоритмической частью АСУП.

Система бытового обслуживания включает бытовые помещения, места отдыха, столовые и пункты питания, медпункты, оздоровительные комплексы и другие службы, обеспечивающие нужды трудящихся во время пребывания их на работе.

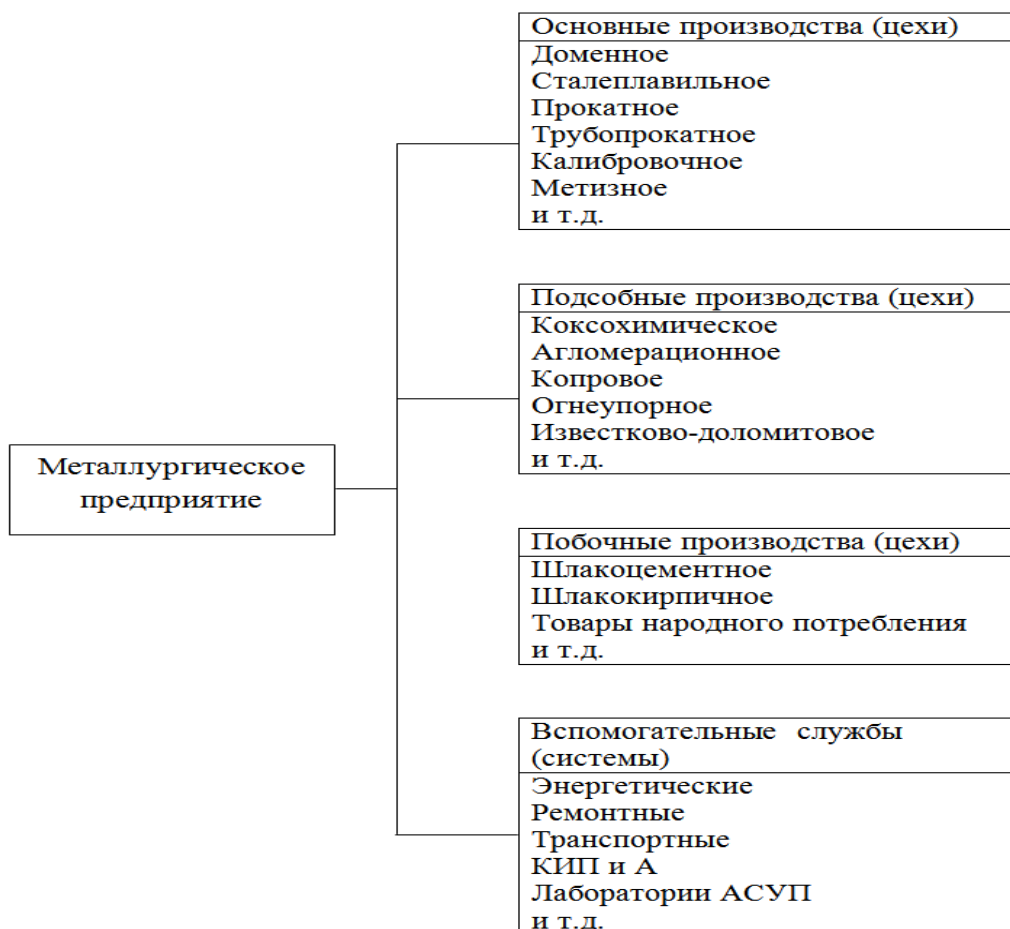


Рисунок 1.1 - Состав цехов, служб и систем металлургического предприятия

Система технического контроля обеспечивает контроль качества сырья, других исходных материалов, контроль технологии производства и качества готовой продукции на каждом из переделов.

Система энергоснабжения обеспечивает подачу электроэнергии, сжатого воздуха, воды, пара, природного газа, кислорода и других газов, горячей воды, специальных веществ, полей, излучений и т.п.

Система подачи сырья и материалов, отгрузки готовой продукции служит для обеспечения передачи с других предприятий или

общезаводских на внутрицеховые склады исходных материалов и последующей отгрузки готовой продукции потребителю. Для этого используют железнодорожный, автомобильный, водный, трубопроводный, конвейерный и др. виды транспорта. На рисунке 1.2 показана схема, характеризующая взаимосвязь производств, служб, систем металлургического производства.

На рисунке 1.2 обозначено: I – цех углеподготовки; II – коксохимический цех; III – обогатительная фабрика; IV – агломерационный цех; V – доменный цех; VI – сталеплавильный цех; VII – прокатные цехи; VIII – трубные цехи; IX – вспомогательные цехи; X – побочные цехи; XI – склады; XII – энергетическое хозяйство; XIII – транспортное хозяйство; XIV – заводоуправление; 1 – рудный двор; 2 – бункерная эстакада; 3 – доменная печь; 4 – литейный двор; 5 – скиповый подъемник; 6 – воздухонагреватели; 7 – пылеуловители грубой очистки газа; 8 – отделение разливочных машин; 9 – агрегаты тонкой очистки доменного газа; 10 – грануляционный бассейн; 11 – миксерное отделение; 12 – шихтовый двор; 13 – главный корпус (сталеплавильные печи); 14 – отделение раздевания слитков; 15 – отделение подготовки изложниц; 16 – шлаковый двор; 17 – скрапоразделочные отделения; 18 – цех огнеупорных материалов; 19 – литейный цех; 20 – кузнечно-прессовый цех; 21 – механический цех; 22 – цех металлоконструкций; 23 – склад угля; 24 – склад чугуна; 25 – склад стальных слитков; 26 – склад огнеупорных материалов; 27 – склад металлургического оборудования; 28 – шлаковые отвалы; 29 – электрическая станция; 30 – воздуходувная и компрессорная станции; 31 – кислородная станция; 32 – газгольдер коксового газа; 33 – насосная станция; 34 – железнодорожная станция; 35 – железная дорога МПС; 36 – железнодорожное депо; 37 – автомобильный гараж.

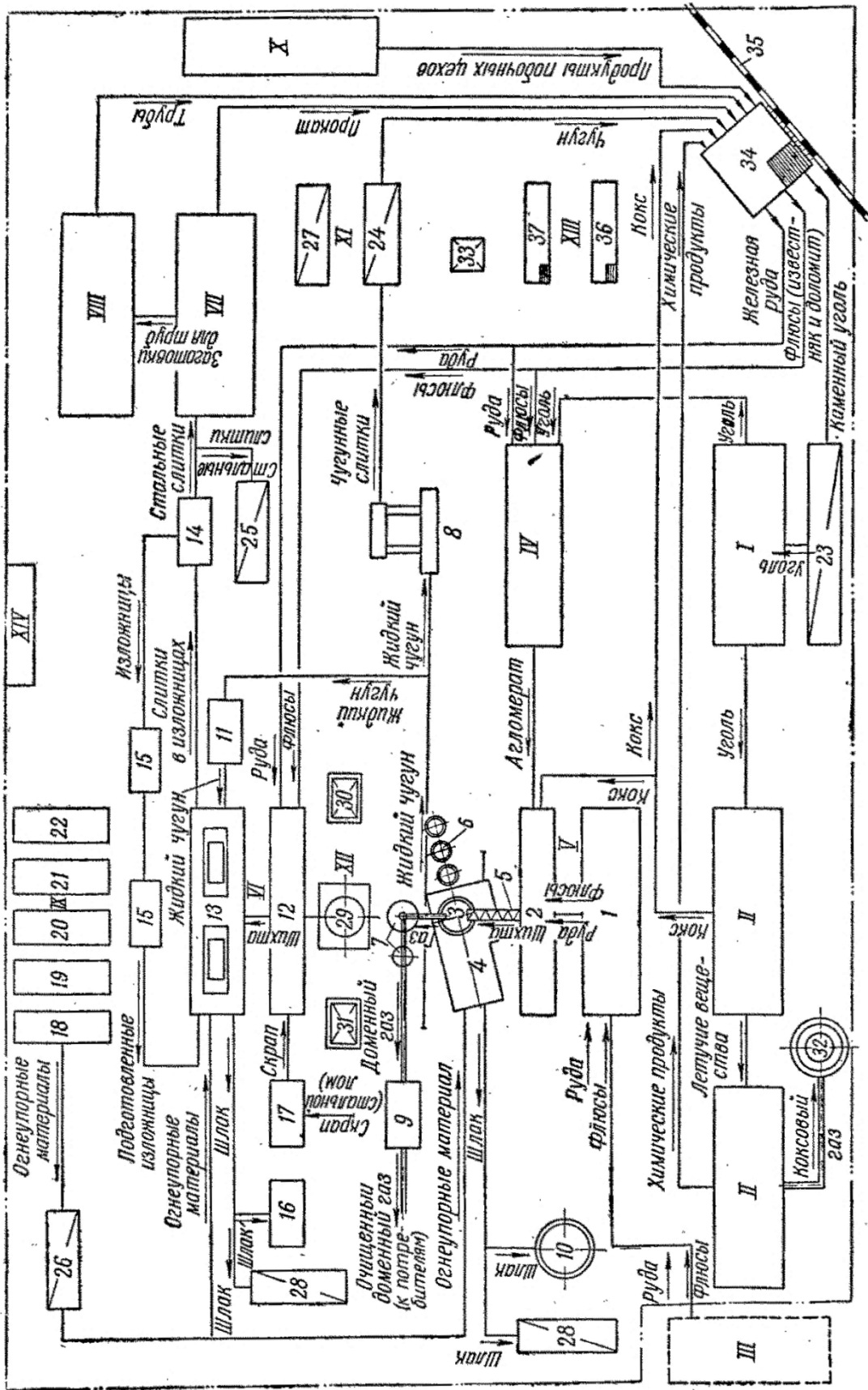


Рисунок 1.2 – Схема взаимосвязи объектов металлургического производства

Таким образом, металлургическое предприятие представляет собой комплекс производств, цехов, служб и систем, характеризующихся большим масштабом потребления сырьевых, энергетических ресурсов и производства готовой продукции, большими занимаемыми производственными площадями, значительной численностью обслуживающего персонала, высокой стоимостью строительства и т.п. Все это требует внимательного комплексного подхода к его проектированию.

2 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Беларусь не обладает собственной металлургической базой и металл вынуждена приобретать за рубежом. Распространение в республике получило литье металлов, ориентированное на потребности машиностроения и порошковая металлургия (небольшие объёмы). Металлургия является вспомогательной отраслью, работающей на металлоотходах и привозном металле.

Металлургическая промышленность представлена 17 предприятиями чёрной металлургии, которые находятся на самостоятельном балансе, и 6 – цветной. Продукция отрасли служит основой развития машиностроительной и металлообрабатывающей промышленности, строительного комплекса и находит широкое применение в других отраслях. Основная часть производимой продукции (96,7%) приходится на предприятия чёрной металлургии.

Крупномасштабное производство стали и проката в Беларуси начинается только после создания металлургического предприятия в Жлобине. Хотя его проектная мощность составляет 1,1 млн т стали, 500 тыс. т сортового металла и 250 тыс. т проката в год, ряд мер по интенсификации производства позволили в конце 1990-х гг. значительно увеличить объёмы выпуска стали и проката. В то же время металлургическое оборудование на Белорусском металлургическом заводе (БМЗ) используется уже почти четверть века и скоро достигнет нормативных сроков своей эксплуатации.

БМЗ был одним из двух импортных металлургических мини-заводов (второй, меньшей мощности, построен в Рыбнице (Молдавия), теперь находится в сепаратистском Приднестровье), приобретённых «под ключ» советским руководством в начале 1980-х гг.. Это были заводы европейского уровня, оснащённые самым передовым оборудованием зарубежных производителей высокого качества и эффективности. Своим конструкционным прокатом и проволокой БМЗ должен был обеспечивать строительство всей республики, а жлобинский металлокорд, кроме того, предполагалось использовать для шинных предприятий Беларуси и России.

Технологической основой металлургического процесса на БМЗ является электродуговая печь, совмещённая с МНЛЗ – агрегатом для непрерывного литья заготовки толщиной 125 и 100 мм – и станами горячей и холодной прокатки. Сырьём для завода служит металлолом, небольшое количество ферросплавов и некоторых других материалов, используемых в электрометаллургическом процессе. Поэтому важнейшим фактором стабильной работы предприятия является его

бесперебойное снабжение металлоломом. В Беларуси эта деятельность не отдана в частные руки, как в России и Украине, и находится под строгим контролем государства (об этом на примере минского завода «Вторчермет» журнал «Металл-Инфо» писал в № 3 за этот год). Это гарантирует ритмичность поставок металлолома на металлургические предприятия по стабильной цене.

Электроплавильное производство стали достаточно широко развито в мире и составляет в настоящее время 60 % от общего производства (в начале 1980-х гг. на электросталь приходилось 50 % мировой выплавки). При этом ставка делается именно на мини-заводы, к числу которых относится и БМЗ. Небольшие по мощно-сти, они требуют менее сложной технологии, используют местный металлолом и дают более рентабельную продукцию. У них есть возможность быстро удовлетворять малообъемные заказы и гибко реагировать на изменяющиеся потребности рынка.

Крупномасштабное производство стали и проката - Белорусский металлургический завод в Жлобине (БМЗ). БМЗ построен в начале 1980-х гг. Сырьём для производства служит металлический лом, собираемый в Беларуси и закупаемый в России, небольшое количество ферросплавов завозится из Украины.

БМЗ является крупным экспортёром. Продукция БМЗ сертифицирована на соответствие требованиям национальных стандартов многих стран Евросоюза, а также России. Доля экспорта в объёме продаж БМЗ превышает 85 %, при этом до 70 % экспорта приходится на страны вне СНГ. Основными рынками сбыта продукции в 2004 г. были Россия, куда ушло 35,5 % от общего объёма экспорта, и Европа – 46 %.

Порошковая металлургия. С советских времён в Беларуси традиционно хорошо развита порошковая металлургия, начало которой было положено 1970-х гг. Продукция порошковой металлургии используется в машино-, станко- и приборостроении – отраслях, получивших большое развитие в республике. Изделия этого вида металлургии находят широкое применение там, где от металла требуются особые свойства (тугоплавкость, твёрдость, пористость, устойчивость к трению или эрозии, электромагнитные свойства и т. п.).

По своим размерам эти изделия обычно малы, поэтому физическое потребление металла невелико.

Профильное предприятие - завод порошковой металлургии в Молодечно. Однако работа любого машиностроительного, станкостроительного, инструментального или ремонтно-механического завода непременно предполагает наличие литейного цеха.

Сырьём служит порошок различных металлов (железо, медь, олово, свинец), а также алюминиевый и стальной прокат. Металлический порошок в Беларуси не производится и ввозится из-за рубежа.

Литейное производство - изготовление деталей с помощью специальных форм. Продукция машиностроения на 50-80 % состоит из литых деталей. Ремонт техники также не обходится без литья. Чаще всего отливки изготавливают из металлических сплавов, т.к. их эксплуатационные свойства лучше, чем у чистых металлов.

Это объясняется тем, что все машины, механизмы, приборы и аппараты, выпускаемые разными отраслями машино-, станко- и приборостроения, на 50–80 % состоят из литых деталей. Например, без литья невозможно создание никаких двигателей, никаких станков, никаких автомобилей. Литьём также изготавливают отдельные части сооружений (например, ограды, люки) и многие инструменты.

В целом отрасль в последние годы развивается динамично. В 1990-х гг. - ок.1 %, в 2011 – 6 %.

Рост металлургического производства в Беларуси объясняется высокими ценами на черные металлы на внешних рынках. Именно этот экономический фактор благоприятствует увеличению продукции в отрасли.

Ориентация отечественной металлургии на внешние рынки делает её независимой от запросов и потребностей внутреннего рынка, однако обрекает на нестабильность валютной выручки.

Белорусские металлурги работают в более выгодных условиях, чем большинство их российских и украинских коллег. Им не приходится переплачивать за кокс и руду, цена на которые на мировых рынках растёт вслед за ценой на металл.

Металлолом поставляется на БМЗ ритмично и по государственным ценам, которые почти не зависят от колебаний мировой конъюнктуры. Правда, из-за сокращения размеров производства и уменьшения его металлоёмкости теперь уже не удаётся собирать металлолом в таких объёмах, на которые рассчитывались мощности завода при строительстве (около 1 млн т). В настоящее время «Белвормет» обеспечивает поставку чёрного лома на предприятие в объёме 600-650 тыс. т / г., хотя ещё в 1990-х гг. этот показатель был наполовину меньше. Остальное количество металлолома БМЗ вынужден покупать в России по коммерческим ценам.

Электрометаллургия – крайне энергоёмкий процесс. В связи с этим в 1997 г. совместно со старым партнёром – австрийской фирмой «Voest-Alpine» – была проведена реконструкция сталеплавильного цеха, что позволило снизить затраты на электроэнергию.

Благодаря малым затратам на сырье и низкой стоимости рабочей силы себестоимость металлургической продукции в Беларуси, по видимому, является одной из самых низких в мире.

Другими предприятиями чёрной металлургии являются: Могилёвский металлургический завод (производство стальных и чугунных труб), Молодечненский трубопрокатный завод, Речицкий метизный завод (гвозди, болты, гайки и др.), Минский завод отопительного оборудования (котлы отопительные, радиаторы, художественно-декоративное литье).

Предприятия цветной металлургии осуществляют переработку лома цветных металлов, производство твёрдых сплавов, тугоплавких и жаростойких металлов (крупная цветная металлургия в Беларуси отсутствует). В Минске функционирует завод вторичной переработки цветных металлов. Лом цветных металлов или продукты его переработки используют более 100 белорусских предприятий. Основная потребность в прокате цветных металлов удовлетворяется за счёт импорта.

Современные сверхмощные дуговые печи обеспечивают требуемые технические показатели по производству за счет постоянно расширяющегося перечня элементов технологии высшего уровня.

Доля электросталеплавильного процесса в мировом производстве стали постоянно растет, чему способствует и динамичное развитие ковшевой металлургии.

Сортамент выплавляемых в электродуговых печах сталей постоянно расширяется – от традиционных для производства в ДСП углеродистых, низколегированных, легированных и нержавеющей марок сталей до так называемого транспортного металла (рельсовая, колесная, шарикоподшипниковая стали и сталь для металлокорда, бортовой проволоки, проволоки для армирования рукавов высокого давления).

Для обеспечения конкурентоспособности и повышения спроса на мировом рынке на продукцию металлургического производства необходимо в первую очередь уделять особое внимание вопросам повышения качества продукции сталеплавильного передела.

Достижение высоких качественных показателей осуществляется, с одной стороны, за счет создания и внедрения высокоэффективных систем обеспечения качества и, с другой стороны, за счет непрерывного совершенствования плавильных агрегатов и технологических процессов. Важное значение имеет сравнительная экономическая эффективность различных процессов рафинирования металла с целью достижения оптимального сочетания качества и стоимости металлопродукции. В чёрной металлургии качество металла во многом связано с чистотой стали. Понятие «чистая сталь» является относительным, смысл его постепенно изменялся с течением времени, однако для большинства

марочного сортамента, производимых для машиностроения и автомобилестроения сталей, физико-механические свойства в значительной степени зависят от содержания в ней вредных примесей, газов, неметаллических включений при оптимальном сочетании концентраций других элементов для каждой марки.

Не до конца решенной проблемой до настоящего времени является выплавка в электродуговых печах стали с пониженным содержанием азота. Внимание к проблеме азота возросло в связи с развитием технологии выплавки полупродукта в дуговых печах сверхвысокой удельной мощности. Исключение восстановительного периода и сокращение общей длительности плавки в этой технологии привело к повышению общего уровня азота в стали перед выпуском и значительной дисперсии этого показателя. Поэтому при выплавке стали с низким содержанием азота главной задачей является снижение и сохранение достигнутого по ходу плавки минимального уровня его концентрации.

В связи с интенсивным совершенствованием методов внепечной металлургии приоритет в решении задач обеспечения качества отдается процессам ковшевого рафинирования. Очевидно, что без применения печи-ковша и вакууматора невозможно обеспечить работу ДСП на современном уровне. При работе в связке с оборудованием для внепечной обработки ДСП, как правило, используется только для плавления металлошихты, дефосфорации и обезуглеживания металла, а все операции по десульфурации, раскислению, легированию и доводке по температуре выполняются вне печи.

Нельзя не считаться с фактом отсутствия на ряде предприятий современных комплексов для ковшевой металлургии, строительство которых требует значительных инвестиций.

Кроме того, затраты на внепечную обработку зависят от качества полупродукта, выпускаемого из печи.

В этой связи, не принижая роли и возможностей ковшевой металлургии в вопросах достижения требуемых показателей по качеству, по-прежнему представляет интерес разработка и внедрение передовых технических и технологических решений, позволяющих улучшить технико-экономические показатели работы сталеплавильных агрегатов и качество металла.

Современное металлургическое производство – это сложная система различных производств, базирующихся на месторождениях руд, коксующихся углей, энергетических комплексах. Оно включает:

- шахты и карьеры по добыче руд и каменных углей;
- горнообогатительные комплексы, где обогащают руды, подготавливая их к плавке;

- коксохимические заводы, где осуществляют подготовку углей и коксование;
- энергетические цехи для получения сжатого воздуха и кислорода;
- доменные цехи для выплавки чугуна и ферросплавов;
- сталеплавильные цехи для производства стали;
- прокатные цехи, в которых слитки перерабатывают в рельсы, балки, листы, трубы и т.д.

На рисунке 2.1 приведена технологическая схема современного двухстадийного (классического) производства черных металлов.

Основными цехами металлургического завода являются:

- доменный;
- сталеплавильный;
- прокатный.

Вспомогательные цехи предназначены для обслуживания основных цехов и обеспечения их бесперебойной работы. В эту группу входят следующие цехи:

- энергетические;
- огнеупорные;
- транспортные;
- ремонтные и др.

Исходным сырьём металлургического предприятия является:

- железная руда, предварительно обогащенная и окучкованная;
- каменный уголь, добытый в шахтах и прошедший также предварительную обработку;
- флюсы, добытые в карьерах и также прошедшие предварительную обработку.

Производство чугуна на металлургических заводах состоит из двух основных этапов:

- подготовка исходных материалов (шихты) к плавке;
- выплавка чугуна.

Шихтовыми материалами доменной плавки являются железосодержащие компоненты (агломерат, окатыши), кокс и флюсы. Подготовка железосодержащей части шихты состоит в обогащении руды на обогатительных фабриках и окучковании с получением агломерата или окатышей. Обогащение производится с целью повышения содержания полезного компонента (железа) в руде, что существенно

улучшает металлургические свойства железосодержащей части шихты. Окускование сырья способствует повышению газопроницаемости столба шихтовых материалов в доменной печи, улучшению восстановительной способности газового потока, уменьшению выноса газовым потоком мелких фракций шихты из доменной печи. В результате окускования значительно увеличивается производительность доменных печей, сокращается расход кокса.

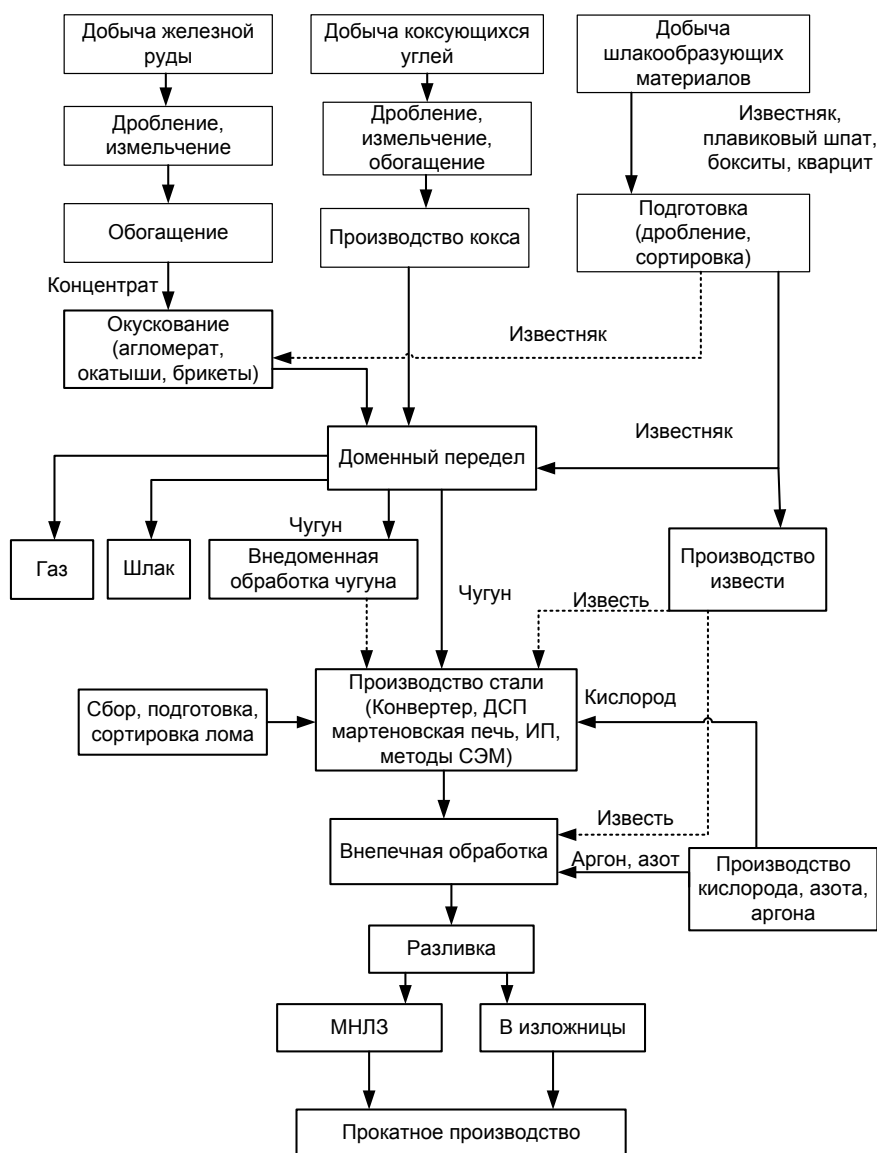


Рисунок 2.1 – Технологическая схема современного двухстадийного производства стали

Каменный уголь, входящий в состав исходного сырья, используется в доменной шихте в виде кокса, являющегося продуктом переработки специальных (коксующихся) каменных углей. Качество кокса

характеризуется химическим составом, физико-механическими свойствами и зависит от свойств исходных углей, их подготовки к коксованию, технологии коксования и обработки готового кокса.

Флюсы, применяемые в доменной печи, служат для придания легкоплавкости пустой породы руды, ошлакования золы кокса и получения жидкоподвижного шлака. В качестве флюса обычно применяют известняки. Флюсы вводятся в доменную печь обычно в виде офлюсованных агломерата и окатышей или в виде кускового материала.

На рисунке 2.2 приведена общая схема доменного производства.

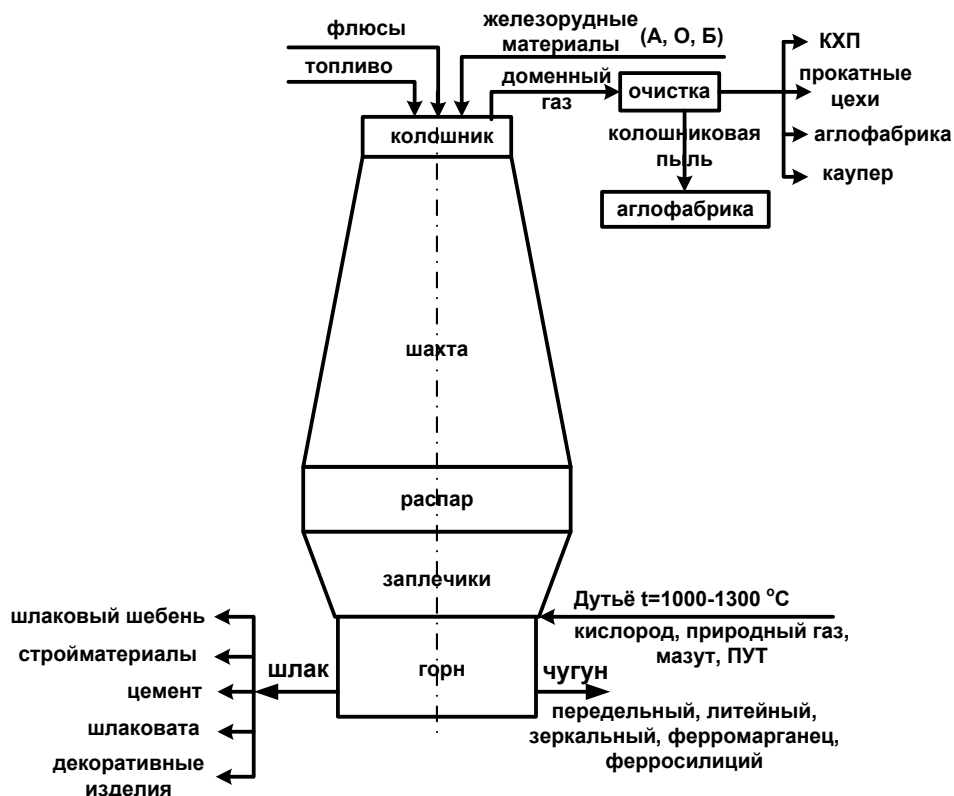


Рисунок 2.2 – Общая схема доменного производства

Продукцией черной металлургии является:

- чугуны, выплавляемые двух видов: передельный, используемый для передела в сталь и литейный, используемый для производства отливок в литейных цехах.
- ферросплавы для выплавки легированных сталей;
- стальные слитки для производства различного проката (рельсов, балок, листа, труб и др.), а также для изготовления крупных кованых валов, дисков, роторов турбин.

2.1 Перспективы развития доменного производства

Доменная печь является уникальным промышленным агрегатом, так как сформировавшись в средние века, за последние 500-600 лет не претерпела существенных изменений. Основные особенности доменного процесса:

1. Противоточный характер движения материалов.
2. Энергетически малозатратный (экономный) агрегат.
3. За счет высокой герметизации минимальное количество вредных выбросов и пыли.
4. Наличие в одном агрегате одновременного зон твердого, жидко-твердого и жидкого состояния.
5. Наличие большого температурного перепада от 0 до 2200 °С, а при использовании плазмы до 3500 °С.
6. Большой перепад давлений от 10 до 500 кПа
7. Большой объем доменных печей, современные доменные печи имеют в 5000 м³ (9 печь завода «Криворожсталь») и 5580 м³ (завод «Северсталь»).
8. Кампания доменной печи длится от 10 до 40 лет, за одну кампанию доменная печь выплавляет от 20 до 40 млн. т чугуна.

XXI век, по сути, пока остается веком железа т.к. сталь используется на 2 порядка больше чем все другие материалы вместе взятые. Годовое производство стали в мире составляет порядка 800 млн. т.

В настоящее время доменные печи занимают в черной металлургии господствующее положение. Доменный процесс значительно усовершенствован. Широкое распространение получили:

- нагрев дутья и обогащение его кислородом;
- работа с высоким давлением газов в рабочем пространстве;
- вдувание природного газа, нефти, мазута и пылевидного угля в воздушные фурмы печей.

Количество дутья достигло предела (1,8-2 полезных объема печи в минуту). Высота доменной печи повысилась до 32-34 м, а ее полезный объем - до 4000-5500 м³. Суточная производительность современной доменной печи достигает 12000-13000 т, а удельный расход кокса снизился до 0,4-0,45 т/т чугуна, а при вдувании пылеугольного топлива до 0,3 кг/т. Высокий уровень механизации и автоматизации производства, высокая производительность труда рабочих - все это несомненные достоинства доменной печи.

Вместе с тем доменному производству присущи органические недостатки устранение которых в рамках традиционной технологии плавки невозможно без нарушения самого существа доменного процесса.

1. Полезная высота доменной печи определяется главным образом прочностью топлива. В частности, древесный уголь начинает разрушаться в печи в порошок, если эта высота превышает 18 м, а кокс - при превышении полезной высоты 33-34 м. Так как современные крупные коксовые доменные печи давно приблизились к последней из этих норм, дальнейшее увеличение их полезной высоты не может быть значительным.

Из этого следует, что рост полезного объема доменной печи V_n в будущем может осуществляться только увеличением поперечных размеров печи, но при этом усиливается неравномерность распределения газов по радиусу доменной печи. Все это ухудшает работу газов и не способствует снижению удельного расхода кокса, затрудняет ведение печи.

Неизбежный вывод - дальнейшее существенное увеличение размеров доменных печей вряд ли возможно.

Достигнуты и пределы возможного роста производительности печей с помощью интенсивных технологий. Продолжавшийся почти 3000 лет рост количества дутья привел к шестидесятым годам XX века к достижению предельного объема дутья, превышение которого неизбежно приводит к расстройству хода печей. Предел дутья на окускованной шихте оказался равным $1,7-2,0 V_n/\text{мин}$. Сегодня в России практически трудно найти доменную печь, на которой было бы можно добавить дутья - все они работают вплотную к зоне передова.

Возможности интенсификации доменной плавки дальнейшим увеличением давления печных газов, температуры дутья и концентрации кислорода в нем крайне ограничены и требуют больших капиталовложений. КИПО лучших доменных печей мира не опускается ниже $0,3 \dots 0,35 [m^3/t]$ сут. Другими словами, ожидать увеличения производительности единичной доменной печи сверх $14000 \dots 15000$ т/сут. нет оснований.

2. Современная доменная печь работает на коксе, что требует сооружения и непрерывной эксплуатации коксовых батарей. Кроме того, доля коксующихся углей в общих мировых запасах каменного угля по данным ЮНЕСКО не превышает 8%, и многие страны давно не имеют своего кокса. Попытки на длительный период заменить кокс частично нефтью, мазутом и природным газом в ближайшем будущем прекратятся из-за дефицитности этих видов топлива. Остается лишь вдувание измельченного угля в фурмы (до $200-250$ кг/т чугуна), но полная замена кокса углем невозможна. Таким образом, доменная печь по любой технологии требует дефицитного кокса, и возможность создания метода бескоксовой выплавки чугуна всегда будет весьма привлекательной для металлургов мира.

3. Интенсивность доменной плавки, как уже указывалось, велика, она лимитируется газодинамическими факторами, что требует полного окускования шихты. Десятки аглофабрик и фабрик окатышей решают эту задачу, но при этом затрачивается топливо и загрязняется окружающую среду вредными выбросами. Таким образом, без эффективной работы фабрик окускования работа доменной печи также невозможна.

4. Доменная печь на крупном металлургическом предприятии полного цикла играет, как известно, двойную роль: в ней плавят чугун и, кроме того, получают доменный газ, используемый в качестве дешевого топлива в цехах. Однако эта вторая роль доменных печей, работающих в качестве газогенераторов и пережигających ценное вещество дорогого кокса в дешевый доменный газ, постепенно отмирает. Гибель мартеновского производства, прокатка без повторного нагрева и использование всей теплоты литой

заготовки, возможность остановки КХП, аглофабрик и фабрики окатышей при отказе от коксоаглодоменной схемы, переход чугуноплавильных печей на работу с холодным кислородом - все это резко сокращает потребность в доменном газе.

Поэтому очевидны причины многочисленных попыток создания альтернативных по отношению к доменному производству новых способов бескоксовой плавки чугуна. В конце XX века в этом направлении достигнуты, наконец, существенные успехи, и у доменной печи впервые появились конкуренты.

Печи жидкофазного восстановления железа несомненно являются следующим шагом развития техники выплавки чугуна. Опытно-промышленная печь РОМЕЛТ работает на любом некоксуемом газом или тощем каменном угле, что позволяет отказаться от строительства коксовых печей. Печь РОМЕЛТ не нуждается в окискованном сырье и работает на пылеватых рудах, шламах, сохраняя уровень выноса пыли на уровне 30-100 кг/т чугуна.

Печи жидкофазного восстановления не имеют шахты и по существу свободны от газодинамических ограничений, лимитирующих сегодня производительность доменных печей. Другими словами, на печах РОМЕЛТ можно дуть больше, доводя интенсивность плавки до уровня, недостижимого для доменных печей. Например, на печи РОМЕЛТ на НЛМК был достигнут рекордный КИПО = 0,19 [м³/т чугуна]/сут.

Таким образом, печи жидкофазного восстановления позволят отказаться от услуг трех важнейших цехов металлургического завода (аглофабрика, фабрика окатышей, коксовый цех), что в средних условиях позволит сократить штат завода на 3000-4000 человек. При этом возрастет производительность труда, улучшится экологическая обстановка на заводе.

Таким образом, можно высказать в порядке долгосрочного прогноза следующее.

1. В строительство доменных печей мира вложены огромные средства, которые должны окупить себя и дать прибыль в обозримом будущем. Поэтому еще 20-30 лет вероятно будет иметь место параллельное сосуществование чисто доменного производства и альтернативных бескоксовых методов плавки.

2. Уже в ближайшее время объем строительства новых доменных печей, аглофабрик и коксовых батарей будет резко сокращаться. Заводы ограничатся лишь ремонтом этих цехов и переделкой старых доменных печей на новую технологию.

3 ПРОИЗВОДСТВО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОКСА

3.1 Процесс коксования

Каменный уголь, запасы которого очень велики, не может быть, к сожалению, непосредственно использован в качестве топлива в шахтных печах. Уголь содержит 20-40% летучих веществ, которые уже при нагреве до 250–350 °С и выше начинают интенсивно выделяться, разрывая куски самого прочного угля с образованием угольной пыли. Эта пыль забивает пустоты между более крупными кусками руды, агломерата, окатышами, резко ухудшает газопроницаемость столба шихты в печи, загромождая горн печи угольной пылью и мусором. Работа доменных печей на угле всегда связана со снижением технико-экономических показателей плавки, а затем с тяжелыми расстройствами хода и авариями.

С начала железного века основным горючим в сыродутных горнах, а затем в домницах и доменных печах был древесный уголь – продукт пиролиза древесины при 350– 650 °С. Наиболее древним является так называемый «кучной» способ производства древесного угля. В современных углевыжигательных печах вагонетки с древесными чурками последовательно проходят через секции камерной печи, где идет пиролиз древесины и куда непрерывно подаются нагретые в топках продукты сгорания дров и угля. Выход древесного угля из дров колеблется обычно в пределах от 60 до 74% об. Кажущаяся плотность древесного угля равна: 0,38 г/см³ (березовый уголь); 0,29 г/см³ (сосновый уголь); 0,26 г/см³ (еловый уголь). Насыпная масса 1 м³ сухого печного древесного угля составляет 130–200 кг/м³. Механическая прочность древесного угля невелика и позволяет осуществлять плавку на нем лишь в доменных печах с полезной высотой до 18 м.

Древесный уголь обладает высокой реакционной способностью и горючестью, что связано с его огромной пористостью (80–87%). В связи с этим древесный уголь горит перед воздушными фурмами доменной печи в окислительных зонах небольшого объема, что препятствует работе с высоконагретым дутьем, также уменьшающим размеры окислительных зон.

По химическому составу древесный уголь выгодно отличается от кокса малой зольностью (1–2% А) и чистотой по сере (0,05%) и фосфору (0,1–0,07% Р). Содержание нелетучего углерода составляет в печном угле 72–75% при 26% летучих веществ, выделяющихся при его нагреве в доменной печи. Чистота древесного угля позволяет выплавлять высококачественный перепельный и литейный чугуны. Однако быстрое увеличение масштабов древесноугольной доменной плавки привело к уничтожению значительной части лесов в европейских странах.

В настоящее время выплавка древесноугольного чугуна в больших масштабах ведется лишь в Бразилии, где на огромных площадях в бассейне реки Амазонки вырубается леса, а оборот рубки эвкалипта составляет всего 7 лет (для сравнения: оборот рубки хвойных деревьев на Урале 60–70 лет).

В связи с ограничениями рубки леса в XVI–XVIII вв. были вновь предприняты многочисленные попытки доменной плавки на каменном угле,

но все они закончились неудачей. Необходимо было создать новое искусственное топливо для доменных печей. Таким топливом и стал каменноугольный кокс.

Процесс высокотемпературного коксования угля заключается в пиролизе угля без доступа воздуха при 900–1100 °С в течение 14–18 ч.

Перед загрузкой в коксовую печь угольная шихта измельчается до фракции 3 мм. Компоненты шихты усредняются по составу на специальных складах, затем тщательно смешиваются.

После укладки шихты в печь и выравнивания ее поверхности печь тщательно герметизируется. Нагрев шихты в печи происходит только посредством теплопроводности от двух стен, внутри которых в отопительных простенках сжигается смесь доменного и коксового газов при температурах до 1350–1400 °С.

Задача процесса коксования состоит в удалении главной массы летучих веществ еще в коксовой печи и создании прочного кускового продукта, содержащего не более 1,5–2% летучих веществ, для предотвращения разрушения кокса в доменной печи. Выделяющиеся из шихты газы немедленно отводятся из печи через специальные отверстия

Различают следующие последовательно протекающие стадии высокотемпературного коксования каменного угля:

1. Сушка угля при температуре до 100–120 °С.

2. Нагрев угля до 300–350 °С. Происходит физический прогрев частиц без разрушения (деструкции) легкоплавких соединений – битумов, при распаде которых и выделяются летучие вещества. Некоксуемый уголь на этой стадии выделяет большую массу летучих, битумы в них подвергаются деструкции, уголь теряет способность плавиться и кокс из него не может быть получен.

3. Размягчение и плавление угля при 350–500 °С. Первыми плавятся легкоплавкие битумы. В образовавшемся первичном расплаве растворяется вся остальная масса угольной шихты. Лишь небольшая часть угольных частиц сохраняет свою индивидуальность и не растворяется в жидкой фазе. Из расплава интенсивно выделяются летучие, что резко меняет его химический состав, увеличивает вязкость. Поры в коксе – это пузыри и трубки, по которым двигались летучие в массе расплава; стенки их твердеют и сохраняются затем в готовом продукте.

4. При 500–600 °С расплав затвердевает в виде первого, еще слабого в механическом отношении продукта – полукокса, содержащего обычно еще около 50% всех летучих исходной угольной шихты.

5. При 600–1100 °С осуществляется многочасовое прокаливание кокса, что позволяет почти полностью удалить из него летучие, провести частичную графитизацию вещества кокса, т.е. превращение аморфного углерода в кристаллический гексагональный графит. Степень графитизации готового кокса по экспериментальным данным составляет 15–20%. В ходе перекристаллизации и спекания вещества кокса при 600–1100 °С его прочность и твердость возрастают в 30–40 раз.

На рисунке 3.1 показана форма рабочего пространства коксовой печи, которая представляет собой прямоугольный параллелепипед, слегка расширяющийся в сторону выдачи кокса. Процесс коксования идет в ней от двух продольных стен печи в направлении к оси печи (рисунок 3.2). Так как объем готового коксового пирога меньше объема угольной шихты, по оси пирога образуется вертикальная трещина – «развал».

Средний выход металлургического кокса (>25 мм) от общего составляет 93–94%.

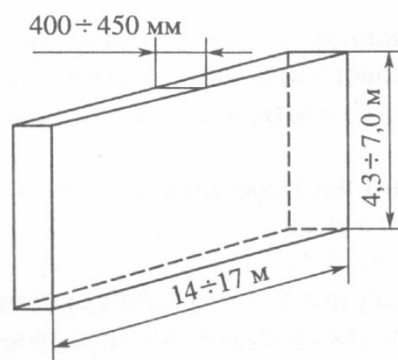
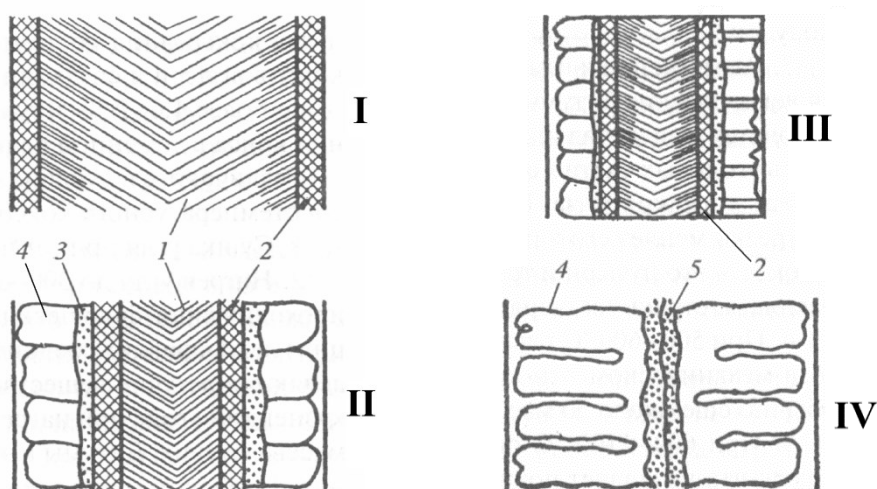


Рисунок 3.1 – Камера коксовой печи



I-IV – последовательные стадии коксования; 1 – шихта; 2 – пластический слой; 3 – полукокс; 4 – кокс; 5 – осевая вертикальная трещина

Рисунок 3.2 – Стадии коксования угля

В процессе коксования угольная шихта теряет 300–330 м³ летучих/т шихты. Выделяющиеся из коксовой печи летучие («грязный» коксовый газ) направляются в химические цехи, где из них извлекают смолы, аммиак, бензол и другие ценные компоненты. При их дальнейшей переработке получают более 500 ценных продуктов, таких как лаки, краски, растворители, сульфат

аммония, нафталин, серу, лекарства и взрывчатые вещества, минеральные масла и т.д.

Очищенный коксовый газ содержит, %: 60 H_2 26 CH_4 ; 2,7 N_2 ; 2,6 CO_2 ; 2,2 C_mH_n ; 0,5 O_2 . Его теплота сгорания близка к 18400 кДж/м³. Коксовый газ широко используется на металлургических заводах для отопления коксовых батарей, мартеновских печей, кауперов, для вдувания в фурмы доменных печей с целью экономии кокса.

За последние годы традиционный процесс коксования угля был значительно усовершенствован. Предварительное брикетирование угольной шихты или ее трамбовка в самой коксовой печи позволяют увеличить массу шихты в камере печи, улучшить качество кокса и повысить производительность печей.

Особенно эффективен предварительный подогрев угольной шихты нагретым азотом в реакторе с кипящим слоем до 180–220 °С. Подогрев шихты перед ее загрузкой в печь позволяет сократить период коксования до 6–8 ч, т.е. на 40–50%, повысить производительность коксовых печей в среднем в 2 раза.

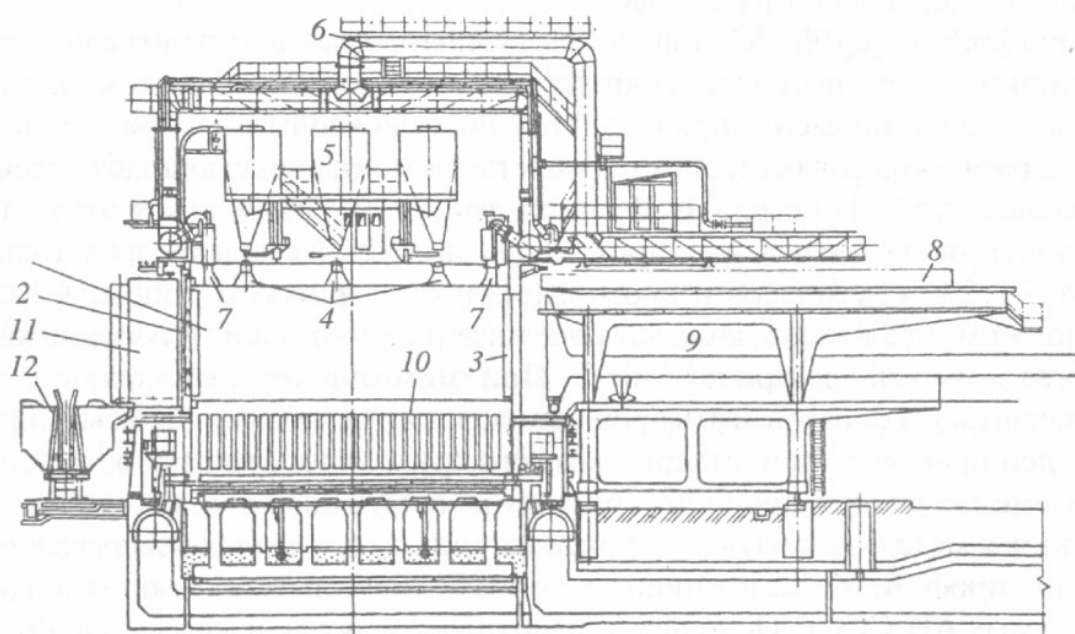
Во многих странах ощущается нехватка коксующихся углей, запасы которых невелики. Весьма характерным примером в этом отношении является современное положение Кузбасса, в котором только 7–12% всех запасов угля относятся к категории коксующихся. Запасы же некоксующихся углей огромны, что придает особую важность проблеме получения прочного кокса из некоксующихся углей. Эффективная методика получения кокса из такого рода углей была разработана проф. Л.М. Сапожниковым в 1955 г. в Институте горючих ископаемых АМ СССР. Основная идея изобретения заключается в скоростном нагреве угольной шихты (3 мм) в установках с кипящим слоем в вихревых камерах. Скорость нагрева в этих аппаратах настолько высока, что угольная шихта при температуре до 350 °С не успевает отдать в газовую фазу летучие вещества и частично плавится. После выдержки (1–2 мин) в области плавления угольного вещества шихта формируется под небольшим давлением (0,2–0,5 МПа) в брикеты, подвергающиеся затем прокаливанию в шахтной печи, где по мере опускания они проходят температурные зоны от 350 до 800 °С (время прокаливания – 2 ч). Прочность формованного кокса, полученного по рассмотренной технологии, оказывается более высокой, чем прочность обычного кокса. Первая доменная плавка на формованном коксе, проведенная в СССР в 1972 г, дала положительный результат. Ход доменной печи и технико-экономические показатели плавки на новом топливе были лучше, чем на донецком коксе. Многочисленные опыты за рубежом также показали, что формованный кокс является полноценной заменой обычного каменноугольного кокса.

3.2 Устройство коксовых печей и цехов

Процесс коксования осуществляется в коксовых печах. Каждая коксовая печь (рисунок 3.3) снабжена двумя герметичными дверями по торцам. В своде печи имеются три отверстия для загрузки шихты из трех

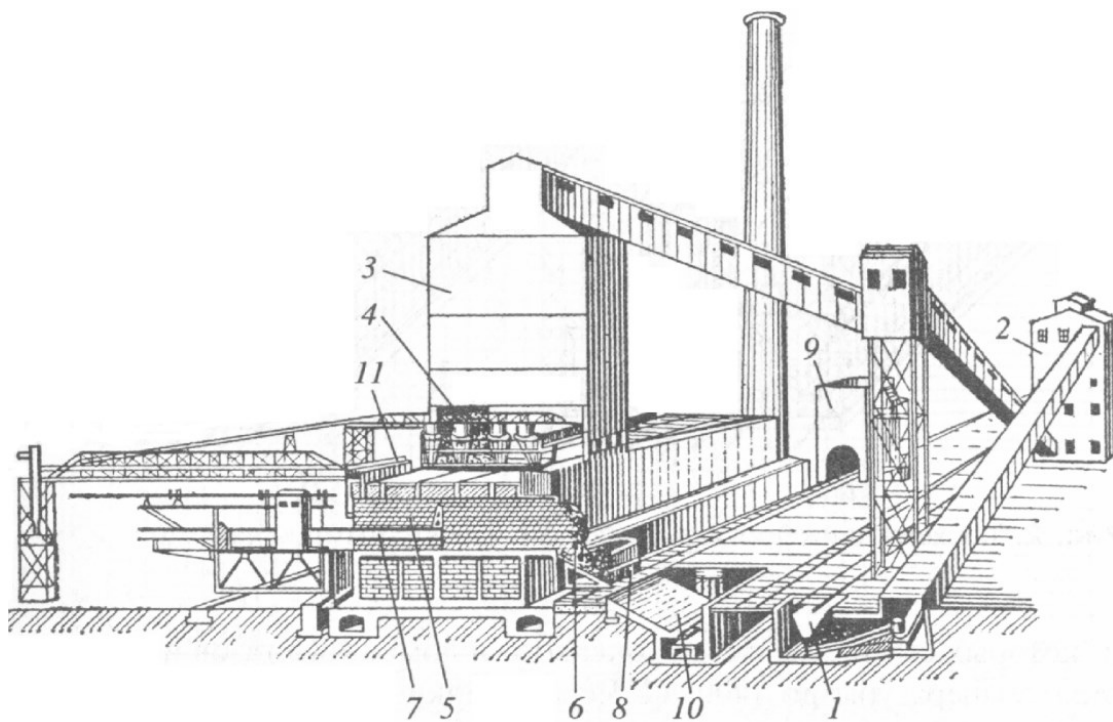
бункеров загрузочного вагона. Под печью располагаются кирпичные регенераторы. Грязный коксовый газ через газосборник и газоотводы направляется в химические цехи. С машинной стороны печь обслуживается перемещающимся по рельсовому пути коксовыталкивателем. С помощью штанги эта машина выталкивает коксовый пирог из печи. Предварительно с коксовой стороны двересъемная машина снимает дверь. Кокс направляется в тушильный вагон. После тушения кокса водой он выгружается на наклонную рампу и конвейером направляется на коксортировку. Коксовыталкиватель снабжен также перемещающейся по горизонтали штангой-планиром, с помощью которой выравнивается поверхность угольной загрузки перед началом коксования.

Коксовые печи (объем каждой до 42 м³) располагаются параллельно по 70–80 шт., образуя коксовую батарею (рисунок 3.4).



1 – коксовая печь; 2,3 – герметичные двери печи; 4 – отверстия для загрузки печи шихтой (во время коксования отверстия герметично закрыты крышками); 5 – загрузочный вагон; 6 – газоотводы; 7 – отверстия для отвода грязного коксового газа; 8 – планир; 9 – штанга коксовыталкивателя; 10 – регенераторы; 11 – двересъемная машина; 12 – тушильный вагон

Рисунок 3.3 – Вид коксовой батареи в разрезе



1 – приемный бункер для сырого каменного угля; 2 – отделение для дробления и смешения угля; 3 – распределительная башня; 4 – погрузочная тележка; 5– камера коксования; 6– кокс; 7– коксовыталкиватель; 8– тушильный вагон; 9– тушильная башня; 10– платформа для выгрузки охлажденного кокса; 11 – отвод коксового газа

Рисунок 3.4 – Общий вид современной коксовой батареи

Ее обслуживают коксовыталкиватель, двересъемная машина, загрузочный и тушильный вагоны, распределительная угольная башня. Производительность коксовой батареи на холодной влажной шихте достигает 2200 т кокса/сут. (до 0,8 млн. т кокса/год).

Стены печей выложены из высокоогнеупорного динасового кирпича. Печи разделяются полами отопительными простенками, внутри которых сжигается смесь коксового и доменного газов и развиваются температуры до 1400 °С. Через стенки печей тепло продуктов сгорания передается к угольной шихте внутри каждой печи.

Каждая коксовая печь батареи заключена между двумя отопительными простенками. Под каждым простенком располагаются два кирпичных регенератора. Наиболее распространены две принципиально различные конструкции коксовых печей. Первая из них (с перекидными каналами) показана на рисунке 3.5.

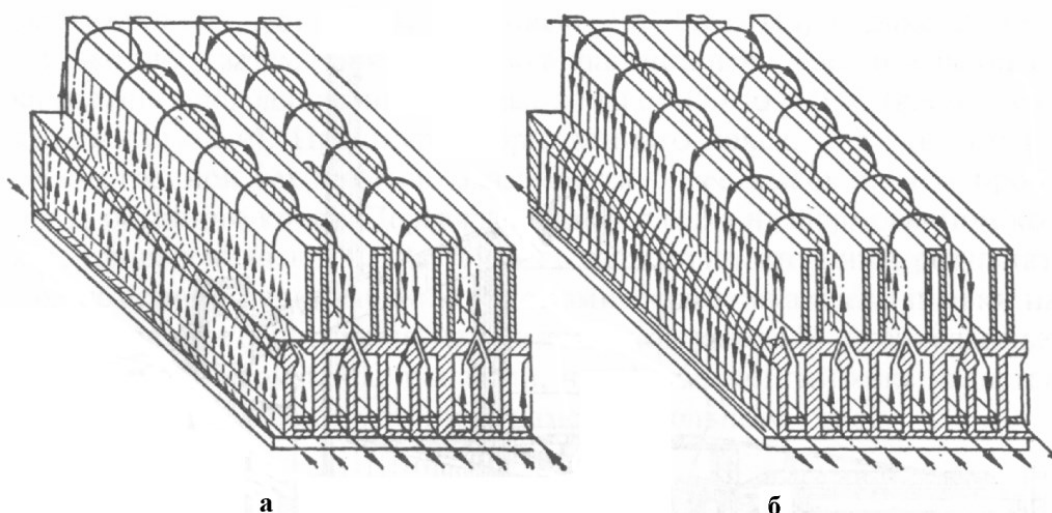


Рисунок 3.5 – Схема движения газов в печах с перекидными каналами

Доменный газ и воздух для горения сначала подогреваются отдельно в паре регенераторов под одним из отопительных простенков (рисунок 3.5а). К этим газам присоединяется также холодный коксовый газ. Смесь вспыхивает и горит в левом отопительном простенке. Продукты сгорания перебрасываются над коксовой печью по специальным перекидным каналам и опускаются вниз уже по правому отопительному простенку. далее при температуре 1300–1350 °С входят в два регенератора под правым отопительным простенком, нагревают их кирпичные насадки и уходят в дымовую трубу с температурой 300–400 °С. Через 20–30 мин во всей коксовой батарее осуществляется перекидка клапанов, направление газовых потоков меняется на обратное (рисунок 3.5б). Теперь доменный газ и воздух греются в правых регенераторах, а дымовые газы греют регенераторы под левыми простенками. Такая система позволяет добиться равномерности обогрева стен коксовой печи и в значительной мере утилизировать тепло дымовых газов.

Система печей с парными вертикалами показана на рисунке 3.6, на котором видно устройство одного отопительного простенка (разрез параллельно-продольной оси коксовой печи и перпендикулярно оси коксовой батареи).

Простенок разделен глухими перегородками на секции, каждая из которых состоит из двух вертикалов, соединенных сверху и снизу отверстиями в разделительных стенках. На рисунке по казаны направления движения пламени, продуктов сгорания. Доменный газ и воздух здесь также нагреваются в регенераторах под простенками и вместе с холодным коксовым газом подаются в левые вертикалы снизу-вверх. Затем продукты сгорания и пламя проходят через соединительные отверстия в верхних частях парных вертикалов и опускаются сверху вниз по правым вертикалам. Часть продуктов сгорания рециркулируется и подсасывается вновь в левые вертикалы через нижние соединительные отверстия. Это делается для повышения

равномерности обогрева коксовой печи. Главная часть дымовых газов при 1300-1350 °С входит в регенераторы и греет их кирпичную кладку. Через 20-30 мин осуществляется перекидка клапанов и направление газопотоков меняется на обратное. Система печей с парными вертикалами сложнее, чем система с перекидными каналами, но она дает большую равномерность обогрева печи. Расход тепла на коксование холодной и влажной угольной шихты составляет 2200-2600 кДж/кг влажной шихты.

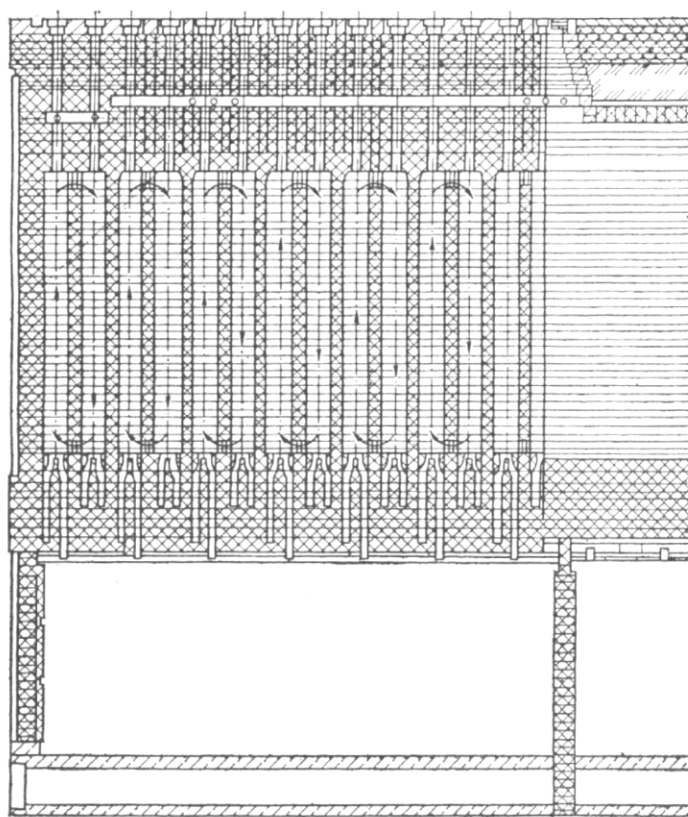


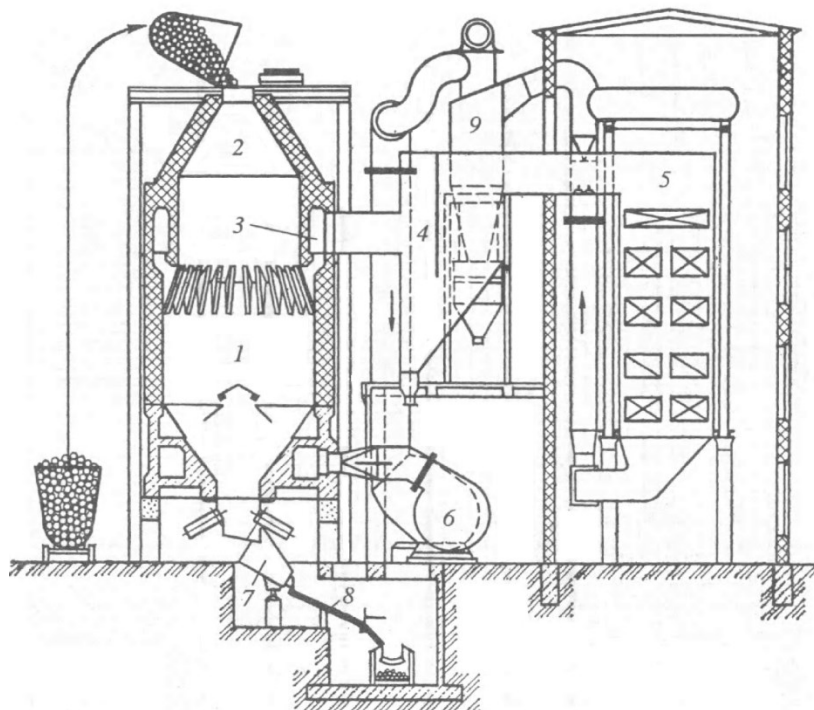
Рисунок 3.6 – Печи с парными вертикалами и рециркуляцией продуктов сгорания (поперечный разрез по простенку)

Готовый пирог кокса выгружается в тушильный вагон и по традиционной технологии заливается водой (4-5 м³/т кокса).

К сожалению, мгновенное охлаждение создает в кусках кокса значительные внутренние напряжения, измельчает кокс, увеличивает его трещиноватость. Кроме того, в зависимости от расхода воды влажность кокса меняется в широких пределах (от 2 до 10%), что затрудняет шихтовку в доменном цехе. Тепло коксового пирога теряется при такой технологии безвозвратно.

Современная прогрессивная технология сухого тушения кокса холодным азотом предложена Г. Вундерлихом (Германия) в 1917 г. (рисунок 3.7). По этой схеме раскаленный (1000-1050 °С) кокс загружается сверху в бункер, через который непрерывно продувается азот. Теплый кокс (200-250 °С) выдается из нижней части бункера. Нагретый азот направляется в

пылеулавливатели, а затем в паровой котел, где получают перегретый до 450 °С водяной пар. Таким образом, удается почти полностью утилизировать теплоту коксового пирога, осуществить охлаждение кокса по щадящему графику, улучшить качество кокса и снизить до минимума его влажность (1,5-2,0%).



1 – камера тушения; 2 – форкамера; 3 – верхний кольцевой канал с зоной косых ходов; 4 – пылесадительный бункер с перегородкой; 5 – котел-утилизатор; 6 – дымосос; 7 – разгрузочное устройство; 8 – рампа холодного кокса; 9 – циклоны

Рисунок 3.7 – Общий вид камерной установки сухого тушения кокса

Расход циркулирующего по контуру охлаждения азота составляет 75000-80000 м³/ч. После парового котла остаточная теплота азота может быть использована для сушки и подогрева угольной шихты перед коксованием.

3.3 Качество кокса

В доменном процессе кокс выполняет ряд функций, обеспечивающих при определенном его расходе нормальный ход плавки.

Прежде всего, он является источником тепла, необходимого для протекания эндотермических реакций восстановления окислов, подогрева шихты и восстановительных газов до температур, обеспечивающих надлежащую скорость протекания реакций, а также плавления и перегрева жидких продуктов плавки и доведения их до необходимой жидкотекучести, позволяющей удалять их из горна печи.

Он также обеспечивает достижение нужной степени перехода серы из чугуна в шлак.

Кокс обеспечивает требуемое количество оксида углерода для проведения процессов восстановления, а также является поставщиком углерода для науглероживания металла и восстановления трудновосстановимых оксидов.

Выполняет роль разрыхлителя шихты в зонах, где плавильные материалы еще находятся в твердом и пластичном состоянии, обеспечивает достаточную газопроницаемость столба шихты, предотвращает слипание железорудных материалов и играет важную роль в распределении шихтовых железорудных материалов по горизонтальному и вертикальному сечениям пространства печи.

Обеспечивает формирование гарниссажа, заменяющего огнеупорную кладку по мере ее выгорания, а также выполняет функцию насадки, которая вызывает в нижних зонах печи перегрев и дренаж жидких продуктов плавки при наличии мощного встречного газового потока.

Каждая из перечисленных функций кокса важна и некомпенсирована. Нарушение любой из них может привести к расстройству процесса.

С учетом этих функций, к качеству кокса предъявляются весьма жесткие требования.

Ниже приведен технический анализ каменноугольного кокса некоторых промышленных районов мира, % (на сухую массу):

Таблица 3.1 – Технический анализ кокса некоторых промышленных районов мира, %

	A ^C	S ^C	V ^Г	C _{нел}
Из кузнецких углей (Россия)	10,0-11,0	0,45-0,70	до 1,5	85,0-89,0
Из печорских углей (Россия)	10,5-10,7	0,54-0,57	до 1,2	86,5-87,5
Из донецких углей (Украина)	9,0-11,0	1,5-2,0	до 1,5	85,0-89,5
Коннельсвилльский (США)	8-15,9	0,62-1,30	0,3-1,3	83,8-91,1
Рурский (Германия)	9,8-10,2	0,9-1,2	до 1,9	86,7-87,4
Деремский (Англия)	10,7	0,9-1,1	0,5-1,2	87,49
Индийский	21,9	0,56	0,98	76,56

Влажность готового кокса, зависящая от режима тушения, не превышает 5%. Минимальную влажность (0,1-0,5%) получают при сухом тушении кокса (охлаждение азотом).

Зольность кокса оказывает влияние на выход доменного шлака и прочность кокса. Считается, что каждый 1 % увеличения зольности приводит к снижению производительности доменных печей на 1-2% и повышению удельного расхода кокса на 1,2-2,0%.

При коксовании приблизительно половина серы, находящейся в угле в составе пирита, уходит с коксовым газом главным образом в составе сероводорода. Сульфатная сера переходит частично в троилит (Fe_xS). Часть сульфидной серы вымывается водой при тушении готового кокса. В среднем содержание серы в коксе на 18-20% меньше, чем в угольной шихте. Исследования минералогического состава донецкого кокса позволили установить, что 17,9-22% серы кокса входит в состав сульфидов, 1,6-7,3% – в состав сульфатов, 71,3-76,7% – в структуру собственно угольного вещества (органическая сера).

Высокое содержание серы в коксе приводит к необходимости работы с высокоосновными вязкими шлаками и к ухудшению хода доменных печей с соответствующим снижением технико-экономических показателей планки. Считается, что при увеличении содержания серы в коксе на 0,1% удельный расход кокса в среднем возрастает на 1-1,4%.

Содержание остаточных летучих веществ в коксе зависит от температуры и продолжительности коксования. По общепринятым техническим условиям, содержание летучих в коксе не должно превышать 1,5%.

Одной из наиболее важных характеристик кокса является содержание в нем 83-88% нелетучего углерода (в расчете на рабочее топливо).

К физико-химическим характеристикам кокса относятся его горючесть и реакционная способность.

Горючесть кокса определяется скоростью взаимодействия его вещества с кислородом. До сих пор не существует единой точки зрения по вопросу о влиянии горючести кокса на показатели доменной плавки. Современные представления о влиянии величины окислительных зон перед фурмами доменной печи на совершенство хода в большой мере согласуются со взглядами Банзена. Согласно этим представлениям, снижение горючести кокса увеличивает размер окислительных зон, облегчая опускание шихты в печи.

Реакционная способность кокса определяется величиной константы скорости его взаимодействия с диоксидом углерода при 1100 °С. Понижение реакционной способности кокса во всех случаях приводило к снижению удельного расхода кокса и повышению производительности печей.

По внешнему виду качественный кокс отличается столбчатой структурой, серебристым блеском поверхности куска; такой кокс не пачкает рук. Прочность кокса по ГОСТ 8929-65 определяется путем обработки пробы кокса (50 кг, фракции >60 мм) во вращающемся глухом барабане (диаметр 1 м, длина 1 м, скорость вращения 25 об/мин, время обработки 4 мин). Внутри барабана к рабочей поверхности приварены четыре уголка, усиливающие разрушение кусков кокса при вращении барабана. Показателями прочности

кокса являются выходы фракций >25 мм (M25) и <10 мм (M10) после барабанного испытания.

Помимо этих простых показателей прочности, в разное время были созданы комплексные, учитывающие выход различных фракций кокса после барабанного испытания. Так, показатель П. Ильзедер (ФРГ) связывает выход (O) фракции >60 мм перед барабанным испытанием с выходами A и C фракций соответственно >60 и <40 мм после испытания, %: $P = (A \cdot 100/D) - C$.

Значительное распространение получил также показатель прочности Графа (ФРГ): $K = AD [100 (\alpha + 0,75S)]$. В эту формулу, помимо уже упоминавшихся выходов фракций A и D), входят выходы фракций 10 мм (α) и 20–40 мм (S) после барабанного испытания. Установлена отчетливая связь между величиной показателя Графа и совершенством хода доменных печей.

По пористости (45–55%) кокс занимает промежуточное положение между плотным каменным (1–10%) и древесным (75–85%) углями. Насыпная масса кокса около 450 кг/м^3 .

С начала 80-х годов широкое применение во многих странах нашел разработанный в 70-х годах на фирме «Nippon Steel Corporation» метод испытаний горячей прочности кокса (показатель CSR) и его реакционной способности (показатель CRI). Метод принят в качестве стандартного в США (ASTM D-5341) и в настоящее время применяется на ряде металлургических компаний России (ОАО «НЛМК», ОАО «Северсталь» и др.) Для испытаний по специальной методике отбирается представительная проба сухого кокса массой 200 г крупностью 19–22 мм, которая сначала подвергается высокотемпературной обработке в потоке CO_2 , затем охлаждается азотом, после чего пробу вращают в вертикальном цилиндрическом барабане со скоростью 20 оборотов в минуту в течение 30 мин. Потеря массы кокса (%) в результате реакции газификации является показателем реакционной способности (CRI), а выход фракции >9,5 мм после барабанных испытаний (%) является показателем горячей прочности (CSR).

Качество кокса во многом влияет на ход доменных печей. Прочный пористый кокс разрыхляет мелкую шихту, улучшая и газопроницаемость. Слабый в механическом отношении кокс создает угрозу замусоривания горна коксовой пылью, ухудшает сход шихты, снижается ее газопроницаемость. Химический состав и влажность кокса, показатели прочности кокса используются при управлении ходом доменных печей.

4 ПОДГОТОВКА ЖЕЛЕЗНЫХ РУД К ОКУСКОВАНИЮ

Железо является распространенным в природе элементом. Его содержание в земной коре составляет 4,2%. Больше содержится в ней только кислорода (49,7%), кремния (26%) и алюминия (7,45%).

Рудными ископаемыми, или рудами, называются такие минеральные массы (горные породы), из которых экономически целесообразно извлечение металла или необходимого элемента. В соответствии с этим железными рудами называются горные породы, из которых экономически целесообразно выплавлять железо.

Промышленным месторождением руд считается такое скопление руд, которое экономически целесообразно разрабатывать. Опыт показывает, что эксплуатация железорудного месторождения целесообразна и имеет перспективу при запасах около 250–500 млн. т.

Руда состоит из рудного (рудообразующего) минерала, пустой породы и примесей. Извлекаемый элемент находится в рудном минерале.

Рудные минералы железных руд представляют собой оксиды, карбонаты железа и некоторые другие соединения.

Характеристика железных руд, требования к ним, основные отечественные и зарубежные месторождения руд подробно изучаются в курсе «Сырьевая и топливная база черной металлургии». В данном пособии по этим темам приводятся краткие теоретические сведения в объеме, необходимом для правильного понимания материала.

4.1 Минералогические типы и характеристика железных руд

Железные руды представляют собой полиминеральную горную породу, содержащую рудные минералы, представленные в виде оксидов, реже карбонатов или силикатов и пустую породу. Различают следующие минералогические типы железных руд (таблица 4.1).

1. Красный железняк – руда, образованная безводным оксидом железа Fe_3O_4 – гематитом. Красный железняк является самым распространенным видом руды, обычно характеризуется высоким содержанием железа (до 55-58%) и низким содержанием вредных примесей. Месторождения красных железняков обычно экзогенного либо метаморфогенного происхождения.

2. Бурый железняк – руда, образованная водными оксидами железа $Fe_2O_3 \cdot nH_2O$.

Выделяют следующие водные оксиды железа: $n < 0,5$ – гидрогематит, $n = 0,5$ – турьит, $n = 1,0$ – гётит, $n = 1,3$ – гидrogётит, $n = 1,5$ – лимонит, $n = 2,0$ – ксантосидерит, $n = 3,0$ – лимнит.

Бурые железняки содержат до 40% железа, обладают высокой пористостью и восстановимостью, имеют обычно осадочное происхождение.

Таблица 4.1 – Характеристика рудных минералов

Разновидность железной руды	Минерал	Химическая формула	Кристаллическая решетка	Цвет	Плотность г/см ³	Содержание железа, %
Магнетитовые	магнетит	Fe ₃ O ₄	кубическая	железо-черный	5,2	72,4
Полумартиты и мартиты	магнетит и гематит	Fe ₃ O ₄ , Fe ₂ O ₃	–	черный, темно-красный	5,1-5,2	–
Гематитовые	гематит	α-Fe ₂ O ₃	тригональная	серый, красный	5,3	70,0
Бурые железняки	гидрогематит	Fe ₂ O ₃ · nH ₂ O n < 0,5	тригональная	ярко-красный	4,2-4,6	69,0
	турьит	2Fe ₂ O ₃ · H ₂ O	скрыто-кристаллическая	темно-бурый	4,0-4,6	66,1
	гётит	Fe ₂ O ₃ · H ₂ O	ромбическая	темно-бурый	4,0-4,4	62,9
	гидрогётит	3Fe ₂ O ₃ · 4H ₂ O	скрыто-кристаллическая	красный, коричневый	3,0-4,4	60,8
	лимонит	2Fe ₂ O ₃ · 3H ₂ O	скрыто-кристаллическая	темно-бурый до черноты	3,3-4,0	59,8
	ксантосидерит	Fe ₂ O ₃ · 2H ₂ O	скрыто-кристаллическая	желто-коричневый	3,0-4,4	56,1

продолжение таблицы 4.2

Разновидность железной руды	Минерал	Химическая формула	Кристаллическая решетка	Цвет	Плотность г/см ³	Содержание железа, %
	лимонит	Fe ₂ O ₃ · 3H ₂ O	скрыто-кристаллический минерал	желто-бурый	2,5-4,0	52,2
Сидеритовые	сидерит	FeCO ₃	тригональная	желто-бурый	3,9	48,3
Шамозитовые	шамозит	(Mg, Fe) ₄ Al _x [Si ₃ AlO ₁₀](OH) ₆ · xH ₂ O	моноклинная	оливково-зеленый, черный	3,0-3,2	42,,0
	тюрингит	(Mg, Fe) _{3,5} · x(Al, Fe) _{1,5} · x[Si _{2,5} Al _{1,5} O ₁₀] _x (OH) ₆ · nH ₂ O	моноклинная	оливково-зеленый	3,1-3,2	37,0

3. Магнитный железняк – руда, образованная магнитным оксидом железа Fe_3O_4 – магнетитом (содержание железа 30-50% и серы до 4,0%). Они, как правило, магматогенного происхождения. От других железосодержащих минералов отличается магнитными свойствами, что позволяет ее эффективно обогащать магнитной сепарацией.

Магнетит представляет собой изоморфную смесь оксидов железа ($\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$). Под действием влаги и кислорода атмосферы он окисляется по реакции $\text{FeO} + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{Fe}_2\text{O}_3$, т.е. переходит в оксид железа (III), но с кристаллической решеткой магнетита – мартит. Степень перехода магнетита в мартит определяют отношением общего содержания железа в руде к железу, находящемуся в виде FeO

$$k = \frac{\text{Fe}_\Sigma}{\text{Fe}_{\text{FeO}}} \cdot$$

В зависимости от величины коэффициента k образуются минералы со следующими названиями: $k < 3,5$ – магнетит, $k = 3,5-7,5$ – полумартит, $k > 7,5$ – мартит.

4. Сидеритовая руда (шпатовый железняк) - образована карбонатом железа – сидеритом FeCO_3 . Имеет осадочное или гидротермальное происхождение, характеризуется низким содержанием железа (28–35%) и высокой восстановимостью. При воздействии влаги и кислорода атмосферы на верхние слои месторождения сидериты могут преобразовываться в бурые железняки, так как оксид железа (II) в молекуле $\text{FeO} \cdot \text{CO}_2$ окисляется и поглощает влагу.

5. Ильменит FeTiO_3 – титанат железа. Эти руды магматического происхождения называются титаномагнетитовыми.

Практически не встречаются железные руды, в которых все железо находилось бы в виде одного соединения (оксида или карбоната). Даже в самом «чистом» красном железняке есть незначительное количество оксида FeO , поэтому при определении минералогического типа следует исходить из содержания преобладающего оксида.

Для определения минералогического типа руды достаточно знать общее содержание в руде железа, оксида FeO и потерь при прокаливании (п.п.п.). Если в руде содержится мало FeO (до 5%) т.е. основная масса

железа находится в виде Fe_2O_3 и потери при прокаливании невелики (до 5%), то это – красный железняк.

В магнитных железняках, а также в окисленных видах магнетита – мартитах и полумартитах потери при прокаливании тоже малы, но значительно содержание FeO (5-20%), так как Fe_3O_4 является изоморфной смесью оксидов ($\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$).

Степень окисленности определяется по отношению общего содержания железа в руде к железу, содержащемуся в виде FeO . Значительные потери при прокаливании имеют бурые железняки и сидериты. В первом случае потери при прокаливании – это гидратная влага, во втором – двуокись углерода, выделяющаяся при разложении карбоната железа ($\text{FeCO}_3 \rightarrow \text{FeO} + \text{CO}_2$).

Таким образом, если основная масса железа находится в виде Fe_2O_3 и потери при прокаливании составляют 8-15%, то это – бурый железняк, а если основная масса железа представлена в виде FeO и потери при прокаливании составляют 20-30% – сидерит.

Пустой породой железных руд называются балластные соединения, не содержащие железо. Указанные выше рудные минералы в чистом виде практически не встречаются, они всегда сопровождаются большим или меньшим количеством пустой породы, которая может органически входить в структуру руды или примешиваться в процессе добычи. Количественное соотношение рудного минерала и пустой породы, прежде всего, определяет богатство руды.

Пустая порода железных руд состоит из различных сложных минералов, компонентами которых являются: кремнезем SiO_2 , глинозем Al_2O_3 , известь CaO и оксид магния MgO . Это минералы кварц, сложные алюмосиликаты, гранаты, пироксены, кальцит и т.д. Однако металлургов интересует, главным образом, состав породы, а не ее минералогические составляющие. В идеальном случае порода при расплавлении должна образовывать готовый шлак. Нормальный доменный шлак характеризуется соотношением основных (CaO , MgO) и кислых (SiO_2 , Al_2O_3) оксидов в шлаке, т.е.

$$B = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} .$$

Это отношение называется основностью шлака и является оптимальным при значениях 0,8-1,2.

Часто пользуются упрощенным показателем основности

$$B = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$$

Значение этого показателя должно находиться в пределах 0,9-1,3.

Если состав пустой породы не соответствует этому отношению, то его необходимо создать, добавляя либо основные, либо кислотные оксиды. Но так как в подавляющем большинстве случаев в пустой породе руд преобладают SiO₂ и Al₂O₃, то в доменную печь необходимо добавлять CaO и MgO в виде кускового известняка или дробленый известняк, известь непосредственно в агломерационную шихту на аглофабрике.

Наиболее ценной является самоплавкая руда, имеющая основность пустой породы около 1,0.

В железных рудах всегда есть некоторое количество примесей. Эти примеси могут быть и полезными, и вредными.

Полезными примесями являются Mn, Cr, Ni, V, W, Mo и другие элементы. Полезность их определяется, главным образом, влиянием на качество получаемой стали. Наиболее распространенная примесь – марганец, в химическом отношении – аналог железа. В обычных условиях плавки марганец вводится в чугуны с марганцевой рудой, подаваемой в аглошихту. Наличие марганца в железной руде позволяет избежать расходов на марганцевую руду и снизить себестоимость чугуна.

Хром и никель являются ценными легирующими элементами, переходящими в чугуны, а затем и в сталь и улучшающими ее качество. Они позволяют снизить расход дорогостоящих феррохрома и ферроникеля. Содержание хрома и никеля в рудах обычно небольшое и составляет от десятых долей процента до нескольких процентов.

Ванадий в значительных количествах обычно содержится только в титаномагнетитах. При доменной плавке часть ванадия переходит в шлак, из которого затем извлекается по специальной технологии.

Вольфрам и молибден являются полезными примесями, однако в рудах встречаются крайне редко.

Вредными примесями железных руд являются S, P, As, Zn и Pb.

Сера вызывает снижение прочности стали при повышенных, температурах (свойство «красноломкости») и поэтому во всех случаях является вредной примесью. По действующим стандартам, содержание ее в передельном чугуна не должно превышать 0,015–0,030%. Хотя основное количество серы в доменную печь вносится с коксом, иногда ее много содержится и в руде. Наиболее часто сера встречается в магнетитах, где содержание ее не должно превышать 0,2%. Если же руда подвергается агломерации, то этот предел может быть повышен до 2%. Это объясняется тем, что при агломерации с газами удаляется до 95% всей серы. Поэтому использование серосодержащих руд без агломерации практически невозможно.

Поступающая в доменную печь сера распределяется между газом, чугуном и шлаком, однако основное количество ее переходит в шлак. В рудах сера находится в виде сульфидов FeS_2 , сульфатов CaSO_4 , BaSO_4 и др. Сульфатная сера переходит в металл интенсивнее, чем сульфидная.

Фосфор вредно влияет на качество стали, снижает ее прочность при низких температурах (придает свойство «хладноломкости») и поэтому в большинстве случаев является вредной примесью. В рудах он содержится в виде апатита $\text{Ca}_5(\text{Fe, Cl})(\text{PO}_4)_3$ и вивианита $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$. В доменной печи фосфор восстанавливается из соединений, полностью переходит в чугун, а затем частично и в сталь. Поэтому содержание его в рудах должно быть низким и составлять сотые доли процента.

В некоторых случаях повышенное содержание фосфора в чугуна не только допустимо, но и необходимо. Так, кислородные конвертеры могут перерабатывать чугуны с повышенным содержанием фосфора. Вторым исключением является выплавка литейных чугунов, фосфористые сорта которых могут содержать 0,3–0,7% и даже до 1,2% фосфора. Фосфористые чугуны обладают высокой текучестью и хорошо заполняют форму.

Мышьяк в химическом отношении аналогичен фосфору, и действие его на качество стали примерно такое же. Во всех случаях примесь мышьяка в рудах вредна. В доменной печи мышьяк полностью восстанавливается из соединений и переходит в чугун. В рудах находится в виде FeAsS , при агломерации практически не удаляется.

Цинк является вредной примесью, хотя и не переходит в чугуны. Он конденсируется в кладке верха печи и вызывает ее расширение. Это приводит к разрыву верхней части кожуха печи, разрушению кладки.

Свинец также является вредной примесью. Скапливаясь в горне печи, он разрушает кладку.

Для получения высоких технико-экономических показателей работы доменных печей железорудные материалы шихты (железные руды, агломераты, окатыши) должны отвечать определенным требованиям к химическому составу, физико-химическим и физическим свойствам.

Требования к железным рудам. Основными требованиями к качеству железных руд являются: высокое содержание железа; минимальное содержание вредных примесей; высокое содержание основных оксидов в пустой породе (самоплавкая пустая порода); постоянство химического состава; высокая восстановимость; высокая газопроницаемость насыпной массы, т.е. кусковатость, прочность, отсутствие мелких фракций. Следует учитывать, что требования высокой восстановимости и газопроницаемости не относятся к рудам, направляемым на обогащение и окучивание.

4.2 Дробление и измельчение руд

Руды в большинстве случаев не могут быть непосредственно использованы в металлургическом производстве и поэтому проходят сложный цикл операций подготовки к доменной плавке. Во всех случаях добываемая руда содержит и большое количество мелких фракций.

Независимо от последующей схемы подготовки руды к плавке вся добываемая руда проходит, прежде всего, стадию первичного дробления, так как величина крупных кусков и глыб при добыче намного превышает размер куска руды, максимально допустимый по условиям технологии доменной плавки. Техническими условиями на кусковатость в зависимости от восстановимости предусматривается следующий максимальный размер кусков руды: До 50 мм для магнетитовых руд, до 80 мм для гематитовых руд и до 120 мм для бурых железняков. Верхний предел крупности кусков агломерата не должен превышать 40 мм.

Цель дробления – придание кускам материала определённых размеров или освобождение зерен рудного минерала для последующего обогащения.

Дробление и измельчение – очень энергоёмкие процессы. По данным ЮНЕСКО человечество до 10% всей вырабатываемой электроэнергии расходует на дробление и измельчение. Стоимость дробления в стоимости рудного концентрата составляет 40%.

Существуют следующие способы дробления (рисунок 4.1): раздавливание (а), истирание (б), раскалывание (в), удар (г), раздавливание совместно с раскалыванием (д), раздавливание совместно с изгибом (е).

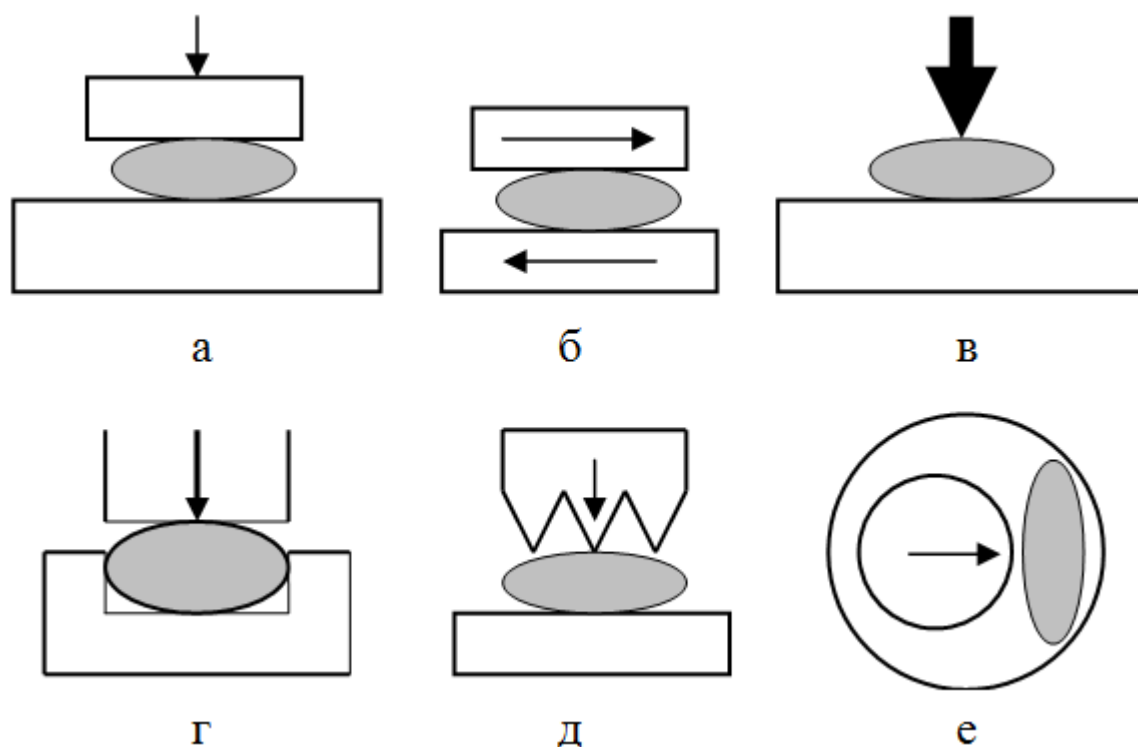


Рисунок 4.1 – Способы дробления

Наиболее дешевым методом дробления является раздавливание, а наиболее дорогим – истирание, связанное с наибольшим расходом энергии. По принципу истирания производится тонкое измельчение. На выбор метода дробления большое влияние оказывают свойства материалов.

Дробление и измельчение могут быть сухими и мокрыми. Обычно крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют сухим способом.

При дроблении глинистых руд в рабочую зону дробилок иногда подают воду для обеспечения лучшей проходимости руды в процессе дробления, но такой метод нельзя отнести к мокрому дроблению.

Мелкое дробление и измельчение осуществляют сухим или мокрым способом в зависимости от характера последующих процессов обогащения и свойств полезных ископаемых.

Процесс дробления очень сложный и зависит от следующих факторов: размеров, формы и взаимного расположения отдельных кусков материалов в рабочей зоне дробилки, физических свойств руды (прочность, твердость, вязкость, плотность, однородность, трещиноватость, влажность), а также конфигурации рабочих органов оборудования, траектории их движения, массы, скорости и угла встречи с обрабатываемыми рудами.

Существуют следующие схемы дробления: открытая (а); открытая с предварительным грохочением (б); замкнутая с предварительным и поверочным грохочением (в) (рисунок 4.2).

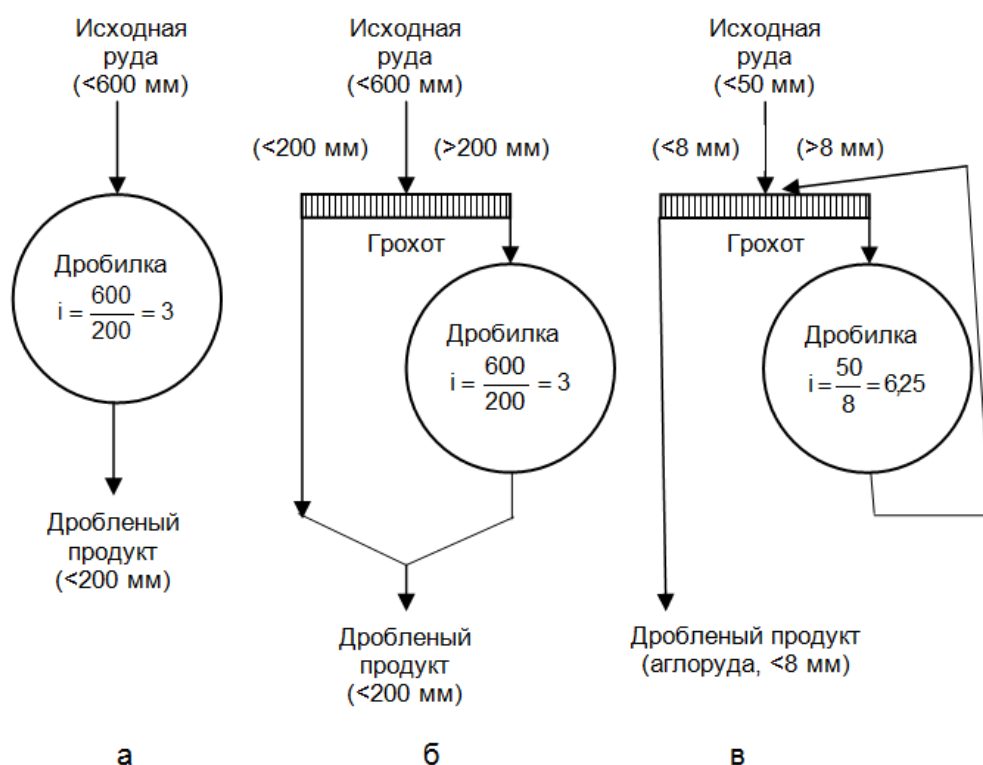


Рисунок 4.2 – Схемы дробления

По схемам а и б обеспечивается дробления руды от 600 до 200 мм при степени дробления $600/200 = 3$. Однако в исходной руде содержится некоторое количество фракции <200 мм, не нуждающейся в дроблении и

занимающей часть рабочего пространства дробилки, снижая ее производительность. Эта фракция в результате частичного дробления переизмельчается, увеличивая выход мелочи и расход электроэнергии. По схеме *б* фракция <200 мм отделяется от руды перед дробилкой. Схемы *а* и *б* характеризуются тем, что крупность дробленого продукта не проверяется, т.е. схемы «открытые».

В дробленом продукте всегда имеется небольшое количество кусков, размер которых превышает заданный. В «закрытых» схемах (*в*) дробленый продукт вновь направляется на грохот для отделения недоизмельченных кусков с последующим их возвратом в дробилку, при этом обеспечивается верхний предел крупности.

Выбор способа дробления и типа дробилок зависит от физических свойств материала, начальной и конечной крупности его кусков. Твердые и вязкие материалы рациональнее дробить раздавливанием, ударом и истиранием; хрупкие – раскалыванием.

Дробилки бывают щековые (рисунок 4.3 *а*), конусные (*б*), грибовидные, молотковые (*в*), валковые (*г*).

В щековой дробилке материал раздавливается качающейся 2 и неподвижной 1 щеками. При этом только один ход подвижной щеки является рабочим, во время ее обратного хода часть дробленого материала успевает выйти из рабочего пространства через нижнюю выпускную щель. Изменением размера щели можно регулировать степень дробления.

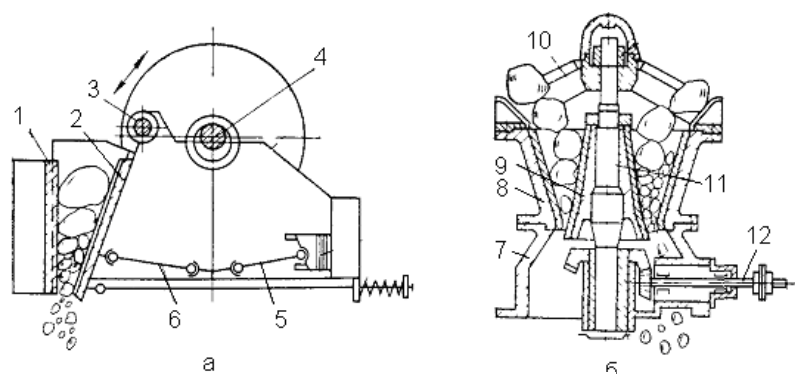
Щековые дробилки применяют для дробления крупных кусков руды ($i = 3-8$). Удельный расход электроэнергии составляет от 0,3 до 1,3 кВт·ч/т, производительность наиболее крупных щековых дробилок составляет 450–500 т/ч. Преимущества – простота, надежность, низкие эксплуатационные затраты. Их недостатками являются сильная вибрация, залипание щек при дроблении влажных и глинистых материалов, необходимость установки специального верхнего питателя для обеспечения равномерной подачи исходного материала.

Дробление материала в конусной дробилке происходит между неподвижным 8 и вращающимся внутренним 9 конусами. Эти дробилки предназначены для среднего и мелкого дробления. Основные части дробилок: цилиндрический корпус, установленный на фундаменте, неподвижный конус (чаша), подвижный дробящий конус, укрепленный

на валу и опирающийся на сферический подпятник, приводной механизм. Приводной вал через зубчатую передачу вращает вал-эксцентрик.

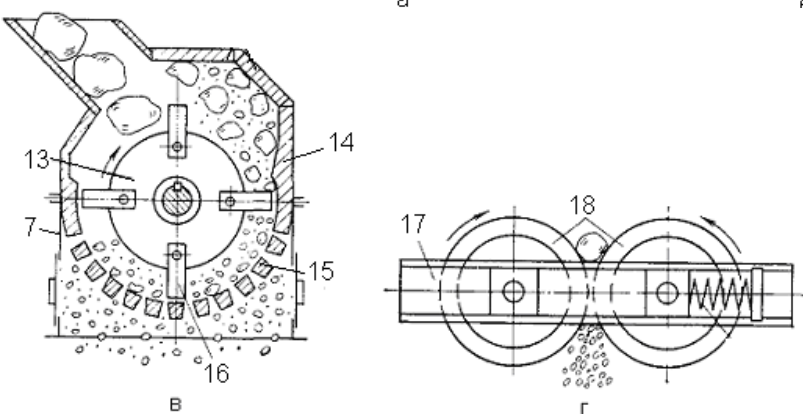
В конусной дробилке ось вращения внутреннего конуса не совпадает с геометрической осью неподвижного конуса, т.е. в любой момент дробление происходит в зоне приближения поверхностей внутреннего и наружного конусов. При этом в остальных зонах происходит выдача дробленого продукта через кольцевую щель между конусами. Производительность составляет 350-400 т/ч, степень дробления $i = 3-8$, удельный расход электроэнергии 0,1-1,3 кВт·ч/т.

Конусные дробилки применяют для материалов любого типа, в том числе со слоистым, плитчатым строением куска, а также для глинистых руд. Они не нуждаются в питателях и могут работать «под завалом», т.е. с рабочим пространством, полностью заполняемым рудой, поступающей из расположенного выше бункера.



1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – вал подвижной щеки; 4 – эксцентриковый вал; 5, 6 – механизм регулировки ширины разгрузочной щели; 7 – станина; 8 – неподвижный конус; 9 – подвижный конус; 10 – траверса; 11 – вал конуса; 12 – приводной вал; 13 – ротор; 14 – отбойные плиты; 15 – колосниковая решетка; 16 – молоток; 17 – основная рама; 18 – дробящие валки.

Рисунок 4.3 – Конструктивные схемы дробилок



Дробление в молотковых дробилках осуществляется в основном под действием ударов по кускам материала стальными молотками, закрепленными на вращающемся валу. Диаметр роторов 370-1700 мм, скорость вращения 580-2800 об/мин, степень дробления $i=8-12$, производительность до 300 т/ч.

Валковые дробилки применяют для хрупких, нетвердых материалов (глина, кокс). Материал увлекается вращающимися валками и раздавливается. Степень дробления невысокая: $i=3-4$. Иногда устанавливают две пары валков одна над другой, это увеличивает степень дробления до 10-16.

Измельчение материалов, являющееся подготовительной операцией перед обогащением, выполняется в барабанных мельницах, в которые загружают дробленую руду крупностью от 8 до 50 мм после второй, третьей и даже четвертой стадий дробления. Измельчение происходит за счет свободно падающих дробящих тел в шаровых или стержневых мельницах. Измельчение может производиться как в присутствии воды (мокрое), так и без нее (сухое). Как правило, мокрое измельчение производится, если последующее обогащение руды идет в водной среде.

При вращении мельницы за счет трения между шарами и ее стенкой шары начнут подниматься в сторону вращения до тех пор, пока угол подъема не превысит угла естественного откоса, после чего они начнут падать вниз, измельчая материал. В зависимости от частоты вращения барабана в мельнице создаются различные режимы измельчения (рисунок 4.4): каскадный (а), смешанный (б), водопадный (в).

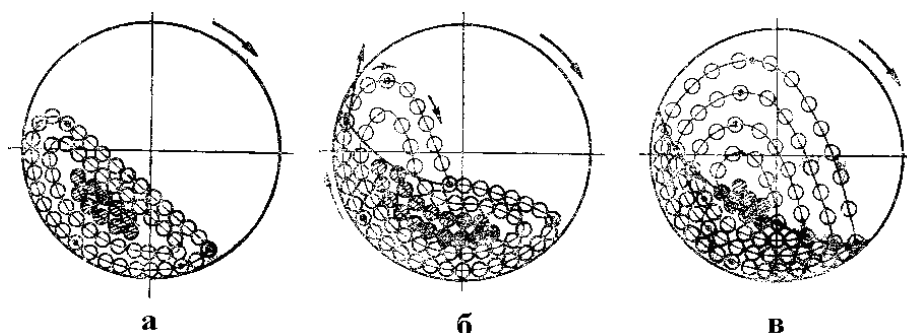


Рисунок 4.4 – Схема движения мелющих тел в барабане мельницы для различных режимов движения

При критической частоте вращения барабана мелющие тела прижимаются центробежной силой к его внутренней поверхности и вращаются вместе с ним, не отрываясь. Она вычисляется по формуле

$$n_k = \frac{42,4}{\sqrt{D}},$$

где D – внутренний диаметр мельницы, м.

С учетом угла трения шара о стенки мельницы (φ), ее критическая частота определяется следующим образом

$$n_k = \frac{42,4}{\sqrt{D \sin \varphi}}.$$

Скорость вращения мельниц обычно равна 0,70–0,85 от критической. В процессе мокрого измельчения шары при указанных условиях поднимаются в мельнице на достаточную высоту и эффективно дробят руду.

При частоте вращения менее 0,75–0,85 от критической, создается водопадный режим измельчения – основная масса мелющих тел поднимается вместе с внутренней поверхностью на некоторую высоту, а затем, отрываясь, свободно падает под действием сил тяжести по траекториям, близким к параболическим. Измельчение рудных зерен в данных условиях происходит преимущественно ударом. Водопадный режим применяется при измельчении более крупного материала (в первой стадии).

При смешанном режиме измельчения одна часть мелющих тел участвует в свободном полете, а другая – перекачивается внутри барабана по замкнутым траекториям, измельчая руду ударом и истиранием. Смешанный скоростной режим применяется при мокром измельчении; скорость вращения составляет 0,6–0,75 от критической.

Каскадный режим наиболее тихходный, скорость вращения составляет 0,5–0,6 от критической, при этом свободный полет мелющих тел исключен, т.к. они непрерывно циркулируют внутри барабана, поднимаясь по круговым траекториям на некоторую высоту, затем скатываясь под углом, близким к углу естественного откоса. В воде нормальный угол откоса шаров составляет около 30°. При каскадном режиме руда измельчается преимущественно истиранием, он является наиболее эффективным для стержневых мельниц, т.к. при водопадном и смешанном режиме свободный полет стержней может привести к их перекосам, неправильной укладке и образованию «костров».

Руду загружают в мельницу через пустотелую цапфу с одной стороны, а с другой – измельченный продукт выходит из мельницы.

По методу разгрузки измельченного продукта различают мельницы со свободным выходом продукта (рисунок 4.5, а–в) и с принудительной разгрузкой через решетку (рисунок 4.5, г).

Различают следующие типы мельниц (рисунок 4.5).

а – шаровые мельницы с центральной разгрузкой измельченного материала, они характеризуются тем, что их длина в 1,5–2 раза больше диаметра.

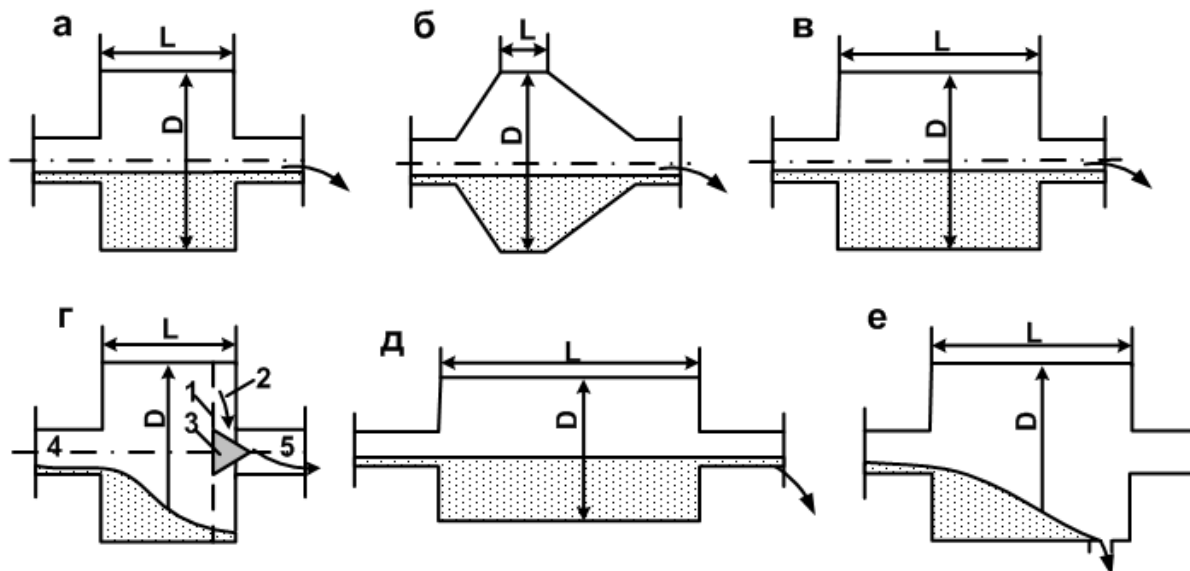
б – шаровые мельницы конические с высоким уровнем пульпы и центральной разгрузкой измельченного материала, для которых характерна короткая цилиндрическая часть, заключенная между двумя коническими частями.

в – стержневые мельницы цилиндрические с высоким уровнем пульпы и центральной разгрузкой измельченного материала, имеют длину в 1,5–2 раза больше ее диаметра.

г – шаровые мельницы с низким уровнем пульпы и принудительной разгрузкой измельченного материала через решетку. Их длина меньше или равна диаметру.

д – трубные мельницы с длинной цилиндрической частью в три-четыре раза больше ее диаметра. Чем длиннее мельница, тем дольше руда находится в ней под действием дробящих тел и выше степень измельчения. Их применяют в основном для тонкого сухого измельчения.

е – стержневые мельницы для сухого измельчения с периферической разгрузкой, применяются для измельчения коксовой мелочи и известняка.



1 – стальная колосниковая решетка; 2 – промежуточная камера; 3 – конус; 4, 5 – цапфы соответственно загрузочная и разгрузочная.

Рисунок 4.5 – Типы мельниц

Мельницы заполняют шарами на 30–50% их объема. Перегрузка и недогрузка мельницы шарами нерациональны: перегрузка ведет к повышенным расходам энергии и шаров, а недогрузка снижает производительность.

Производительность барабанных мельниц зависит от диаметра, рабочего объема, скорости вращения, конструктивных особенностей, размера и формы мелющих тел, твердости и крупности кусков руды (исходных и измельченных), плотности пульпы и выхода конечного продукта. Производительность мельниц подсчитывают по удельной затрате энергии.

Потребляемая мощность, определяющая производительность мельницы, является основным показателем ее работы, выбор мельницы часто производят по ее мощности.

Часть энергии, потребляемой мельницей, затрачивается на движение дробящей среды (полезная мощность), на преодоление сил трения ее подшипников (мертвая нагрузка), потери в электродвигателе и обычно составляет около 25% общей затраченной энергии. Таким образом, полезная мощность составляет около 75% от общей.

Шаровые мельницы. Основными размерами мельниц являются: внутренний диаметр D и длина цилиндра L .

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (рисунок 4.6) состоят из сварного стального цилиндрического барабана 1 с приваренными на его концах литыми фланцами и торцовыми крышками 2 и 3. Внутри барабан и торцовые крышки мельницы защищены футеровкой 5 и 6 из износостойкой стали, которую крепят болтами 7. Полые цапфы 8 и 9 также изнутри защищены футеровкой.

Мельницу устанавливают на двух подшипниках 4, которые имеют только нижние вкладыши с баббитовой заливкой.

Привод мельницы осуществляется электродвигателем и редуктором через зубчатую передачу и зубчатый венец 10.

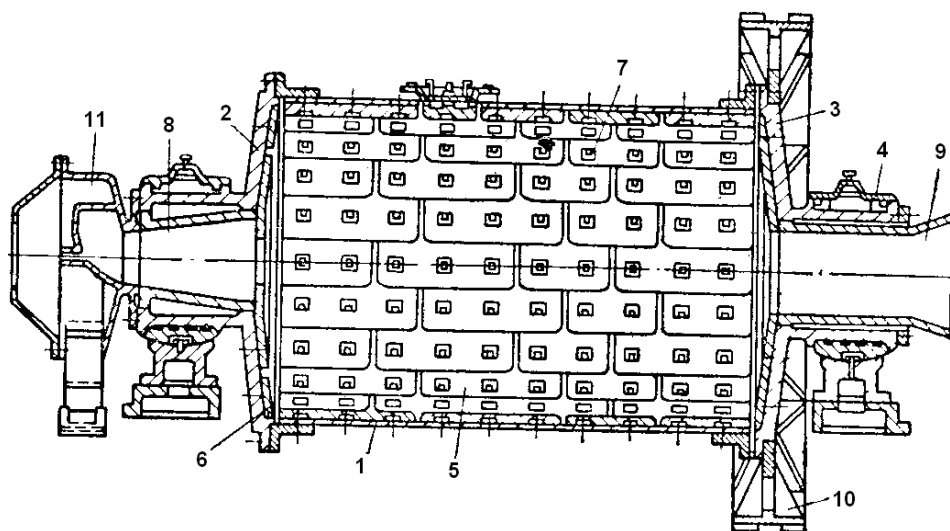


Рисунок 4.6 – Шаровая мельница с центральной разгрузкой

Загрузка материала в мельницы производится через улитковый питатель 11 и полуцапфу 8.

В мельнице с разгрузкой через решетку (рисунок 4.5, з) стальная колосниковая решетка 1 задерживает крупные куски руды и шары. Измельченная руда выгружается через решетку (диафрагму), установленную перед цапфой, в промежуточную камеру. Между решеткой и торцовой стороной мельницы, радиально прикреплены реборды, на которые поступает пульпа. Поэтому при вращении реборды поднимают пульпу вверх и сливают ее на конус, расположенный вершиной к разгрузочной цапфе. Пульпа стекает по конусу, попадает в разгрузочную цапфу и выходит из мельницы, при этом создается разность уровней загружаемого исходного материала и разгружаемого измельченного продукта, что способствует его более быстрому

движению. Поэтому производительность мельницы с решеткой выше, чем мельниц с центральной разгрузкой.

В месте установки каждой колосниковой решетки в диафрагме имеется специальное углубление. Пульпа сначала проходит через отверстия, затем через круглые отверстия диафрагмы.

Уровень пульпы в месте ее разгрузки регулируется с помощью отверстий, которые могут быть открытыми или закрываются деревянными пробками через люки П. Для уменьшения скорости движения пульпы, нужно закрыть нижний ряд отверстий диафрагмы или увеличить плотность пульпы.

Имеются мельницы с разгрузкой через решетку без регулирования уровня пульпы, у них диафрагма состоит из отдельных колосниковых решеток секторного типа. Каждый сектор решетки крепят к торцовой крышке мельницы с помощью литых стальных полос болтами. Площадь отверстий решетки во много раз больше площади разгрузочной цапфы. Скорость движения пульпы в такой мельнице регулируется водой, т.е. отношением Т:Ж.

Толщина футеровки в зависимости от размеров мельниц составляет от 50 мм до 150 мм. Диафрагма, футеровочные плиты и колосники изготавливаются из износостойкой марганцевой стали типа 35ГЛ или 45ГЛ.

Стержневые мельницы. Внутри мельница заполнена стальными стержнями, длина которых на 25–30 мм меньше длины барабана.

Торцовые крышки барабана выполняются плоскими или слегка коническими. При работе мельницы стержни, раздвинутые кусками руды, производят своего рода классификацию материала по крупности: мелкие зерна проваливаются через зазоры между стержнями и не переизмельчаются; более крупные задерживаются на стержнях и подвергаются наиболее интенсивному разрушению. Поэтому в измельченном продукте отсутствуют излишне крупные недоизмельченные куски и сравнительно мало тонкого класса. Стержневые мельницы обычно работают в первой стадии открытого цикла.

Мельницы самоизмельчения. Существуют две схемы рудного самоизмельчения:

– без специального выделения крупных кусков руды (дробящей среды) – вся руда после крупного дробления направляется в мельницу самоизмельчения.

– с выделением после дробления крупных кусков руды (более 100 мм), используемых в качестве дробящей среды более мелких кусков (менее 25 мм).

Первая схема более простая, но т.к. в мельницу поступает вся руда после крупного дробления, происходит постепенное накопление в мельнице критических кусков от 25 до 75 мм, которые слишком малы, чтобы дробить другие куски, и слишком велики, чтобы раздробиться крупными кусками. Для их доизмельчения в мельницу приходится загружать стальные шары диаметром 150–125 мм, однако это противоречит идее самоизмельчения, увеличивает расход металла и износ футеровки.

По второй схеме исключается накопление критического материала, но усложняется схема дробления и измельчения.

Мельницы самоизмельчения, по сравнению с шаровыми и стержневыми, обладают следующими преимуществами: снижается расход футеровки за счет измельчающей среды, уменьшается переизмельчение и шламование руды, упрощается схема дробления. Недостатком является меньшая производительность.

В мельнице сухого самоизмельчения типа «Аэрофол» используется короткий барабан 1 большого диаметра – 5,5–11 м (рисунок 4.7).

На внутренней поверхности вдоль образующей барабана на некотором расстоянии одна от другой укрепляются двутавровые балки и рельсы 2, которые при вращении поднимают куски материала на некоторую высоту. Падая вниз, куски разбиваются, ударяясь о полки, и одновременно дробят ударом находящийся внизу материал. На торцовых крышках 3 барабана укреплены кольца 4 треугольного сечения, которые направляют куски материала в середину барабана. Измельченный материал удаляется из барабана воздушным потоком. Мельница работает в замкнутом цикле с воздушными классификаторами.

Мельница мокрого самоизмельчения имеют отношение длины барабана к его диаметру примерно 0,3:1.

Руда загружается в мельницу устройством, которое монтируется на специальной тележке, перемещающейся по рельсам, что обеспечивает свободный доступ внутрь при ремонте мельницы.

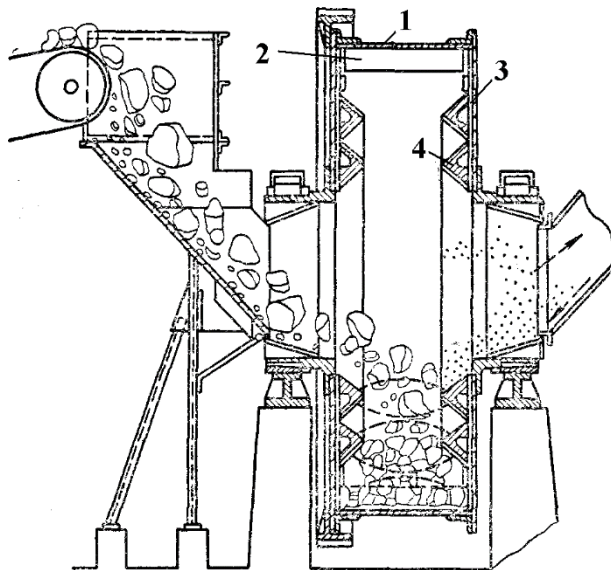


Рисунок 4.7 – Мельница сухого самоизмельчения типа «Аэрофол»

Исходная руда захватывается выступами на броне поднимается на некоторую высоту, затем падает или скатывается вниз, разрушаясь под действием удара, раскалывания и частично истирания. Измельченный материал выгружается из барабана через решетку либо непосредственно через полую цапфу. К концу разгрузочной цапфы барабана крепится на болтах бутара, представляющая цилиндроконический грохот для разделения измельченного материала по крупности.

4.3 Грохочение и классификация

Разделение, или сортировка, материалов по крупности частиц на механических ситах называется *грохочением*, а разделение материалов при свободном падении в воде или воздухе – *воздушной* или *гидравлической классификацией*. Материалы до крупности частиц 1–3 мм разделяются грохочением, а более мелкие – классификацией.

Основными показателями этих процессов являются: производительность, измеряемая массой исходного (поступившего на грохот) продукта, и эффективность, измеряемая коэффициентом

полезного действия. Коэффициент полезного действия (КПД) ε грохота или классификатора определяется по формуле:

$$\varepsilon = \frac{100 \cdot q}{Q \cdot \alpha} \cdot 100\% ,$$

где Q и q – соответственно массы исходного и подрешетного продуктов; α – содержание выделяемой фракции в исходном продукте, %.

Так как экспериментальное определение величин Q и q затруднено, используют уравнение, полученное из балансовых зависимостей:

$$\varepsilon = 10000 \cdot \frac{\alpha - \nu}{\alpha(100 - \nu)} ,$$

где α , ν – содержание выделяемой фракции в исходном и надрешетном продукте, %.

Практически полное выделение мелких фракций никогда не достигается и значение ε колеблется от 50 до 95%.

Целью грохочения является полное выделение мелкой фракции подрешетного продукта из исходного материала. Однако полностью выделить мелкую фракцию из поступающего на грохот материала не удастся, так как практически нельзя создать условия, обеспечивающие беспрепятственное прохождение зерен нижнего продукта через отверстия сита. Например, мелкое зерно должно подаваться к отверстию сита отдельно от других зерен со скоростью, равной или близкой к нулю, и в направлении, перпендикулярном к плоскости отверстия. Центр минимального сечения зерна должен находиться на осевой линии отверстия. В действительности эти условия невозможно создать и часть мелочи всегда остается в крупном материале (надрешетном продукте).

Большое влияние на процесс грохочения оказывает состав исходного материала по крупности. Зерна, размер которых в два раза меньше размера отверстия сита, проходят через него легко. Процесс грохочения ухудшается и производительность грохота снижается, если в материале содержится много крупных зерен, по размеру близких к

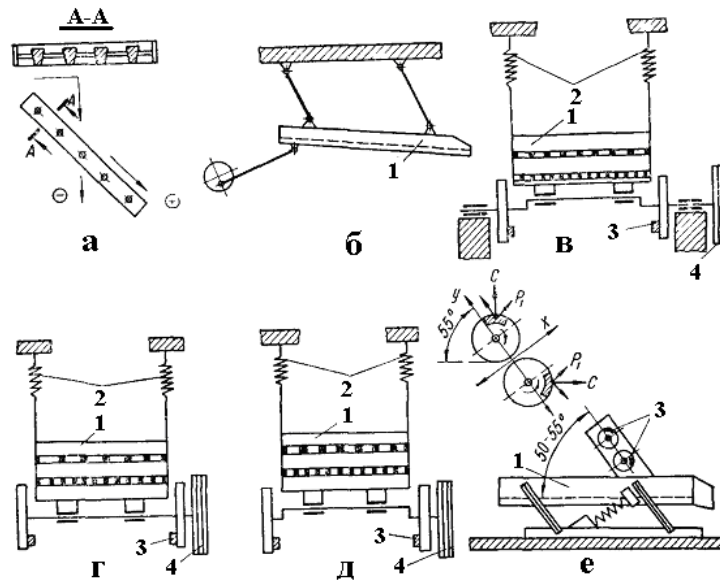
размеру отверстия сита грохота (0,7–1,0 размера отверстия сита). Такие зерна называются «трудными».

Важным фактором, влияющим на процесс грохочения, является также содержание в материале гигроскопической влаги и комкующих примесей. Наибольшее количество влаги содержится в мелком материале; влажные мелкие зерна прилипают к более крупным и слипаются друг с другом, ухудшая процесс грохочения. Комкующие примеси, такие, как глина, мел и другие, даже при небольшом содержании влаги способствуют образованию комков.

Принципиальные схемы механических грохотов приведены на рисунок 4.8. Самым простым, надежным, но и наименее эффективным (к.п.д. 50–65%) является *неподвижный колосниковый грохот* (рисунок 4.8, а), представляющий собой решетку из колосников с зазором 15–30 мм, установленную под углом 35–40° к горизонтали. Такие грохоты наиболее широко применяются для предварительной сортировки руды на месте добычи и для сортировки агломерата при разгрузке его с агломерационной машины.

Рама с ситом качающегося грохота (рисунок 4.8, б) приводится в движение эксцентриковым валом и колеблется в плоскости сита. Эффективность грохочения составляет 85–90%, а производительность наиболее крупных моделей (размер сита 2000x2700 мм) достигает 250 т/ч.

Более производительными и совершенными по конструкции являются вибрационные грохоты, в которых рама с ситом приводится в движение эксцентриковым валом-вибратором. В полувибрационном грохоте (рисунок 4.8, в) качание создается эксцентриковым валом, и возникающие центробежные силы уравновешиваются грузами.



1 – короб с ситами; 2 – пружины; 3 – неуравновешенные грузы; 4 – качающийся шкив

Рисунок 4.8 – Принципиальные схемы грохотов

В вибрационном грохоте (рисунок 4.8, г) вибрация сита происходит благодаря наличию только сил инерции, возникающих при вращении неуравновешенных грузов 3. В такой конструкции затруднена передача движения от неподвижного мотора к качающемуся шкиву 4. В самоцентрирующемся грохоте (рисунок 4.8, д) устранен этот недостаток – сочетание эксцентрикового вала с инерционным механизмом позволяет подбором грузов, зафиксировать положение оси в пространстве. Создание самобалансного вибратора (рисунок 4.8, е) позволило сконструировать самобалансный грохот, в котором движение корпуса строго прямолинейное, так как направленные в противоположные стороны силы инерции уравниваются, а действуют только силы, направленные по одной прямой.

В доменном цехе основным агрегатом для сортировки кокса перед загрузкой является роликовый (валковый) грохот, представляющий собой набор валков, на которые насажены диски, имеющие форму круга или храпового колеса. Расположены диски так, что образуют квадратные ячейки, размер которых определяет крупность отделяемого материала. Валки вращаются в направлении перемещения сортируемого материала. Такие грохоты применяются для отсева материала средней крупности (25–75 мм), они состоят из 7–14 валков, имеют ширину 1270–1500 мм, производительность 200–400 т/ч.

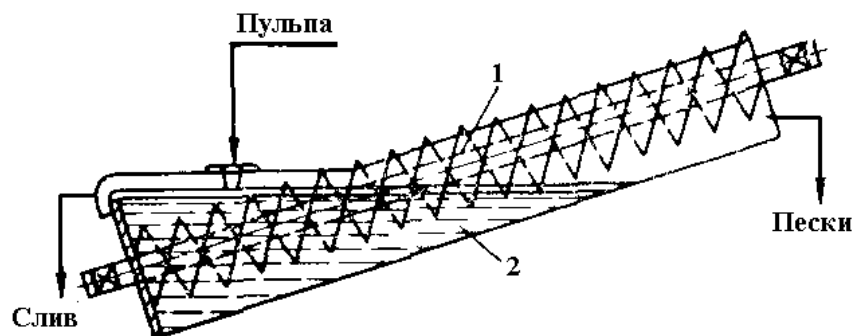
Гидравлическая классификация основана на разности скорости оседания в воде частиц материала различной крупности. Такой классификации подвергают материал, частицы которого не крупнее 3–4 мм, т.е. песок или шлам. При обработке однородного материала, частицы которого имеют одинаковую плотность, происходит их разделение по крупности, т.е. классификация. Если же частицы имеют одинаковые размеры, но состоят из разного материала, т.е. частицы имеют разную плотность, при оседании в жидкости происходит разделение материала по виду. Это используется в процессах обогащения.

При быстром оседании крупных ($>1,0$ мм) частиц возникают вихревые потоки жидкости выше и ниже зерна, оказываемое при этом жидкостью сопротивление называется динамическим. При оседании мелких ($<0,1$ мм) частиц с небольшой скоростью испытываемое ими сопротивление жидкости определяется обтеканием параллельных потоков жидкости и ее вязкостью и называется ламинарным. Если оседают частицы промежуточных размеров, сопротивление, оказываемое жидкостью, также имеет промежуточный характер. Закономерности оседания частиц для этих трех случаев описываются по-разному, но во всех случаях установившаяся скорость оседания зависит от размера частицы и ее плотности.

Важное значение имеет и форма частиц – круглые и гладкие частицы оседают быстрее, чем угловатые и шероховатые.

В реальных процессах в жидкости находится не отдельная частица, а масса материала, поэтому оседающее зерно испытывает и сопротивление окружающих его других зерен. Скорость оседания в таких условиях всегда меньше.

В устройствах для классификации разделение обычно совмещено с движением массы материала в потоке жидкости. Наиболее распространенным устройством для гидравлической классификации материала является *спиральный классификатор* (рисунок 4.9), представляющий собой желоб с расположенными в нем вращающимися спиральями.

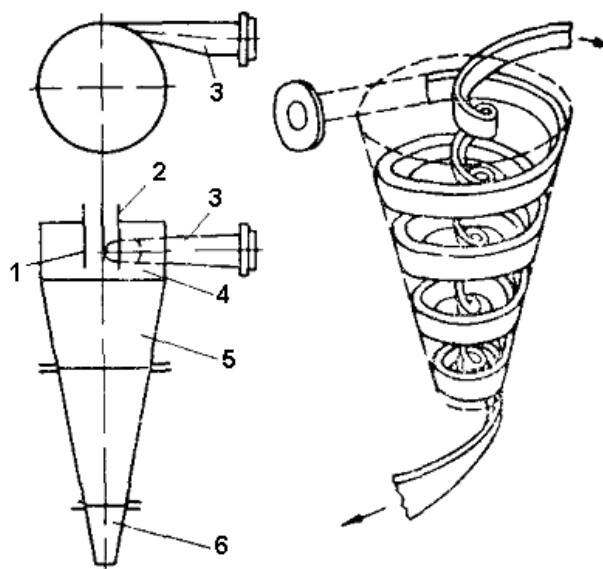


1 – желоб; 2 – спираль.

Рисунок 4.9 – Схема спирального классификатора

Разделяемый материал подается в виде пульпы. Крупные частицы оседают на дно и спирально выносятся в верхний конец желоба, где отделяются пески (крупная фракция). Мелкие частицы уносятся водой из нижней части желоба (слив).

Реже применяется *гидроциклон* (рисунок 4.10), принцип действия которого основан на использовании центробежных сил. Подаваемая в конус 7 пульпа вращается, крупные частицы отжимаются к периферии, опускаются вниз и выходят через насадку 8. Мелкие фракции выделяются внизу конуса в отдельный восходящий поток и удаляются через отверстие для слива 4.



1 – труба; 2 – отверстие для слива; 3 – питающая труба; 4 – цилиндрическая часть; 5 – конус; 6 – насадка для слива

Рисунок 4.10 – Схема гидроциклона

4.4 Обогащение железных руд

Обогащением руды называется операция, увеличивающая содержание железа или снижающая содержание вредных примесей в руде. Обогащение позволяет существенно повысить содержание железа в шихте доменных печей, улучшить условия восстановления железа, уменьшить выход шлака, улучшая, тем самым ход печи и снижая расход кокса при возрастающей производительности. Установлено, что в средних условиях плавки повышение содержания железа в шихте на 1% позволяет увеличить производительность печи на 2–2,5% при снижении удельного расхода кокса на 2–2,5%.

Получаемые на обогатительных фабриках концентраты содержат до 65–68% Fe и более.

Для разделения используют различия свойств рудного минерала и пустой породы: цвет, блеск, твердость, плотность, смачиваемость, оптические, электрические, магнитные и другие характеристики.

Существуют следующие методы обогащения: рудоотборка, промывка, гравитационное, флотационное, магнитная сепарация.

Продуктами обогащения являются: концентрат – материал, содержащий полезного минерала больше, чем его было в исходной руде; хвосты – материал, состоящий в основном из пустой породы и содержащий небольшое количество полезного минерала. В сложных схемах обогащения получают продукт, занимающий по содержанию полезного элемента промежуточное положение между концентратом и хвостами – промпродукт, который подвергают дополнительному обогащению.

Эффективность процесса обогащения характеризуется комплексом показателей.

1. Содержание полезного элемента в руде (α), концентрате (β) и хвостах (ν). Чем выше содержание элемента в концентрате и ниже в хвостах, тем лучше качественные показатели обогащения.

2. Выход концентрата γ (% , доли), или соотношение масс концентрата (M_K) и руды, пошедшей на его получение (M_P). Выход концентрата показывает, какое его количество получается из 1 т руды.

$$\gamma_k = \frac{M_k}{M_p} \cdot 100\% .$$

Выход концентрата можно также выразить через содержание полезного элемента в руде и продуктах обогащения. Для этого используют баланс металла

$$Me_p \alpha = Me_k \beta + (Me_p - Me_k) \cdot \nu .$$

После преобразований получаем

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} \cdot 100\% .$$

3. Степень сокращения показывает, во сколько раз уменьшается количество концентрата по сравнению с количеством пошедшей на его получение руды, т.е. сколько требуется переработать тонн руды для получения 1 т концентрата

$$K_c = \frac{1}{\gamma} = \frac{\beta - \nu}{\alpha - \nu} .$$

4. Степень обогащения, или соотношение содержаний элемента в концентрате и исходной руде

$$K_o = \frac{\beta}{\alpha} .$$

5. Степень извлечения полезного элемента в концентрат (ϵ) показывает, какая его часть, содержащаяся в руде, перешла в концентрат

$$\epsilon = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{(\alpha - \nu)\beta}{(\beta - \nu)\alpha} .$$

Степень извлечения железа при обогащении железных руд в зависимости от метода обогащения и конструкции аппарата может изменяться от 60 до 95%.

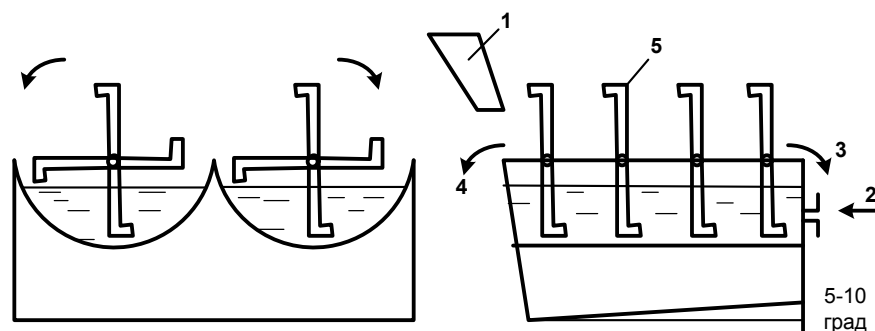
Обогащение железных руд с каждым годом получает все большее развитие. Это объясняется неуклонным снижением содержания железа в добываемой руде и неоспоримой экономической целесообразностью переработки в доменных печах и в печах для металлизации руд с высоким содержанием железа.

Далее рассматриваются различные методы обогащения.

Рудоотборка. Основана на различной плотности и цветах минерала и пустой породы. Выполняется вручную.

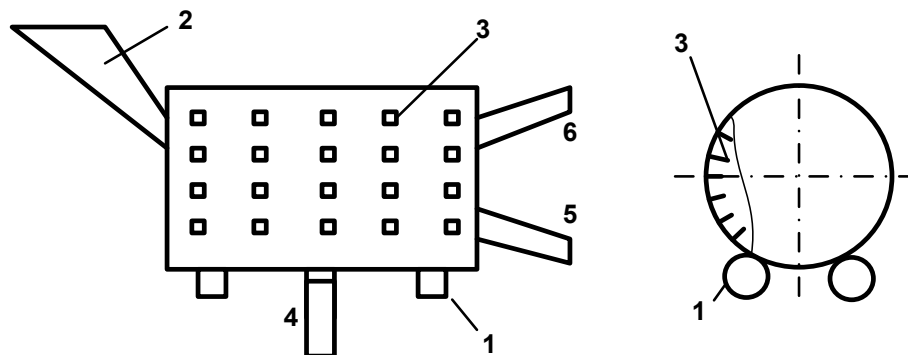
Обогащение промывкой основано на том, что глинистая и песчаная пустая порода размывается водой и уносится ею, в то время как на рудный минерал вода не действует. Поэтому такому обогащению подвергаются бурые железняки, сидериты, марганцевые руды, известняки. Промывка является наиболее простым и дешевым, но и малоэффективным методом обогащения – содержание металла в концентрате по сравнению с исходной рудой повышается всего на 2–6%.

Корытная мойка (рисунок 4.11) представляет собой желоб длиной 8 м, диаметром 2,5 м. Внутри помещены вращающиеся валы-шнеки. Желоб имеет наклон 5-10°. В нижнюю часть желоба непрерывно подается вода. За счет вращения лопастей более легкие глинистые и песчаные составляющие уходят в слив, а более тяжелые частички концентрата выносятся на выдачу с противоположного конца. Производительность 50-100 т/ч концентрата. Расход воды 2-6 м³/т исходной руды.



1 – загрузка материала; 2 – подача воды; 3 – выдача рудного концентрата; 4 – слив; 5 – вращающиеся валы-шнеки

Рисунок 4.11 – Способ корытной мойки



1 – опорные ролики; 2 – загрузочный желоб; 3- перебрасывающие лопатки; 4 – привод (зубчатое колесо и приводная шестерня); 5 – выдача концентрата; 6 – подача воды.

Рисунок 4.12 – Промывочный барабан скруббер

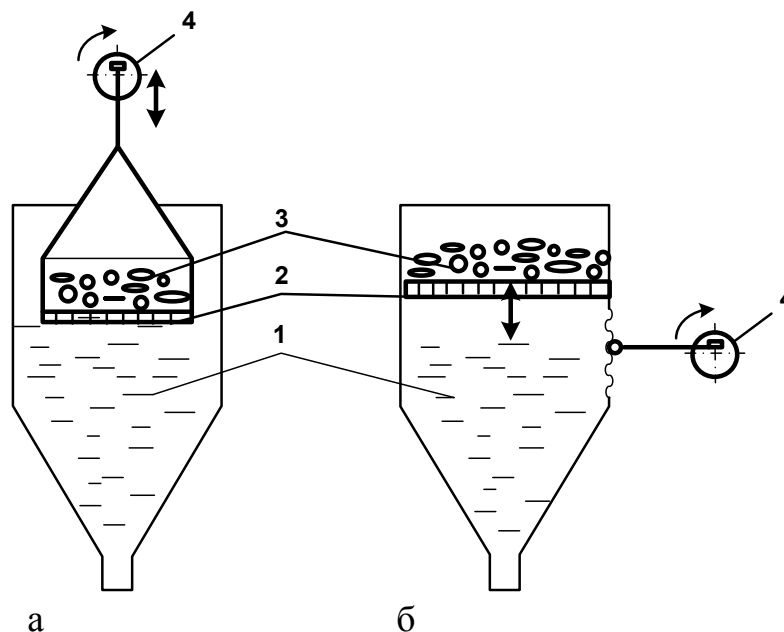
Наиболее простым агрегатом для промывки являются *бутара* и *скруббер*, представляющие собой вращающийся барабан из перфорированного (бутара) или сплошного (скруббер) листового железа, через который пропускается смесь воды с рудой. При пересыпании руды глинистая порода растворяется в воде и уносится. Возможно сочетание сплошного и сетчатого барабанов, дающее бутару-скруббер. Диаметр таких устройств достигает 1300, длина – 5000 мм, а производительность – 500 т/ч. Основной недостаток скрубберов и особенно бутар – высокий расход воды, достигающий 2–10 м³/т материала.

Гравитационные методы обогащения являются более эффективными. Они основаны на том, что рудный минерал железных и марганцевых руд имеет большую плотность, чем порода. При обогащении руд черных металлов из гравитационных методов наиболее широко применяются отсадка и разделение в тяжелых суспензиях и на винтовых сепараторах.

Широкое распространение получил метод гравитационного обогащения называемый *отсадкой*. При отсадке осуществляется разделение зерен материалов разной плотности в восходящем или пульсирующем потоке воды, который создается различными способами. Расслоение происходит из-за различной скорости оседания в воде частиц рудного минерала и пустой породы – богатые железом и более тяжелы частицы скапливаются внизу, пустая порода - сверху.

Пульсирующий поток воды создается двумя способами: возвратно-поступательным движением сита с материалом в жидкости (рисунок

4.13, а) и поперечным перемещением жидкости через неподвижное сито с материалом (рисунок 4.13, б).



1 – ёмкость с водой; 2 – решето; 3 – обогащаемая руда; 4 – эксцентриковый вал

Рисунок 4.13 – Промывка в отсадочных машинах с неподвижным и подвижным решетом

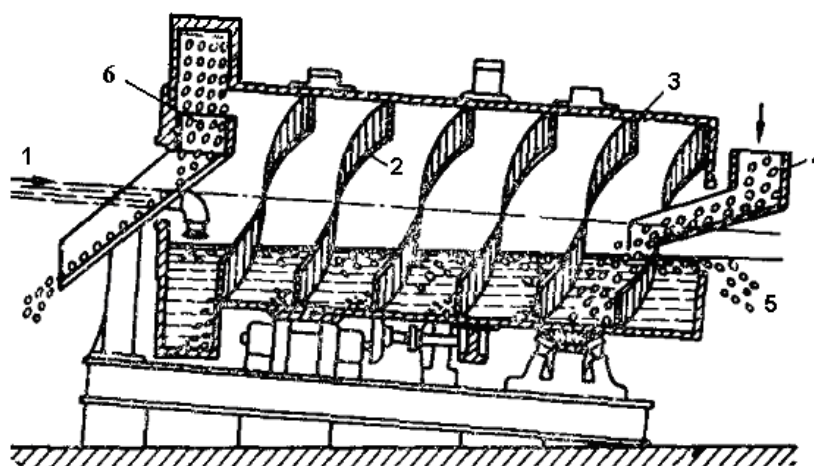
Камера такой отсадочной машины с подвижным решетом (рисунок 4.15, а) представляет собой ящик с жидкостью, в котором подвешен короб с решетом, соединенный с эксцентриковым валом. При возвратно-поступательном движении короба уровень воды в нем поднимается и опускается. Вместе с водой движутся зерна руды и происходит разделение на концентрат и хвосты. Машина может состоять из 3–4 камер, через которые руда проходит последовательно. Размер решета составляет 1250x1250 мм, скорость движения 100–250 ходов решета в минуту. Производительность наиболее крупных машин может достигать 30 т/ч, но обычно гораздо меньше.

Наиболее распространенным типом отсадочных машин для обогащения железных руд является диафрагмовая машина с неподвижным решетом. Удаление с сита верхнего слоя хвостов происходит через сливной порог аппарата потоком воды. Удаление концентрата происходит частично через отверстия сита вниз, частично через специальное отверстие в боковой стенке камеры. Обогащению подвергаются руды крупностью 3–35 мм.

Серьезными недостатками отсадки являются невозможность переработки мелких материалов (тонковкрапленных руд), что не

позволяет получать концентраты с высоким содержанием железа, а также недостаточная производительность машин, сложность их эксплуатации. Кроме того, отсадка требует одинакового по крупности, материала, поскольку скорость осаждения зерна в жидкости увеличивается с ростом его размера.

Гораздо большее значение имеет способ *разделения в тяжелых суспензиях*. Принцип этого способа заключается в том, что раздробленная до необходимой крупности руда помещается в суспензию – жидкость, плотность которой имеет промежуточное значение между плотностью рудного минерала и пустой породы. В такой жидкости более легкая пустая порода всплывает, а рудный минерал тонет. Сепарация в этом случае не зависит от крупности кусочков руды. Суспензия представляет собой взвесь тонкоизмельченного материала (ферросилиций или магнетит) в воде.



1 – место подачи тяжелой суспензии; 2 – спирали; 3 – барабан; 4 – желоб для подачи руды; 5 – место разгрузки легкой фракции; 6 – разгрузка концентрата (черпаковый элеватор)

Рисунок 4.14 – Барабанный сепаратор для гравитационного обогащения руд

Основными агрегатами для такого обогащения являются барабанный и конусный сепараторы. Барабанный сепаратор (рисунок 4.14) представляет собой цилиндрический вращающийся барабан 3, внутри которого наварены спирали 2.

В барабан через желоб 4 подается обогащаемая руда, а по желобу 1 – суспензия. В суспензии руда разделяется – отходы сливаются через порог 5, а концентрат с помощью спиралей и черпакового элеватора 6

удаляется из барабана. Максимальная длина таких барабанов достигает 6 м, а диаметр – 3 м, скорость вращения составляет 3–6 об/мин, производительность – 250 т/ч.

Обогащение в тяжелых суспензиях обладает рядом недостатков:

– большие потери утяжелителя (FeSi), составляющие 0,4-0,5 кг/т руды;

– нестабильность суспензии, из-за чего приходится принимать меры для ее перемешивания;

– практическая невозможность обогащения руды крупностью менее 3 мм.

Обогащение методом *флотации* основано на различии в поверхностных свойствах, в частности способности смачиваться жидкостью зерен рудных минералов и частиц пустой породы.

Минералы, хорошо смачиваемые водой, называются гидрофильными, плохо смачиваемые – гидрофобными. Если небольшое количество жидкости (воды) поместить на поверхность твердой фазы, то на гидрофильной поверхности жидкость растекается, а на гидрофобной собирается в виде капли сферической формы (рисунок 4.15, а). Характер взаимодействия гидрофильных и гидрофобных тел с водой и газом внешне выглядит по-иному, если твердое тело и небольшой объем газа поместить в жидкость (рисунок 4.15, б).

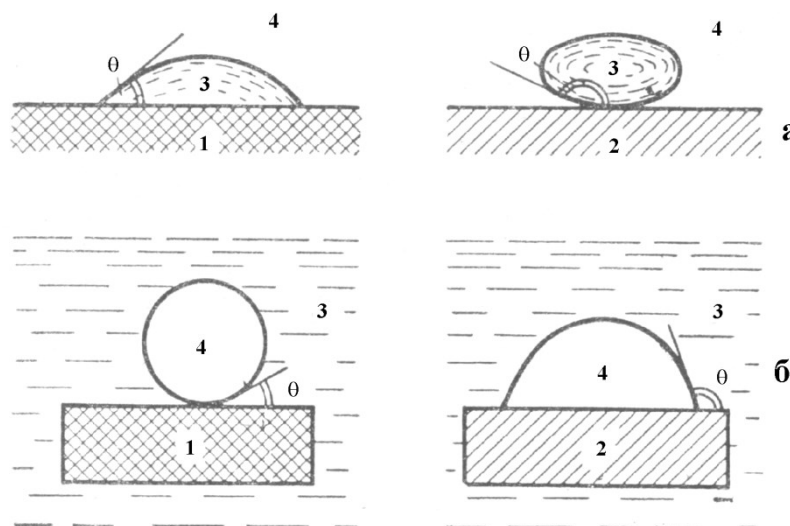


Рисунок 4.17 – Схема взаимодействия гидрофильных (1) и гидрофобных (2) материалов с водой (3) и воздухом (4)

Вода легко замещает на твердой гидрофильной поверхности газовый пузырек; на гидрофобной поверхности, наоборот, газовый

пузырек закреплен значительно прочнее. Количественно мера смачиваемости может характеризоваться величиной краевого угла θ – угла, образованного плоской поверхностью твердой фазы и плоскостью, касательной к поверхности жидкости на границе существования всех трех фаз. К гидрофильным принято относить такие материалы, для которых $\theta < 90^\circ$; для гидрофобных материалов $\theta > 90^\circ$. Способность тел смачиваться водой определяется в первую очередь природой материала или точнее – типом кристаллической решетки минерала. Принципиально процесс флотации разделение хорошо и плохо смачиваемых жидкостью частиц – осуществляется следующим образом. В емкость с водой, через которую непрерывно пропускают мелкие пузырьки воздуха, загружают дробленую руду. Во время осаждения частички руды сталкиваются с поднимающимися пузырьками воздуха. В соответствии с характером взаимодействия фаз воздушные пузырьки «прилипают» к гидрофобным частичкам и поднимают их на поверхность жидкости. Частички же, хорошо смачиваемые водой, не взаимодействуют с пузырьками воздуха и осаждаются на дно бака-сепаратора.

С целью усиления различия смачиваемости отдельных минералов и для улучшения других условий процесса обогащения флотацией производят не в чистой воде, а в воде со специальными веществами-реагентами

Флотационная механическая машина (рисунок 4.16) представляет собой камеру 1 объемом 2 м³. При вращении импеллера 2 происходит интенсивное перемешивание в жидкости минеральных частичек и пузырьков воздуха; кроме того, в зоне вращения мешалки создается разрежение, под действием которого в машину засасываются воздух 3 и пульпа 4. Разделение минералов руды происходит в средней части камеры, где гидрофобные частички соединяются с пузырьками воздуха и поднимаются вверх. Минерализованная пена вращающимися лопастями 5 перебрасывается через сливную перегородку в желоб. Осевшие частички удаляются из машины через отверстие в стенке камеры 6.

Для обогащения железных руд, главным образом, применяется *магнитное обогащение* (магнитная сепарация), которое позволяет получить наиболее высокие технико-экономические показатели.

Магнитное обогащение состоит в разделении минеральных зерен руды по их магнитной восприимчивости. Раздробленная руда вводится в

магнитное поле, в котором зерна магнитного минерала притягиваются к полюсам магнита и, преодолевая постоянно действующие силы (силы гравитации, центробежные, сопротивление водной среды и др.), перемещаются в одном направлении, в то время как немагнитные зерна под действием этих сил движутся в другом направлении.

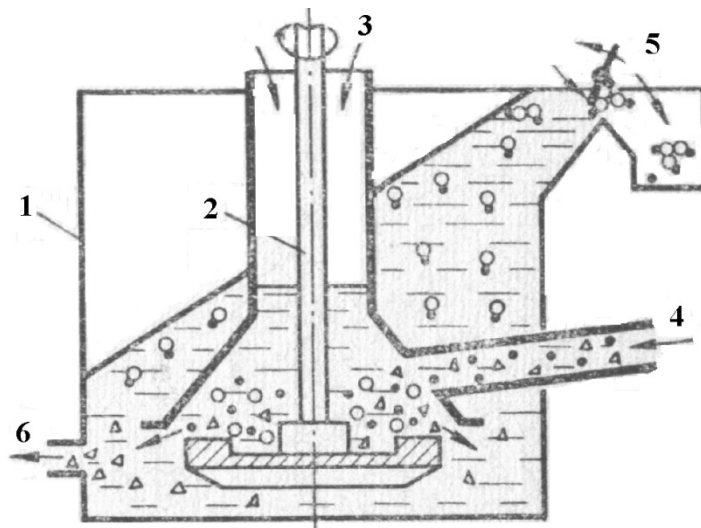


Рисунок 4.16 – Схема флотационной машины с механическим перемешиванием пульпы

На зерно минерала, помещенное в магнитном поле, действует магнитная сила

$$F_{\text{маг}} = \mu_0 \cdot \chi \cdot H,$$

где $F_{\text{маг}}$ – сила магнитного притяжения, кгс/кг; μ_0 – магнитная постоянная, $1,26 \cdot 10^{-6}$ Гн/м; χ – удельная магнитная восприимчивость, м³/кг; H – напряженность магнитного поля, А/м.

Следовательно, эта сила определяется магнитной восприимчивостью минерала и напряженностью магнитного поля.

Магнитной сепарацией в основном обогащают руды с сильномагнитными свойствами, в состав которых входят минералы магнетит и маггемит.

Для других минералов необходимо создавать магнитное поле с высокой напряженностью, что технически трудно достигается. Поэтому в зависимости от минералогического состава обогащаемой руды применяют сепараторы с разной напряженностью магнитного поля. Сильномагнитные руды обогащают на сепараторах со слабым

магнитным полем напряженностью $(32-95) \cdot 10^3$ А/м, слабомагнитные – с магнитным полем напряженностью $(143-1270) \cdot 10^3$ А/м. Магнитное поле создается электромагнитами, напряженность его регулируется силой тока. В сепараторах со слабым магнитным полем могут применяться и постоянные магниты.

Совершенствование магнитного обогащения идет по двум направлениям:

– более тонкое измельчением исходного материала, что повышает степень раскрытия зёрен рудного минерала и содержание железа в концентрате;

– повышение напряженности магнитного поля в рабочем пространстве сепараторов (*полиградиентные сепараторы* – с изменяющимся в пространстве магнитным полем). Последние возможно применять для обогащения окисленных кварцитов и бедных гематито-мартитовых руд, которые, несмотря на огромные запасы, практически не используются.

Доля магнитного обогащения железных руд среди других способов составляет более 80%, на промывку и отсадку приходится около 15%, остальное – на другие методы. Магнитной сепарацией практически невозможно обогащать слабомагнитные и окисленные руды из-за больших потерь железа с немагнитными оксидами железных руд. В связи с этим магнитная сепарация применяется не только как самостоятельный метод обогащения, а входит в состав комбинированных схем: магнитно-гравитационные, магнитно-флотационные и др.

Магнитные сепараторы разделяются на ленточные, барабанные, шкивные, кольцевые.

Материал в сепаратор можно подавать в сухом или в мокром виде (в виде пульпы). Т.к. во втором случае устраняется пылеобразование, то он имеет гораздо большее распространение.

Для обогащения руд крупностью более 6 мм применяется сухая магнитная сепарация. Руды крупностью менее 0,1 мм обогащаются только мокрым способом. Кроме подавления пылеобразования это позволяет повысить эффективность обогащения, т.к. в водной среде разделение мелких частиц более полное.

Для сухого обогащения крупнокусковых магнетитовых руд применяют трехбарабанные сепараторы с верхней загрузкой руды

(рисунок 4.17). Выделение промежуточного продукта происходит на нижнем барабане с более высокой напряженностью магнитного поля.

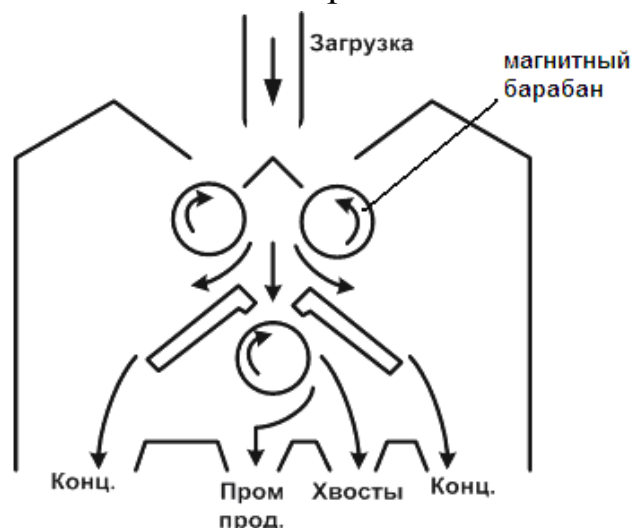
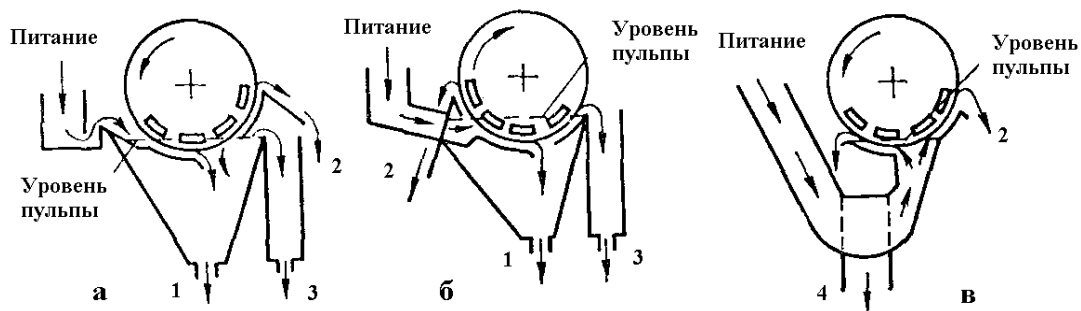


Рисунок 4.17 – Схема трехбарабанного сепаратора с верхней загрузкой руды

При мокром обогащении процесс проходит в 2–4 стадии, на каждой из которых руда дробится и подвергается магнитной сепарации. Это позволяет избежать больших расходов на измельчение пустой породы. На первых стадиях для руды крупностью 5-50 мм применяется сухая сепарация, при этом удаётся значительная часть немагнитных компонентов. Промпродукт сухой сепарации для более полного раскрытия зерен руды направляют на мокрое измельчение и магнитную сепарацию в водной среде.

Принципиальные схемы устройства *магнитных сепараторов* для мокрого обогащения руд с нижней подачей материала показаны на рисунке 4.18. В прямоточных сепараторах (а) направления движения барабана и потока пульпы совпадают, в противоточных (б) – направлены навстречу друг другу, а в полупротивоточных (в) – пульпа подается снизу и разделяется на два потока: по направлению движения барабана (магнитная часть) и против него (немагнитная часть).

Наибольшее распространение имеют прямоточные сепараторы, более подробно представленные на рисунке 4.19. Основным узлом прямоточного сепаратора является барабан 2, изготовленный из немагнитного материала с резиновой обклейкой 5, в котором расположена неподвижная магнитная система 3. Исходный материал в виде пульпы через загрузочную коробку 1 подается на загрузочный лоток 7 и направляется в магнитное поле.



1 – зернистый немагнитный продукт; 2 – магнитный продукт; 3 – тонкозернистый немагнитный продукт; 4 – зернистый и тонкозернистый немагнитные продукты.

Рисунок 4.18 – Схемы магнитных сепараторов для мокрого обогащения руд с нижней подачей материала

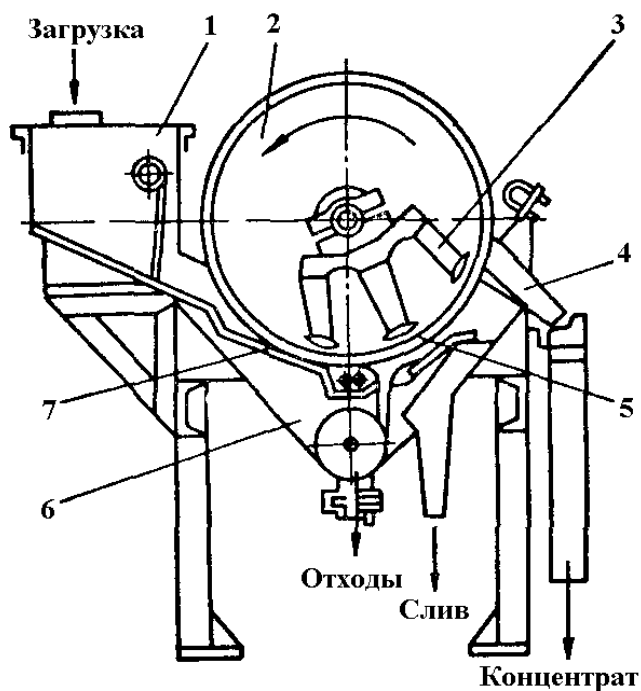


Рисунок 4.19 – Устройство барабанного магнитного сепаратора с прямоточной ванной

Немагнитные частицы (отходы) под действием силы гравитации попадают вниз, а магнитные (концентрат) – притягиваются к барабану и увлекаются им до разгрузочного лотка 4. По выходу из зоны действия магнитного поля концентрат отстает от барабана и попадает на лоток 4. Кроме того, сюда подается струя воды для смыва оставшегося на барабане концентрата. Производительность сепаратора с барабаном

диаметром 600 и длиной 1500 мм, вращающегося со скоростью 40 об/мин, составляет 12–45 т/ч в зависимости от крупности частиц обогащаемой руды (степень извлечения железа до 82%).

При обогащении тонкоизмельченного материала в прамоточных сепараторах не все частицы рудного минерала успевают притянуться к барабану и попадают в отходы. Применение противотока устраняет этот недостаток – поток исходного материала движется навстречу вращающемуся барабану. Он увлекает вверх концентрат, который сливается через специальный порог, а немагнитные частицы проходят под барабаном через ванну б и сливаются вниз. Такие сепараторы позволяют повысить степень извлечения железа до 90%.

При наличии в пульпе крупных зерен они осаждаются на дне подающего лотка и нарушают нормальную работу сепаратора. Применение полупротивоточных сепараторов устраняет этот недостаток. В нем частицы «набрасываются» на барабан снизу и концентрат движется по ходу его вращения, а отходы – против вращения.

Каждый из этих типов сепараторов имеет свои области применения, где они наиболее эффективны. Прямоточные сепараторы применяют при обогащении крупнозернистых руд и на первых стадиях обогащения, противоточные – при обогащении руд с крупностью частиц менее 2–3 мм, полупротивоточные – с крупностью частиц менее 0,3 мм.

4.5 Обжиг шихтовых материалов

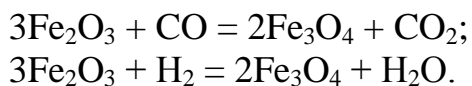
Первоначальной целью обжига руды было удаление влаги из бурых железняков и летучих веществ из сидеритов, удаление серы, улучшение восстановимости руды вследствие повышения пористости и растрескивания. Однако, с появлением и быстрым развитием агломерации такой обжиг стал ненужным, так как при спекании руд все эти задачи выполнялись вместе с окускованием.

В настоящее время производят обжиг известняка, который в дальнейшем используется в процессе агломерации.



Так же проводят магнетизирующий обжиг с целью повышения магнитных свойств, для последующего обогащения.

Восстановительный, или магнетизирующий, обжиг – это перевод слабомагнитных минералов железных руд в магнитные с целью последующего обогащения магнитной сепарацией. Такой обжиг проводится в восстановительной атмосфере, т.е. при сжигании топлива с коэффициентом избытка воздуха меньше единицы, или с помощью вводимого со стороны восстановительного газа. Восстановителем при магнетизирующем обжиге являются оксид углерода (CO) и водород, получаемые при сжигании твердого, жидкого или газообразного топлива, или природный газ, содержащий метан. Восстановление протекает по реакциям:

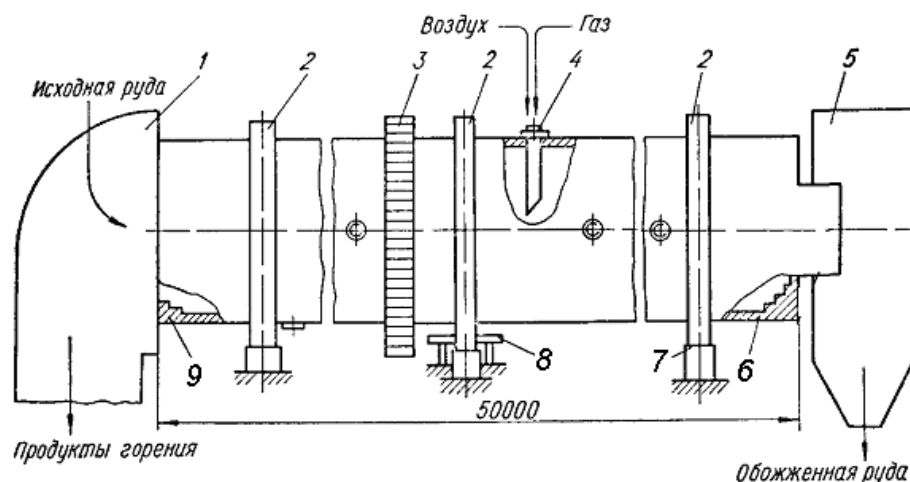


Технология такого обжига имеет свои закономерности, поскольку при чрезмерном развитии восстановительных процессов появляется опасность «перевосстановления», т.е. дальнейшего восстановления магнетита и потеря им магнитных свойств. Поэтому обжиг нужно организовать так, чтобы скорость процесса восстановления не превышала скорости диффузионных процессов, т.е. поступления восстановителя к фронту реакции и отвода газообразных продуктов восстановления (CO₂, H₂O). Такие условия достигаются при большой скорости газов (>1 м/с), небольшой крупности частиц материалов (<5 мм), невысоких температурах и концентрации восстановителя (температура ниже 800 °С, концентрация меньше 10%). Обожженный материал при охлаждении нужно изолировать от кислорода, иначе он окислится и потеряет приобретенные магнитные свойства.

Для магнетизирующего обжига руд применяются трубчатые печи, печи с кипящим слоем (реакторы) и шахтные печи.

Трубчатые печи являются наиболее освоенными агрегатами и практически единственными, нашедшими промышленное применение (рисунок 4.20). Печь представляет собой длинную вращающуюся трубу, в которой, пересыпается руда. Навстречу потоку руды движется поток восстановительных газов, подаваемых с торца и вдоль печи.

Печь футерована внутри шамотным кирпичом. На внутренней поверхности ее могут быть вмонтированы пересыпные лопасти из жаростойкой стали, которые, однако, способствуют быстрому износу футеровки и интенсивному пылеобразованию.



1 – загрузочная головка; 2 – бандаж; 3 – венцовая шестерня; 4 – периферийные горелки; 5 – разгрузочная головка; 6, 9 – соответственно разгрузочный и загрузочный пороги; 7, 8 – соответственно опорный и упорный ролики.

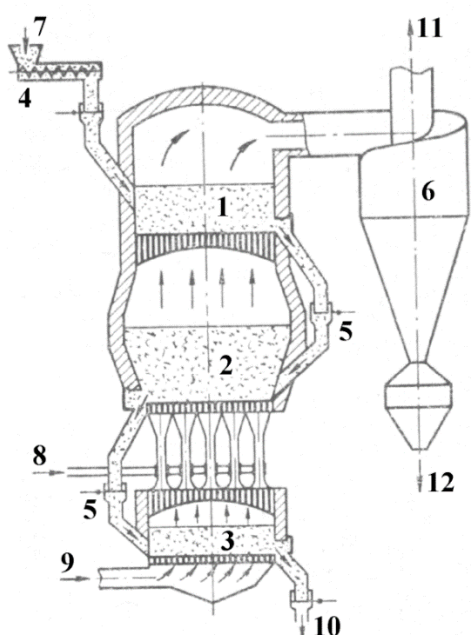
Рисунок 4.20 – Схема трубчатой вращающейся печи (50x3,6 м) для магнетизирующего обжига руды

Печь устанавливается с наклоном 3° и вращается со скоростью 0,68–1,36 об/мин. Она отапливается природным газом 12-ю периферийными горелками, расположенными по спирали, что обеспечивает определенное распределение температуры по длине печи. К горелкам с помощью специальных устройств подведены газ и воздух.

Частицы исходной руды крупностью 0–25 мм с добавкой небольшого количества твердого восстановителя в виде бурого угля подаются весовым дозатором в печь. Перемешиваясь в печи в течение 1,5–2 ч, руда нагревается до 700–800 °С и обрабатывается восстановительными газами.

Обожженная руда выгружается в специальный охлаждающий барабан с водой, где охлаждается без контакта с кислородом. Производительность такой печи составляет до 1000 т руды в сутки. Преимуществами трубчатых печей являются возможность обжига в них руд с различной крупностью частиц, применения разнообразного топлива и сравнительно низкий его расход – 4,5–5,5% у.т. от массы руды.

Более совершенными в технологическом отношении являются печи кипящего слоя, основным элементом которых служит горизонтальный под с большим количеством отверстий специальной конструкции. Если через слой мелкой руды, помещенной на такую решетку, снизу вверх продувать газ, то при достижении определенной скорости его движения слой переходит во взвешенное состояние. При этом сыпучий материал приобретает некоторые свойства жидкости: поверхность слоя всегда горизонтальна, материал может «переливаться» через перегородки. По внешнему виду из-за интенсивного взаимного перемещения частичек слой материала напоминает кипящую жидкость, поэтому его называют «кипящим».



1 – зона подогрева; 2 – зона обжига; 3 – зона охлаждения; 4 – питатель; 5 – переточные устройства; 6 – пылеуловитель; 7 – исходный материал; 8 – газ-восстановитель; 9 – холодный газ (воздух); 10 – обожженный материал; 11 – очищенный газ; 12 – пыль

Рисунок – 4.21 – Схема печи кипящего слоя

Большая поверхность контакта твердого материала и газа обуславливает высокую интенсивность протекания химических реакций, теплообмена; температура материала по высоте слоя практически одинаковая.

Для повышения экономичности печи кипящего слоя делают обычно многоподовыми, или многозонными (рисунок 4.21).

Поток газа в них проходит последовательно несколько слоев – зон. Сыпучий материал с помощью специальных переточных устройств «перетекает» ему навстречу сверху вниз из одной зоны в другую. Печи кипящего слоя не нашли пока широкого распространения в черной

металлургии, они находятся в стадии конструктивных доработок и промышленного освоения.

Несмотря на то, что магнетизирующий обжиг позволяет получать железорудные концентраты высокого качества, этот способ подготовки из-за своей высокой стоимости применяется только в тех случаях, когда другие способы обогащения не дают удовлетворительных результатов.

4.6 Усреднение материалов

Железные руды по условиям залегания и добычи всегда имеют непостоянный химический состав. Значительные и частые колебания содержания железа и пустой породы в рудах вызывают нарушение теплового состояния доменной печи (повышение его приводит к разогреву печи, а снижение – к похолоданию) и химического состава шлака. Это приводит к нарушению ровного хода печи, опасность похолодания заставляет вести процесс с резервом теплоты, т.е. с перерасходом кокса. При этом снижается производительность печи и ухудшается качество выплавляемого чугуна. Изменение гранулометрического состава шихты вызывает нарушение установившегося распределения материалов на колошнике и изменяет распределение газового потока.

Для недопущения этого плавка должна вестись на шихте стабильного состава. Опыт работы доменных печей установлено, что при снижении колебаний железа в шихте с 2,5 до $\pm 0,5\%$ производительность доменных печей повышается почти на 7%.

Наиболее эффективным способом стабилизации состава руды является *усреднение*. По существу усреднение – это смешивание больших масс материала с целью увеличения его однородности, в первую очередь по химическому составу.

Технико-экономическое значение усреднения шихтовых материалов непрерывно возрастает – интенсификация доменного процесса придает различным нарушениям процесса все большую опасность и, следовательно, требует стабильного качества шихты. Если раньше допускались отклонения от среднего содержания железа в рудах и агломератах на $\pm 1,0\%$, то теперь $\pm 0,50\%$ и ниже.

Стабильность химического состава шихтовых материалов оценивают по изменению содержания железа, кремнезема и индекса основности. Обычно руду и концентрат оценивают по колеблемости содержания железа, а агломерат – по колеблемости индекса основности.

Колебания содержания компонента в материале можно оценить по абсолютному и среднему квадратическому отклонениям. Абсолютное отклонение оценивается максимальными отклонениями в обе стороны от среднего арифметического значения содержания данного компонента. Если, например, при среднем содержании железа в руде $Fe_{cp} = 55\%$ отклонения в обе стороны не превышают $\pm 1,5\%$, то считается, что колебания укладываются в интервал $\Delta = \pm 1,5\%$.

Среднее значение содержания компонента в материале определяют среднеарифметическим содержанием компонента \bar{a} по данным разовых анализов проб:

$$\bar{a} = \Sigma a / n ,$$

где a – содержание компонента в разовой пробе; n – число разовых проб.

Колебания содержания компонента оценивают по абсолютному или среднеквадратичному отклонению от среднего значения. Абсолютным отклонением Δ называется максимальное отклонение в обе стороны от среднего значения содержания компонента выраженное в абсолютных процентах.

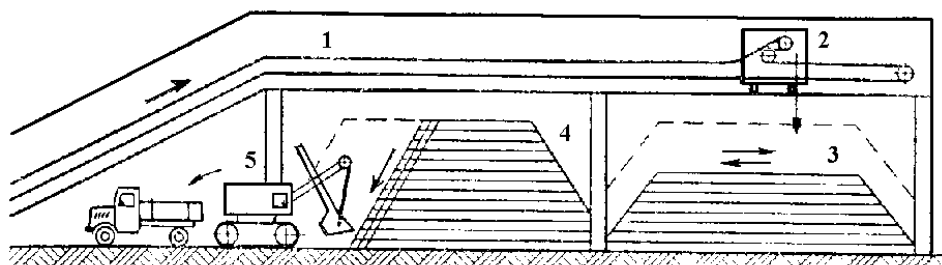
Обычно колеблемость содержания компонентов шихтовых материалов подчиняется закону нормального распределения Гаусса. Поэтому среднеквадратичное (стандартное) отклонение от среднего содержания компонента определяется выражением:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\Sigma(\bar{a} - a)^2}{n}} .$$

Практически усреднение производят следующим образом. Штабель формируется из большого числа (до 1000) тонких горизонтальных слоев материала (рисунок 4.22). При этом предполагается, что состав каждого отдельного слоя по длине штабеля остается постоянным. Забор материала производится с торца штабеля,

одновременно захватывая все слои по высоте. В результате химический состав каждого объема забранного материала практически одинаков.

Процесс усреднения стараются производить на всех этапах переработки руды, начиная от карьера и заканчивая бункерами доменного цеха.



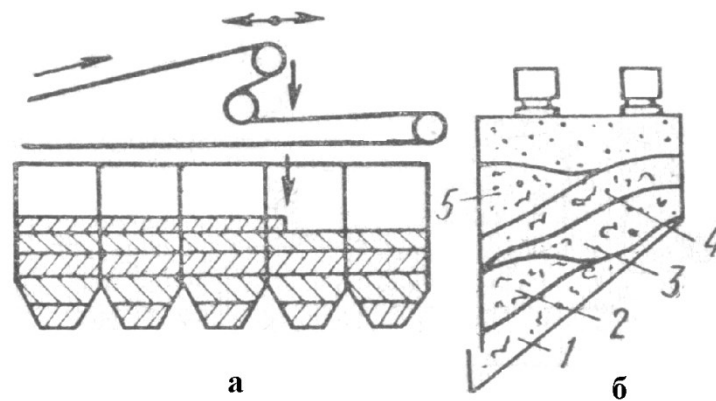
1 – подающий конвейер; 2 – саморазгружающаяся тележка; 3 – формируемый штабель; 4 – штабель под разгрузкой; 5 – экскаватор

Рисунок 4.22 – Усреднительный склад

Длина сформированного штабеля равна 40 м, высота 14-15, ширина штабеля у основания 38-40 м. Количество материала в штабеле достигает 18-20 тыс. т. Отгрузка руды из несформированного штабеля недопустима.

Требование послойной укладки предъявляется также и при складировании в бункерах. Это достигают транспортной загрузкой руды в бункера с передвигающейся сбрасывающей тележкой (рисунок 4.23, а) или последовательным чередованием разгрузки вагонов, стоящих на параллельных путях над бункерами (рисунок 4.22, б). При разгрузке бункеров происходит перемешивание послойно загруженной руды и выравнивание ее химического состава.

Железные руды и концентраты подвергают усреднению и на складах металлургического завода. На рисунке 4.23 приведена типовая схема усреднения материалов на рудном дворе доменного цеха или аглофабрики. В состав рудного двора входят рудный перегружатель 5, вагоноопрокидыватель 4, приемная траншея 6 и погрузочный экскаватор 1. Перегружатель перекрывает рудный двор по ширине и может перемещаться вдоль него. Оси штабелей располагают по ширине двора. Поступающую в вагонах руду определенного класса при помощи вагоноопрокидывателя разгружают в приемную траншею.



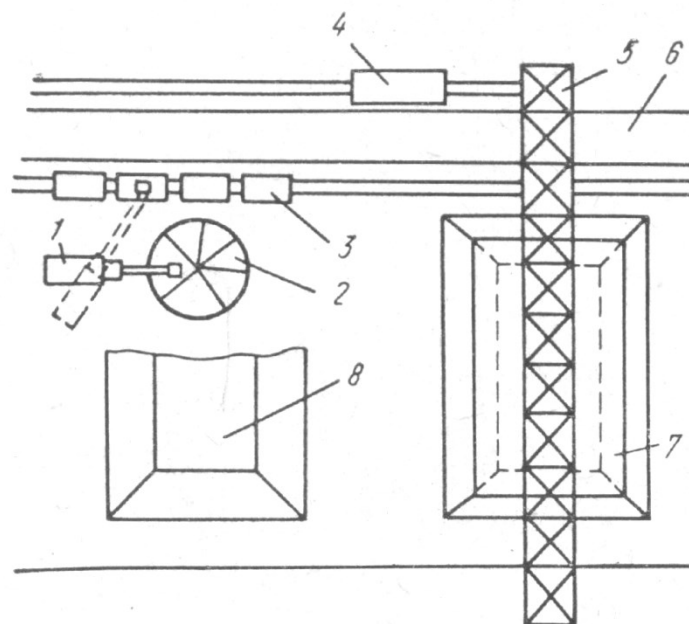
1-5 – последовательность чередования разгрузки вагонов с параллельных путей

Рисунок 4.23 – Схема послойной загрузки руды и бункера при помощи транспортера с передвигающейся сбрасывающей тележкой (а) и при загрузке из вагонов (б).

В начале укладки штабеля перегружатель устанавливают у его границы. Грейфер перегружателя, забрав руду из траншеи в количестве 10-15 т, при движении вдоль оси перегружателя слегка раскрывается и руда тонким слоем рассыпается по длине формируемого штабеля. Эту операцию продолжают, пока высота гребня руды не достигнет 0,5-0,7 м. После этого перегружатель перемещают вдоль рудного двора примерно на полное раскрытие грейфера и параллельно первому гребню насыпают второй, третий и т.д., пока не дойдут до противоположной границы штабеля. Затем перегружатель перемещают в обратном направлении, насыпая гребни руды между ранее образованными гребнями. После окончания формирования штабеля приступают к укладке второго штабеля, а из первого руду забирают грейфером вразрез штабеля и насыпают конус 2. Из конуса руду экскаватором грузят в вагоны и подают в приемные бункера аглофабрики.

Таким же способом усредняют и поступающий на завод железорудный концентрат. Сейчас на многих заводах в штабель концентрата частично укладывают агломерационную руду и известь. Добавка руды в концентрат способствует его разрыхлению, а добавка извести – снижению влажности и смерзаемости в зимнее время и лучшему усвоению ее в процессе подготовки шихты для окускования. На некоторых заводах емкость штабеля достигает 200-250 тыс. т. При соблюдении установленных правил усреднения на рудном дворе можно

достичь степени усреднения, характеризующейся максимальным отклонением $\pm 0,5\%$ и коэффициентом усреднения равным 2,6-2,8.



1 - экскаватор; 2 - конус шихты; 3 – железнодорожные вагоны; 4 - вагоноопрокидыватель; 5 - рудный перегружатель; 6 - приемная траншея; 7 - формируемый штабель; 8 - формируемый штабель

Рисунок 4.23 – Типовая схема усреднения материалов на рудном дворе доменного цеха или аглофабрики

Последний этап усреднения руд и концентратов осуществляется в приемных и шихтовых бункерах аглофабрики и в процессе подготовки шихты к спеканию.

Наиболее эффективным, но и наиболее дорогостоящим является усреднение на специальных рудоусреднительных складах. При помощи системы транспортеров и разгрузочных тележек способом послойной укладки формируется несколько пар штабелей руды. Коэффициент усреднения руды на этих складах составляет 3—8 и более.

Эффективность процесса усреднения металлургической шихты чаще всего контролируют, пользуясь понятиями коэффициентов однородности и вариации.

Коэффициент однородности:

$$KO = \frac{X_{cp} - \Delta X_{cp}}{X_{cp} + \Delta X_{cp}},$$

где $X_{cp} = \frac{\sum X_i}{n}$ – среднее арифметическое значение параметра;

$\Delta X_{cp} = \frac{\sum |X_{cp} - X_i|}{n}$ – среднее абсолютное отклонение.

Коэффициент вариации:

$$KB = \frac{\sigma}{X_{cp}},$$

где $\sigma = \sqrt{\sum \frac{[X_{cp} - X_i]^2}{n-1}}$ – среднее квадратичное отклонение параметра.

5 РАЗНОВИДНОСТИ СОВРЕМЕННЫХ МИНИ-ЗАВОДОВ И ПРИМЕНЯЕМЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

5.1. Виды продукции, освоенной мини-заводами

Номенклатура продукции, выпускаемой мини-заводами, характеризуется большим разнообразием и может включать в себя все виды традиционной продукции металлургических комбинатов, за исключением незначительного числа видов, например рельсового проката. В течение многих десятилетий ее структура неоднократно изменялась: первые мини-заводы, находящиеся в эксплуатации в США АО Второй мировой войны, выпускали сортовой прокат и поковки из высококачественной стали, затем по мере совершенствования электросталеплавильного производства и применения непрерывной разливки стали оказалось рентабельным производство на мини-заводах сортового и мелкосортowego проката, в том числе арматуры из рядовых марок стали, и, наконец, начиная с 80-х годов прошлого столетия бурными темпами развивается производство полосового проката, в том числе холоднокатаного из сложных марок стали, включая нержавеющие, а также многих других видов высококачественной продукции.

Прокат делится на толстолистовой (>4 мм) и тонколистовой (<4 мм), сортовой (крупносортовой - 300x300, диам. до 120; балки №200, среднесортовой 170x170, диам. до 75; балки № 90, мелкосортовой - 80x80, диам. до 30; балки №40 и катанка диам. до 6-10), трубы (бесшовные и сварные - прямошовные и спиральношовные, фасонные, тонкостенные и пр.), специальный прокат (точные заготовки, гнутые профили и др.).

Сортовой прокат, в свою очередь, также делится на простые профили (круг, квадрат, полоса), фасонные общего назначения (швеллеры, равнобокие и неравнобокие уголки, тавры, двутавры, Z-образные), фасонные специального назначения сложного поперечного сечения для сельхозмашиностроения, судостроения, строительства, нефтегазовой и горнорудной промышленности.

На ранних стадиях развития мини-заводов преобладающим видом продукции наряду с сортовым и мелкосортowym прокатом были товарные заготовки - сортовые и слябовые. До настоящего времени многие мини-заводы, перерабатывая металлолом и/или различные виды предварительно восстановленного железосодержащего сырья, особенно

на ранних этапах развития, ограничиваются выпуском сортовой товарной заготовки преимущественно сечением от 100x100 до 150x150 мм, диаметром 100-175 мм или слябов сечением 300-400x1100 мм. Как правило, производство развивается дальше, с переработкой собственной заготовки в различные виды сортового, мелкосортowego и полосового проката, а в отдельных случаях - и в современных условиях заканчивается выпуском товарной заготовки.

Минимальные размеры заготовки определяются сечением готового проката и необходимостью многократной деформации металла для получения требуемой микроструктуры.

Преобладающим видом прокатной продукции зарубежных заводов является мелкий и средний сорт (строительная арматура, катанка диаметром от 5,5 до 12 мм, круглые, квадратные и шестигранные прутки, уголки с шириной полки до 125 мм, швеллеры с высотой полки до 180 мм из углеродистых и низколегированных сталей, металлокорд, канатная сталь и др). Иногда в состав продукции мини-заводов включают трубные заготовки, штрипс, бесшовные трубы.

Наиболее распространенный вид продукции мини-заводов - строительная арматура периодического профиля из рядовых и низколегированных марок стали диаметром от 6 до 36 мм в бунтах (диам. 6-12 мм) и прутках длиной от 6 до 12 м. В конце 70-х гг. XX в. в США на долю мини-заводов приходилось около 13% арматурной стали, при этом крупные интегрированные заводы черной металлургии классического типа постепенно прекращали выпуск арматурного проката, уступая эту продукцию мини-заводам.

В связи с преобладанием в сортаменте строительной арматуры и относительно невысокими требованиями по ее качеству сложилось представление об исключительной ориентации мини-заводов на продукцию рядового назначения. Между тем на протяжении всей истории мини-заводов определенную часть их продукции составляла продукция из высококачественных сталей ответственного назначения. В последние годы наблюдается тенденция к повышению качества арматуры, переход к выпуску термообработанной высококачественной арматуры. Сортвые мини-заводы, как правило, параллельно выпускают катанку диам. от 5,5 до 48 мм, квадрат, шестигранник, а при незначительной доработке - другие виды сортового и мелкосортowego

проката эквивалентной площади сечения (узкие полосы, уголки, швеллеры и др.).

При этом ужесточаются требования по качеству стали, в том числе по содержанию примесей цветных металлов. Отечественные стандарты допускают суммарное содержание Cu, Sn, Cr, Mo в арматурной стали до 0,8%, в катанке для последующей переработки до 0,6%, а в стали под холодную высадку и для метизов до 0,28%.

Одним из наиболее актуальных видов продукции мини-заводов является стержневая арматура периодического профиля. Для производства ненапряженного железобетона используется в основном гладкая стальная арматура класса А240, горячекатаная, термически упрочненная и холоднодеформированная с периодическим профилем классов А400 (Л-Ш), В-400, А500 (А-500С и А-500С11) и В500. Арматура диам. от 10 до 40 мм выпускается в виде стержней, от 6 до 12 мм - в бунтах. При этом за рубежом в большом количестве в бунтах производится строительная арматура диам. 14-16 мм, а иногда и диам. 20-22 мм. Применение арматуры в бунтах практически исключает отходы при заготовительных операциях и позволяет механизировать производство сварных арматурных сеток.

В последние годы на зарубежных мини-заводах, главным образом в США, получило распространение производство сортовых профилей из высококачественных сталей и сплавов (SBQ - special bar quality), до 42% которых используется в автомобильной промышленности Европы, Японии и Северной Америки. В США - это один из наиболее быстрорастущих видов продукции.

Известны примеры производства на мини-заводах легированных сталей для подшипниковой и авиационной, оборонной отраслей промышленности, станкостроения и др. Подобная продукция требуется в широком марочном и профильном сортаменте, но в относительно небольших объемах.

Наряду с мелким и средним сортом продукция мини-завода может включать балки и крупногабаритные профили.

В некоторых случаях методом центробежного литья (в Японии, Франции и США) получают круглую трубную заготовку, в частности на заводе в т. Джексон (США) литьем во вращающийся кристаллизатор

отливали заготовку диам. 115- 180 мм, предназначенную для изготовления бесшовных труб.

С середины 70-х гг. прошлого столетия отдельные мини-заводы перешли к выпуску полосового и широкополосового горячекатаного и холоднокатаного проката. Так, например, на мини-заводе Alphasteel (Южный Уэльс, Великобритания) еще в 1981 г. производили плоский прокат толщиной 2-12,5 мм в виде 19-т рулонов шириной до 1500 мм, рулонов меньшей ширины массой до 5 т, а также тонко- и толстолистовой прокат заданных размеров. Широкий сортамент производимой продукции обеспечивает удовлетворение потребностей в плоском прокате самых разнообразных потребителей.

Современные технологии позволяют производить горячекатаные полосы с толщинами, служебными характеристиками и качеством поверхности, которые ранее достигались исключительно холодной прокаткой и в основном на традиционных металлургических комбинатах. Доля широкополосового холоднокатаного проката в продукции мини-заводов постоянно увеличивается, однако современные технологии позволяют получать горячекатаный лист толщиной менее 1 мм из сложных марок стали (автолист, электротехнические стали и др.) с высоким качеством, не уступающем качеству холоднокатаного листа.

По разным оценкам, от 25 до 50% холоднокатаной полосы толщиной менее 1,5 мм может быть заменено тонкой горячекатаной полосой.

Как правило, современные полосовые мини-заводы используют литейно-прокатные агрегаты, основанные на максимальном приближении размеров отливаемой заготовки к размерам готовой продукции (CSP, ISP, ESP, Conroll, Caslrip и др.).

Динамика увеличения доли мини-заводов в общем объеме производства и изменения в сортаменте выпускаемой продукции могут быть проиллюстрированы на примере США, где подобные предприятия получили наиболее широкое распространение (рисунок 5.1).

Если в 1995 г. получение холоднокатаной полосы на мини-заводах представлялось весьма перспективным в более или менее отдаленном будущем, то сегодня эта идея успешно реализуется. Мини-заводы первой волны (50-60-е годы XX в.) производили значительную часть специальной металлопродукции и некоторое количество длинномерного

проката (всего 15% общего выпуска); в 1970-1980-е гг. на долю мини-заводов приходились весь объем специальной металлопродукции и значительная часть длинномерного проката, а суммарный выпуск достиг 80% общего выпуска; в 1990-е - весь объем специальной металлопродукции, подавляющая часть длинномерного проката и заметная доля полосового проката (всего около 50%).

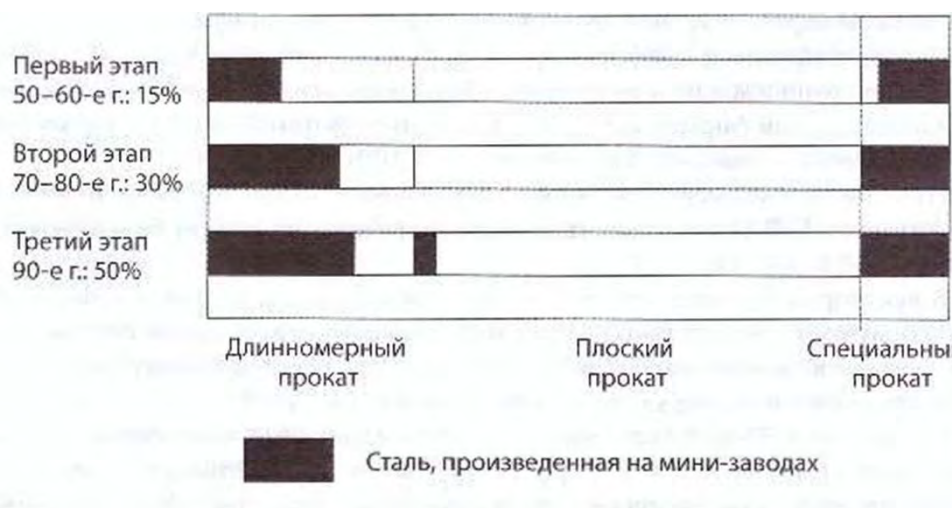


Рисунок 5.1 – Изменения в сортаменте продукции мини-заводов США

Марочный состав выпускаемой металлопродукции на некоторых мини-заводах также может колебаться в широких пределах: от рядовых марок стали общего назначения до инструментальной и высоколегированной коррозионно-, кислото- и жаростойкой стали с содержанием хрома >20% и никеля >15%, как, например, на металлургическом предприятии компании Deutsche Edelstahlwerke GmbH (DF.W) в г. Зигене (Германия). Наряду со слитками высококачественной стали предприятие выпускает длинномерный прокат диам. от 5,5 до 80 мм. Мини-завод фирмы Badische Stahlwerke в г. Келе (Германия) выпускает как низкоуглеродистую (0,1% C), так и высокоуглеродистую (0,8% C) сталь. Существует уже большое количество мини-заводов, выпускающих прокат из нержавеющей стали.

По многим случаям сортамент выпускаемой продукции носит комбинированный характер, продукция выпускается на параллельных линиях (модулях) одного завода. Примером может служить мини-завод

Halyps в Греции, выпускающий штрипсы и сортовой прокате применением комбинированного прокатного стана.

Хотя на каждом конкретном мини-заводе сортамент продукции, как правило, довольно узко специализирован в соответствии с основной концепцией создания и функционирования подобных предприятий, существует достаточно широкий сортамент выпускаемой мини-заводами продукции по геометрическим параметрам и химическому составу.

Известны примеры металлургических мини-заводов, выпускающих самую разнообразную металлопродукцию. Например, сортамент продукции Рсвдинекого метизно-металлургического завода, входящего в состав компании «Макси-групп», включает обычные метизные изделия: гвозди, саморезы, шурупы, проволоку, сетки и т.д.

На мини-заводе фирмы Acindar (Industria Argentina de Aceros S.A.) производится строительная арматура и трубы диам. 12-100 мм.

Мини-завод, разработанный и созданный фирмами T. Sendzimir и Termatool (США), предназначен для выпуска сварных труб наружным диаметром до 1200 мм и тавровых балок высотой до 460 мм.

Ряд заводов выпускает различные виды сортового проката из конструкционных, легированных, инструментальных и других сталей для различных отраслей промышленности. Во многих случаях к прокатному оборудован и ю добавляется проволочный блок, позволяющий получать горячекатану ю и холоднотянутую проволоку различных диаметров.

В некоторых случаях непрерывнолитые заготовки перерабатываются в готовую продукцию альтернативными методами. Например, на одном из первых миии-заводов на территории бывшего СССР в г. Сумы с применением процессовковки и механической обработки производят утяжеленные бурильные и ведущие трубы.

В настоящее время наблюдается тенденция к расширению марочного и профильного сортамента, при этом во многих случаях потребителям требуются малотоннажные партии проката (от 1 до 10 т).

Требования по качеству проката постоянно возрастают. Регламентируемая точность профиля стали круглого сечения и катанки составляет: $\pm 0,15$ мм (диам. 5,5-9 мм); $\pm 0,20$ мм (диам. 10 15 мм); $\pm 0,30$ мм (диам. 20-40 мм).

Допускаемая овальность профиля составляет около 50% от суммы допусков по диаметру. Прокат должен выпускаться со стабильными механическими свойствами по длине, с минимальным количеством окалины на поверхности, с предельным отклонением длины проката в пределах от ± 30 до ± 70 мм (в зависимости от длины), кривизна прутков - в пределах 0,2-0,4%.

Специализированные металлургические мини-заводы небольшой производительности - микро-заводы (мощностью от 10 до 120 тыс. т) целесообразно использовать для получения малотоннажных партий (от 1 до 10 т) фасонных профилей.

Концепция металлургического микро завода производительностью от 3 до 30 тыс. т металлопродукции в год предусматривает выпуск мелкосортной стали и прутков диаметром до 60 мм, прокатываемых заготовок машиностроительных деталей (валов, осей, пальцев и т.п.), полых заготовок с отношением диаметра к толщине стенки от 3 до 12; горячекатаной полосы толщиной от 3 до 12, шириной до 250 мм; сварных труб диам. от 32 до 76 мм, гнутых профилей в виде уголка и швеллера со стенкой толщиной от 3 до 6 мм из углеродистых и низколегированных сталей общего назначения. Возможно также производство спиральношовных труб различного диаметра.

Наряду с выпуском различных видов проката многие мини-заводы, обладающие высокоразвитым ломоперерабатывающим и электросталеплавильным производством, включая внепечную обработку и непрерывную разливку, применяют центробежное литье для получения трубных заготовок и на заключительных стадиях - кузнечнопрессовое оборудование для производства широкого сортамента поковок; ряд мини-заводов (главным образом, в машиностроительной отрасли) выпускает высококачественные отливки и поковки.

Широкий спектр точных заготовок машиностроительных деталей и готовых изделий (шаров, втулок, осей, звездочек) может быть получен путем применения на заключительной стадии различного деталепрокатного оборудования.

Однако, несмотря на очевидные преимущества и возможность дальнейшего развития мини-заводов (уменьшение материальных и энергетических затрат, сокращение объема перевозок и др.), подобные предприятия не получили распространения в России, поскольку их

возможная производительность намного опережает потребности современного отечественного машиностроения.

Кроме того, производство заготовок, сечение которых приближается по форме и размерам к готовым деталям, требует применения сложного и дорогостоящего оборудования, не соответствующего специфике производства на мини-заводах.

В любом случае целесообразно сочетание деталейпрокатного оборудования с производством других видов проката. В настоящее время наблюдается тенденция к расширению сортамента и освоению производства новых видов продукции с целью обеспечения большей устойчивости предприятия на внутреннем и внешнем рынках.

При совпадении основных принципов построения и общих характеристик электросталеплавильного производства в зависимости от вида требований к выпускаемой продукции, типа МНЛЗ и прокатного оборудования мини-заводы можно разделить на полосовые, сортовые и комбинированные.

По мере восстановления и развития промышленного потенциала, в особенности машиностроительных, оборонных, станкостроительных предприятий, будет возрастать потребность в относительно небольших партиях высококачественной металлопродукции широкого марочного и профильного сортамента. Поскольку крупным металлургическим комбинатам сложно и часто невыгодно выполнять подобные заказы, можно прогнозировать увеличение доли мини-заводов в общем объеме металлургического производства, расширение их технологических возможностей и номенклатуры продукции.

5.2. Технологические схемы производства на мини-заводах

Технологические процессы, используемые на мини-заводах, определяются видами применяемого сырья, производственной мощностью, технологией основных реализуемых на предприятии металлургических переделов, наличием и параметрами имеющегося оборудования и производимой продукцией (назначением, марочным и геометрическим сортаментом).

В общем случае производственный процесс на мини-заводах включает в себя следующие этапы:

1) подготовка сырья - разделка, сортировка, очистка, пакетирование металлолома, производство металлизированных окатышей,

горячебрикетированного губчатого железа или жидкого чугуна бездоменными методами;

2) выплавка стали (или полупродукта для внепечной обработки) в дуговых сталеплавильных печах переменного или постоянного тока, индукционных печах и др.;

3) внепечная обработка стали при выпуске, разливке, в сталеразливочных ковшах и в агрегатах ковш - печь, вакууматорах и/или агрегатах конвертерного типа с целью удаления газов и неметаллических включений, легирования и модифицирования, удаления серы и фосфора, усреднения химсостава и температуры, обеспечения заданной температуры, оптимальной для разливки;

4) разливка жидкого металла в изложницы с получением слитков или непрерывными методами с получением сортовой заготовки, слябов (толстых, средних и тонких), трубной заготовки, заготовки для получения полосы;

5) транспортировка и подготовка заготовок к последующей пластической деформации (прокатке, ковке, прессованию): осмотр, контроль, зачистка поверхности, выравнивание температуры или нагрев; в последние годы широкое распространение получает совмещение литья с прокаткой, позволяющее исключить многие промежуточные операции;

б) обработка полученных заготовок методами пластической деформации (в основном прокатка, а также прессование или ковка); прокатка осуществляется в черновых и чистовых клетях сортовых, полосовых и специальных станов в зависимости от выпускаемой продукции, вида непрерывнолитой заготовки, производительности и многих других факторов.

Значительное число мини-заводов в начальном периоде или в течение своей деятельности постоянно ограничивается выпуском товарной заготовки.

В составе многих предприятий наряду с выпуском товарной заготовки или проката предусмотрено литейное производство.

Количество возможных вариантов технологических схем характеризуется значительным разнообразием, особенно при широком сортаменте выпускаемой продукции, включающем различные виды товарных заготовок, сортовой и полосовой прокат, другие изделия (поковки, трубы, прокатанные детали, метизы и др.). В этих случаях в

составе одного предприятия создаются различные технологические модули, соединяемые между собой последовательно или параллельно.

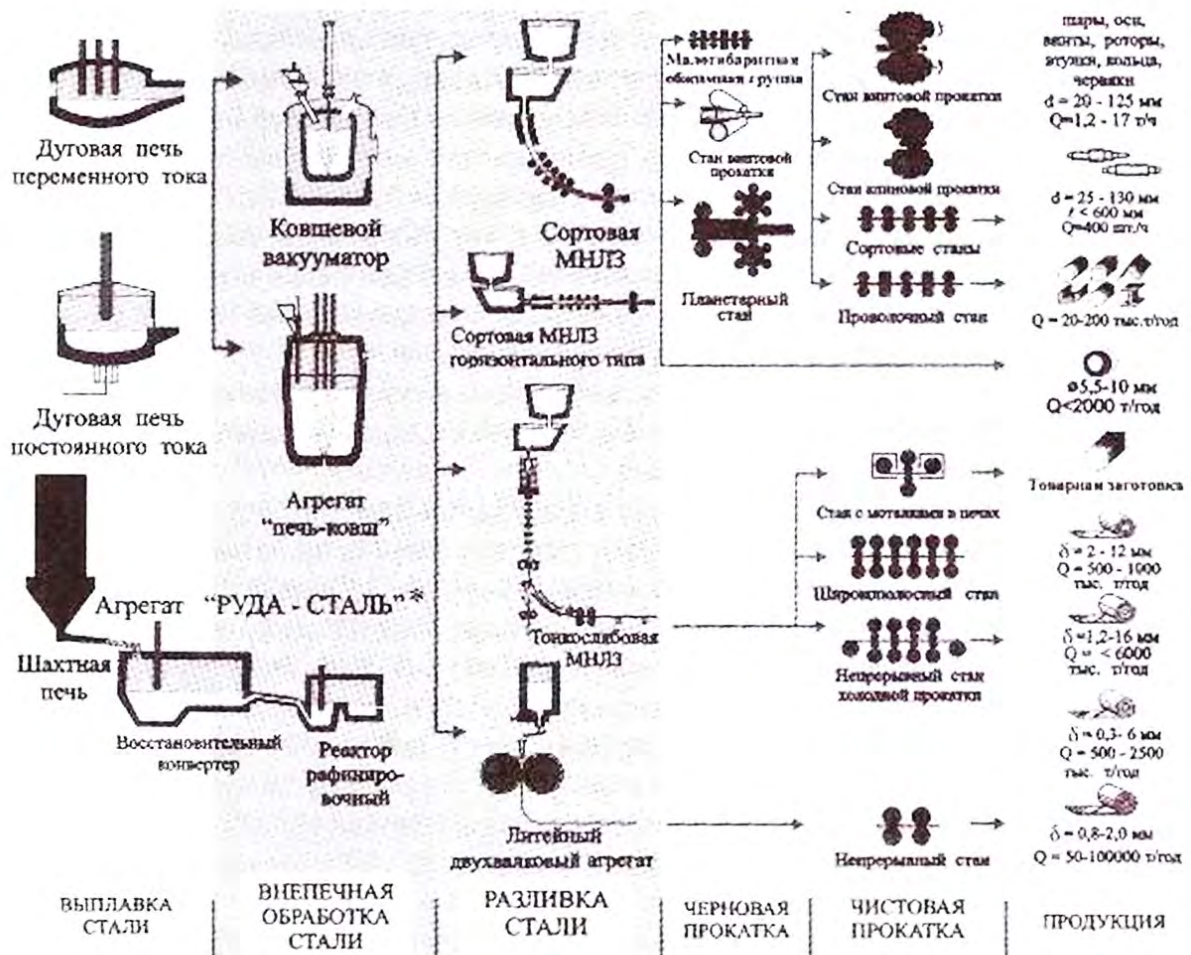
Общие технологические схемы производства могут существенно различаться в зависимости от применяемого сырья (подготовленный или неподготовленный скрап, металлизированные окатыши, горячебрикетированное железо, чушковый или жидкий чугун) и выпускаемой продукции (марочный состав стали, сортовой или полосовой, горячекатаный или холоднокатаный прокат, а также трубы, прокатанные детали, поковки, отливки и др.).

Известны также мини-заводы, выпускающие комбинированный сортамент продукции (сортовой и полосовой) с применением параллельных технологических линий (модулей).

Таким образом, технологические схемы мини-заводов в зависимости от конкретных условий могут изменяться от простых узкоспециализированных однониточных с ограниченным сортаментом продукции до сложных универсальных и многовариантных. Согласно одному из определений: мини-завод - это не набор конкретного оборудования, а производство с гибкой структурой, максимально адаптированное к местным условиям и потребностям рынка.

На рисунке 5.2 представлены возможные виды технологических процессов и применяемого основного оборудования (технологических модулей) с учетом различных вариантов исходного сырья, выплавки, разлива и последующей обработки (прокатки, прессования и литья) различных видов металлопродукции, получаемой на мини-заводах.

При проектировании литейно-прокатных агрегатов широко используется модульный принцип, заключающийся в создании объектов (машин, агрегатов, процессов и т.д.) из специализированных взаимозаменяемых блоков (модулей), набор которых определяется конкретными задачами и условиями. Как правило, литейно-прокатные агрегаты представляют собой, с одной стороны, наборы взаимозаменяемых функциональных модулей (МНЛЗ, режущие устройства, рольганги, нагревательные устройства, черновые и чистовые клетки, холодильники, моталки и т.д.), с другой - законченные модули различного назначения и производительности, которые могут применяться в различных сочетаниях в составе литейно-прокатных комплексов и мини-заводов.



* опытный агрегат конструкции ВНИИМЕТМАШа

Рисунок 5.2 – Основные варианты технологических модулей, применяемых на мини-заводах

Модульный принцип построения технологических схем позволяет из отработанных на практике взаимозаменяемых функциональных элементов создавать комплексные варианты технологических процессов с учетом применяемого сырья, поставленных задач (включая заданную производительность и требования к готовой продукции) и конкретных условий. Преимущества такого подхода к проектированию и изготовлению любых объектов техники связаны с высокой технологичностью изделий, значительным повышением их надежности и ремонтпригодности, расширением функциональных возможностей, существенным уменьшением сроков и стоимости изготовления, технологической гибкостью, возможностью быстрого расширения и перепрофилирования производства, модернизации и приспособления к изменяющимся условиям.

При этом создаются благоприятные условия для модернизации или перепрофилирования производства, сокращаются затраты на проектирование, сроки создания и освоения оборудования, а также сроки окупаемости капиталовложений.

5.2.1 Маршрутные технологии сталеплавильного производства

Существенно усложняют возможные технологические маршруты сталеплавильного производства разнообразный марочный и геометрический сортамент, высокие требования по качеству продукции и различные виды используемого сырья. Важную роль в выборе маршрутной технологии и состава оборудования играют масштабы производства. При создании мини-заводов относительно небольшой производительности путем перепрофилирования существующего производства следует учитывать имеющуюся инфраструктуру.

Характерной особенностью современных мини-заводов является наличие замкнутого цикла производства с высокими экологическими показателями и максимальной степенью утилизации образующихся отходов.

С момента появления первых мини-заводов и до настоящего времени основным сырьем является металлолом. Однако ухудшение его качества, в первую очередь загрязненность трудноудаляемыми примесями цветных металлов, а также трудности с его сбором, периодически обостряющийся дефицит в условиях постоянно ужесточающихся требований по качеству металлопродукции привели к необходимости использования в шихте в том или ином виде металлизированных (предварительно восстановленных) железосодержащих материалов и чугуна, получаемого бездоменными методами. При отсутствии стабильных источников подготовленного металлолома требуемого качества мини-завод должен оснащаться собственными производственными участками по разделке и сортировке металлолома, а также отделениями подготовки металлизированного сырья.

Организация собственного производства горячебрикетированного железа вблизи сталеплавильных печей и загрузки в горячем состоянии позволяет эффективно использовать полученное тепло и существенно снизить энергозатраты.

Маршрутные технологии сталеплавильного производства в зависимости от вида и качества применяемого сырья различаются составом, последовательностью операций и характеристиками агрегатов.

Б связи с высокой вероятностью нахождения в скрапе случайных трудноудаляемых примесей (Cu, Cr, Ni, Mo и др.) некоторые авторы считают допустимым применение его в качестве основного сырья для ДСП, исключительно при производстве сортового (длинномерного) проката, но не для плоского проката, нуждающегося в более жестком регламентировании химического состава. Однако существуют различные методы решения данной проблемы, среди которых наиболее реальным является добавка в шихту чистого металлолома или предварительно восстановленного железа разных видов. Некоторые возможные технологические маршруты производства углеродистой стали из скрапа показаны на рисунке 5.3.

По данным фирмы SMS Demag, при разбавлении металлолома предварительно восстановленными железосодержащими материалами (железом прямого восстановления или горячебрикетированным железом) вероятная концентрация случайных примесей снижается и появляется возможность выплавки в ДСП стали более ответственного назначения (рисунок 5.4). На рисунке 5.5 показаны технологические маршруты сталеплавильного производства с применением комбинированной шихты, включающей скрап, DRI/HBI, жидкий чугун, который может быть получен, например, в агрегате Согех или Ромелт.

На всех мини-заводах, применяющих непрерывную разливку стали, независимо от марочного состава и требований по качеству металлопродукции, целесообразно применение обработки в агрегате ковш-печь (АКП), обеспечивающей высокое качество непрерывнолитых заготовок, синхронизацию работы основных агрегатов электросталеплавильного цеха, увеличение скорости и повышение серийности разливки.

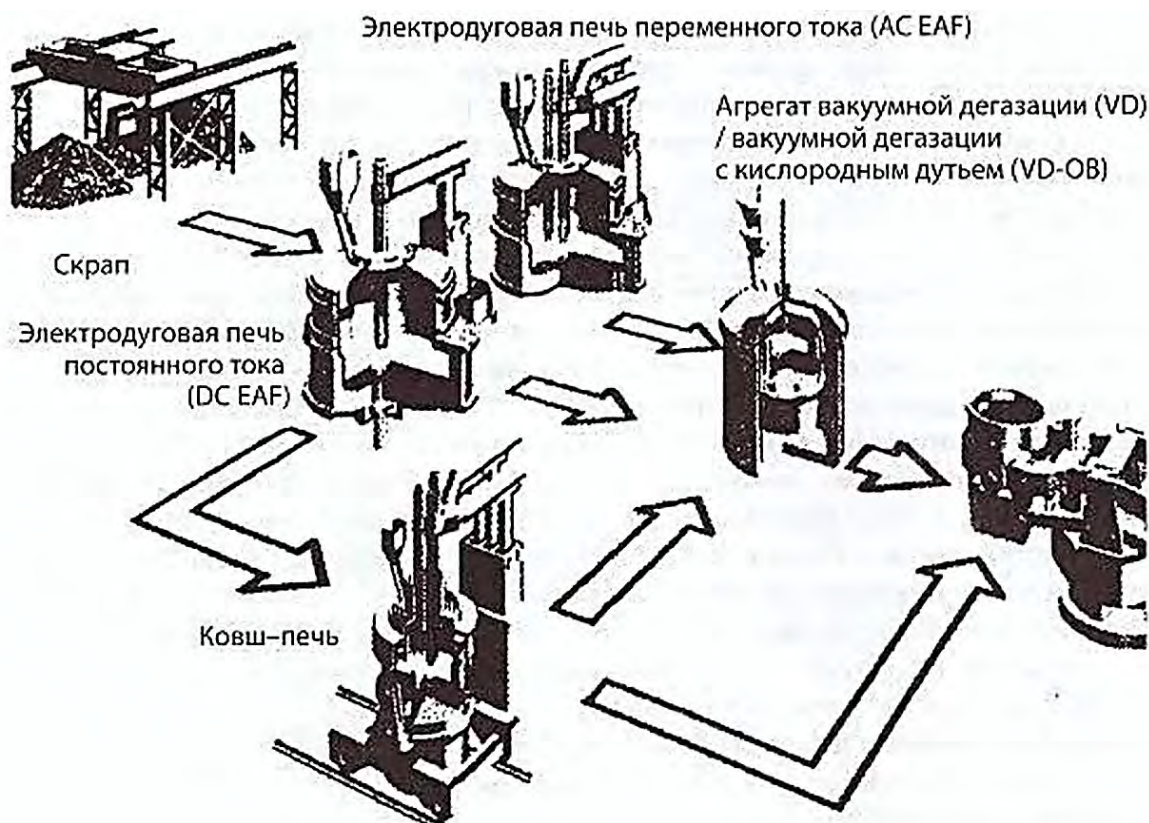


Рисунок 5.3 – Маршрутные технологии производства углеродистой стали из скрапа

Состав и параметры агрегатов внепечной обработки стали определяются назначением и сортаментом выпускаемой продукции. Возможна параллельная или последовательная обработка стали на различных стандах, что существенно расширяет технологические возможности оборудования и одновременно усложняет маршрутную технологию. При производстве стали сложных и высококачественных марок на мини-заводах получили широкое распространение ковшовые вакууматоры, в том числе и с применением окислительного вакуумирования путем продувки металла кислородом в вакууме. Производство высококачественной полосовой продукции толщиной менее 1 мм с содержанием углерода не более 30 млн^{-1} , кислорода не более 15 млн^{-1} , азота не более 20 млн^{-1} и серы не более 100 млн^{-1} предъявляет особые требования ко всем стадиям технологического процесса, начиная от подготовки исходного сырья до отделки готового проката. Подобную продукцию из стали различных марок до сих пор получают путем плавки в конвертерах, последующей обработки методами вторичной металлургии с удалением газов на вакуумной установке, разливкой

толстых слябов на установке непрерывной разливки стали и последующей прокаткой на черновых и чистовых прокатных станах. При использовании плавки в электродуговых печах металлического лома не удавалось достичь экстремально низкого содержания таких элементов, как С, К, S, O, а также снизить содержание таких вредных примесей, как Си и Zn, или это было связано с большими затратами.

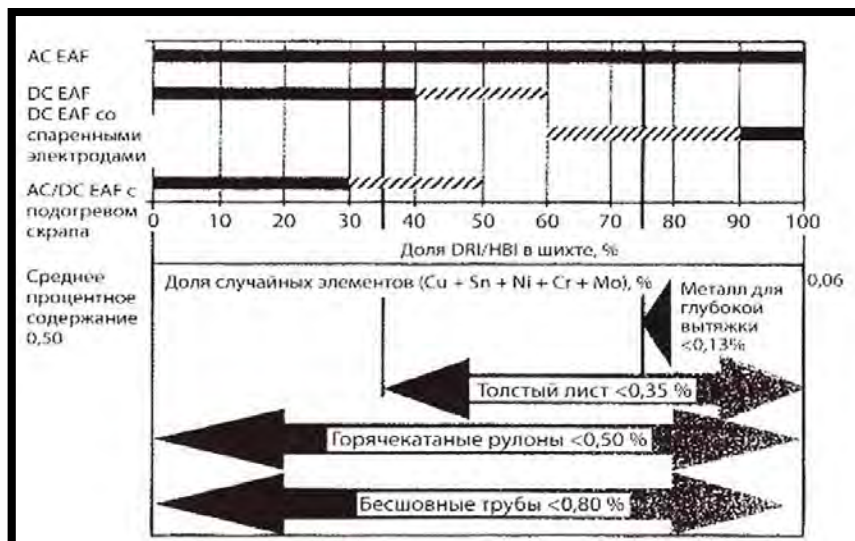


Рисунок 5.4 – Взаимосвязь состава шихты, применяемого сталеплавильного оборудования, доли случайных элементов в шихте и конечной продукции

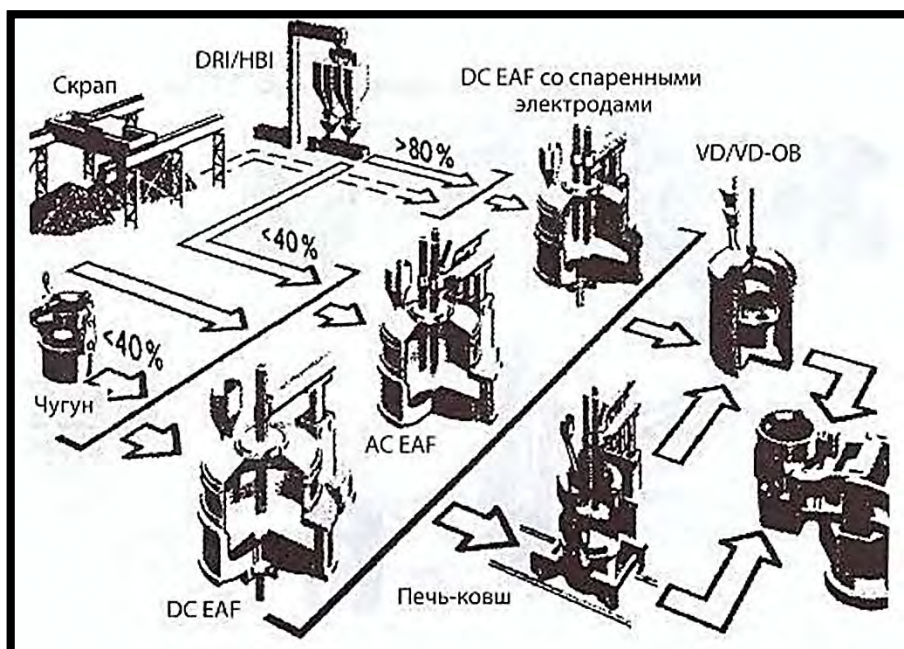


Рисунок 5.5 – Технологические маршруты сталеплавильного производства при использовании комбинированного сырья с выплавкой стали в ДСП

Такие технологические процессы не позволяли получить требуемое качество поверхности. Также не удавалось получить требуемые геометрические, физические и производственные свойства горячекатаной ленты из ULC и IF стали («ultra low carbon» и «interstitial free» - сталь с особо низким содержанием углерода и сталь, свободная от межкристаллических включений).

Наряду с процессами вакуумкислородного рафинирования (VOD и VD-OB), осуществляемыми в сталеразливочных ковшах, при производстве коррозионностойкой стали используют внепечную обработку стали в агрегатах конвертерного типа - AOD или MRP (рисунок 5.6).

Фирмой SMS DEMAG (Германия) предложены различные варианты способов получения высококачественной полосовой продукции с ультранизким содержанием углерода и высоким качеством поверхности, включающие получение жидкой стали в электродуговой печи или комбинированных агрегатах Conarc, внепечную обработку стали в агрегатах ковш-печь и вакууматорах (порционных, циркуляционных, ковшовых) в различных сочетаниях, последующее получение на установке непрерывной разливкой тонкослябовых заготовок, удаление окалины, частичное придание формы (предварительное обжатие), резку на заготовки определенной длины, удаление окалины, нагревание и выравнивание температуры в печи перед прокаткой с последующим удалением окалины и чистовую прокатку, смотку на первой, следующей непосредственно за последней чистовой клетью прокатного стана, наматывающей станции или осуществление альтернативной смотки позади участка охлаждения, регулирование конечной структуры на участке охлаждения на выходном рольганге и в итоге наматывание прокатного продукта на второй наматывающей станции.

Методами вторичной металлургии на базе тонких слябовых заготовок может быть получена стальная продукция, которая при высоком качестве поверхности имеет требуемую структуру и выпускается в виде рулона или отрезков ленты. Возможные варианты процессов получения полосовой продукции, требуемых параметров в зависимости от качества исходного сырья приведены на рисунке 5.7. Наряду с традиционными способами вторичной металлургии

предусмотрена возможность обработки расплава путем дегазации под дифференцированным давлением. На выходе из вертикального кристаллизатора тонкослябовой МНЛЗ предусмотрены сбив окалины и мягкое обжатие заготовки. После порезки и сбива окалины заготовки попадают в туннельную печь, где регулируется и выравнивается температура, а затем в индукционную печь. Путём регулирования атмосферы в печи снижается образование окалины. После сбива окалины заготовки проходят обжатие в черновой клетке и чистовую прокатку в клетках с промежуточным интенсивным охлаждением и поступают в моталку или на участок контролируемого ламинарного охлаждения с последующей смоткой на одной из двух моталок.

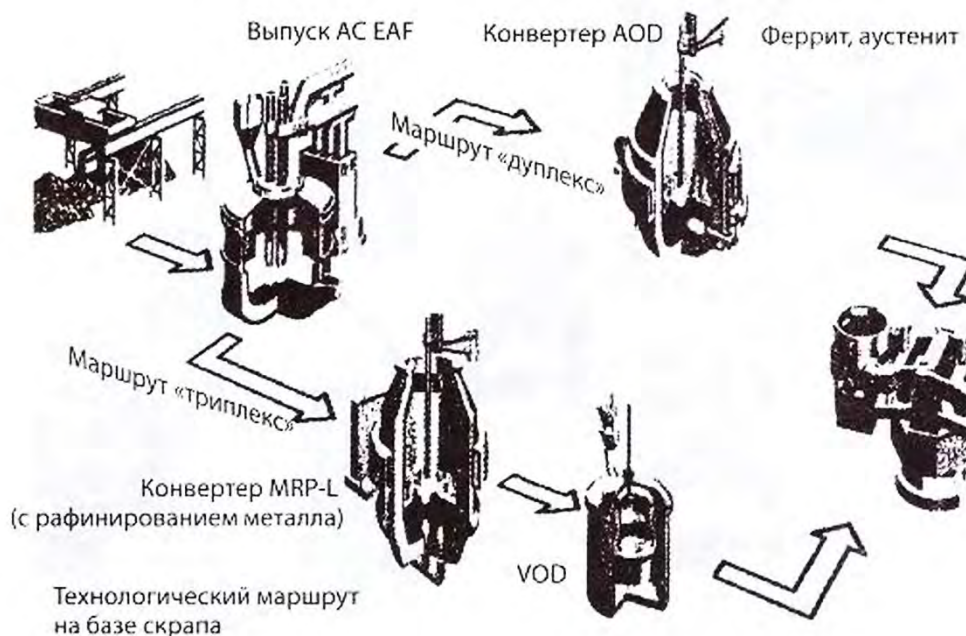


Рисунок 5.6 – Технологические маршруты производства коррозионностойкой стали на базе скрапа

На мини-заводах, производящих прокат из нержавеющей стали, используют также обработку стали в агрегатах конвертерного типа. При производстве особо низкоуглеродистой стали с высоким содержанием хрома процессы рафинирования с глубоким обезуглероживанием во избежание повышенного угара дорогостоящего хрома традиционно проводят в вакууме или инертной среде.

Последовательность процессов внепечной обработки может изменяться в зависимости от марки обрабатываемой стали и параметров конкретной плавки. Разнообразие выпускаемой продукции, в том числе и при одном виде исходного сырья, создаст предпосылки для применения различных маршрутных технологий.

Так, например, на металлургическом предприятии компании Deutche Edelstahlwerke GmbH (DEW) в г.Зигенс (Германия) вследствие большого разнообразия марочного сортамента выпускаемой стали - от нелегированной конструкционной и инструментальной до высоколегированной с содержанием $Cr > 20\%$, $Ni > 15\%$ применяют технологические маршруты с использованием различных видов внепечной обработки металла (рисунок 5.8).

Полученную сталь разливают в большинстве случаев непрерывным способом на блюмовые (крупносортовые), сортовые, слябовые, средне- и тонкослябовые заготовки или подкат толщиной до 5 мм на МНЛЗ различного типа. Выбор варианта непрерывной разливки, представляющей собой неотъемлемую составную часть технологического процесса современного мини-завода, определяется марочным и геометрическим сортаментом выпускаемой продукции и требованиями по ее качеству, производственной мощностью, габаритами производственных зданий и т.д. Сечение заготовки определяется необходимой и допускаемой степенью вытяжки, в современном производстве наблюдается тенденция максимального приближения сечения заготовки к размерам и профилю готового проката. При этом значительно возрастают требования по структуре непрерывнолитой заготовки, для чего в дополнение к обязательной обработке стали в ковше широко применяются эффективные меры, обеспечивающие повышение качества заготовки: защита струи, дополнительное рафинирование стали в промежуточном ковше и кристаллизаторе, электромагнитное перемешивание, мягкое обжатие слитка на выходе из кристаллизатора и др.

С целью сокращения энергетических затрат и экономии производственной площади путем максимального использования тепла полученной заготовки на современных мини-заводах все чаще применяют горячий посад заготовки в нагревательную печь или в первую

клеть обжимного стана и совмещение литья с прокаткой в единых агрегатах.

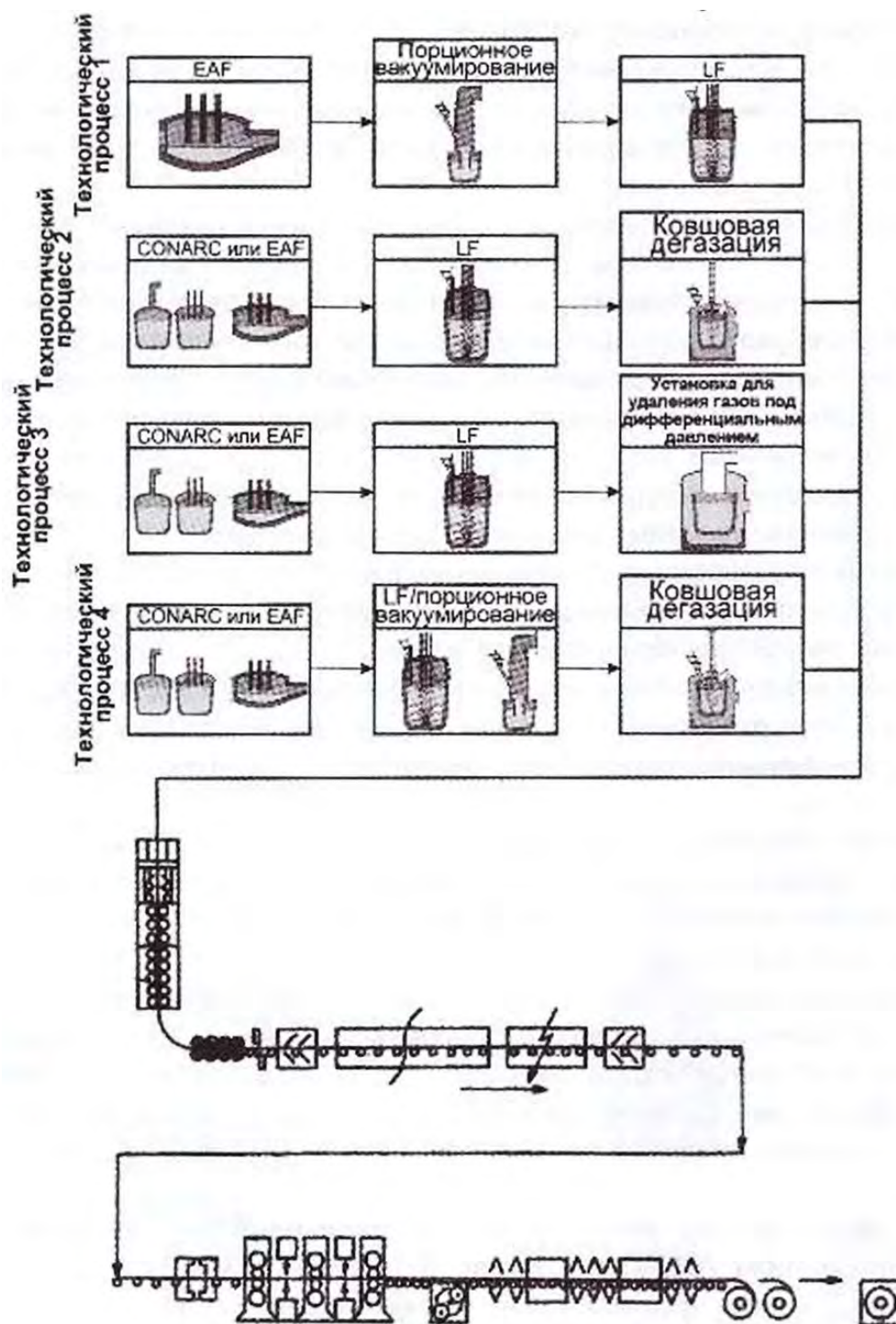


Рисунок 5.7 – Возможные варианты процессов получения полосового проката из высококачественной жидкой стали

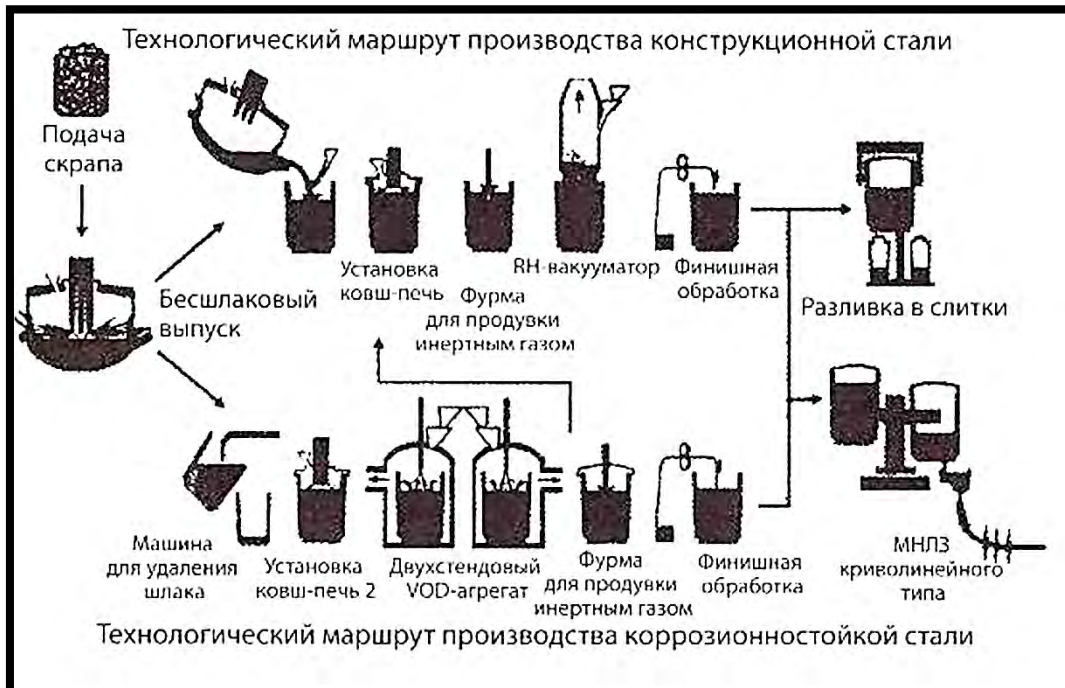


Рисунок 5.8 – Возможные технологические маршруты производства стали на мини-заводе в г. Зигенс (Германия)

При получении крупногабаритных изделий из высококачественной стали, преимущественно в собственном металлургическом производстве крупных машиностроительных заводов, широко применяется разливка в изложницы, как правило, с применением струйного вакуумирования, обеспечивающего глубокую дегазацию и эффективную защиту металла от окисления.

5.2.2 Маршрутные технологии прокатного производства

Схемы прокатного производства в зависимости от выпускаемой продукции, производственной мощности, параметров заготовки, марочного и геометрического сортамента готового проката также могут существенно различаться. Одни и те же виды сортового (длинномерного) или полосового проката могут быть получены альтернативными методами прокатки с применением разнообразных схем, видов и количества клетей, способов транспортировки, резки, смотки, термообработки, отделки, упаковки и т.д.

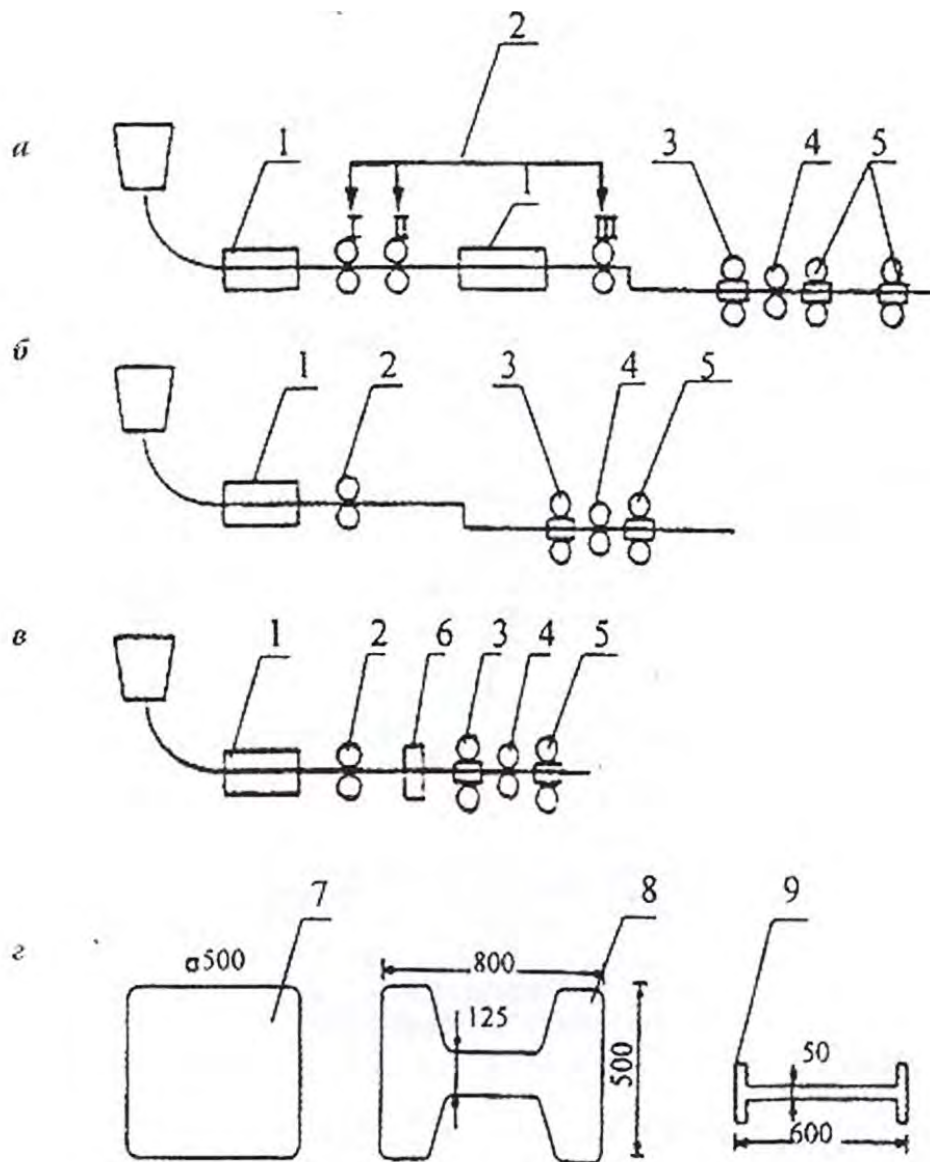
В общем случае технологический процесс состоит из операций выравнивания температуры слитка, удаления окалины, черновой и чистовой прокатки в горячем и/или холодном состоянии и регулируемого охлаждения проката. В большинстве случаев прокатку проводят с предварительной порезкой заготовок. Однако известны примеры производства непрерывных прутков и полос без предварительной или

промежуточной порезки. В этом случае обеспечиваются более благоприятные условия работы прокатных клетей, увеличивается выход годного проката. С целью обеспечения непрерывности процессов в последнее время проводят укрупнение предварительно порезанных полос стыковой сваркой (так называемый процесс бесконечной прокатки EWR Endless Welding-Rolling). Так, например, фирма Halyvorgiki Inc. в 2004 г. ввела в эксплуатацию в г. Элфсисе (Греция) первый в Европе мини-завод с бесконечной прокаткой катанки и мелкого сорта, осуществляемой на линии EWR, смонтированной на выходной стороне нагревательной печи. Автоматическая непрерывная стыковая сварка оплавлением позволяет осуществлять бесконечную прокатку.

В выборе схемы прокатного производства важную роль играет коэффициент вытяжки, определяемый соотношением сечений заготовки и готового проката и существенно влияющий на качество структуры прокатанного металла.

В отличие от традиционной технологии получения проката из крупных слитков с нерациональным расходом значительного количества энергии и сверхвысокими коэффициентами вытяжки при производстве всех видов проката на мини-заводах наблюдается тенденция максимального приближения сечения непрерывнолитой заготовки к сечению готового проката и, соответственно, уменьшения суммарного коэффициента вытяжки. При этом существенно сокращаются энергозатраты, уменьшаются количество необходимых прокатных клетей, габариты и металлоемкость оборудования и увеличивается производительность агрегата. Применение непрерывнолитых заготовок малых сечений существенно улучшает экономические и экологические показатели предприятий черной металлургии, так как позволяет исключить из процесса производства целый передел - прокатку блюмов в заготовки для мелкосортных станов.

Зависимость длины технологической линии по производству двутавровых балок от степени приближения сечения заготовки к профилю готового проката показана на рисунке 5.9 на примере производства широкополочных балок.



а - традиционное непрерывное литье блюмов; б - непрерывное литье черновых профилей типа «собачья кость»; в - литье заготовок балок с размерами, близкими к готовым; г - геометрия непрерывнолитых для прокатки широкополочных балок; 1 - печь; 2 - тянущие ролики; 3 - черновые обжимные клетки; 4 - универсальная черновая клетка; 5 - универсальная чистовая клетка; 6 - вертикальная обжимная клетка (эджер); 7 - bloom; 8 - профиль типа «собачья кость»; 9 - профиль с размерами, близкими к готовому прокату

Рисунок 5.9 – Схемы технологических линии для производства широкополочных балок.

По некоторым оценкам, для большинства сталей дефекты литой структуры устраняются и механические свойства достигают заданного уровня уже при коэффициентах вытяжки, равных 5-7.

При производстве проката сложных марок стали ответственного назначения для получения требуемой структуры необходима многократная пластическая деформация заготовки и, соответственно, большой припуск на обжатие, поэтому уменьшение сечения заготовки предполагает ужесточение требований к ее качеству.

Маршрутные технологии прокатного производства показаны на примере мини-завода Baosteel №5 в г. Шанхае (Китай) (рисунок 5.10).

Заготовки сечением 120x120, 160x160 мм и длиной 10 м непосредственно после МНЛЗ поступают в нагревательную печь номинальной производительностью 80 т/ч. Это обеспечивает снижение расхода энергии и эксплуатационных затрат. Предусмотрена возможность подачи в печь остывших заготовок после осмотра, зачистки и складирования.

Прокатное производство включает удаление окалины, обжатие на высокоскоростном обжимном шестиклетевом стане, прокатку на 12-клетевом промежуточном стане с бесстанинными быстросменными клетями. Перед прокаткой в трехвалковом финишном блоке RSB и после нее предусмотрено водяное охлаждение для корректировки температуры. Процесс низкотемпературной прокатки обеспечивает контроль размеров зерна и улучшение свойств проката. Четырёхклетевой блок RSB служит для окончательной обработки прямого проката с широким диапазоном сечений и производства заготовки для получения проволоки.

В мировой практике создания мини-заводов принято разрабатывать и внедрять комплексные технологические процессы, начиная от подготовки основного металлургического сырья и заканчивая отделкой и упаковкой готовой продукции.

Ниже приведены некоторые примеры наиболее распространенных комплексных технологических процессов получения основных видов продукции.

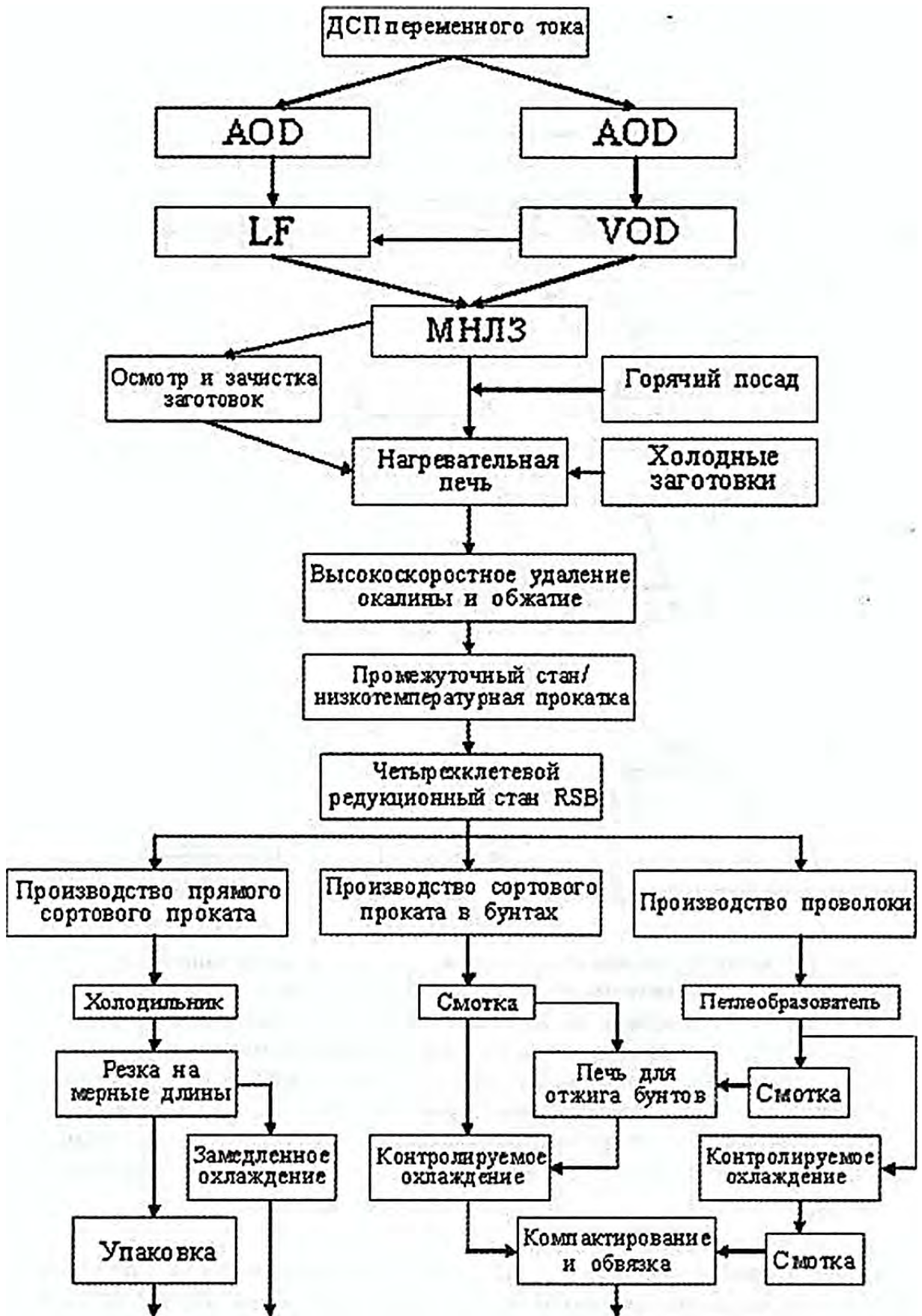


Рисунок 5.10 – Технологическая схема мини-завода Baosteel №5 в Шанхае

5.3 Комплексные технологические схемы мини-заводов, выпускающих сортовой прокат

При всем многообразии теоретически возможных и реализованных на мини-заводах технологических схем наибольшее распространение получили однониточные сортовые или полосовые прокатные линии.

Классическая производственная схема мини-заводов начала 1980-х годов включала ДСП вместимостью 70-100 т по жидкой стали с удельной мощностью 500-700 кВт/т жидкой стали, агрегаты внепечной обработки стали (продувка аргоном и позднее агрегаты ковш-печь), МНЛЗ радиального типа с сечением разливаемой квадратной заготовки от 100x100 мм до 125x125 мм (реже 150x150 мм), мелкосортной прокатный стан, иногда с проволочным блоком. Как правило, производительность подобных заводов, предназначенных для удовлетворения нужд региона расположения завода, с тех пор благодаря техническому прогрессу в металлургическом производстве существенно увеличилась, а сортамент выпускаемой продукции значительно расширился.

Мини-заводы для производства сортового проката обычно имеют одну технологическую линию в составе ДСП, АКП и МНЛЗ (при производительности до 1500 тыс. т сортовой заготовки в год достаточно одной МНЛЗ) и два прокатных цеха. В зависимости от потребностей региона и расположения завода комбинация прокатного оборудования может быть различной, например:

- два мелкосортных стана, один из которых производит арматурный прокат, а другой мелкие фасонные профили;
- один мелкосортный стан и один среднесортный стан.

Суммарная годовая производительность такого комплекса составляет до 1800 тыс. т сортового проката.

На рисунке 5.11 приведена технологическая схема классического мини-завода, производящего сортовой прокат из металлолома на рисунке 5.12 - схема металлургического мини-завода «ИСТИЛ» в г. Донецке (Украина), выпускающего разнообразные виды сортового проката на основе комбинированного сырья, состоящего из лома и металлизированных окатышей.

Технологический цикл начинается с выплавки стали в электродуговой печи, затем выплавленный полупродукт подвергается внепечной обработке в агрегате ковш-печь и ковшом вакууматоре

камерного типа, где осуществляют дегазацию, вакуум-кислородное обезуглероживание и удаление неметаллических включений.

Готовую сталь разливают на шестиручьевой МНЛЗ на квадратные заготовки со стороной 100, 120, 125, 150 мм и круглую трубную заготовку диам. 120, 150, 180 мм. Сталь высокого качества разливают в изложницы на слитки массой 3,45; 5,6; 6,5 и 8,7 т с последующей прокаткой в обжимном цехе на стане 950/900 на круглую заготовку диам. 80-260 мм, с замедленным охлаждением и обработкой на токарных станках.

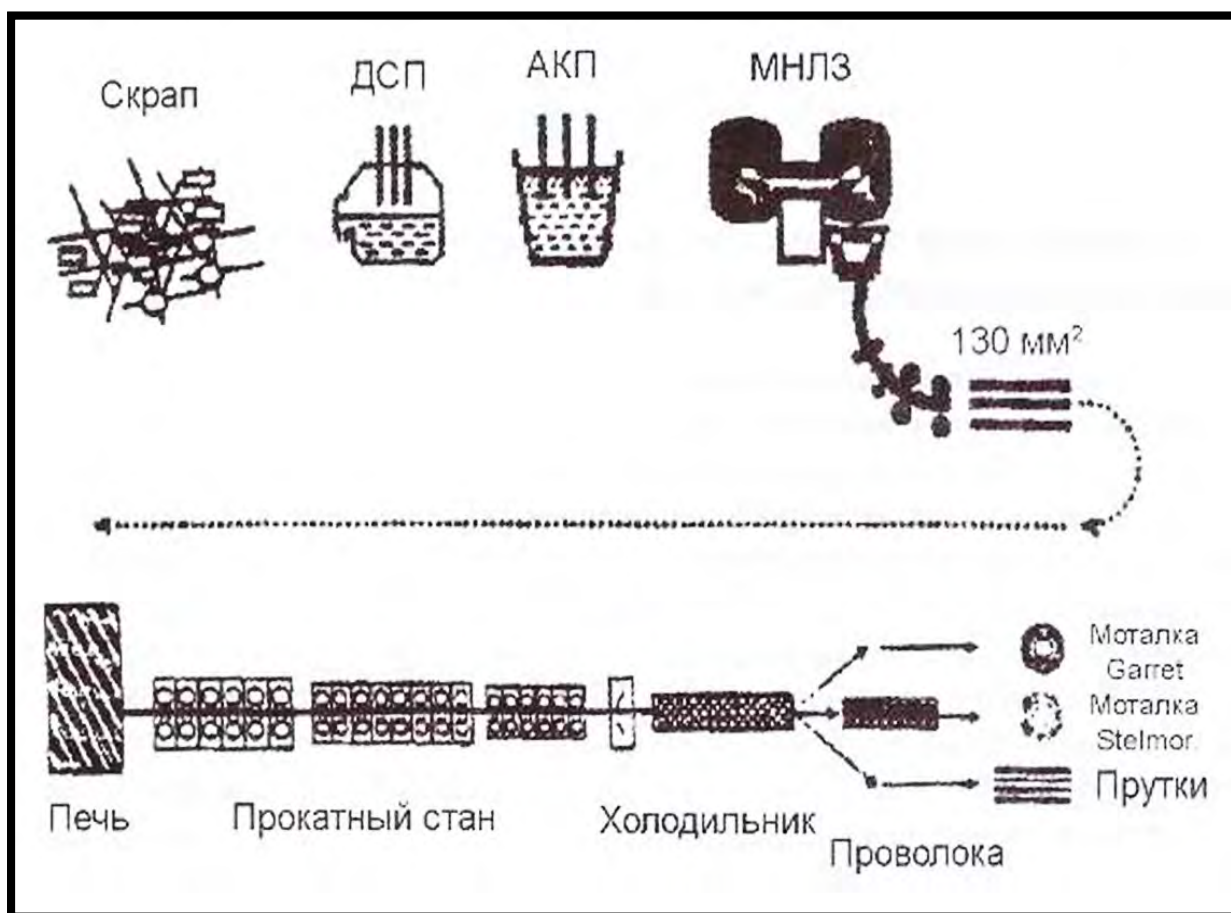


Рисунок 5.11 – Технологическая схема производства сортового проката на мини-заводе Moos Stahl (Германия), работающего на металлоломе

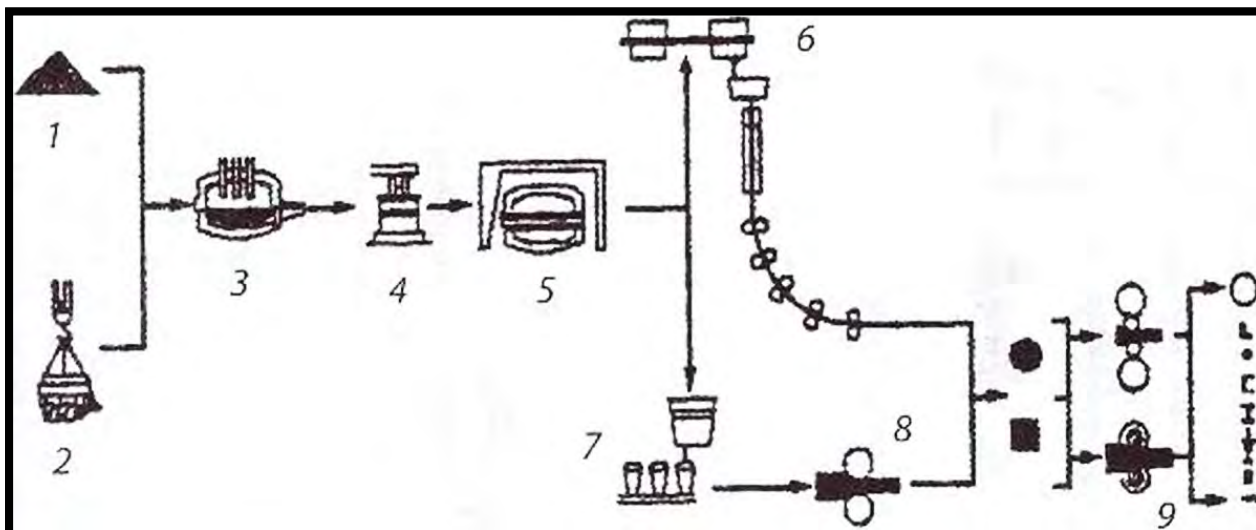


Рисунок 5.12. – Схема технологического маршрута металлургического мини-завода «ИСТИЛ»: 1 - металлизированные окатыши; 2 - металлолом; 3 - ЭСПЦ; 4 - ковш-печь; 5 - ковшевый вакууматор VD/VÜD; 6 – шестиручьевая МНЛЗ; 7 - разливка стали в изложницы; 8 - обжимной стан; 9 - сортопрокатное производство

На рисунке 5.13 приведена принципиальная схема получения сортовых заготовок на Афипском производственном предприятии (проект Укргипромеза). В настоящее время на территории АПП, расположенного в Северском р-не Краснодарского края, эксплуатируется комплекс по переработке металлического лома, который был введен в эксплуатацию в 2003 г. как первый этап строительства металлургического завода.

Переработка металлического лома осуществляется: на шредерной установке производительностью около 200 тыс. т. в год; на гидравлических пресс-ножницах с усилием реза 1000 т; на прессе для брикетирования стружки; на участках огневой резки и сортировки лома. Общая производственная мощность участков по переработке лома составляет 665 тыс. т в год.

В 2007 г. ГП «Укргипромез» совместно со специалистами ООО «АПП» раз работан проект развития предприятия, предусматривающий строительство комплекса металлургического завода.

Производственная программа завода составляет 600 тыс. т в год арматурной стали диам. 8-40 мм в прутках и товарной литой заготовки. Производственная программа ЭСПЦ составляет 600 тыс. т в год непрерывнолитой заготовки, в том числе: квадрат сечением 125x125 мм

длиной 12 м - 572 тыс. т в год (для собственного прокатного цеха); квадрат сечением 150x150 мм длиной 12 м - 28 тыс. т в год (товарная заготовка). Марочный сортамент - углеродистые и низколегированные стали.



1 - доставка неподготовленного лома на завод; 2 - транспортировка лома в скрапное отделение; 3 - погрузка лома в завалочные корзины, установленные на самоходных скраповозах; 4 - сушка лома в завалочных корзинах перед подачей в печной пролет ЭСПЦ; 5 - подача извести и кокса в расходные бункера; 6 - загрузка извести и кокса в завалочные корзины; 7 завалка лома в ДСП; 8 - подача сыпучих и ферросплавов в расходные бункера; 9 - выпуск стали в сталеразливочный ковш на сталеvoзе; 10 – подача сыпучих и ферросплавов в ДСП, сталеразливочный ковш на сталеvoзе; 11- слив шлака из ДСП; 12 - вывоз шлака в закрома для складирования шлакового щебня; 13 - транспортировка сталеразливочного ковша на УПК; 14 - подача сыпучих и ферросплавов в УПК; 15 - транспортировка сталеразливочного ковша на МНЛЗ; 16 - разливка стали на МНЛЗ; 17- слив ковшевых остатков шлака; 18 - порезка заготовок на мерные длины; 19- передача заготовок рольгангом в прокатный цех для осуществления «горячего всада» и на склад

Рисунок 5.13 – Технологическая схема производства непрерывнолитых заготовок в ЭСПЦ (АПП).

Для исключения попадания влаги в ДСП предусмотрена сушка лома в завалочных корзинах.

Слив шлака производится без использования шлаковых чаш - на пол в специально оборудованный отсек. В процессе выпуска металла в ковш подаются ферросплавы (на нижний предел заданного состава по содержанию легирующих элементов), карбюризаторы (при необходимости повторного науглероживания металла), шлакообразующие для десульфурации и термоизоляции. При этом производится продувка стали аргоном через пористые пробки в днище ковша.

На УКП осуществляется доводка каждой выплавляемой марки стали по химическому составу и температуре с последующей передачей сталеразливочного ковша на МНЛЗ. Разливка стали производится открытой струей, для некоторых марок стали может использоваться разливка с погружным стаканом. Резка заготовок на мерные длины осуществляется машиной газовой резки (МГР).

5.4 Комплексные технологические схемы мини-заводов, выпускающих полосовой прокат

В зависимости от производственной мощности мини-завода могут быть применены разнообразные варианты подготовки металлизированного сырья. Например, фирмой VAI разработаны различные технологические маршруты производства продукции - от подготовки сырья до получения проката (рисунок 5.14).

Согласно концепции компании «Макси-Групп», типовые заводы по производству горячекатаного листа имеют одну или две технологические линии, каждая в составе ДСП производительностью 1200-1500 тыс. т в год жидкой стали, агрегата ковш-печь, тонкослябовой МНЛЗ, тоннельной печи для выравнивания температуры и транспортировки тонких слябов на прокатный стан.

Прокатное оборудование такого завода чаще всего состоит из 5-7-клетевого непрерывного полосового стана горячей прокатки. Применяются также схемы прокатки с отдельно стоящей обжимной клетью или группой клетей. Годовая производительность таких заводов составляет: при одной технологической линии - до 1300 тыс. т горячекатаных рулонов, при двух технологических линиях - до 2600 тыс. т. Производственная программа - горячекатаный лист шириной до 188

мм и толщиной в диапазоне 1,2-12,7 мм. В некоторых модификациях прокатных станов получают толщину полосы до 1,0 мм и даже 0,8 мм.

Схема современного мини-завода HADEED-2 (Саудовская Аравия), производящего широкую гамму плоского проката, показана на рисунке 5.15. В состав продукции входит горячекатаная сталь - рулоны, лист, рулонная полоса, штрипсы, а также холоднокатаные рулоны из рядовой конструкционной оцинкованной стали и стали для глубокой вытяжки.

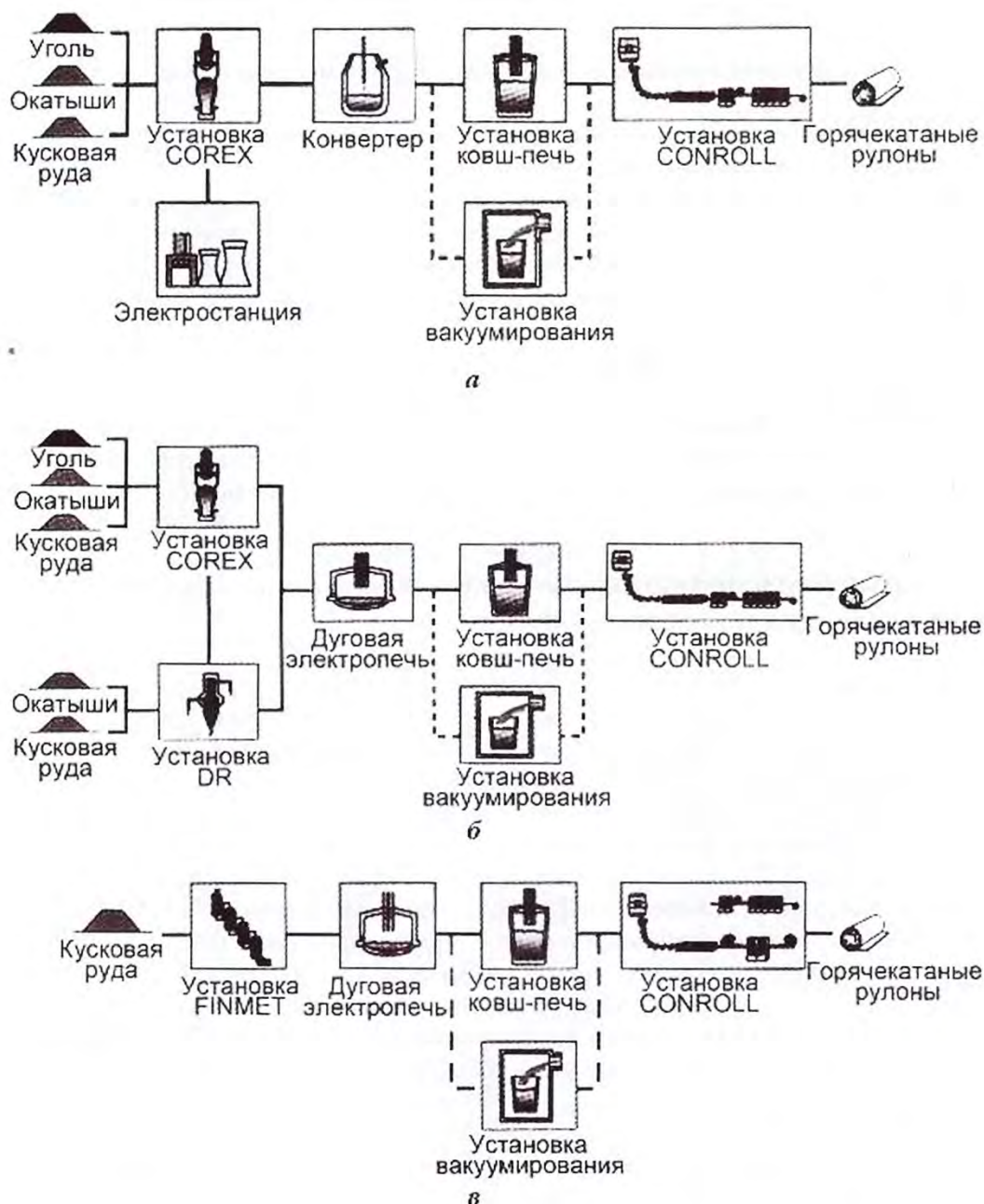


Рисунок 5.14 – Технологические схемы производства горячекатаного полосового проката, в объеме, млн т/год: а - 1,2-2,5; б – 1,4-2,8; в - 1,0-2,6

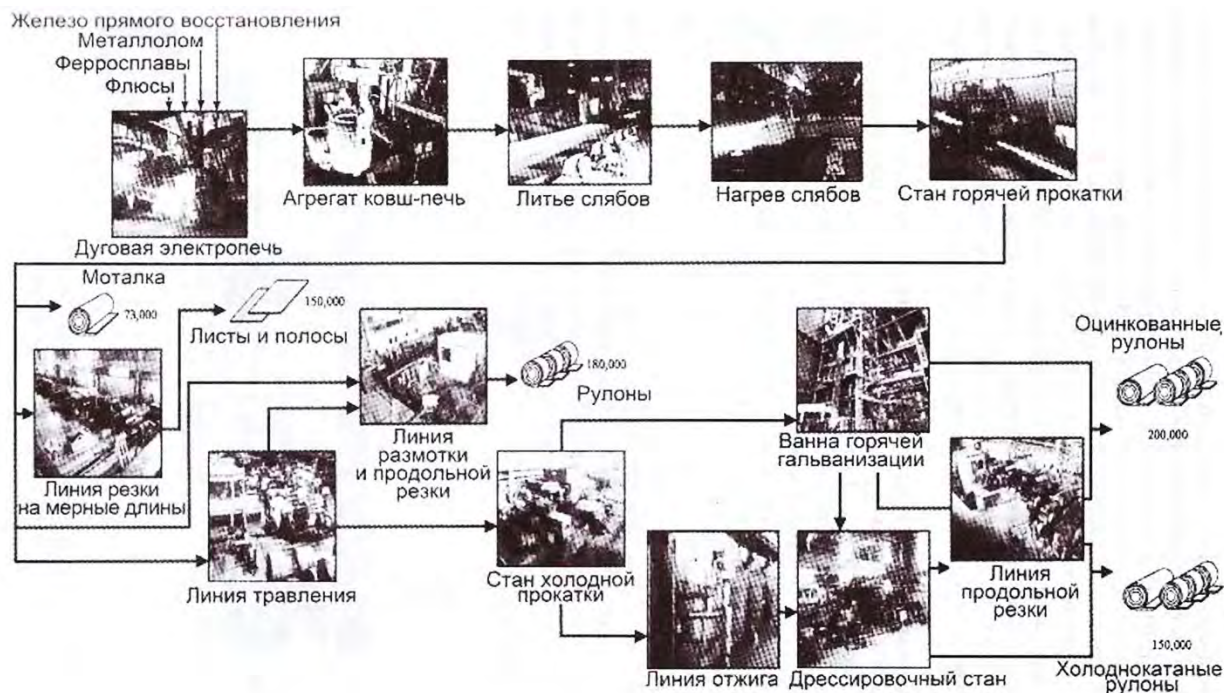


Рисунок 5.15 – Общая технологическая схема мини-завода HADEED-2

Сталь выплавляют в 150-т электродуговой печи переменного тока из шихты, состоящей из металлизированного железа, полученного на установках Midrex и HYL, а также скрапа в соотношении 75:25. После внепечной обработки на установке ковш-печь сталь разливают на слябовой МНЛЗ радиального типа с прямым кристаллизатором. Сталеплавильный цех спланирован с возможностью установки в дальнейшем второй технологической линии. После порезки (максимальная масса заготовки 34 т), отжига и охлаждения слябы прокатывают на полунепрерывном стане горячей прокатки с реверсивными клетями черновой прокатки и встроенной клетью с вертикальными валками и наклонной моталкой, а затем полученная полоса прокатывается на пятиклетевом чистовом стане с нижней моталкой.

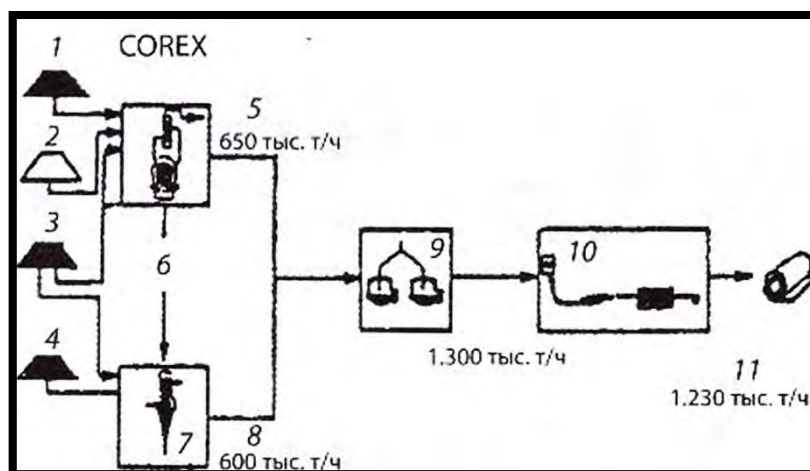
После охлаждения рулоны горячекатаной стали транспортируют в цех холодной прокатки или на линию продольной и поперечной резки. Часть холоднокатаных рулонов подвергают отжигу в проходной печи и прокатке на дрессировочном стансе, другая часть рулонов поступает в гальванический цех для нанесения антикоррозионного покрытия.

Так называемый интегрированный мини-завод по производству горячекатаной полосы в рулонах, использующий комбинированное сырье, состоящее из предварительно восстановленного железа и

стального скрапа, согласно концепции, разработанной фирмами Midrex Technologies Inc., Kobe Steel Ltd и SMS Siemag AG, показан на рисунке 5.16.



Рисунок 5.16 – Технологическая схема мини-завода с полным циклом, работающего на комбинированном сырье



1 - уголь; 2 - добавки; 3 - кусковая руда; 4 - окатыши; 5 - жидкий чугун; 6 - колошниковый газ; 7 - установка; 8 - губчатое железо; 9 - двухванный агрегат Conarc; 10 - литейно-прокатный агрегат в составе среднеслябовой МНЛЗ и широкополосового прокатного стана; 11 - горячекатаные рулоны

Рисунок 5.17 – Технологическая схема компактного интегрированного мини-завода фирмы Saldanha Steel.

Сочетание процессов прямого восстановления железа, выплавки стали в электродуговых печах, литья тонких слябов и горячей прокатки позволяет значительно сократить выбросы CO, согласовать производительность на отдельных операциях и обеспечить достижение максимальной деформации в клетях кварто, после чего полосу

прокатывают в пяти чистовых клетях кварто до толщины 1,0-8,5 мм при ширине 900-1560 мм.

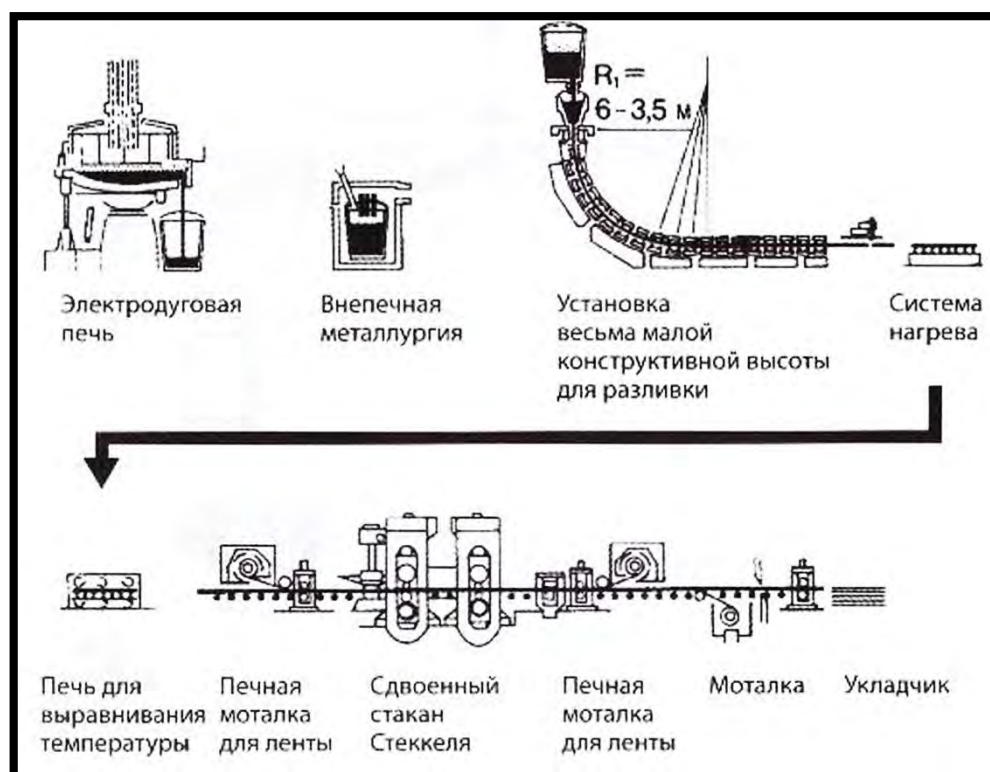


Рисунок 5.18 – Концепция фирмы Mannesmann Demag маломасштабную производства полосы шириной 150 мм

Схема металлургического завода Saldanha Steel, принадлежащего компаниям Iscor industrial и Development Corp. of South Africa (ЮАР), приведена на рисунке 5.17.

Полученную сталь разливают на одноручьеовой МНЛЗ на слябы толщиной 90 мм и шириной 900-1150 мм. Слябы, предназначенные для горячей прокатки, до выхода с МНЛЗ подвергают мягкому обжатию до толщины 75 мм, затем после порезки подогревают в туннельной печи с роликовым подом, обжимают до толщины 20-30 мм в двух черновых клетях. Для получения листа высокого качества сталь подвергают дрессировке.

На рисунке 5.18 показана технологическая схема маломасштабного производства полосы шириной 150 мм, разработанная фирмой Mannesmann Demag.

Большие перспективы имеет производство полосовой продукции на двухвалковых литейных машинах, позволяющих значительно сократить производственный цикл (рисунок 5.19). Такая технология уже

в процессе разливки позволяет получать полосу толщиной 14 мм с микрокристаллической структурой, из которой при последующей прокатке получают высококачественную гонкую ленту. При этом в отличие от разливки на тонкослябовых машинах допускается существенно большее содержание примесей цветных металлов в стали (меди в 3,5 раза, олова в 10 раз). Соответственно требования по качеству металлолома значительно ниже.

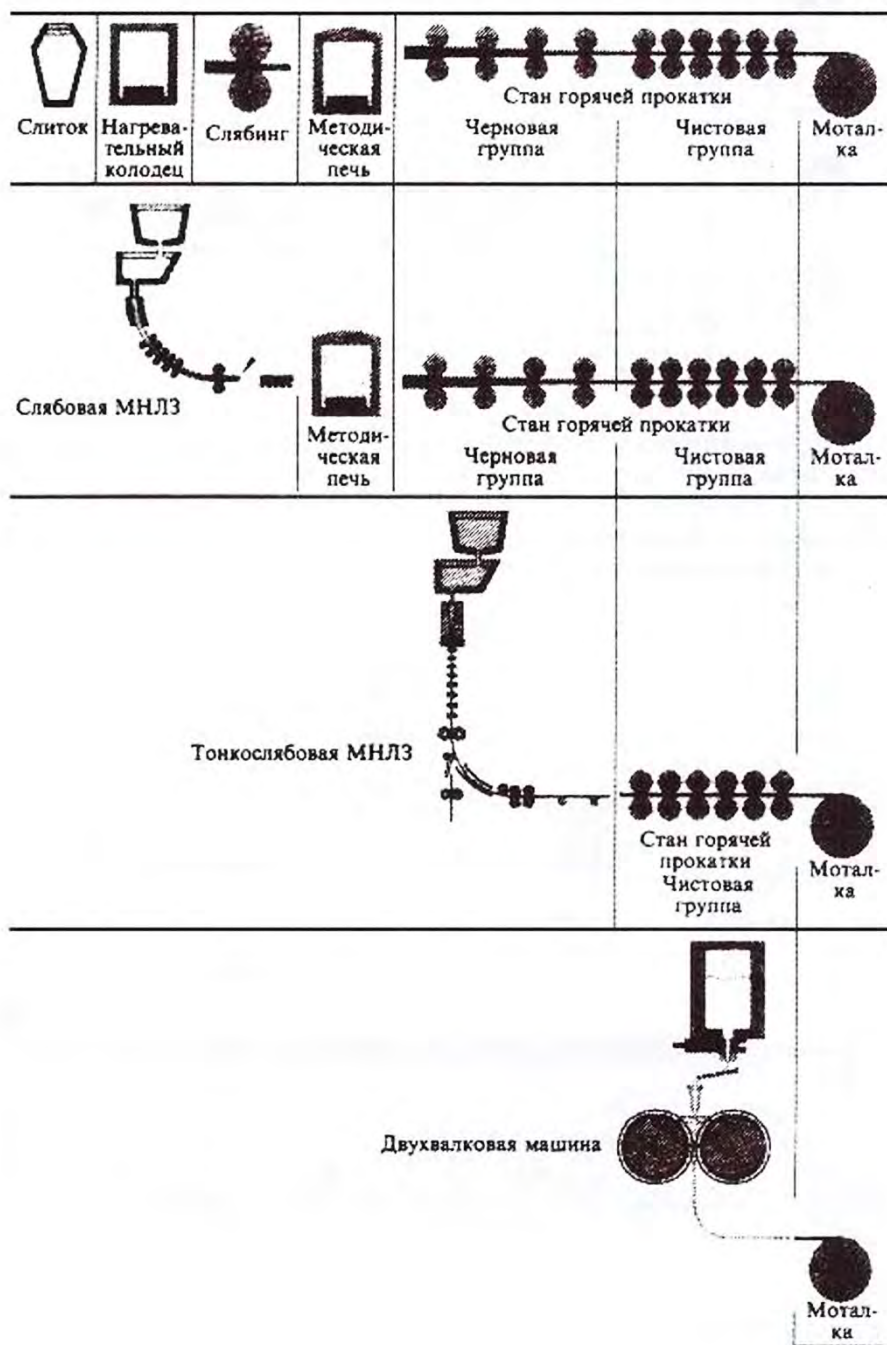


Рисунок 5.19 – Развитие производственных процессов получения тонкой полосы.

5.5 Технологические схемы мини-заводов, производящих комбинированную продукцию

Главная особенность мини-заводов - максимальная приспособленность к разнообразным и изменчивым требованиям рынка - позволяет использовать большое разнообразие проектных решений.

Фирмой Siemens VA1 (Германия) разработана концепция мини-завода, обеспечивающего разнообразие сортамента выпускаемой продукции в сочетании с высокой гибкостью производственных процессов - так называемый металлургический завод «бутик», представляющий собой комбинацию металлургического производства с сервисным металлоцентром.

Основная идея данной концепции - параллельное сооружение двух или нескольких производственных линий, между которыми могут гибко перемещаться жидкий металл в ковшах, заготовки и промежуточная продукция. Это позволяет одновременно и экономично получать небольшие партии различных видов готовой продукции, что особенно подходит для производства дорогостоящих специальных сталей и сплавов.

Благодаря дублированию технологических возможностей при необходимости можно оперативно передавать между параллельными технологическими линиями ковш с жидким металлом, прошедшим выпечную обработку. Затем металл разливается в изложницы или на МНЛЗ. При необходимости слитки или непрерывнолитые заготовки могут быть направлены на повторный переплав, в нагревательную печь или на склад, откуда товарные заготовки отгружаются заказчикам. Печи для нагрева заготовок обслуживают различные линии и участки, например, реверсивный или непрерывный прокатный стан, трубопрокатное или трубопрессовое оборудование и т.д. В печах для термообработки может проводиться закалка проката перед окончательной обработкой.

Благодаря возможности комбинирования разнообразных этапов технологического процесса при подобной схеме можно без длительной подготовки производства выпускать до 3000 видов готовой продукции.

На таком заводе предъявляются высокие требования к комплексной автоматизации производственных процессов.

Как правило, микро-заводы (мини-заводы относительно небольшой производительности, по разным оценкам от 20-100 до 100-200 тыс. т/год),

предназначенные для удовлетворения потребности отдаленных регионов в небольших партиях разнообразной по сортаменту металлопродукции, обладают более широким спектром технологических возможностей. Для подобных предприятий фирмой Siemens VAI разработана серия электродуговых печей нового поколения вместимостью от 5 до 35 т, оборудованных системой продувки металла кислородом. Такие печи обладают высокой степенью независимости от параметров и состава шихтовых материалов, допуская применение сырья и лома разного качества.

Хотя их производительность заметно ниже, чем в массовом металлургическом производстве, применение подобных ДСП позволяет производить углеродистую и легированную сталь широкого спектра марок, особенно в комбинации с агрегатом ковш-печь.

Схема металлургического микро-завода производительностью 5-15 тыс. т/год, предложенная специалистами МИСиС, представлена на рисунке 5.20. Сортамент продукции включает сортовой и плоский прокат, трубы, при необходимости метизную продукцию. В составе оборудования электродуговые сталеплавильные печи, агрегат комплексной внепечной обработки стали (на схеме не показан), комбинированная радиальная МНЛЗ, мини-стан винтовой прокатки, обеспечивающий возможность получения малых партий сортового проката различного сечения, полосовой и трубный стан.

По оценке авторов, технология плавки, прокатки и термообработки обеспечивает точность профилей и размеров сечений в пределах 0,5% и уровень служебных характеристик в среднем на 10-15% выше по сравнению с показателями обычного производства.

В предложенной схеме отсутствует описание комбинированной МНЛЗ, полосового прокатного и трубного станов, не раскрыты параметры основных технологических процессов (выплавки, внепечной обработки, разливки, прокатки и профилегибки), тем не менее она подтверждает актуальность создания многопрофильных мини- и микро-заводов относительно малой производительности. Подобный технологический модуль может быть полезным в заготовительном производстве машиностроительных заводов с потребностью в гибком производстве заготовок различных размеров и широкого марочного сортамента.



Рисунок 5.20 – Схема производства металлопродукции на микро-заводе

Одним из возможных путей обеспечения рентабельности малотоннажного производства является специализация его на выпуске фасонных профилей, цена которых в 2–3 раза превышает показатели обычного сортового проката, а объемы выпуска не представляют интереса для крупных металлургических предприятий. Разработана концепция создания специализированных металлургических микро-заводов производительностью от 10 до 120 тыс. т в год. Продукция - специальные фасонные профили погонной массой от 0,7 до 10,0 кг/м и шириной до 100 мм (полосовые, клиновые, полособульбовые, полосотавровые, С-образные, угловые, корытные и Z-образные), прокат повышенной готовности (периодические профили для зерноуборочных комбайнов, для механизированных крепей горных выработок и др., а также обычный мелкосортный прокат. С целью минимизации состава применяемого оборудования внепечная обработка стали не предусмотрена, а доводка осуществляется в дуговых печах постоянного тока. В зависимости от производительности предусмотрены варианты разливки на установках под регулируемым давлением (при производительности 10-60 тыс. т в год) или на МНЛЗ (20-120 тыс. т в год).

Сечение заготовки выбирается таким образом, чтобы не увеличивать диаметр валков и число клетей, но при этом обеспечивать коэффициент вытяжки, гарантирующий выполнение требований по макроструктуре и механическим свойствам. Из этих соображений в

зависимости от производительности сечения заготовки находятся в пределах от 65х65 до 120х120 мм.

Другой вариант компактного металлургического производства мощностью 30-120 тыс. т/год с сортовой горизонтальной МНЛЗ и станом винтовой прокатки, разработанный фирмой «Спецмаш», показан на рисунке 5.21.

Существует значительное число мини-заводов, включающих трубное производство. В последние годы наблюдается тенденция оснащения классических трубных заводов собственным сталеплавильным производством и мощностями по производству штрипсов и трубных заготовок. Состав оборудования и технологические схемы подобных предприятия представляют интерес при анализе технологических особенностей мини-заводов.

Схема материалопотоков Волжского трубного завода, построенного по проекту фирмы Italmimpianti (Италия), приведена на рисунке 5.22. Сталь, выплавляемая в ДСП с использованием металлолома и железа прямого восстановления, разливается на двух четырехручьевых МНЛЗ на квадратные заготовки со стороной от 240 до 360 мм, которые поступают на трубопрокатный агрегат с непрерывным станом, а также на четырехручьевой МНЛЗ на круглые заготовки диам. 156-360 мм, которые поступают к трубопрессовому агрегату.

Таким образом, в истории мини-заводов наблюдались существенные изменения в составе выпускаемой продукции, и в настоящее время отмечается устойчивая тенденция к расширению сортамента продукции, выпускаемой мини-заводами, за счет специального и плоского проката из высококачественных марок стали.

Расширение номенклатуры производства конкретных мини-заводов приводит к снижению их производительности; появляются трудности с организацией производства, хранением, отгрузкой и реализацией готовой продукции. С другой стороны, возможность оперативного реагирования на изменения потребностей рынка является важным конкурентным преимуществом мини-заводов относительно небольшой производительности. Поэтому выбор технологических схем мини-заводов, как и принятие решения об их строительстве, должен основываться на подробном изучении состоянии рынка сырья,

металлопродукции и перспектив его изменения, а также на тщательном учете местных особенностей.

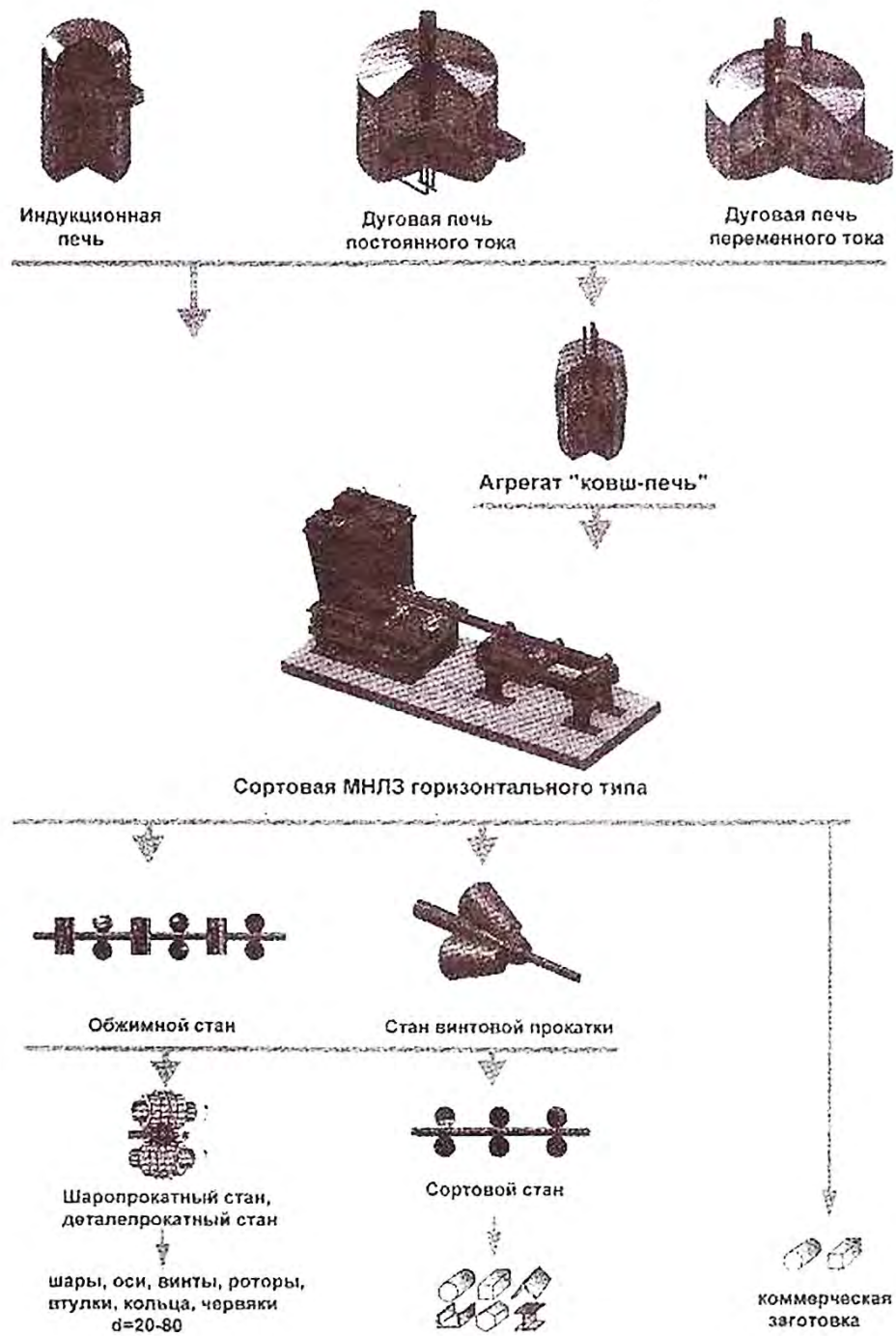
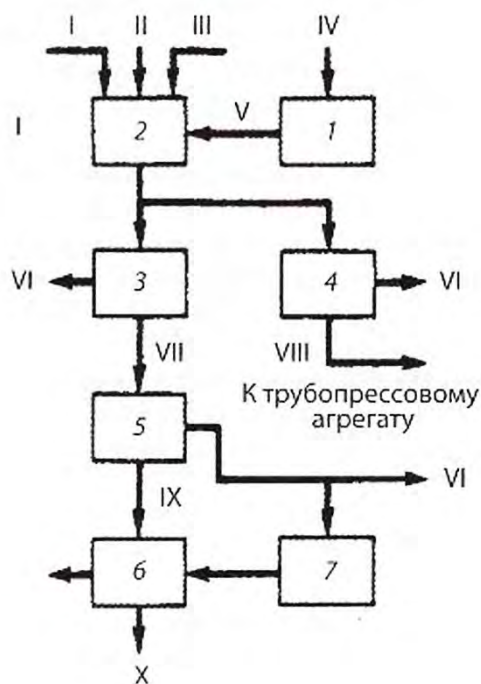


Рисунок 5.21 – Схема микро-завода производительностью 30-120 тыс. т/год с сортовой МНЛЗ горизонтального типа



1 печи для обжига извести; 2 - дуговые печи для выплавки стали, 3,4 - МНЛЗ для отливки квадратных и круглых заготовок соответственно. 5 - ТПА с непрерывным станом; 6 - отделение отделки; 7 - цех по производству деталей к трубам: I - железо прямого восстановления; II - ферросплавы и присадки; III - лом; IV- известняк; V – известь; VI - скрап; VII - квадратная заготовка; VIII - круглая заготовка; IX - передельные трубы; X - готовые трубы.

Рисунок 5.22 – Схема материалополюков Волжского трубного завода.

6 СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Несмотря на относительно высокую стоимость, электрическая энергия широко используется в сталеплавильном производстве благодаря сравнительной простоте конструкции оборудования, возможности генерировать высокие температуры и получать материалы с высокой степенью чистоты.

В состав сталеплавильного цеха или отделения мини-завода входит плавильное оборудование - как правило, дуговые электросталеплавильные печи переменного или постоянного тока, оборудование для внепечной обработки жидкой стали, машины непрерывного литья заготовок, вспомогательное оборудование для транспортировки скрапа и жидкого металла, загрузки сыпучих материалов, ремонта и нагрева футеровки сталеразливочных ковшей и др.

Более 90% выплавляемой в мире электростали производится в ДСП переменного и постоянного тока, а около 10% - в специальных электропечах, главным образом индукционных. В ДСП преобразование электрической энергии в тепловую осуществляется в основном в электрических дугах, горящих в рабочем пространстве печи между графитированными электродами и металлом.

Электросталеплавильное оборудование, применяемое в составе мини-завода, не имеет принципиальных отличий от подобного оборудования, используемого в составе интегрированных металлургических заводов с полным циклом, однако в соответствии с концепцией построения мини-завода особое внимание уделяется интенсификации производства, сокращению продолжительности цикла выплавки, снижению удельных расходных показателей, упрощению обслуживания, а также улучшению экологических показателей.

6.1 Дуговые печи переменного тока

Еще 40-50 лет назад основной продукцией электросталеплавильных цехов были высококачественные легированные стали и сплавы. При этом масса плавки не превышала 50 т, продолжительность цикла плавки составляла несколько часов, а получение прибыли обеспечивалось за счет высокой стоимости выпускаемой продукции при выполнении спецзаказов. Удельная номинальная мощность первых дуговых печей не превышала 200 кВА/т.

В дальнейшем, после усовершенствования конструкции печей и выбора более рациональных технологических режимов стало возможным постепенно увеличивать удельную мощность до 250-330 кВА/т в 60-е годы прошлого века и до 800-1200 кВА/т в настоящее время.

С 1970-х годов дуговые печи с подобными параметрами обозначаются термином UHP (Ultra High Power - сверхвысокомощные).

Впоследствии совершенствование технологии переработки металлолома, интенсификация плавки, развитие внепечной обработки стали привели к значительному сокращению продолжительности выплавки и повышению производительности, при этом стало возможным обеспечить рентабельное получение в ДСП рядовых сталей массового назначения.

Основная тенденция развития дуговых печей состояла в увеличении удельной мощности источника питания. Это привело к заметным изменениям в конструкции кожуха, футеровки, токоведущих частей и в технологии выплавки стали. Был разработан и реализован на практике ряд мероприятий, направленных на улучшение технико-экономических показателей электросталеплавильного производства (рисунок 6.1).

С 1965 по 2000 г. средняя продолжительность плавки сократилась со 180 до 40-50 мин, расход электроэнергии снизился с 630 до 350 кВт*ч/т, а расход электродов - с 6,5 до 1,5 кг/т.

Дуговые сталеплавильные печи получили широкое распространение и стали неотъемлемой составной частью мини-завода благодаря возможности использования 100% скрапа, т.е. благодаря тому, что для роста производства не требуются инвестиции в коксовое, агломерационное и доменное производства.

Вместимость дуговых печей, используемых на мини-заводах, постоянно повышалась в соответствии с увеличением масштабов производства. Если в 1970 -е годы среднее значение составляло 50 т, то в последнее время на высокопроизводительных заводах обычным является применение печей емкостью 100 и 150 т, а на мини-заводе Atakas в Искендсрунс (Турция), принадлежащем ММК, установлена самая большая в мире дуговая сталеплавильная печь конструкции фирмы Danieli номинальной вместимостью 300 т. Мощность трансформатора

составляет 300 МВА, масса выпускаемой плавки 250 т, производительность 320 т/ч.

Выбор меньшей емкости связан с ориентацией мини-завода на локальные рынки, меньшими капитальными затратами и способностью быстрого изменения мощности в соответствии с ситуацией на рынке.

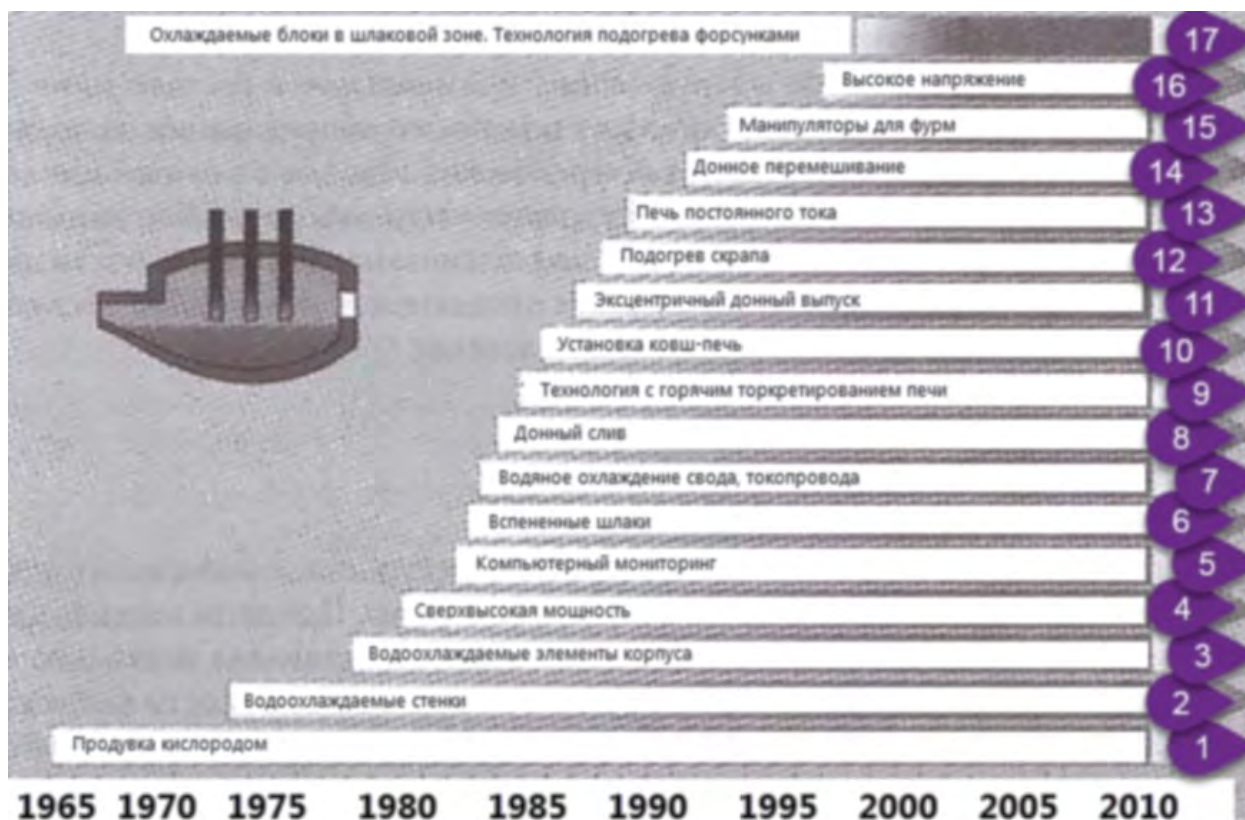


Рисунок 6.1 – Динамика развития дуговых печей

Технико-экономические показатели электросталеплавильного производства в течение десятилетий постоянно улучшались благодаря применению технологических и конструктивных новшеств (рисунок 6.2).

Современная технология выплавки стали в дуговых электропечах включает следующие основные элементы:

1. Расплавление шихты и выплавка полупродукта в электропечи: все операции по доводке металла по химическому составу, содержанию примесей и температуре осуществляются вне меча методами ковшовой металлургии.

2. Плавка проводится с жидким стартом, т.е. начинается при наличии «болота» - расплава, оставленного от предыдущей плавки. Доля

оставшегося металла составляет до 15% от вместимости печи. При этом сокращается длительность расплавления шихты, ускоряется процесс шлакообразования, способствуя более полному удалению в шлак фосфора и серы, уменьшается износ футеровки. Полное опорожнение печи проводят через 10 и более плавков.

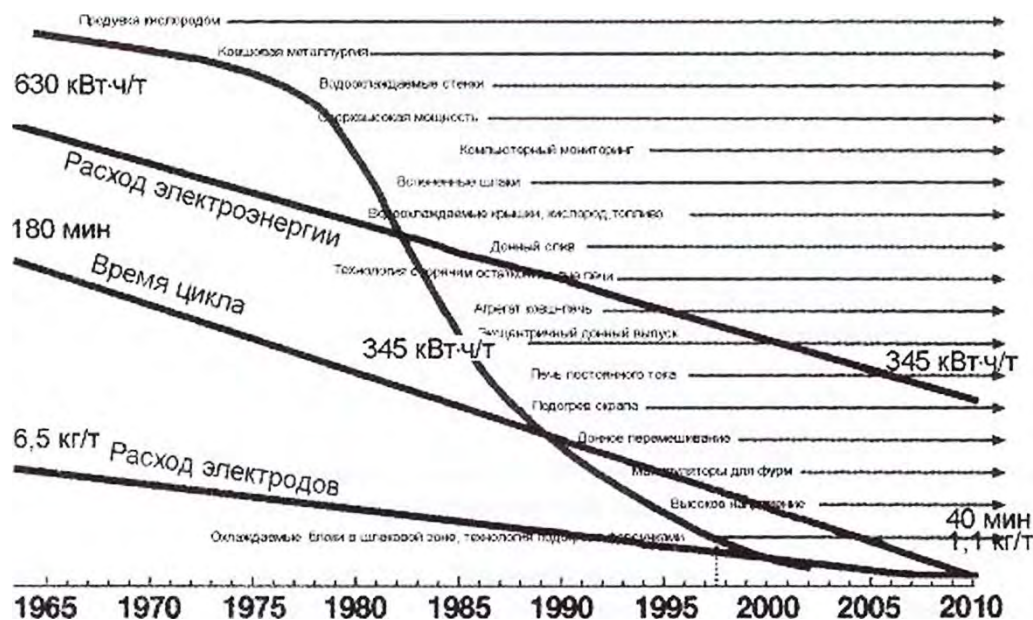


Рисунок 6.2 – Изменения технико-экономических показателей работы дуговых печей

3. Интенсивное перемешивание ванны жидкого металла продувкой инертным газом через донные фурмы. Донное газовое перемешивание повышает производительность печей на 3-6%, снижает расход электроэнергии на 15% и огнеупоров на 15%.

4. Вспенивание шлака, позволяющее повысить интенсивность нагрева без ухудшения стойкости огнеупоров. Вспенивание осуществляется путем вдувания угольного порошка в струе кислорода с образованием пузырьков СО вследствие протекания реакции обезуглероживания. Благодаря получаемому при этом эффекту экранирования дуг улучшаются условия передачи энергии, появляется возможность работы на длинных дугах.

5. Использование дополнительной химической энергии для интенсификации плавки путем использования топливо-кислородных горелок. Топливо и кислород, расходуемые в горелках, частично заменяют потребляемую электроэнергию. Число горелок изменяется от

одной до девяти, суммарная мощность для электропечей вместимостью до 50 т составляет до 10 МВт, от 50 до 120 т 10-20 МВт и от 120 до 150 т - 20-25 МВт. Топливо-кислородные горелки (ТКГ) располагаются в менее нагретых зонах ванны в межэлектродных секторах. Использование ТКГ позволят выбрать режим, соответствующий минимальным энергозатратам в зависимости от конкретных условий. Современные печи с подводом значительной химической энергии получили название УНСР (Ultra High Chemical Power).

6. Донный или эркерный выпуск обеспечивает отсечку печного шлака, уменьшает необходимый угол наклона печи и, соответственно, длину гибких кабелей короткой сети, способствует сокращению продолжительности цикла плавки, уменьшает длину струи при заливке металла в сталеразливочный ковш.

7. Установка водоохлаждаемых стеновых панелей дает возможность увеличить мощность нагрева и тем самым сократить продолжительность плавки и повысить производительность печи.

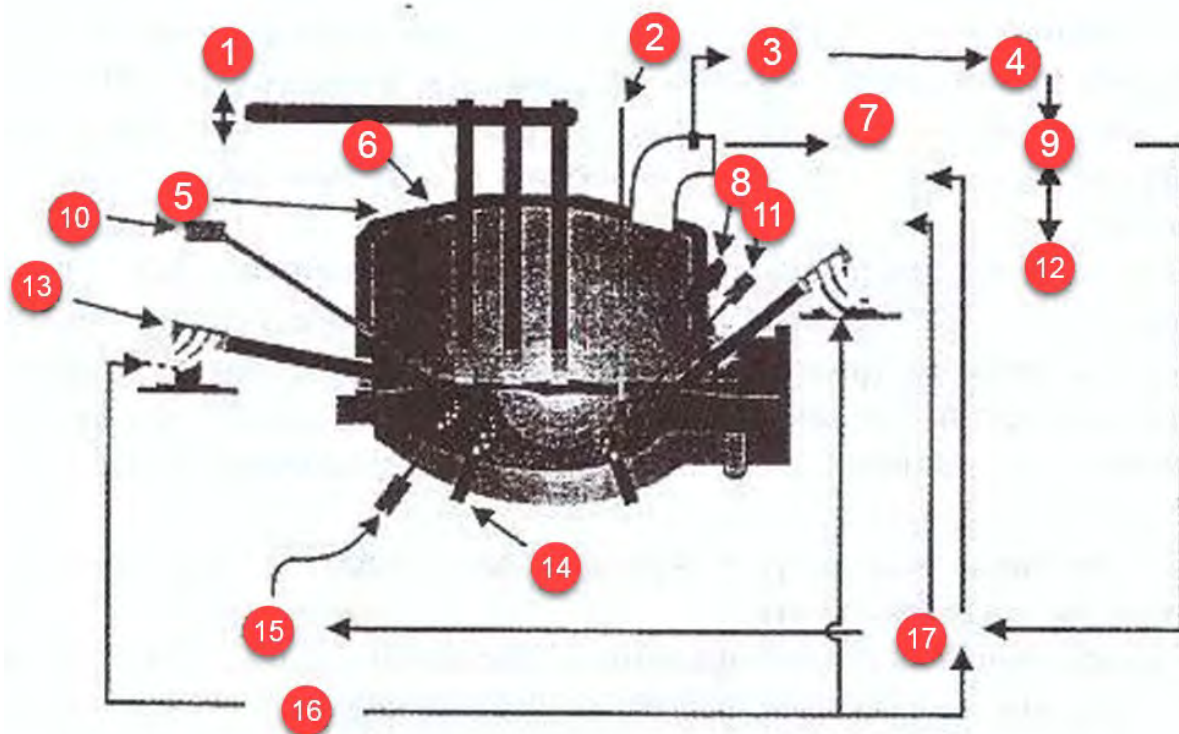
8. Максимально возможное быстроедействие основных исполнительных механизмов способствует дополнительному сокращению продолжительности плавки.

Важную роль в совершенствовании энергетических и экологических показателей плавки в ДСП играют эффективный анализ и регулирование состава отходящих газов. Фирмой Tenova Goodfellow успешно применяется система непрерывного химического анализа отходящих газов для оптимизации использования электрической и химической энергии BFSOP с дожиганием отходящих газов в печи с помощью горелок и фурм. Применение системы обеспечивает снижение энергозатрат на 40 кВт*ч/т.

Большое значение для интенсификации электросталеплавильного производства имеет использование химической энергии. Разработчики дуговых печей применяют различные варианты подвода кислорода и топлива с целью ускорения плавления шихты, вспенивания шлака, улучшения процесса обезуглероживания, дожигания отходящих газов.

Австрийской фирмой VAI разработан комбинированный процесс К-ES производства стали в электродуговой печи на основе электросталеплавильного и кислородно- конвертерного процессов (рис. 6.3). Процесс К-ES предназначен для производства углеродистой и

коррозионностойкой стали и основан на технологии кислородно-конвертерной плавки с дожиганием оксида углерода.



1 - система электрического нагрева с регулированием положения электрода; 2 - зонд для контроля температуры и взятия проб; 3 - устройство для отбора проб отходящих газов; 4 - анализатор для определения содержания оксида углерода, углекислого газа, кислорода и отходящих газов и температуры; 5 - устройство для изменения давления в печи; 6 - устройство для вдувания извести; 7 - на газоочистку; 8 - комбинированные горелки для дожигания отходящих газов; 9 - система автоматического регулирования; 10 - система для вдувания измельченного губчатого железа; 11 - фурмы для вдувания углерода; 12 - управляющий компьютер; 13 - устройство для вдувания кислорода и углерода с манипулятором; 14 - система перемешивания; 15 - кислородные фурмы; 16 - кислородная станция; 17 - распределительная станция

Рисунок 6.3 – Схема процесса К-ES.

В данном агрегате предусмотрены стационарные комбинированные фурмы-горелки, которые обеспечивают тангенциальную подачу кислорода и угольного порошка в пространство между электродами и стенкой. Наличие разнообразных средств для

подачи реагентов в рабочее пространство печи и их оптимальное расположение обеспечивают сокращение расхода электроэнергии ориентировочно на 50 кВт*ч/т, повышение производительности на 10%.

Характерной особенностью многих современных электродуговых печей является применение токоведущих электрододержателей. В начале 1980-х годов фирмой Badische Stahl Engineering (Германия) были разработаны первые токопроводящие держатели из стали, плакированной медью. Дальнейшим развитием конструкции токопроводящего держателя стало изготовление его из алюминия со сменной головкой, присоединяемой с помощью фланцевого соединения. Применение токоведущих электрододержателей способствует повышению активной мощности, уменьшению диаметра распада электродов, снижению расхода электроэнергии и электродов, упрощению конструкции и технического обслуживания.

Развитие электрометаллургии продолжается в направлении совершенствования выплавки и повышения энерговооруженности дуговых печей путем повышения удельной мощности трансформаторов, применения дополнительных источников энергии (топливо-кислородных горелок), дожигания оксида углерода в рабочем пространстве, использования тепла отходящих газов для подогрева металлолома и т.д.

Современная высокопроизводительная дуговая печь должна удовлетворять следующим требованиям:

- сверхмощный трансформатор с удельной мощностью не менее 0,6 1,3 МВт на тонну выплавляемой стали; с увеличением вместимости печи удельная мощность несколько снижается;
- применение водоохлаждаемых стеновых панелей;
- применение эркерного или сифонного выпуска; лонный выпуск обеспечивает бесшлаковый выпуск металла, уменьшение угла наклона печей, снижение расхода огнеупорных материалов;
- интенсификация процесса расплавления с помощью кислородных фурм, осуществляющих подрезку шихты в процессе расплавления и ускорение процесса кипения ванны, и/или топливо-кислородных горелок;
- проведение технологического процесса со вспененным шлаком за счет подачи углеродсодержащих материалов и с жидким остатком

металла в печи; вспенивание шлака позволяет вести плавку на более длинных электрических дугах при более высоком напряжении и меньшей силе тока;

- дожигание отходящих газов с помощью фурм и горелок;
- перемешивание ванны путем донной продувки ванны инертным газом через пористые пробки или электромагнитным индуктором.

Признаками современной технологии электросталеплавильного производства являются также коэффициент использования установленной энергетической мощности источника питания не ниже 0,9 и доля работы времени работы под током не ниже 0,75.

Для достижения максимальной заполненности печного пространства, наибольшей полезной мощности дуг и уменьшения тепловых потерь 2/3 шихтовых материалов загружаются первой корзиной с одной последующей подвалкой (в ряде современных зарубежных дуговых печей завалка осуществляется одной корзиной).

В результате применения указанных мероприятий удельный расход электроэнергии не должен превышать 350-400 кВт*ч/т; а удельный расход графитовых электродов 1,5-2,5 кг/т.

Современная 100-т печь с трансформатором мощностью 800-1000 МВА/т обеспечивает выпуск 1,0-1,2 млн т стали в год.

В некоторых источниках сверхмощные дуговые печи (СДП) со значительной долей использования химической энергии выделяются в отдельную категорию. При этом отмечается возрастание угара шихты, пылегазовыбросов и общих удельных энергозатрат.

Для дальнейшего повышения производительности печи целесообразно организовать, подогрев скрапа перед завалкой предпочтительно теплом отходящих газов. Для обеспечения современных требований по продолжительности плавки и производительности печи - с одной завалкой скрапа или с одной подвалкой - насыпная плотность скрапа должна быть не менее 0,8-1 т/м³; необходимо также применение внепечной обработки.

Продолжительность плавки не должна превышать 50 мин; только в этом случае возможны обеспечение экономичности и конкурентоспособности продукции, существенное уменьшение габаритов всего технологического и вспомогательного оборудования с тем, чтобы оно вписывалось в существующие здания, а также

обеспечение серийной непрерывной разливки. Лучшие электродуговые печи обеспечивают продолжительность цикла выплавки стали 30- 40 мин.

Основными тенденциями в развитии электросталеплавильного производства являются расширение технологических возможностей за счет использования различных видов шихтовых материалов и выплавки стали широкого марочного состава, повышение производительности печей путем увеличения подводимой мощности и вместимости печи, интенсификации плавки путем вдувания кислорода, газообразного топлива и/или угольного порошка.

Одним из путей увеличения производительности электродуговой печи является сокращение продолжительности завалки (подвалок) и исключение трамбовки шихты завалочной бадьей ввиду низкой плотности лома. Это достигается наращиванием высоты стен и изменением профиля ванны. Так, например, на заводе Steel Dynamics Inc. в г. Батлер (США) объем рабочего пространства печи был увеличен с 64 до 178 м³ за счет увеличения высоты стен на 1,4 м, вместимость ванны со 187 до 235 т за счет увеличения высоты нижней части разъемного корпуса на 15 см и изменения его профиля (рисунке 6.4).

Отмечена необходимость оптимизации величины «болота» в печи, поскольку изменение профиля подины привело в увеличению жидкого остатка до чрезмерно больших значений (до 100-120 т).

Увеличение высоты стен при незначительном увеличении высоты ванны привело к необходимости увеличения длины и хода электродов. Это, в свою очередь, привело к повышенной вибрации и потребовало существенных изменений в конструкции печей и технологии.

Эксплуатация реконструированных печей показала, что удельный расход электроэнергии снизился на 7-8%, продолжительность работы подтоком сократилась с 40 до 35 мин, расход электродов снизился до 1,4 кг/т и менее. За счет увеличения расстояния от уровня металла до откосов печи на 1% снизились потери металла со шлаком. Более чем в два раза увеличился срок службы футерованной части свода и его водоохлаждаемых элементов.

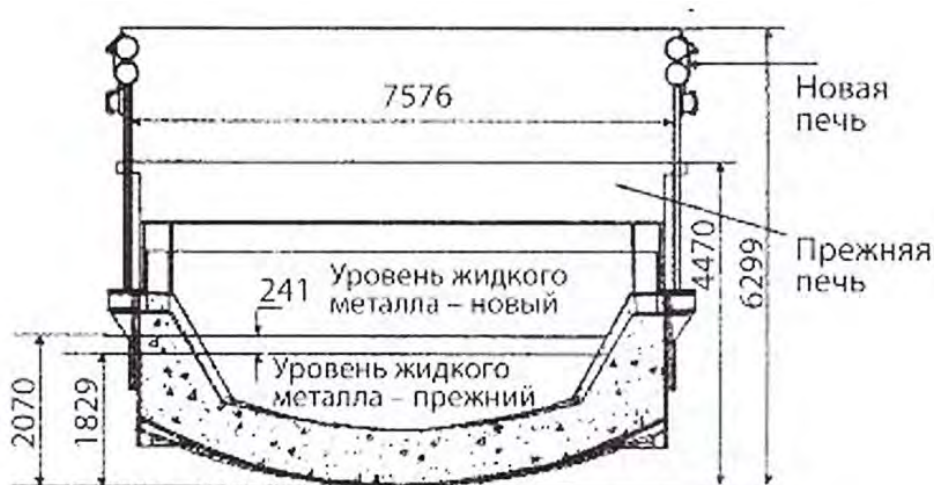


Рисунок 6.4 – Изменения в профиле корпуса дуговой печи на заводе Steel Dynamics Inc.

В последние годы ведущими разработчиками электротермического оборудования созданы высокоэффективные ДСП с использованием дополнительного подвода химической энергии. В дуговых печах Ultimate емкостью 120 т, разработанных компанией Siemens VAI, за счет увеличения высоты водоохлаждаемых панелей с 2,8 до 3,2 м и вместимости со 145 до 210 м³ загрузка скрапа может быть осуществлена одной корзиной емкостью 185 м³ вместо двух по 145 м³ при увеличении подводимой мощности со 120 до 180 МВА (с 1000 до 1500 кВА/т). Это позволяет сократить продолжительность загрузки на 2 мин. При этом для интенсификации плавки применяют три газокислородные горелки, пять горелок комбинированного дутья, четыре инжектора для вдувания угольного порошка и четыре инжектора для дожигания отходящих газов. Распределение горелок и инжекторов по сечению традиционной и новой печи показано на рисунке 6.5. В результате производительность печи возрастает на 50% и соответствует производительности стандартной ДСП вместимостью 180 т, но при меньших удельных капитальных затратах. В качестве шихты могут быть использованы лом, губчатое железо, жидкий чугун в любых сочетаниях.

При выплавке стали в современной ЭСП широко применяют кислород, с участием которого идут экзотермические процессы, поддерживающие процессы плавления, доводки и дожигания отходящих газов.

В печах Ultimate использована технология, которая объединила подачу газа в горелку со сверхзвуковым кислородным дутьем. Газокислородная горелка монтируется в едином блоке с фурмой для вдувания

порошкообразных материалов. Кроме углерода могут подаваться любые порошкообразные материалы (ферросилиций, феррохром, пыль с газоочистки и др.). Угол наклона струй кислорода и порошка выбирается таким образом, что они заглубляются в шлак и ванну жидкой стали, интенсифицируя химические реакции. Подобные горелки используются в ДСП всех типов, выпускаемых фирмой Siemens VAI. Они выполнены быстросъемными и состоят из водоохлаждаемой передней медной части и задней части, несущей инжекционные сопла.

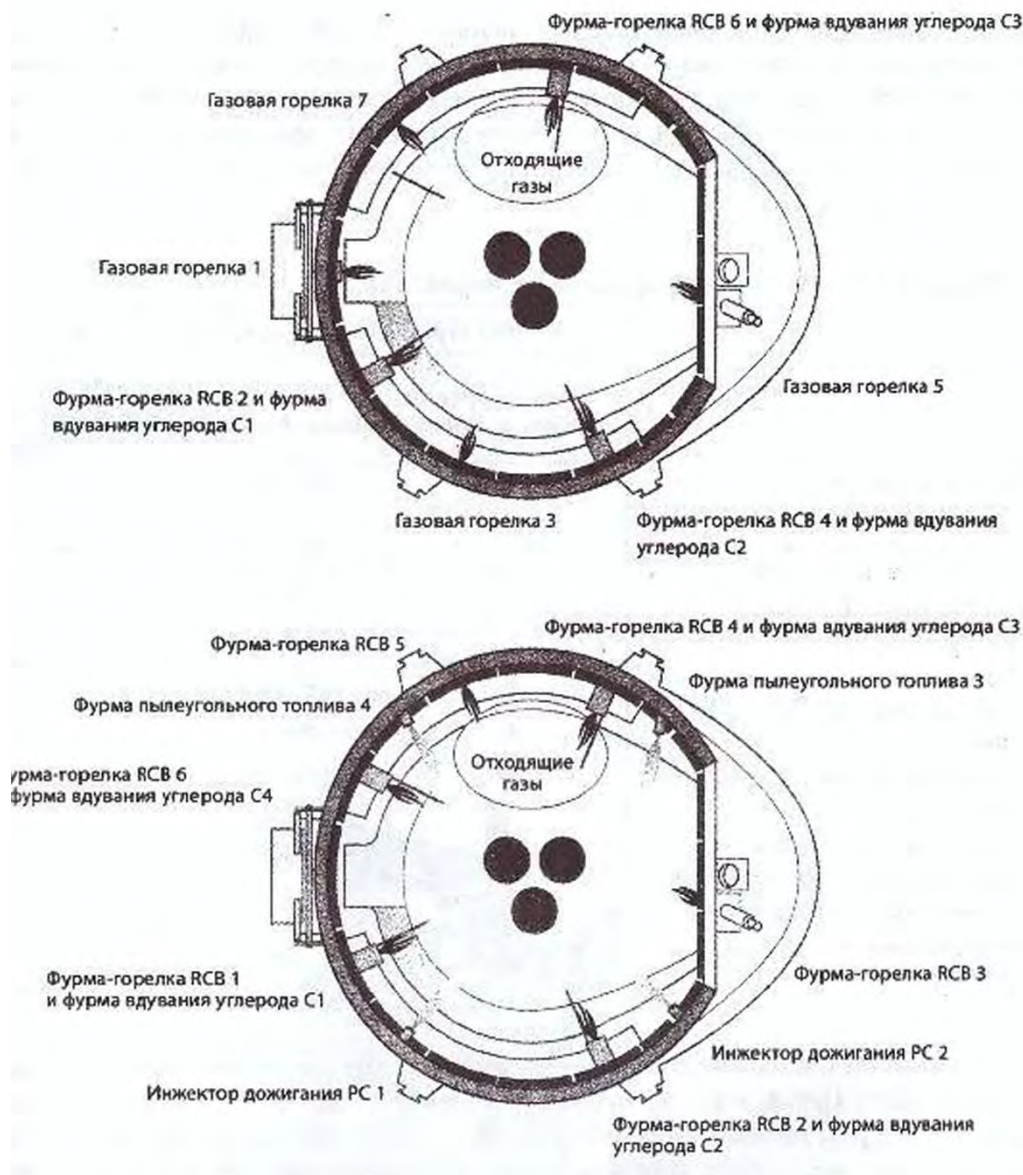


Рисунок 6.5 – Электродуговые печи традиционной конструкции и вариант Ultimate

В горелке выполнена камера для смешивания газа и кислорода, обеспечивающая стабильность факела. Многосопловая продувка кислородом со сверхзвуковой скоростью способствует интенсивному

перемешиванию ванны, обеспечивая химическую и температурную однородность. Благодаря оптимально выбранному направлению и длины факела обеспечивается низкое содержание углерода в металле при минимальном расходе кислорода. Горелки RCB могут работать на природном или коксовом газе, а новейший вариант - RCB Oil - на дизельном топливе. Для повышения надежности и ремонтпригодности оборудования применяются модульные быстросменяемые панели со встроенными горелками. Увеличенные высота и диаметр печи позволяют производить загрузку металлошихты одной скраповой бадьей. Примеры внедренных печей Ultimate приведены в таблице 6.1.

Таблица 6.1. Параметры электродуговых печей Ultimate

Показатели	Металлургическое предприятие, страна		
	Магнитогорский комбинат, Россия	Ревдинский завод, Россия	Colakoglu Metallurgji A.S., Gebze, Турция
Масса плавки, т	180	90/120	250
Трансформатор :напряжение, В	200-1236	740-1025	800-1600
мощность, МВА	150	100±20%	240
Расход кислорода, нм ³ /т	29,5	33/39	40
Расход газа, нм ³ *т	3,2	5/6,5	-
Расход электроэнергии, кВт*ч/т	313	325/334	390
Продолжительность плавки, мин	45	36/45	50
Производительность, т./ч	240	150/159	300
Горелки, шт	5	3	6
Интенсивность подачи кислорода на 1 горелку, Нм-7ч	2500	2000	-
Инжекторы углерода, шт.	3	3	3
Интенсивность вдувания порошка, кг/мин	60	60	60

Фирмой Danieli разработаны собственный вариант технологии электродуговой плавки Danarc и на его основе ДСП нового поколения FastArc, для которой характерны высокая удельная мощность (до 1,4 мВт на 1 т жидкой стали), применение энергосберегающих сводовых и

стенowych панелей, комплекс оборудования для химического нагрева, включая стенowe инжекторы для вдувания кислорода, природного газа и угольного порошка, высокая степень автоматизации технологического процесса, эффективная система удаления и очистки отходящих газов.

Энергосберегающие панели, образованные двумя рядами водоохлаждаемых труб, поддерживают слой самовосстанавливающегося шлакового гарнисажа, что позволяет сократить тепловые потери и уменьшить вероятность повреждения панелей.

Шлаковый гарнисаж частично плавится в моменты пиковых тепловых нагрузок и вновь образуется при вспенивании шлака. Двухрядная конструкция способствует повышению надежности и уменьшению простоев в случае разрывов и утечек воды. Для интенсификации плавки применены специальные плоскофакельные топливо-кислородные горелки DanHelix номинальной мощностью 5,6 МВ т. Факел образуется четырьмя расходящимися потоками с большим углом отклонения по ширине, что позволяет охватить широкий плоский участок скрапа. Оптимальное смешивание кислорода и топлива позволяет достичь КПД свыше 97%.

Кислород подается с помощью многофункциональных фурм DanHelios, которые могут работать как плоскофакельные горелки мощностью 6,5 МВт и как кислородные фурмы со сверхзвуковым соплом и длинной струей.

Специальные инжекторы применяются для вдувания угольного порошка, извести и других шлакообразующих материалов. Применение подобных печей позволяет загружать подогретый металлолом одной корзиной при насыпной плотности 0,7-0,8 т/м³ и сократить время от выпуска до выпуска примерно до 30 мин при расходе электроэнергии менее 350 кВт*ч/т.

Вместимость современных ДСП, применяемых на микро-, миди- и мини-заводах, колеблется в широких пределах - от 5 до 240 т. Для использования в литейном производстве, а также на микро-заводах компанией Siemens VAI разработана конструкция электродуговой печи в модульном исполнении типа «Simetal EAF Micro», позволяющем изменять массу плавки от 5 до 35 т и минимизировать время, необходимое для установки в новых цехах (рисунок 6.6).

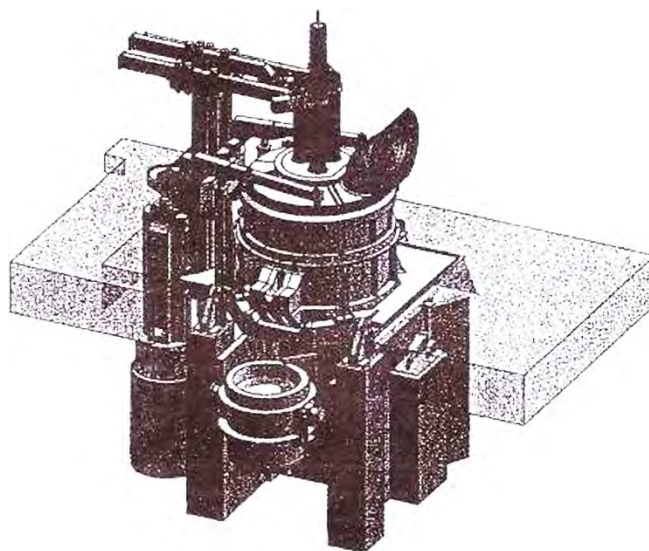


Рисунок 6.6 – Дуговая печь вместимостью 5-35 т конструкции Siemens VAI Metals Technologies

В конструкции печи предусмотрена наклонная люлька, позволяющая упростить замену ванны печи при переналадке производства или техническом обслуживании; опорные рамы вместо фундаментных опор обеспечивают значительную экономию затрат при монтаже. Применение модульного принципа при конструировании печи позволяет оперативно изменять диапазон массы плавки путем незначительной модификации некоторых узлов.

Технический уровень современных отечественных ДСП практически соответствует мировому уровню. Как правило, для улучшения технико-экономических показателей плавки необходимо решить организационные проблемы; улучшить логистику, уменьшить простои, повысить квалификацию и мотивацию обслуживающего персонала. Очевидно в будущем предстоит переход на завалку скрапа одной корзиной.

Ниже приведено описание современной сверхмощной ДСП вместимостью 40 т (рисунок 6.7) конструкции Сибэлектротерм.

Применение альтернативных источников тепла позволяет сократить расход электроэнергии не менее чем на 50-60 кВт*ч.*'т и продолжительность плавки на 15-18 мин. Использование технологии вспенивания шлака для полного экранирования электрических дуг позволяет повысить тепловой КПД и проводить окончание плавления шихты и нагрев жидкого металла на длинных дугах без перегрева

футеровки и водоохлаждаемых элементов печи, увеличения подводимой мощности и отрицательного влияния на питающие электрические сети.

Использование эркерного выпуска плавки из печи исключает попадание окислительного шлака в сталеразливочный ковш. Печь оборудуется оконным манипулятором с газокислородной горелкой мощностью 6 МВт, с возможностью поворота в горизонтальной плоскости и горелкой в зоне эркера мощностью 3,5 МВт. Кроме того, предусмотрены две комбинированные стеновые фурмы-горелки, которые работают в режимах горения, продувки ванны кислородом, вспенивания шлака и дожигания монооксида углерода. Кусковые шлакообразующие и легирующие материалы подаются через отверстия в своде печи.

Центральная часть свода футеруется периклазохромитовым кирпичом или монокристаллическим слоем из высокоглиноземистых огнеупорных масс. Основные параметры печи ДСП-40Н1 приведены ниже:

Вместимость печи, т:	
номинальная	40
максимальная	45-47
Номинальная мощность трансформатора, МВА	40
Номинальное первичное напряжение трансформатора, кВ	35
Вторичное напряжение, В	820...660...480
Номинальная сила тока электрода, кА	35
Диаметр графитированного электрода, мм	450
Диаметр распада электродов, мм	1050
Диаметр кожуха на уровне откосов, мм	5000
Продолжительность работы под током, мин	37
Расход графитированных электродов, кг/т	3,0
Мощность стеновой газокислородной фурмы, МВт	4,0
Мощность оконной газокислородной горелки, МВт	6,0
Мощность стеновой комбинированной фурмы-горелки, МВт	2x4,0
Скорость наклона печи, град/мин	4-8

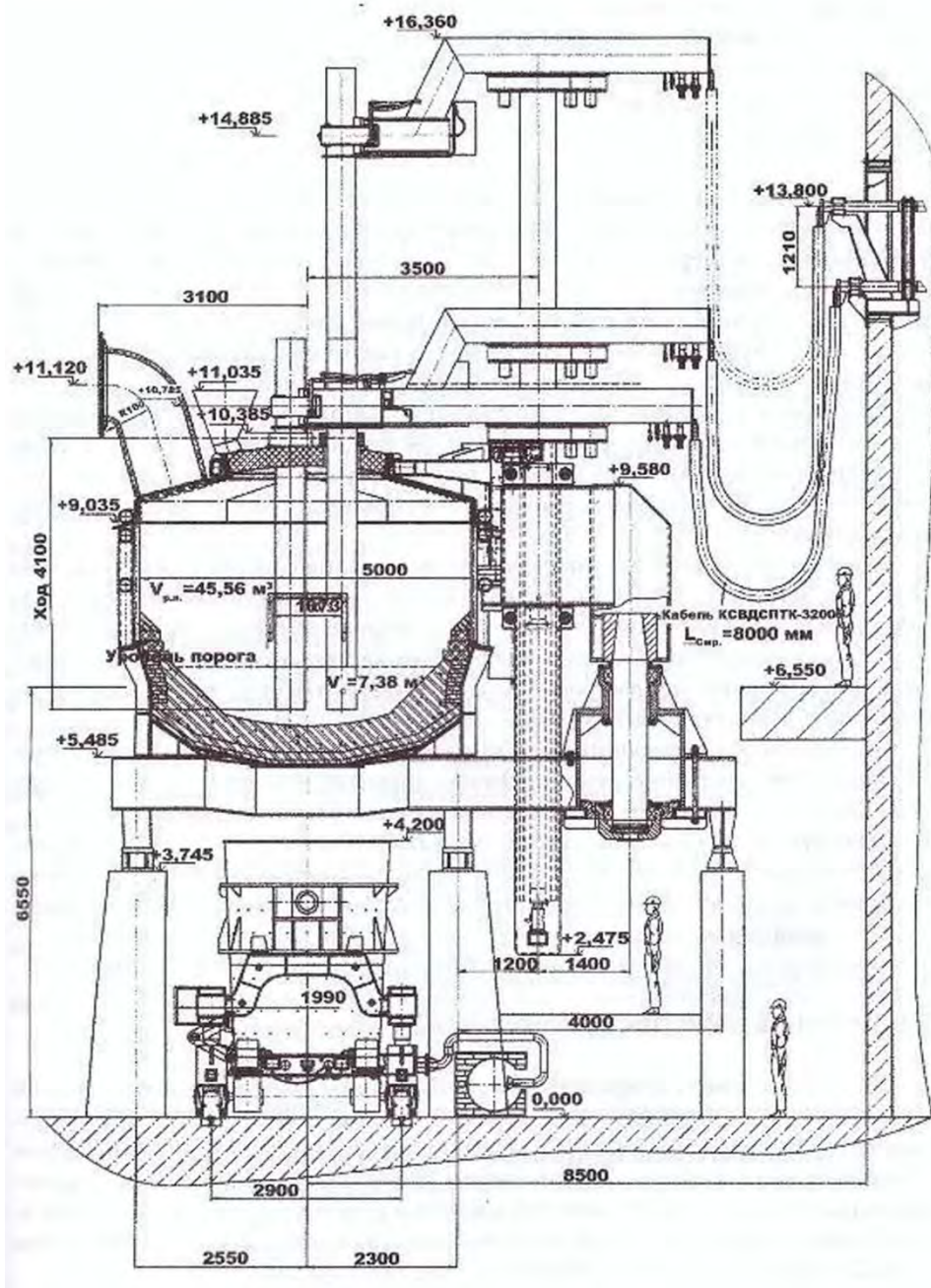


Рисунок 6.7 – Общий вид печи ДСП-40Н1

Для обеспечения однородного состава расплава в электродуговых печах в ряде случаев применяют газодинамическое перемешивание инертным газом, вдуваемым через донные фурмы, или электромагнитное перемешивание. Система электромагнитного перемешивания EMS (electromagnetic stirring) разработана фирмами ASEA (в настоящее время ABB) и SKT Steel (в настоящее время Ovako Steel). Основа системы - охлаждаемая водой электромагнитная катушка, смонтированная под печью. Для проникновения электромагнитной индукции в жидкий

металл в кожухе печи напротив катушки выполняется вставка из немагнитной коррозионностойкой стали аустенитного класса. В работе устройства используется низкочастотное бегущее электромагнитное поле. В сто состав входят также частотный преобразователь, трансформатор и система управления.

Применение электромагнитного перемешивания способствует ускорению плавления лома, в особенности крупногабаритного, обеспечивает однородность расплава и повышение представительности контроля температуры и химического состава, повышает эффективность продувки кислородом, препятствует образованию завихрений при выпуске, что способствует уменьшению или исключению попадания шлака в металл.

Работа ДСП переменного тока характеризуется знакопеременной нагрузкой, неравномерностью нагрузки по фазам, прерывистым режимом горения дуг и при этом сопровождается значительным шумом и выделениями дыма.

Важную роль в обеспечении высокой производительности сталеплавильного производства печи играют повышение эксплуатационной готовности печи, сокращение простоев, связанных с ремонтами, применение надежных и долговечных компонентов.

6.2 Дуговые печи постоянного тока

В соответствии с современными тенденциями при выборе типа дуговой печи в ряде случаев предпочтение отдается дуговой сталеплавильной печи постоянного тока (ДСПТ), которая обладает уменьшенным удельным расходом электроэнергии и электродов, сниженным угаром шихты, улучшенными экологическими показателями. В настоящее время в различных странах в эксплуатации находятся дуговые печи постоянного тока емкостью до 150 т. Преимущества ДСПТ по сравнению с дуговыми печами переменного тока:

- снижение удельного расхода электродов в 2-3 раза (до 1,8-2,0 кг/т), а при вдувании аргона до 0,5-0,7 кг/т;
- возможность пропускать через графитированный электрод ток более высокой плотности благодаря отсутствию поверхностного эффекта;

- повышение равномерности износа футеровки и более высокой стойкости огнеупорной кладки вследствие применения одного верхнего электрода;

- повышение качества металла и сокращение продолжительности плавки благодаря магнитогидродинамическому перемешиванию расплава.

К преимуществам ДСППТ относятся также эффективное электромагнитное перемешивание ванны при наложении поля проходящего через нее постоянного тока, отсутствие необходимости в дополнительных источниках химического тепла, увеличивающих нагрузку на систему газоочистки. По сравнению с дуговыми печами переменного тока образование пыли меньше в 6-8 раз, угар шихты меньше на 5-7%, а расход ферросплавов на 20-30%.

Около 15% дуговых печей работают на постоянном токе. Предпочтительной областью их применения является выплавка высококачественной стали в литейном производстве.

Источник питания ДСППТ представляет собой комплект оборудования, включающий силовой трансформатор, преобразователь постоянного тока, сглаживающие реакторы, теплообменник.

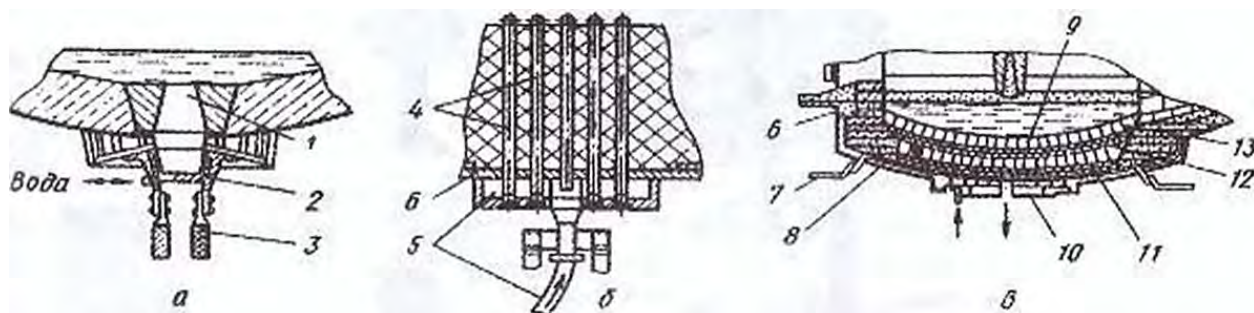
ДСППТ оснащаются одним или двумя графитовыми сводовыми электродами. Анодом служит ванна жидкого металла, в которую ток подводится через специальные электроды, устанавливаемые в подине печи. Плавка высококачественной стали осуществляется в среде аргона. При этом во избежание интенсивного угара графитовых электродов требуется надежное уплотнение рабочего пространства.

Эффективность работы печи в значительной степени зависит от конструкции подового электрода. Известны стреловидные, многоштыревые и пластинчатые электроды (рисунок 6.8).

ДСППТ конструкции Siemens VAI основаны на применении подовых электродов, представляющих собой тонкие стальные пластины, окруженные магнезитовой массой и приваренные к основанию. Сила тока достигает 160 кА, а срок службы анода превышает 200 плавов. Отсутствие водяного охлаждения делает печь более безопасной и повышает ее эксплуатационную готовность.

По мнению специалистов компании, на постоянном токе могут эффективно работать сверхмощные печи с одним или двумя подовыми

электродами, двухкорпусные и шахтные печи, при этом их применение особенно эффективно в регионах со слабыми и нестабильными энергосистемами. Уменьшение мерцательного эффекта достигает 50%.



1 - подовый электрод; 2 - водоохлаждаемый контактный корпус; 3 - токоподвод; 4 - контактные штыри; 5 - узел воздушного охлаждения; 6 - днище печи; 7 - элемент токоподвода; 8 - вкладыш из меди; 9 - подовый электрод пластинчатого типа; 10 - система охлаждения подового электрода; 11,12 и 13 нижний, средний и верхний слои футеровки

Рисунок 6.8 – Конструкция подовых электродов стержневого (а), лшгоштыревого (б) и пластинчатого (в) типов.

В России ДСППТ вместимостью от 0,1 до 50 т, применяемые в литейном производстве и на металлургических мини-заводах, производятся фирмами НПФ «КОМТЕРМ» и «ЭКТА». Универсальные дуговые печи постоянного тока нового поколения ДСППТ-НП и ДП1ГГУ-НП, разрабатываемые научно-технической фирмой «ЭКТА» (рис. 56.9), характеризуются расплавлением шихты при высоком напряжении и ограниченном токе дугового разряда. Благодаря смещению подовых электродов относительно центра печи возникают горизонтальная составляющая вектора тока и дополнительное магнитогидродинамическое перемешивание ванны.

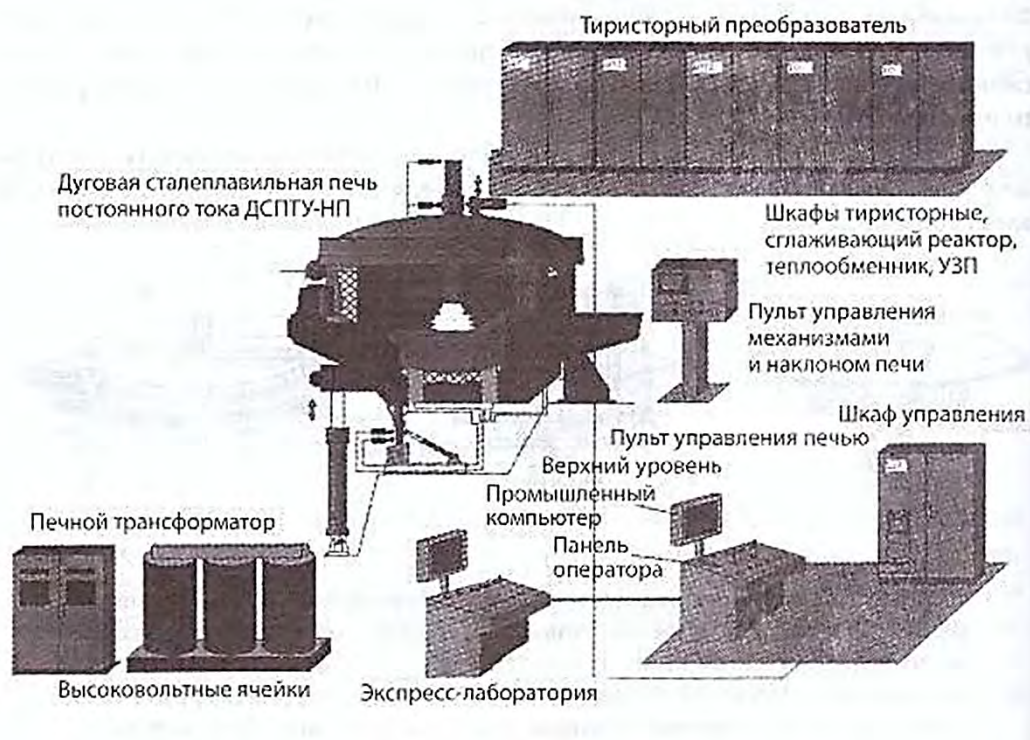


Рисунок 6.9 – Электрооборудование дуговой сталеплавильной печи постоянного тока

Угар шихтовых материалов составляет 0,2-1,5%, удельный расход электродов до 1,5 кг/т. Основные показатели дуговых печей емкостью 6-50 т приведены в таблице 6.2.

На рисунке 6.10 изображена дуговая печь постоянного тока с двумя сводовыми электродами конструкции фирмы Danieli.

Несмотря на отмеченные преимущества, распространение ДСППТ сдерживается сложностью и высокой стоимостью источника питания, сложностями при замене подовых электродов, более высокими требованиями к квалификации обслуживающего персонала.

Дальнейшее развитие ДСППТ связано с применением плазменного нагрева, при котором преобразование электрической энергии в тепловую осуществляется дугой, генерируемой одним или несколькими плазмотронами. В качестве плазмообразующего газа используют азот, аргон, реже водород. Расход газа на токах силой 1-10 кА составляет 2-15 м³/ч.

По сравнению с дуговыми печами плазменные сталеплавильные печи (ПСП) обладают следующими преимуществами: повышенная герметичность, отсутствие значительных газовыделений в процессе

плавки, практически бесшумное горение плазменной дуги (нс выше 40 дБ), что обеспечивает благоприятные экологические условия. Общий угар шихты составляет 0,5-1,5% по сравнению с 6-8% в ДСП. В процессе плавки металл не загрязняется материалом электродов, что позволяет выплавлять сталь с содержанием С < 0,02%.

Таблица 6.2. Дуговые печи НПФ «КОМТЕРМ» и фирмы «Экта»

Параметр	Номинальная емкость, т	Мощность источника питания, мВ А	Напряжение питающей сети, кВ	Диаметр сводового электрода, мм	Число подовых электродов	Расход электроэнергии, кВт*ч/т	Продолжительность расплавления, мин
НПФ «КОМТЕРМ»							
Д11-6,0	6,0	5	6;10	250	2	500	50
ДП-12	12	9,6	6;10	300	2	495	60
ДИ-15	15	12,8	6;10	400	2	480	55
ДП-25	25	18,6	6;10	500	3	405	45
ДП-50	50	43,2	10;35	555	4	380	36
Фирма «Экта»							
ДПШТУ-6,0	6,0	4,3-4,7	6; 10	300	2	500	40 60
ДПШТУ-12	12,0	10,8	6;10	400/450	2	495	40-45
ДГ1ГТТУ-25	25,0	2x10,8	6,10	450/500	3	405	15-50
ДПЛТУ-50	50,0	3x10,8	10;35	500/610	4	380	70-75

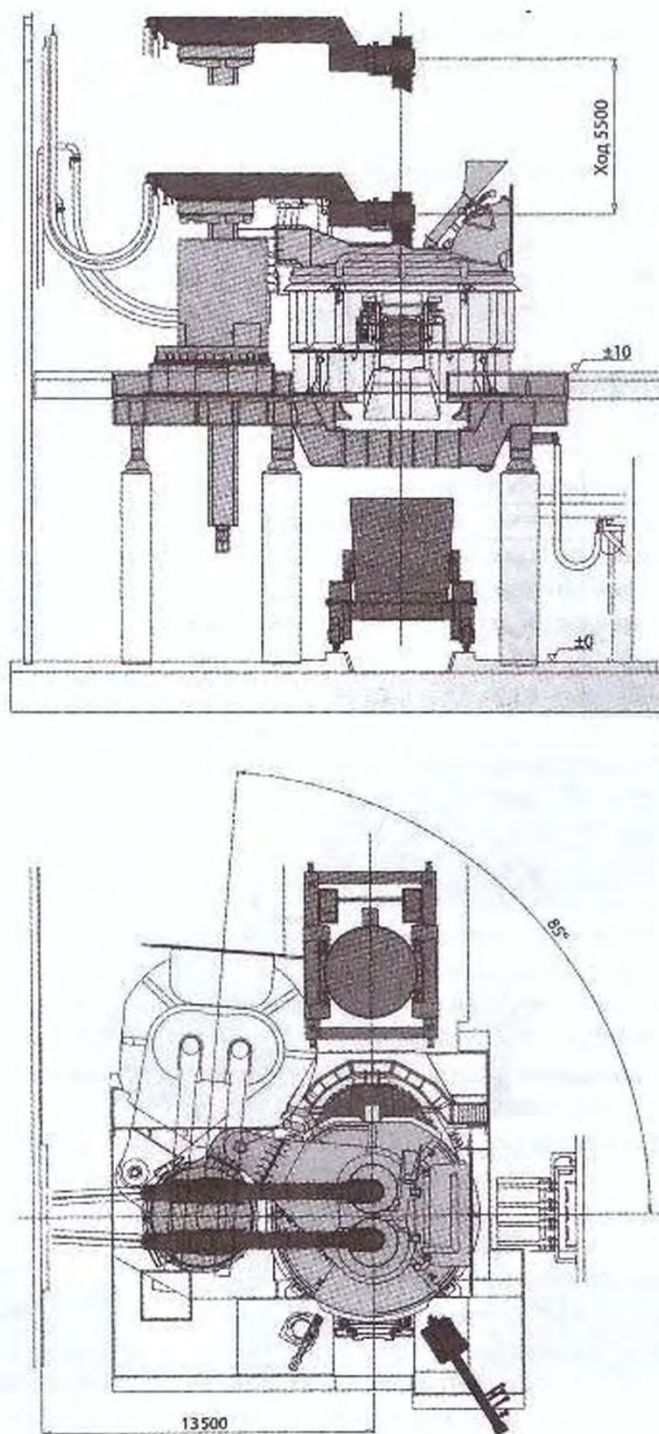


Рисунок 6.10 – Двухэлектродная дуговая печь постоянного тока.

В ПСП поддерживается атмосфера, зависящая от состава плазмообразующего газа, содержание кислорода незначительно, что существенно сокращает угар железа и легирующих элементов. Стабильность горения плазменной дуги резко снижает колебания тока, что позволяет сравнительно легко поддерживать заданный

электрический режим. Максимальная емкость ПСП в настоящее время не превышает 12 т.

6.3 Шахтные печи

Другим направлением увеличения объемов электросталеплавильного производства при ограничении возможности увеличения массы плавки грузоподъемностью кранов и несущей способностью строительных конструкций является применение шахтных печей.

С 1950-х годов в электросталеплавильном производстве использовали различные способы подогрева лома: в автономных установках с дополнительными источниками тепла, вне дуговой печи теплом отходящих газов, в трактах подачи шихты. Подогрев металлолома в таких установках давал экономию электроэнергии от 40 до 50 кВт*ч/т выплавляемой стали, однако их эксплуатация сопровождалась выделением большого количества вредных веществ в окружающую среду.

Ситуация улучшилась с внедрением шахтных печей, разработанных фирмой FUCHS (в настоящее время входит в состав Siemens VAI) в конце 1900-х годов с целью минимизации затрат на выплавку металла и улучшения экологических показателей. Их преимуществами были более эффективное использование тепла отходящих газов, более высокая средняя температура подогретого металлолома, более значительная экономия электроэнергии (70-100 кВт*ч/т).

Высокая температура отходящих газов, компактная конструкция и отсутствие подсоса холодного воздуха ограничивают образование вредных веществ. Однако для дальнейшего улучшения экологических показателей в более поздних вариантах шахтных печей стали применять дополнительный подвод химической энергии от 10 до 15 Вт*ч/т для дожигания газов.

Первая шахтная печь была сооружена на заводе Sheerness Steel (Великобритания). Благодаря размещению корзины со скрапом в шахте, через которую проходят газы, отходящие из печи, скрап подогревается примерно до 800 °С. Это обеспечивает существенную экономию энергии и затрат при значительном сокращении продолжительности плавки.

Технология дуговой плавки с подогревом шихты в баде, удерживаемой в газоходе с помощью «пальцев», получила название FSF (Finger Shaft Furnace пальчиковая шахтная печь). Печи могут быть оборудованы одной или двумя шахтами. Наиболее эффективной является так называемая пальчиковая шахтная печь, оборудованная системой удержания скрапа, обеспечивающая возможность интенсивного нагрева всего содержимого корзины. Любая существующая дуговая печь переменного или постоянного тока может быть переоборудована в шахтную при относительно небольших конструктивных изменениях.

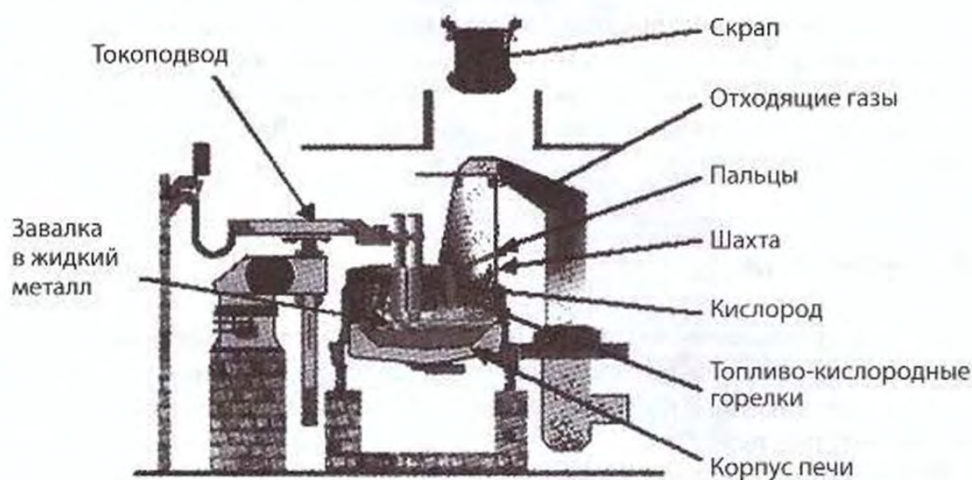


Рисунок 6.11 – Схема процесса Thermo Finger Shaft Furnace

Масса и объем одновременно загружаемого скрапа по сравнению с традиционными ДСП уменьшены, чтобы обеспечить размещение бадей в шахте, а количество последовательно загружаемых бадей со скрапом увеличено до трех.

В 2002 г. был разработан и внедрен на заводе NERVACERO (Испания) усовершенствованный технологический процесс Thermo Finger Shaft Furnace повышенной производительности с уменьшенными тепловыми потерями (рисунок 6.11). Шахта, располагаемая со стороны, противоположной трансформатору, облицована специальными плитами Thermo Shaft, снижающими тепловые потери и предохраняющими водоохлаждаемые панели от механических повреждений. Объем шахты 73 м³ обеспечивает размещение до 40% шихты. Шахта с помощью гидропривода поднимается, обеспечивая беспрепятственный наклон корпуса при выпуске плавки.

Для ремонта шахта перемещается в соответствующую позицию. Водоохлаждаемые пальцы, удерживающие корзину со скрапом и располагаемые в нижней части шахты, перемещаются с помощью гидропривода. Отверстия для прохода пальцев уплотняются с помощью газодинамической завесы. В верхней части шахты предусмотрен шиберный затвор, открываемый только при опускании корзины в шахту. Отходящие газы проходят через боковое отверстие в верхней части шахты и поступают в камеру для дожигания, обеспечивающую выполнение жестких экологических требований.

Концепция FSF предусматривает возможность загрузки металлошихты любого вида: скрап, чугун, DRI или HBI.

На шахтной дуговой печи компании Natsteel Asia Ptc Ltd достигнуты следующие показатели. В начальный период продолжительность цикла плавки от выпуска до следующего выпуска составляла 48 мин, в том числе 7 мин без токовой нагрузки. В настоящее время с применением четырех топливо-кислородных горелок, двух боковых комбинированных фурм-горелок и двух инжекторов для углеродного порошка время плавки в настоящее время сократилось до 42 мин, а расход электроэнергии уменьшился с 327 до 295 кВт*ч/т. В конструкции печи произведены изменения - предусмотрены устройства для торможения падающего скрапа. На рисунке 6.12 показан пример двухшахтной дуговой печи, на рисунке 6.13 - последовательность операций при работе шахтной печи.

К достоинствам шахтных печей относятся:

- благоприятные условия для утилизации энергии отходящих газов и их дожигания;
- возможность использования различных видов шихты;
- высокая производительность;
- минимальные эксплуатационные затраты.

Время от выпуска до выпуска составляет около 35 мин, экономия электроэнергии - 100 кВт*ч/т, экономия электродов - до 30%, сокращение объема выбрасываемой пыли до 25%, прирост производительности - до 40%.

Известны также варианты предварительного подогрева металлолома в специальном устройстве, располагаемом рядом с печью и использующем дополнительные источники тепла. Такое техническое

решение может быть применено как при строительстве новых, так и при реконструкции имеющихся агрегатов.

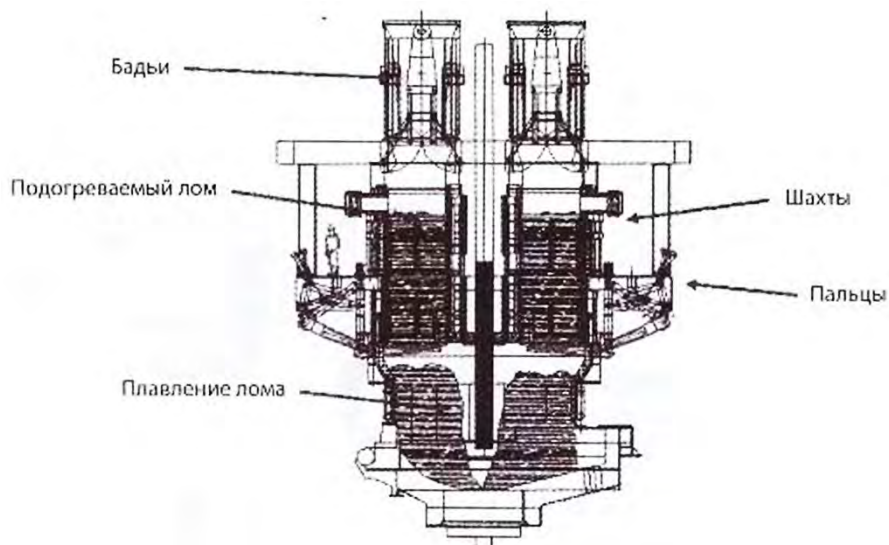


Рисунок 6.12 – Схема подогрева скрапа в двухшахтной дуговой печи на заводе Badische Stahlwerke



Рисунок 6.13 – Схема загрузки и работы шахтной печи

6.4 Агрегаты Consteel с непрерывной боковой подачей шихты

Особенность процесса Consteel (рисунок 6.14) заключается и непрерывной подаче подогретой металл о шихты с постоянным

контролем газовыделений и сниженным уровнем шума. Скрап загружается непосредственно со скрапного двора или из вагонов на закрытый загрузочный конвейер, который, проходя через туннельную печь, непрерывно подает скрап в дуговую печь. Шихта на конвейере подогревается встречным потоком газов, отходящих из дуговой печи. Температура контролируется путем добавления атмосферного воздуха.

Непрерывная подача скрапа в печь и поддержание расплавленной стали в температурном интервале углеродного кипения ванны позволяют обеспечить постоянную температуру и химический состав расплава во всей ванне и при этом сохранить около 30-50% тепла ванны расплавленного металла (по сравнению с 10-15% при обычной загрузке печей корзинами).

Важной особенностью процесса является наличие большого остатка жидкого металла - «болота».

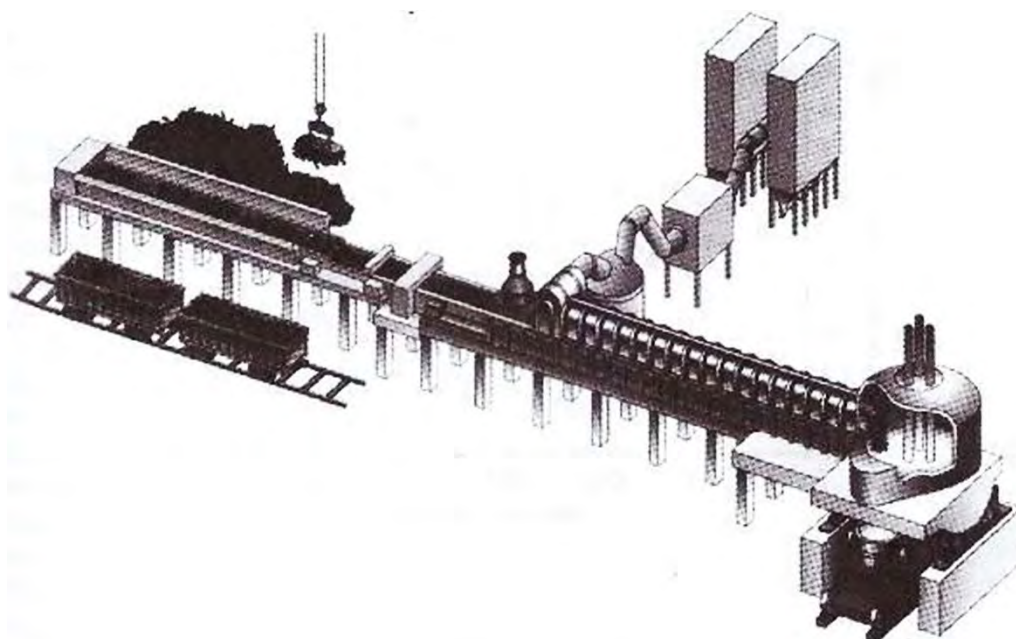


Рисунок 6.14 – Схема процесса Consteel

Первый промышленный агрегат более 20 лет успешно работает на заводе компании Gerdau Ameristeel в г. Шарлотта (США). На этой печи достигнута высокая производительность - 34 плавки в сутки при номинальной производительности около 54 т/ч и мощности трансформатора 22 МВт. Конвейерная система позволяет подавать 1,5 т/мин лома при температуре, превышающей 260°C.

На рисунке 6.15 показана зависимость производительности и времени работы под током агрегата Consteel от величины «болота».

Основным преимуществом процесса является экономия электроэнергии, достигаемая благодаря действию следующих факторов:

- предварительный нагрев шихты;
- отсутствие необходимости открывать крышку печи для загрузки скрапа;
- высокая доля времени работы печи под током к общей продолжительности плавки;
- воздействие вспененного шлака.

Помимо предварительного нагрева скрапа процесс Consteel обладает такими преимуществами, как безопасность, экономичность, более комфортные условия работы персонала. Значительно снижается вероятность возможных повреждений в водоохлаждаемых стеновых панелях и фурмах вследствие падения скрапа при загрузке. Важными преимуществами являются также уменьшение: фликкер-эффекта (воздействие на питающую электрическую сеть), отсутствие потерь времени и температуры в процессе завалки, возможность варьировать массу плавки в широких пределах, что важно для литейных цехов.

В процессе Consteel не предъявляются особые требования к металлосодержащей шихте: возможно применение дешевого скрапа низкой плотности, железа прямого восстановления и чугуна.

Удельная производительность агрегатов Consteel составляет 2,3-2,5 т/(ч*МВт) подводимой электроэнергии в зависимости от степени использования химической энергии, тогда как при традиционном процессе плавки в ДСП этот показатель не превышает 1,5-1,8 т/(ч*МВт). Ниже приведена техническая характеристика агрегата Consteel на заводе фирмы GJ Steel:

Общая емкость печи, т	300
Масса плавки, т	180
Масса жидкого остатка, т	95–100
Диаметр печи, мм	8500
Диаметр электродов, мм	610
Длина транспортера печи предварительного нагрева, м	40
Длина завалочного транспортера, м	75
Время работы печи под током, мин	50

Время работы с отключенным током, мин	15
Производительность, т/ч	173
Расход электроэнергии, кВт*ч/т*	363
Расход кислорода, м ³ /т*	36
Расход угольного порошка, кг/т*	14
Температура разливки, °С	1630
На 1 т годных слябов.	

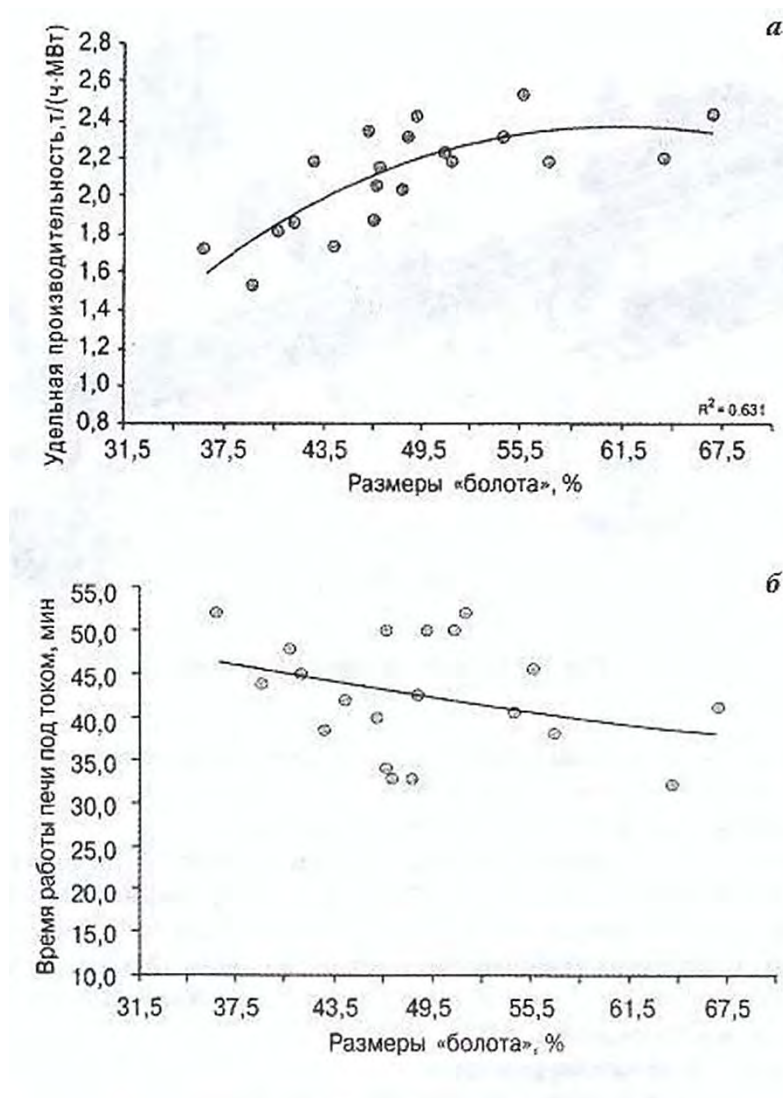


Рисунок 6.15 – Зависимость производительности печи (а) и времени работы под током (б) от величины «болота».

На мини-заводе компании GJ Steel в г. Чонбури (Таиланд) эксплуатируется промышленный агрегат Consteel с трансформатором мощностью 130 МВА и системой непрерывной подачи шихты производительностью около 245 т/ч. В состав шихты входят чушковый

чугун (35-40%), пакетированный легковесный лом (30%), тяжеловесный лом (20-25%), горячебрикетированное железо (10%). Подача осуществляется транспортерами трапецеидального сечения (ширина 2200 мм у днища и 2700 мм в верхней части, высота 1 м). Лента транспортера со слоем скрапа толщиной 800 мм движется со скоростью, регулируемой в пределах 2-6 м/мин.

В печи вместимостью 300 т выплавляется углеродистая низколегированная сталь, выпускаемая в сталеразливочные ковши вместимостью 180 т, таким образом печь работает с остатком жидкой стали массой около 100 т, что составляет около 55% массы разливаемой плавки.

Инжекционная система печи состоит из двух подвижных фурм, расположенных на боковой стенке со стороны шлакового окна. Фурмы наклонены к горизонту и к поперечной оси печи. Через каждую фурму в печь вдувают 5000 м³/ч недорода и до 100 кг/ч угольного порошка.

Половина шлакообразующих добавок вводится через четвертое отверстие в своде, а вторая половина - загрузочным транспортером. Общее количество вводимого известняка составляет 35-50 кг, а доломита - 15 кг на 1 т годных слябов.

Снижение эксплуатационных затрат при использовании процесса Consteel играет 40%, а общие затраты по переделу в процессе примерно на 6% ниже аналогичного показателя для традиционных дуговых печей.

В настоящее время в печах Consteel используется не только твердый (чушкый), но также жидкий чугун, заливаемый с передней стороны печи через специальное отверстие.

Концепция Consteel получила развитие в процессе Fastmelt с комбинированной загрузкой лома и DRI, а также в процессе Faststeel с комбинированной загрузкой лома, DRI и жидкого чугуна. Дальнейшее развитие процесса связано с совершенствованием системы предварительного нагрева путем использования химической энергии.

6.5 Индукционные печи

В индукционных печах вследствие низкой температуры шлака и, соответственно, его низкой активности процессы рафинирования проводить затруднительно, поэтому в них длительное время производили главным образом переплавкой чистых шихтовых

материалов в относительно небольших количествах. Однако применение индукционного нагрева обеспечивает значительные технико-экономические преимущества. Индукционная печь работает по принципу трансформатора, у которого первичной обмоткой является водоохлаждаемый индуктор, а вторичной обмоткой и одновременно нагрузкой - находящийся в тигле металл. Нагрев и расплавление металла происходят за счет протекающих в нём токов средней частоты, которые возникают под действием электромагнитного поля, создаваемого индуктором. Корпус индукционной печи изготавливается из нержавеющей стали. Индуктор представляет собой многовитковую водоохлаждаемую катушку, выполненную из медной прямоугольной трубки. Подвод к индуктору электроэнергии и воды осуществляется с помощью гибких водоохлаждаемых кабелей, соединенных с ним последовательно.

Индукционный метод плавки обеспечивает выделение теплоты непосредственно в металле без теплопередачи излучением или конвекцией, сопровождаемых значительными тепловыми потерями, поэтому индукционные печи имеют значительно более высокий КПД по сравнению с дуговыми электропечами.

Кроме того, индукционная плавка сопровождается значительно меньшими газо- и пылевыведениями, более низким уровнем шума и вибраций, значительна меньшим угаром металла и легирующих элементов, более благоприятными условиями перемешивания, отсутствием расхода электродов и науглероживания металла. К достоинствам индукционных печей относятся также возможность точного регулирования температуры плавки, пониженное содержание в металле газов (азота, водорода, кислорода) и неметаллических включений.

Распространение индукционных печей длительное время сдерживалось их относительно невысокой производительностью, пока питание печей шло от сетей промышленной частоты, однако с переходом от индукционных печей промышленной частоты (ИППЧ) к индукционным печам средней частоты (ИПСЧ) ситуация кардинально изменилась. По сравнению с ИППЧ плавка металлов на средней частоте имеет следующие преимущества:

- расход электроэнергии вдвое меньше, чем в ИППЧ, работающих в непрерывном режиме с частичным сливом металлов и периодической дозагрузкой шихты;
- отсутствие необходимости в наличии остатка жидкого металла («болота»), что позволяет снизить расходы на футеровку;
- допустимая удельная мощность, подводимая к металлу, в три раза выше (для ИПСЧ - 1000, ИПГТЧ - 300 кВт*ч/т), что обеспечивает короткие циклы плавки (40-45 мин);
- возможность стабилизации активной мощности в течение всей плавки, более высокая эффективность использования установленной мощности электрооборудования.

К недостаткам индукционной плавки относятся ограниченная масса плавки (не более 50-60 т), повышенные требования, но качеству переплавляемого металлолома и низкая эффективность металлургических процессов из-за отсутствия возможности рафинирования металла вследствие низкой температуры шлака.

Указанные недостатки могут быть устранены применением дуплекс-процесса, когда низкокачественную шихту расплавляют в дуговых печах с последующей доводкой в индукционных печах. При этом на первом этапе из расплава удаляются вредные включения, а на втором этапе производят легирование, усреднение расплава по химическому составу и температуре, а также (при необходимости) выдержку металла с целью синхронизации работы основных агрегатов сталеплавильного цеха. На этапе выдержки эффективность 14СПЧ намного выше, поэтому их применение особенно эффективно на второй стадии дуплекс-процесса.

Кроме того, проблема холодного шлака отчасти может быть решена интенсификацией перемешивания путем создания, бегущего или пульсирующего электромагнитного поля, а также изменением частот тока.

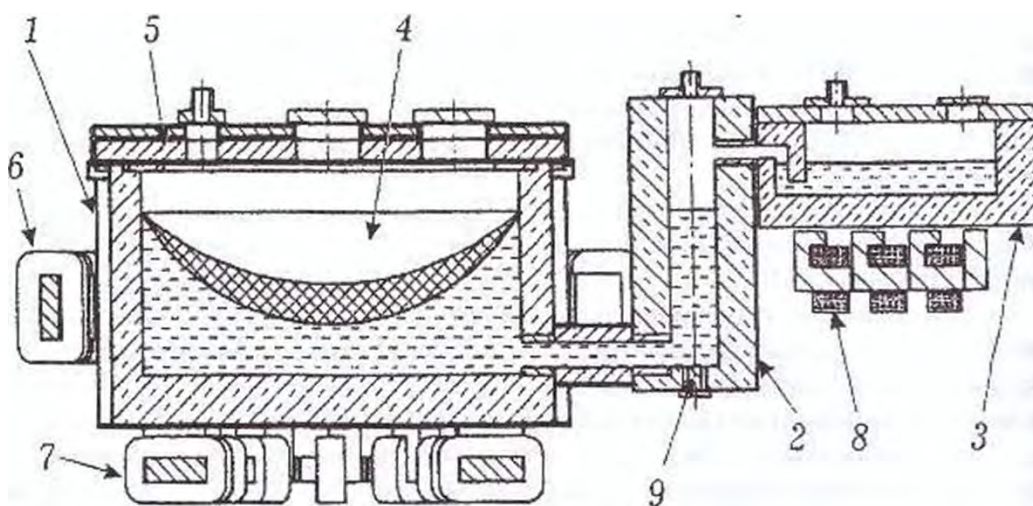
Компанией «РЭЛТЕК» (г. Екатеринбург) выпускаются индукционные печи вместимостью от 1 до 16 т и мощностью источника питания от 800 до 10 000 кВт (таблица 6.3).

Для плавления металлов высокой степени загрязнения возможно применение турбоиндукционных среднечастотных печей с

возможностью активного вовлечения шлака в расплав за счет создания турбулентного движения расплава с обратным мениском (рисунок 6.16).

Таблица 6.3. Индукционные печи компании «РЭЛТЕК»

Показатели	Вместимость, т							
	1	2	3	4	6	8	10	16
Мощность источника питания, кВт	800	1200	1800	2600	3600	5400	5400	10000
Напряжение, кВ	1,0	1,5	1,8	1,8	1,8	3,0	3,0	3,0
Частота, кГц	1,0	1,5	1,8	1,8	1,8	3,0	3,0	3,0



1 - плавильный агрегат; 2 - дополнительная емкость; 3 - накопитель жидкой металлической фазы; 4 - плавильная камера; 5 - крышка плавильной камеры; 6-8 индукционные модули; 9 - летка слива жидкой металлической фазы.

Рисунок 6.16 – Схема турбоиндукционной печи.

6.6 Новые перспективные методы получения жидкой стали

Конструкция сталеплавильных агрегатов и технология выплавки постоянно совершенствуются с целью снижения себестоимости выпускаемой продукции и повышения ее конкурентоспособности.

Канадской фирмой Hatch разработан процесс непрерывной плавки стали в дуговой мече CRISP (Continuous Reduced Iron Steelmaking

Process), который предназначен для получения стали повышенной чистоты с использованием шихты, содержащей до 100% губчатого железа, при массе жидкого остатка в печи до 1000 т с периодическим выпуском планки. С одного конца тоннельной печи со многими электродами, равномерно распределенными по ее длине, непрерывно загружается шихта, а с противоположного периодически выпускается жидкая сталь (рисунок 6.17).

Особенностью технологии является то, что при плавке не используют газообразный кислород, обезуглероживание проводится под действием кислорода губчатого железа. Содержание углерода в металле при выпуске обычно не превышает 0,06%.

Преимущества данного процесса заключаются в меньшей удельной нагрузке подводимой энергии на единицу площади рабочего пространства - 260 300 Вт/ м²: по сравнению с 2500-3000 Вт/м² в обычной дуговой печи. Это приводит к более спокойному протеканию реакций, снижению тепловых потерь, повышению стойкости футеровки и увеличению межремонтного периода, уменьшению количества отходящих газов.

В таблице 6.4 приведены параметры процесса CRISP и традиционной дуговой печи аналогичной производительности при работе ее на губчатом железе.

Несмотря на широкое распространение электросталеплавильного производства и значительные достоинства применения электроэнергии, наблюдается тенденция постепенной частичной или полной её замены альтернативными источниками. Это вызвано тем, что на выработку электроэнергии расходуется большое количество первичных теплоносителей: газа, угля, мазута при низком КПД современных тепловых электростанций (0,32-0,38), а при преобразовании одного вида энергии в другой значительное ее количество теряется.

При этом выплавка стали с использованием электроэнергии приводит к большим потерям металлошихты (выход годного не превышает 90-92%). Кроме того, в некоторых регионах имеется дефицит электроэнергии.

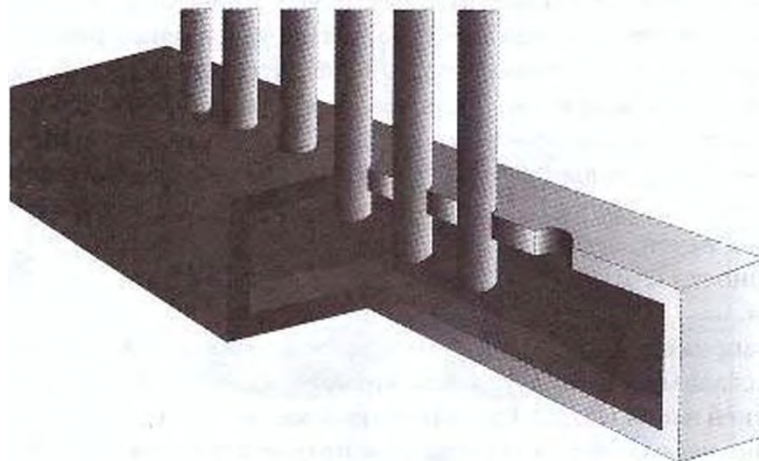


Рисунок 6.17 – Макет многоэлектродной печи непрерывного действия CRISP

Появление сверхмощных дуговых печей привело к усложнению конструкции, увеличению расхода электроэнергии, увеличению потерь тепла с отходящими газами, усложнению и повышению стоимости короткой сети из-за резкого повышения вторичного напряжения. Вместе с тем созданы мощные экономичные топливокислородные горелки и ряд вариантов двухстадийной плавки и топливо-дуговых печей с эффективным использованием альтернативных источников тепла, лишенных основных недостатков мартеновских и двухванных печей: нерациональной системы загрузки, низкой удельной тепловой мощности и отсутствия эффективной системы утилизации тепла отходящих газов.

Так, например, фирмой DEMAG предложен шахтный агрегат для непрерывного расплавления лома топливо-кислородными горелками, расположенными в нижней части шахты. Расплавленный металл передается в дуговую печь сравнительно небольшой мощности для получения стали заданного состава. При использовании такого агрегата экономится значительное количество энергии по сравнению с расплавлением в дуговой печи.

Таблица 6.4. Показатели традиционной дуговой печи и процесса CRISP

Параметры	ДСП	CRISP
Годовой фонд рабочего времени, ч	7200	7900
Производственная мощность, т/ч	176	160
Площадь рабочей зоны, м'	50	250

Масса жидкого остатка, т	50	1000
Расход углерода, кг/т	0,25	-
Расход кислорода, м ³ /т	0,08	-
Расход электроэнергии, кВт*ч/т	440	465
Используемая (средняя/максимальная), МВт	95/105	65/70
Плотность энергии, кВт/м*	1900	260
Выделение CO ₂ кг/т	336	239

Фирмой Tenova (Италия) предложена новая система Consteel Evolution, которая предполагает разделение печи на две зоны. В первой зоне размещены высокоэффективные горелки. Печь представляет собой футерованный огнеупорами туннель для подачи, в верхней части которого установлены высокоэффективные горелки, максимально приближенные к скрапу, что обеспечиваем наиболее эффективную теплопередачу.

Во второй зоне завершается дожигание газов, отходящих из печи. Эта зона связана с печью трубопроводом отходящего газа. В ее состав входят соединительный патрубок и водоохлаждаемый участок загрузочного транспортера туннеля, размеры которого обеспечивают замедление потока газов, отходящих из печи, для полного завершения реакций дожигания и пылеотделения. Наиболее тяжелые фракции пыли возвращаются с движущейся шихтой в печь; таким образом, реализуется естественный рециклинг.

Для увеличения доли первородного сырья в шихте с целью получения высококачественной готовой металлопродукции ответственного назначения и в качестве дополнительного источника энергии для выплавки стали может быть использован разработанный фирмой SMS Demag двухванный агрегат ConarcCS' представляющий собой комбинацию дуговой печи и кислородного конвертера с возможностью реализации двух видов сталеплавильных процессов в каждой из емкостей (рисунок 6.18).

Работы в области создания технологии и оборудования для осуществления дуплекс-процесса с использованием дуговой сталеплавильной печи проводятся фирмами ряда стран (Германии, Австрии, Японии, ЮАР, Швейцарии и др.) Так, например, фирмой

Concast Standard (Швейцария) разработан агрегат, содержащий два корпуса, каждый из которых может работать в режиме кислородного конвертера и электропечи постоянного тока. При вместимости каждой ванны 220 т жидкой стали выпуск составляет 170 т, при этом на подине остается 50 т. Агрегат работает с использованием жидкого чугуна и горячечикетированного железа. Производительность агрегата составляет 1,6 млн т/год. Комбинация конвертера и дуговой печи обеспечивает:

- возможность широкого выбора металлошихты (лом, жидкий и твердый чугун, металлизированные брикеты или окатыши); высокую производительность;
- низкий расход электроэнергии за счет использования химической энергии окисления примесей металлошихты;
- уменьшение требуемой мощности; снижение удельного расхода электродов; возможность работы при маломощных сетях.

ЦНИИчерметом разработана комбинированная технология, сущность которой заключается в выплавке на ломе в дуговой печи постоянного тока (ДППТ) железоуглеродистого расплава - жидкого синтетического чугуна с последующей переработкой его в кислородном конвертере.

К гибридным процессам также относится разработанный фирмой SMS Demag процесс PEM, в котором лом загружается в плавильную печь шахтного типа, в которой расплавляется при подаче органического топлива и кислорода, а затем поступает в электродуговую печь для корректировки температуры. Ожидается, что предлагаемая технология позволит снизить на 30% удельное электропотребление по сравнению с обычными электродуговыми печами. Плавильная печь может располагаться отдельно от дуговой печи или быть объединена с ней в едином агрегате. Скрап непрерывно загружают сверху и расплавляют топливо - кислородными горелками. В отличие от обычной электродуговой печи, в которой стадии расплавления шихты и нагрева металла разнесены во времени, в процессе PEM выплавки стали с использованием первичной энергии эти стадии разнесены в пространстве. Общие затраты энергии составляют менее 530 кВт*ч/т.

Агрегат РЕМ может быть построен заново или преобразован из обычной дуговой печи.

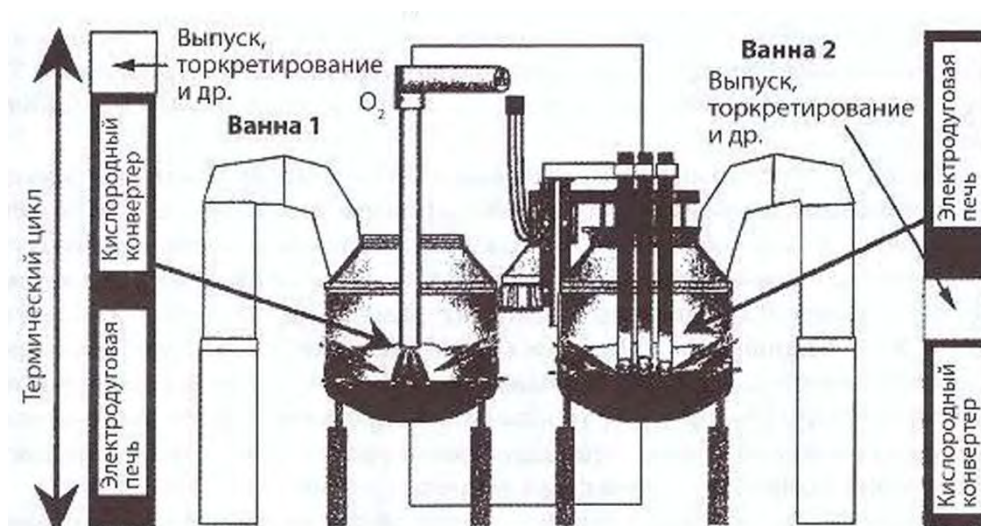


Рисунок 6.18 – Принципиальная схема процесса Conarc.

Наряду с описанными выше двухстадийными сталеплавильными процессами разрабатываются современные производительные и экологичные технологические процессы получения стали с использованием при получении полупродукта исключительно химической энергии, но с обязательным применением внепечного рафинирования. Промышленная компания «Технология металлов» совместно с ЗАО «НПО» Гидропресс» (г. Подольск) и НТЗАО «АКОНТ» разработала проект многоцелевого топливо-кислородного плавильного агрегата непрерывного действия «МАГМА», предназначенный для непрерывного расплавления лома или металлизированного сырья и предварительного рафинирования полупродукта для получения заданного состава стали в агрегате «ковш-печь».

Полый корпус агрегата охлаждается жидкометаллическим теплоносителем, что создает возможность получения гарнисажа на внутренней поверхности корпуса и в рабочем пространстве. Ванна агрегата футеруется огнеупорными материалами. Плавление загружаемой шихты обеспечивается шестью комбинированными газокислородными горелками-фурмами тепловой мощностью 8-10 МВт. Пыль, уловленная газоочистными устройствами агрегата, вдувается специальными инжекторами в шлаковый расплав, находящийся в плавильной камере. Расчётная производительность агрегата 75-85 т/ч. По оценке авторов, капитальные затраты на строительство топливо-

кислородного агрегата в 1,5-2 раза ниже, чем при создании современной дуговой печи такой же производительности.

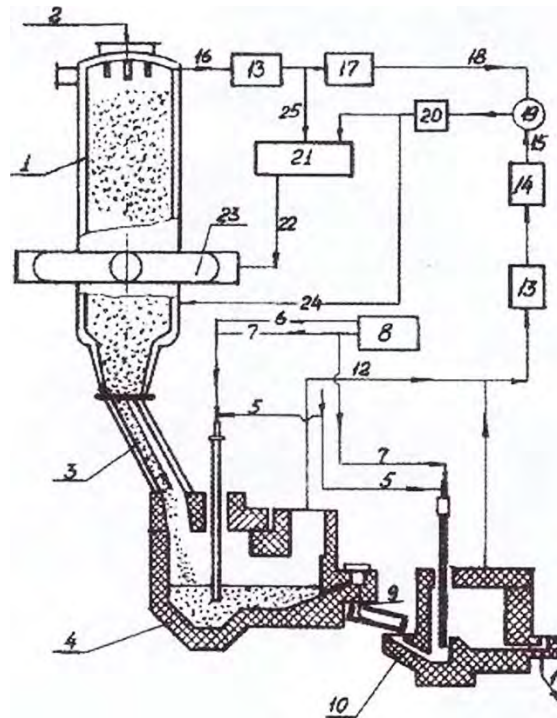
Все описанные выше технологические процессы и агрегаты, решая многие проблемы (замена дефицитных коксующихся углей обычными, исключение или значительное сокращение наиболее грязных металлургических производств, расширение сырьевой базы мини-заводов), тем не менее, носят дискретный характер и на последующих стадиях сопровождаются значительными потерями тепла, отходами производства, выделением газов в атмосферу и в рабочее пространство цеха при передаче металла между агрегатами на этапах выплавки полупродукта в сталеплавильных агрегатах и последующего рафинирования.

Огромное значение имеет создание агрегата, в котором осуществляется непрерывный процесс получения готовой стали непосредственно из руды. Для непрерывного процесса характерны спокойное протекание и плавное регулирование параметров процесса. По инициативе академика А.И.Целикова ВНИИМЕТМАШем совместно с ЦНИМчермстом разработан технологический процесс непрерывного производства стали в агрегате «руда-сталь» (рисунок 6.19).

ВНИИМЕТМАШ выполнил проект, изготовил оборудование агрегата и установил его в специально построенном корпусе «САНД» (рисунок 6.20). Целью сооружения опытного агрегата послужила комплексная отработка технологии и оборудования для последующего внедрения нового непрерывного процесса бескоксовой металлургии в промышленности.

На опытных агрегатах производительностью 2-10 т/м были исследованы плавно-восстановительная и рафинировочная стадии сталеплавильного процесса. В промышленных условиях Оскольского электрометаллургического комбината исследовался процесс частичной металлизации шихты в шахтной печи.

Применение нового процесса обеспечивает отказ от использования кокса, расширение энергетической и сырьевой базы металлургии, увеличение производительности труда рабочих, уменьшение энергоёмкости производства, значительное уменьшение капитальных затрат.



1 - шахтная печь; 2 окисленные железорудные окатыши; 3 - горячие (500°C) восстановленные на 80% окатыши; 4 - плавильно-восстановительный конвертер-теплогенератор; 5 - кислород; 6 пылевидный уголь; 7 - пылевидная известь; 8 - система пылеподачи; 9 - металл-полупродукт; 10 - рафинировочный реактор; 11 - жидкая сталь; 12 - горячий (1500°C) технологический газ; 13 - охлаждение и очистка газов; 14 очистка от серы; 15 - очищенный холодный технологический газ; 16 - горячий (400 °C) колошниковый газ; 17 очистка от CO₂; 18 - очищенный холодный колошниковый газ; 19 - смеситель; 20 - компрессоры; 21 - нагреватель восстановительного газа; 22 нагретый (800 °C) восстановительный газ; 23 - фурменный пояс шахтной печи; 24 - холодный восстановительный газ; 25 - очищенный колошниковый газ

Рисунок 6.19 – Технологическая схема агрегата «руда-сталь».

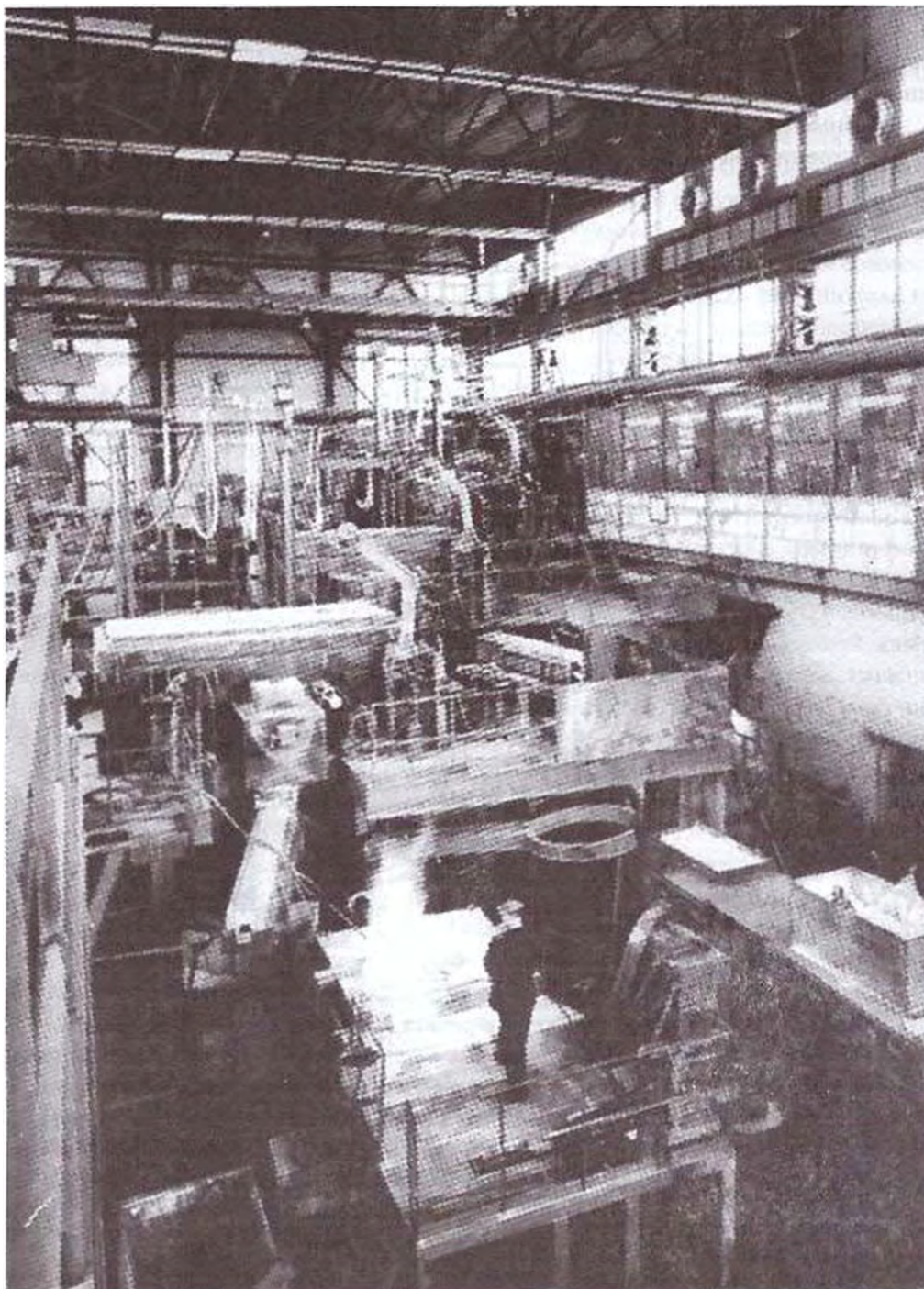


Рисунок 6.20 – Опытный агрегат «руда-сталь» ВНИИМЕТМАШа

Опытный агрегат представляет собой последовательно расположенные в технологической линии шахтную печь, плавильно-восстановительный конвертер и рафинировочный реактор. В шахтной печи в условиях противотока осуществляется неполное (около 80%) восстановление окисленных железорудных окатышей с использованием технологических газов, отходящих из конвертера и реактора.

Неполное восстановление в шахтной печи позволяет более чем в 1,5 раза увеличить ее производительность по сравнению с режимом полного

восстановления. Далее металлизированные окатыши подвергаются расплавлению в плавильно-восстановительном конвертере и довосстановлению железа за счет растворенного в ванне углерода, пополняемого вдуванием пылевидного угля. Для покрытия затрат тепла и образования шлака вместе с углем вдуваются кислород и известь. При этом происходит образование восстановительных газов, содержащих 85-90% водорода и оксида углерода, используемых для частичного восстановления железа в шахтной печи. Завершающей стадией обработки служит обработка полупродукта в рафинировочном реакторе, включающая десульфурацию, дефосфорацию и обезуглероживание.

Технологические газы из реактора смешиваются с конвертерными газами для их использования в шахтной печи. Готовая сталь сливается в миксер с индукционным подогревом.

На основании проведенных исследований ВНИИМЕТМАШ выполнил технический проект опытно-промышленного агрегата «руда-сталь» производительностью 15 т/ч для Череповецкого металлургического комбината.

Основное оборудование агрегата: шахтная печь, тракт передачи окатышей, конвертер плавильно-восстановительный, индукционный канальный миксер.

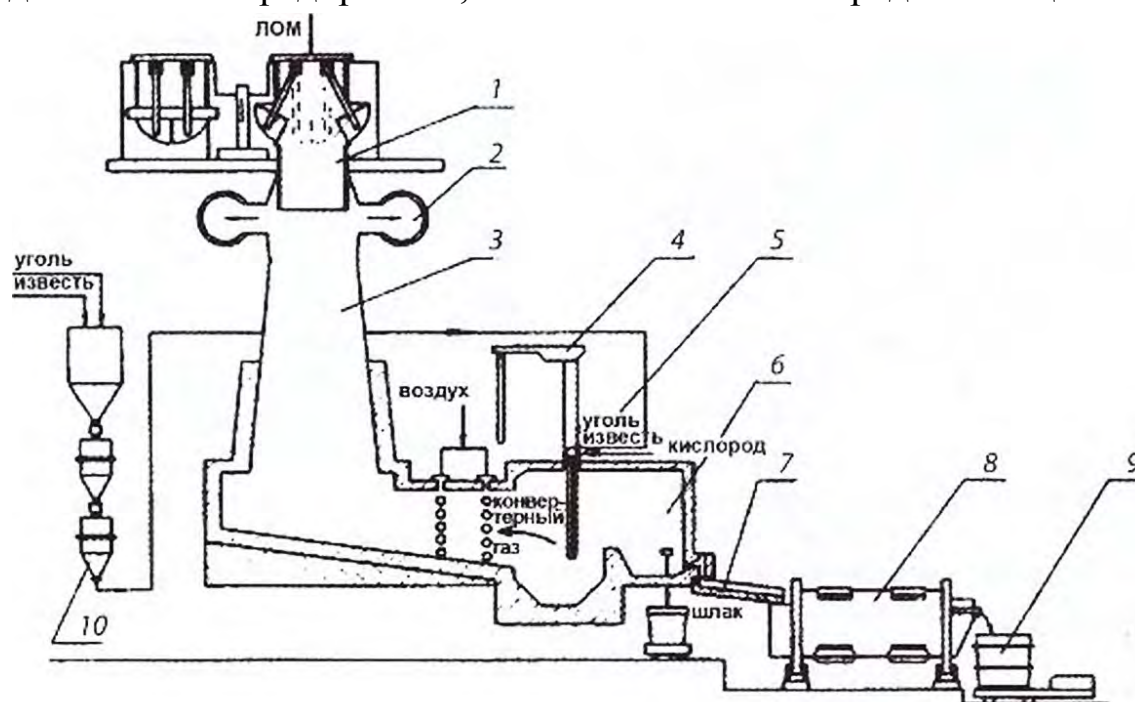
Расход основных материалов и энергоносителей приведен ниже:

Расход:	На 1 т жидкой стали	В час
Окатышей окисленных, т	1,6	24
Угля сухого, т	0,53	8
Кислорода, нм ³	370	5570
Электроэнергии, кВт*ч	13	200

По сравнению с соответствующими показателями традиционной технологии с использованием доменной печи и конвертера капитальные затраты снижены на 25%, а суммарные энергозатраты на 10-12%.

Непрерывный процесс «руда-сталь» не только расширяет базу металлургии путем замены дефицитного кокса рядовыми углями, но также снижает капитальные затраты и металлоемкость по сравнению с традиционным производством, улучшает условия труда, повышает качество продукции, упрощает систему механизации и автоматизации производства.

Агрегаты «руда-сталь» производительностью 0,5-1,2 млн т/год могут использоваться как при реконструкции действующих, так и при создании новых предприятий, в том числе малой и средней мощности.



1 - загрузочное устройство; 2 отвод дыма; 3 - ломом давящая шахта; 4 - устройство для перемещения фурмы; 5 - фурма; 6 - восстановительно-рафинировочный котел-теплогенератор; 7 - желоб; 8 - индукционный конильник; 9 - разливочный ковш; 10- пневмонасосы

Рисунок 6.21 – Принципиальная схема агрегата «лом-сталь»

В перспективе возможно соединение агрегата «руда-сталь» с промежуточной емкостью МНЛЗ, входящей в состав совмещенного литейно-прокатного агрегата с образованием единой технологической цепочки, в которой реализуется единый непрерывный технологический процесс получения из металлошихты стального проката и прокатанных машиностроительных деталей.

Будущее металлургии связано с применением бсскоксовой и бездоменной металлургии и агрегатов для осуществления непрерывных теплосберегающих процессов - от подготовки руды до получения готовой продукции.

В качестве альтернативы получению стали в ДСП во ВНИИМЕТМАШе разработаны вариант непрерывного сталеплавильного процесса с использованием металлолома и опытный агрегат конвертерного типа «лом-сталь» (рисунок 6.21). Его применение

может быть целесообразно в регионах с недостаточными ресурсами электроэнергии.

Процесс получения стали из металлолома осуществляется непрерывно в две стадии с применением в качестве топлива не дефицитных низкокачественных углей и энергии, получаемой при сгорании технологических газов. Первая стадия - нагрев и плавление лома - производится в шахтной печи, вторая - восстановление окисленного в печи железа и рафинирование расплава - в проточном конвертере-теплогенераторе. Использование технологических газов для нагрева и плавления лома позволяет значительно снизить удельные расходы угля и кислорода по сравнению с другими процессами.

Расход материалов на 1 т выплавляемой в агрегате стали следующий: угля - 85-100 кг, извести - 50-55 кг, кислорода - 100-115 м³. Эти затраты при выплавке стали в агрегате «лом-сталь» на 20-30% ниже затрат при выплавке стали из шихты (лома) в электропечах.

Таким образом, сталеплавильное производство в настоящее время представляет собой комплекс разнообразных технологических процессов и оборудования для их осуществления, которые в соответствии с основной концепцией современных мини-заводов могут быть успешно приспособлены к конкретным условиям производства.

7 ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА ЖИДКОЙ СТАЛИ

Неотъемлемой составной частью современного сталеплавильного производства на металлургических комбинатах и в составе мини-заводов является оборудование для внепечной обработки жидкой стали. Его применение наряду с повышением качества металла позволяет существенно улучшить технико-экономические показатели сталеплавильных агрегатов и машин непрерывного литья заготовок. Для решения технологических задач разработаны и применяются на практике разнообразные способы и агрегаты как при атмосферном давлении, так и с применением вакуума. Среди многочисленных методов внепечной обработки наиболее употребимы в электросталеплавильных цехах обработка металла алюминиевой и порошковой проволокой, рафинирование стали при атмосферном давлении в агрегатах ковш-печь с электродуговым нагревом, а также вакуумирование, как правило ковшового типа. При производстве особо низкоуглеродистой и нержавеющей стали применяют также окислительное вакуумирование путем продувки металла кислородом в вакууме. Альтернативой окислительному вакуумированию при получении нержавеющей стали в больших количествах является аргонокислородная дегазация в агрегатах конвертерного типа AOD (Argon Oxygen Decarburization) или MRP (Metal Refining Process) - процесс рафинирования металла.

На ряде мини-заводов более ранней постройки сохранились ковшовые вакууматоры с электродуговым подогревом (VAD - Vacuum Arc Degassing). Однако их низкая производительность не позволяет включать вакуумно-дуговую дегазацию в единую технологическую цепочку: «выплавка - внепечная обработка непрерывная разливка» и осуществлять серийную разливку жидкой стали, а сложная конструкция, требующая регулярного трудоемкого обслуживания, противоречит основной идее мини-заводов.

Когда разливка производится в изложницы, применяют струйное вакуумирование, представляющее собой наиболее эффективное средство защиты разливаемой струи от окисления, что особенно важно при получении высококачественных слитков из стали ответственных марок.

В последние годы ведутся работы по созданию эффективных технологий рафинирования металла в промежуточном ковше МНЛЗ с применением плазменного нагрева, инъекционных методов и др.

Конкретный набор оборудования определяется марочным сортаментом выпускаемой продукции и требованиями по ее качеству. Для большинства сталей, разливаемых на МНЛЗ, необходимым и достаточным является применение агрегата ковш-печь, оборудованную средствами электродугового нагрева, продувки ванны аргоном, наведения синтетического шлака и корректировки химического состава стали. Подобный агрегат, который в иностранной литературе известен как LF (Ladle Furnace - ковш-печь), в отечественных источниках называется АКОС (агрегат комплексной обработки стали) или АКП (агрегат «ковш-печь»), помимо сокращения продолжительности выплавки и повышения качества металла служит буфером для обеспечения синхронизации выплавки и непрерывной разливки.

Для упрощения управления и уменьшения габаритов дуговая печь и АКОС часто объединяются в едином блоке с общими: постом управления, системой загрузки сыпучих материалов, автоматизации и гидроприводом, сталевозом. При выпуске высококачественной стали сталеплавильный блок оснащается дополнительным постом, где осуществляется вакуумирование металла.

7.1 Устройства для обработки жидкого металла алюминиевой и порошковой проволокой

Традиционное раскисление и легирование стали легкоплавкими и легкоокисляемыми элементами с малой плотностью сопровождаются рядом нежелательных явлений: легкие элементы растворяются в основном у поверхности расплава, где реагируют со шлаком. Время растворения определяется термическими свойствами добавок, размерами емкости, перемешиванием ванны и траекторией движения добавок.

Для обеспечения ввода в глубь ванны металла наиболее эффективных раскислителей, многие из которых (Al, Mg, Ca) имеют плотность, меньшую по сравнению со сталью, необходимо их принудительное погружение с помощью колоколов, стреляющих механизмов, в виде принудительно утапливаемых слитков и др. Одним из распространенных вариантов раскисления металла является подача в металл алюминиевой проволоки с одновременной продувкой газом для перемешивания ванны.

С 1980-1990-х годов получил распространение способ введения в жидкую сталь легирующих и модификаторов, упакованных в стальную

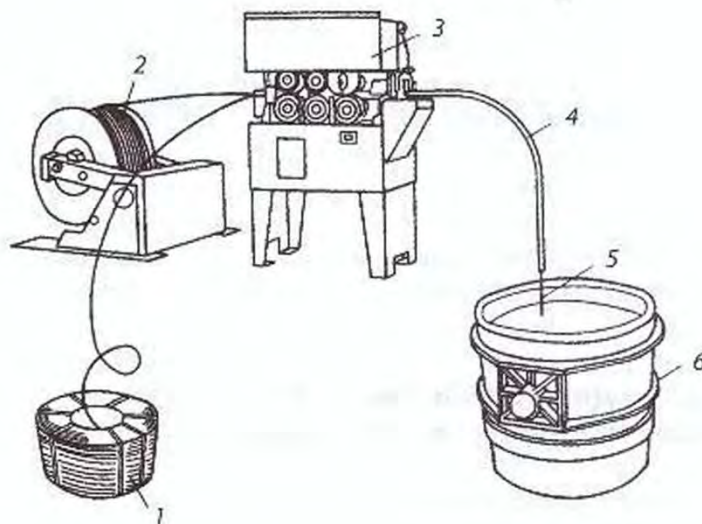
оболочку толщиной 0,2-0,4 мм, в виде порошковой проволоки круглого, квадратного или прямоугольного сечения взамен продувки металла порошками через верхнюю фурму. Проволоку, заполненную порошком кальций содержащих материалов (силикокальций, феррокальций и др.), широко применяют для улучшения разливаемости Al-содержащих сталей, особенно на МНЛЗ; снижения содержания в стали кислорода и серы, модифицирования неметаллических включений, повышения ударной вязкости и хладостойкости готовой стали. Обработка металлов порошковой проволокой повышает точность и стабильность результатов ввода в сталь легирующих, раскислителей и модификаторов.

Принципиальная схема процесса показана на рисунке 7.1. Наличие двух комплектов тянущих роликов (ручьев) задающего устройства (трайб-аппарата) обеспечивает одновременную или отдельную подачу в ковш через трубную проводку проволоки различных видов.

Проволока может храниться как на катушке с разматывателем, так и в бунтах. Для безотходного использования и непрерывности ее подачи в ковш целесообразно применять бунты, для чего в бунтоприемник устанавливают два бунта и по мере расходования переднего бунта на его место перемещают задний. Непрерывность процесса обеспечивается соединением начала проволоки заднего бунта с концом переднего. Параметры процесса подачи (расчетная длина и скорость) устанавливают на цифровом табло и контролируют мерительным роликом.

При этом эффективность использования кальцийсодержащих материалов повышается, так как исключаются вынос пузырьками аргона непрореагировавшего порошка на поверхность расплава и его сгорание в слое шлака; соответственно улучшаются экологические показатели процесса.

Стальная оболочка проволоки защищает порошковые реагенты от воздействия атмосферы и влаги во время хранения и транспортировки, предохраняет их от окисления при прохождении через слой шлака, обеспечивает необходимую жесткость для погружения в расплав на необходимую глубину.



1 - бунт; 2 - разматыватель; 3 - трайб-аппарат; 4 - трубная проводка; 5 порошок проволока; 6 - ковш

Рисунок 7.1 – Принципиальная схема обработки металла проволокой.

Применение порошковой проволоки позволяет снизить тепловые потери, уменьшить капитальные и эксплуатационные затраты. После обработки стали кальцийсодержащей порошковой проволокой неметаллические включения, особенно сульфидные, приобретают глобулярную форму и сохраняют ее при горячей прокатке, если содержание серы не превышает 60 ppm. Такая сталь имеет повышенные по сравнению с необработанной кальцием пластические свойства и ударную вязкость. Присадка элементов в виде проволоки в глубь ванны уменьшает окисление их на воздухе и в шлаке, увеличивает время и площадь контакта с жидким металлом, а также степень их усвоения. Проволоку диам. 13 мм, наполненную силикокальцием, рекомендуется вводить со скоростью 1,5-2 м/с для ковшей вместимостью 50-120 т и 3,5 м/с для ковшей большей вместимости. Порошковая проволока получила широкое распространение благодаря возможности ввода разнообразных элементов, в том числе с малой плотностью, высокой реакционной способностью, высоким давлением паров и низкой растворимостью.

Использование технологии введения в расплав порошковой проволоки, содержащей соединения титана, ниобия, ванадия, обеспечивает эффективное микролегирование стали. Наряду с указанными дорогостоящими и дефицитными элементами в практике микролегирования стали применяется бор. Так, например, на

Молдавском металлургическом заводе микролегирующая добавка бора вводится в виде боросодержащей порошковой проволоки.

На Белорусском металлургическом заводе проведена опытно-промышленная обработка низкоуглеродистой и кордовой стали порошковой проволокой, содержащей 450 г/м ферробора (18% бора) и 81 г/м бора. Расход проволоки составлял 25-45 м на плавку при скорости ее введения в расплав 3-3,5 м/с. Отмечено значительное уменьшение количества и глубины поверхностных дефектов, а также существенное уменьшение разброса показателей по механическим свойствам.

Параметры ввода проволоки, применяемой на металлургических заводах, колеблются в широких пределах. Проводятся многочисленные исследования, направленные на их оптимизацию. Так, например, исследованиями, проведенными на Чусовском металлургическом заводе, определено, что минимально допустимая глубина погружения проволоки в расплав должна составлять 2-2,5 м при скорости ввода 120-150 м/мин.

В результате математического моделирования движения проволоки с учетом гидродинамики расплава при аргонной продувке установлены основные зависимости между параметрами проволоки и условиями ее ввода, а также выработаны рекомендации по оптимизации технологического процесса. При проведении расчетов учитывалась зависимость изменения предела упругости проволоки от температуры и возможность запутывания проволоки в шлаке с обратным выходом на поверхность при значительном отклонении ее от вертикали, продолжительность плавления порошковой проволоки лимитируется временем расплавления намерзающего на проволоку слоя шлака и металла, а также стальной оболочки проволоки, значительно увеличиваясь при снижении температуры расплава, увеличении диаметра проволоки и толщины ее стальной оболочки, также при уменьшении скорости ввода добавки. Расчетами установлено, что увеличение скорости ввода проволоки в металл обеспечивает уменьшение толщины намерзающей шлакометаллической оболочки и существенное сокращение продолжительности ее расплавления.

Рекомендовано использовать алюминиевую катанку диам. 7-12 мм при скорости ввода 9-12 м/с; рекомендуемые параметры порошковой проволоки с силикальцием и графитом; толщина стальной оболочки 0,2-0,5 мм, диаметр проволоки 12-16 мм, скорость ввода 5-8 м/с.

И алюминиевая, и порошковая проволока вводится в расплав с помощью специальных машин - трайбаппаратов, обеспечивающих смотку проволоки с бунта или катушки и ее дозирование по длине. В комплект устройств для ввода проволоки помимо трайбаппаратов входят разматывающие и направляющие устройства.

Бунты применяют в тех случаях, когда требуется ввод часто повторяющихся значительных количеств одного и того же порошка. Их оси могут располагаться вертикально или горизонтально. Соединением бунтов с помощью сварки обеспечивают непрерывность технологического процесса. Рекомендуется бунты проволоки устанавливать соосно с трайб-аппаратом. При горизонтальном расположении бунтов для изменения направления движения проволоки применяют направляющие ролики. Катушки могут быть рекомендованы при незначительных количествах вводимых добавок. Катушки с проволокой устанавливаются на разматывателе, который должен обеспечивать их оперативную замену.

Для обеспечения усвоения материала проволоку необходимо вводить как можно глубже. Интенсивное перемешивание плавки (при интенсивности подачи инертного газа, например аргона, не менее 100 л/мин) ускоряет расплавление проволоки и уменьшает время усреднения состава плавки, которое при вдувании газа через центрально расположенную пробку составляет менее 1 мин для ковшей малой вместимости и 1-2 мин для больших ковшей. Скорость ввода проволоки может колебаться в пределах 30-360 м/мин в зависимости от марки обрабатываемой стали, массы плавки и вводимого порошка.

В большинстве случаев трайб-аппараты имеют два ручья: для ввода алюминиевой катанки и проволоки, наполненной порошкообразным реагентом, чаще всего силикокальцием. Однако имеет место спрос на трех- и четырехручьевые устройства.

Значительный вклад в развитие технологии внепечной обработки, производства порошковой проволоки, технологии и оборудования для ее введения внесла фирма Affival (Франция). Данные о параметрах процессов, применяемых на заводах компании Vallourec (Франция) с использованием технологии и оборудования фирмы Affival, приведены в таблице 7.1.

Результаты применения кальцийсодержащей проволоки во многом зависят от первоначального содержания серы и окисленности металла в момент введения кальция. В зависимости от марки стали и металлургических условий расход силикокальция составляет 0,2-1,2 кг/т.

Для успешной обработки необходимо выполнение следующих условий: после раскисления алюминием требуется достаточное время для удаления неметаллических включений, использование основных или высокоглиноземистых огнеупоров для футеровки ковшей, наличие основного шлака с низкой вязкостью и интенсивного перемешивания при введении проволоки.

Для реализации современной технологии обработки стали необходим аппарат, способный одновременно вводить порошковую и монолитную проволоку разных диаметров с разными скоростями. При обработке комплексно легированных высококачественных сталей необходимо вводить в определенный промежуток времени до четырех видов проволоки разных составов.

Подача проволоки трайб-аппаратом любой конструкции осуществляется с помощью двух-трех пар роликов. Один ряд роликов получает вращение от электропривода, другой прижимается посредством пружин или пневмоцилиндров. Пружинный привод требует периодической ручной регулировки, пневматический - подключения к цеховым магистралям с осушенным воздухом. Известны конструкции трайб-аппаратов с верхним и нижним расположением ведущих ройков. В обслуживании более удобны варианты конструкции с нижними ведущими роликами. Трехроликовая схема более предпочтительна, так как позволяет выправлять проволоку и тем самым уменьшать сопротивление ее вводу. Для исключения проскакивания заднего конца проволоки через ролики в направляющую трубу современные аппараты оборудуются уловителями конца проволоки различных конструкций.

Шлаковая корка или отдельные плавающие куски шлака являются причиной задержки проволоки на поверхности расплава. Проволока при входе в шлак меняет направление, спутывается и застревает в слое шлака. В связи с этим разработаны и применяются различные варианты направляющих устройств, обеспечивающих прохождение проволоки в глубь ванны.

**Таблица 7.1. Технологические процессы обработки стали
порошковой проволокой на заводах компании Vallourec**

Вводи- мый элемент	Размеры сечения проволоки, мм	Масса порошка, г/м	Скорость ввода проволоки на заводах, м/мин	
			Anzin (ковш 60 т)	Saint Salve (ковш 80 т)
CaSi (30% Ca)	16x7	180	100/120	120
	Диам. 13	215	–	120/140
Ca	Диам. 11	50	40	55
C	16x7	130	120	–
	Диам. 13	165	–	100
Mn	16x7	505	80	–
Ti	16x7	335	80	—
	Диам. 11	180		90
B	11x6	230	100	85
Si	16x7	177	100/110	—
	Диам. 13	200	–	55
SiCr	16x7	463	65	–
FeMo	16x7	600	–	80
Al	15x7	254	110	–

Проволоку рекомендуется вводить вертикально. При горизонтальном вытягивании проволоки, наиболее распространенном в настоящее время, направляющая проводка выполняется в виде изогнутой трубы. Ее длина не должна превышать 11 м, радиусы изгиба должны быть менее 1200 мм, а расстояние от торца трубы до поверхности металла не должно превышать 400-600 мм. Рекомендуемый внутренний диаметр трубы 40-52 мм.

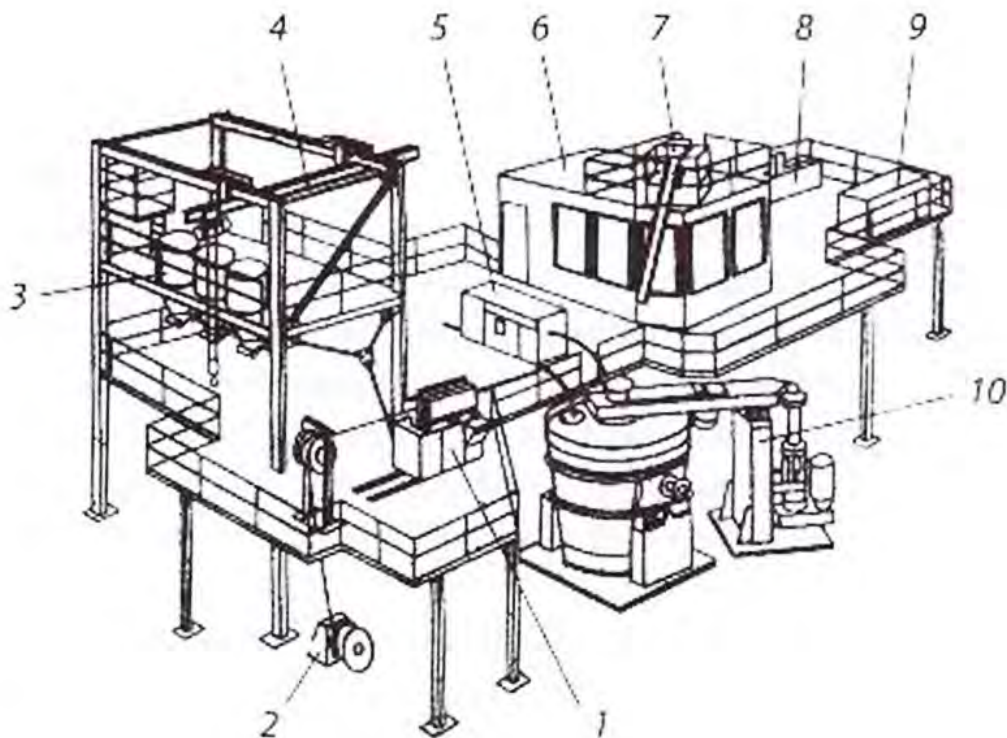
Для регулирования положения горца направляющей проводки по отношению к расплаву иногда применяют приводной водоохлаждаемый патрубок, телескопически соединенный с основной трубой.

Обработка металла порошковой или алюминиевой проволокой может быть применена в сочетании с другими технологическими средствами (например, с инъекцией газопорошковой смеси, нагревом или вакуумированием), а может использоваться в качестве самостоятельного средства внепечной обработки жидкой стали.

На рисунке 7.2 показан общий вид агрегата внепечной обработки стали на основе отдельных трайб-аппаратов для ввода алюминиевой и порошковой проволоки. Агрегат для обработки 50-т ковшей установлен на металлургическом заводе им. Швермы в г. Подбрезова (Чехия). Вместо 80 кг силикокальция, добавляемых в ковш перед выпуском по традиционной технологии, вводят 52 кг силикокальция в виде заполненного порошком профиля после раскисления металла алюминиевой проволокой с помощью одноручьевого трайб-аппарата. Скорость ввода проволоки 5 м/с, диаметр проволоки 12 мм, масса рулона 1 т. Порошковая проволока сечением 8x28 мм с толщиной оболочки 0,2 мм подается с катушек с помощью двухручьего трайб-аппарата. Скорость подачи порошковой проволоки плавно регулируется в пределах 0-6 м/с. Управление работой механизмов и систем агрегата может проводиться в ручном или полуавтоматическом режиме.

Для измерения параметров жидкой стали предусмотрено специальное устройство. Полуавтоматический зонд обеспечивает возможность независимого измерения активности кислорода и температуры или отбор пробы. Перезарядка датчиков осуществляется вручную.

Ванна перемешивается азотом, вдуваемым через пористые пробки, расположенные в днище ковша. В связи с отсутствием средств для подогрева стали в ковше большое внимание уделяется температурному режиму. Огнеупорная футеровка ковша имеет теплоизоляционный слой. Предусмотрены нагрев футеровки ковша до 1000-1200°C и перегрев металла перед внепечной обработкой. Охлаждение металла для обеспечения температуры, требуемой при непрерывной разливке, осуществляется погружением стальной болванки. Агрегат оснащен отворачиваемой в сторону крышкой и отсасывающим трубопроводом.



1 - трайб-аппарат для подачи порошковой проволоки; 2 - разматывающее устройство; 3 бункеры с добавками; 4 - кран-балка; 5 - трайб-аппарат для подачи алюминиевой проволоки; 6 - пост управления; 7 - устройство для контроля параметров металла; 8 - отрезное устройство; 9 - шкаф для хранения зондов; 10 - механизм подъёма крышки

Рисунок 7.2 – Агрегат внепечной обработки стали металлургической завода им. Швермы в г. Подбресова.

В результате применения агрегата средний размер неметаллических включений уменьшился на 64%; число включений размером более 5 мкм на 80%.

В современных условиях трайб-аппараты чаще входят в состав комплексных агрегатов различного назначения, существенно расширяя их технологические возможности. Помимо внепечной обработки стали в ковше порошковая проволока может быть использована для ввода модификаторов в струю металла при выпуске из ковша, в промежуточный ковш и в кристаллизатор МНЛЗ.

В России производство трайбаппаратов освоено на ряде предприятий. Наибольшее их количество выпущено Чепецким механическим заводом, и в настоящее время большинство вновь сооружаемых агрегатов ковш-печь в России оснащается этими устройствами. Эти трайбаппараты пригодны для подачи как алюминиевой, так и порошковой проволоки. Возможна одновременная

или раздельная подача проволоки по двум дорожкам. Прижим роликов осуществляется посредством ручного или пневматического привода. Проволока диам. 6-18 мм подается с бесступенчатым регулированием скорости в пределах 25-300 м/с. В таблице 7.2 приведены основные параметры трайб-аппаратов Чепецкого механического завода (ЧМЗ).

ВНИИМЕТМАШем спроектирован, изготовлен и введен в эксплуатацию на литейно-прокатном заводе в г. Ярцево Смоленской обл. промышленный образец двухручьевого трайб-аппарата (рисунок 7.3). По своим параметрам он не уступает лучшим зарубежным аналогам, но при этом обладает более надежным гидравлическим приводом прижимных роликов, возможностью плавного регулирования усилия прижима в широких пределах и меньшей массой.

Виды порошковой проволоки. В начале 1990-х годов в России начали производить порошковую проволоку для внепечной обработки. Были освоены различные варианты химического и гранулометрического состава наполнителя. В ряде случаев по соображениям безопасности применяют кальциевый и магниевый наполнители в виде гранул размером до 2,5 мм. Важное значение имеет конструкция замка, не позволяющего оболочке раскрываться при изгибе в процессе смотки или размотки. Поперечное сечение порошковой проволоки показано на рисунке 7.4.

С учетом марочного состава выплавляемых сталей, решаемых технологических задач и требований потребителей разработаны различные составы наполнителей, успешно применяемые на практике. В сталеплавильном производстве используют порошковую проволоку с наиболее рациональными одно- и многокомпонентными наполнителями с учетом выплавляемых марок стали и производственных условий. Основные виды выпускаемой в России порошковой проволоки приведены в таблице 7.3. Приведенным в таблице 7.3 перечнем технологические возможности применения порошковой проволоки далеко не исчерпываются; продолжается поиск новых видов порошкообразных наполнителей.

Таблица 7.2. Основные параметры трайб-аппаратов ЧМЗ

Параметры	Модели трайб-аппаратов
-----------	------------------------

	6-015-1	6-017-1	6-018-1	30-019-2	30-023-2	30-024-2
Мощность привода, кВт	5,5	5,5	5,5	2x15	2x15	2x15
Скорость введения проволоки, м/мин	0–300 (бесступенчатое регулирование)					
Диаметр вводимой проволоки, мм	6-18 (порошковая проволока) До 10 (алюминиевая катанка)			6-18 (порошковая проволока) До 12 (алюминиевая катанка)		
Число ручьев	1				2	
Тип прижимных роликов	Ручной			Пневматический	Ручной	Пневматический
Давление в пневмосистеме, МПа				0,4-0,6		0,4-0,6
Потребляемая мощность, кВт	6			32		
Габариты, мм	880x500x1310			1670x895x1720		
Масса, кг	700			2000		

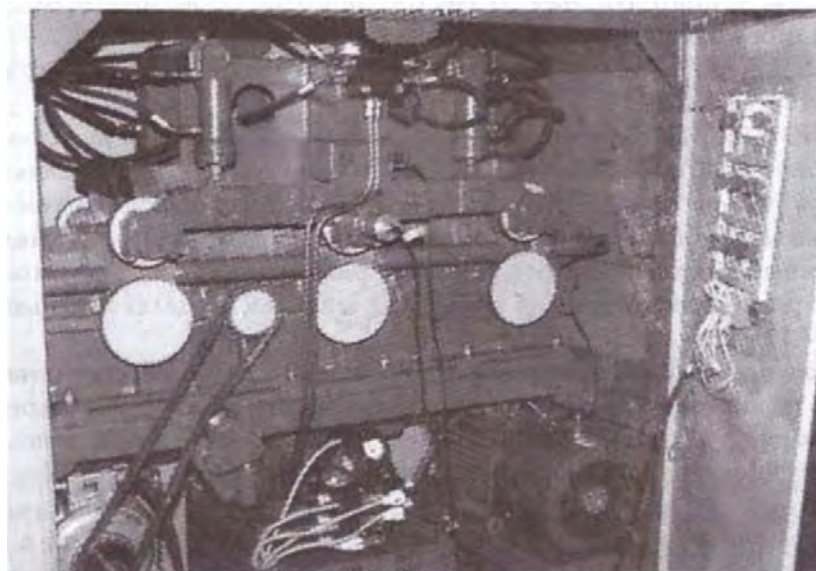


Рисунок 7.3 – Трайб-аппарат конструкции ВНИИМЕТМАШа



Рисунок 7.4. – Поперечные сечения порошковой проволоки

Таблица 7.3. Основные виды выпускаемой порошковой проволоки и ее применение

Состав наполнителя	Применение и технологические результаты
Силикокальций марок СК30, СК25, СК20	Модифицирование неметаллических включений, улучшение разлипаемости, десульфурация, повышение механических свойств и обрабатываемости стали
Смесь гранул кальция (40-60%) и порошка алюминия	То же, но для сталей с низким содержанием кремния, снижение отбраковки изделий
Смесь гранул кальция (40%) и порошка железа	То же
Гранулы магния и смесь их с добавками	Десульфурация чугуна с 0,030 до 0,005% серы
Графит, коксик	Доводка химического состава по углероду (усвоение углерода 75-95%)
Смесь Nb ₂ O ₅ , гранул кальция и силикокальция СК30	Легирование стали до 0,05% ниобия
Смесь Nb ₂ O ₅ , Al, ФС65 и CaF ₂	Легирование стали - до 0,10% ванадия
Серный колчедан, сера	Легирование стали серой от 0,010%
Ферротитан	Микролегирование стали - до 0,010% титана при его усвоении 80-90%

Разработан ряд вариантов конструкции станов для производства порошковой проволоки. Основными требованиями к этим станам являются обеспечение надежного замкового соединения при профилировании оболочки, равномерное и плотное ее заполнение порошком, упорядоченная смотка проволоки в бунт.

7.2 Агрегаты комплексной обработки стали с электродуговым нагревом (ковш-печь)

Выполнение технологических операций внепечной обработки жидкой стали сопровождается потерями температуры, тем большими, чем продолжительнее обработка и чем меньше масса обрабатываемой плавки. Для компенсации тепловых потерь требуется перегрев металла в печи, сопровождаемый дополнительным загрязнением его газами и неметаллическими включениями. При этом ухудшаются технико-экономические показатели работы сталеплавильных агрегатов, снижается вероятность подачи металла на разливку с оптимальной температурой. В ряде случаев процесс внепечной обработки вынужденно прерывают во избежание застывания плавки в ковше, до момента достижения ее требуемых параметров.

В современном сталеплавильном цехе, оснащенном МНЛЗ, необходимо четкое согласование работы плавильных агрегатов, оборудования для внепечной обработки стали и отделения непрерывной разливки. Роль буфера при этом выполняет сталеразливочный ковш при условии возможности поддержания необходимой температуры. В силу указанных причин неотъемлемой составной частью современного сталеплавильного производства являются агрегаты внепечной обработки стали в ковше, оснащенные средствами подогрева плавки.

Возможность компенсации тепловых потерь позволяет проводить широкий спектр технологических операций при обработке высококачественных марок стали. Их применение также вполне обоснованно при производстве рядовых марок стали, разливаемой на МНЛЗ, так, как и в этом случае улучшаются показатели плавильных агрегатов и разливаемость стали.

Применение электронагрева усложняет конструкцию и обслуживание агрегата. Однако компенсация тепловых потерь значительно расширяет его технологические возможности, так как в

комплексе с продувкой расплава инертным газом позволяет получать однородный по химическому составу и температуре металл во всем объеме ковша.

Существует множество разновидностей технологического процесса, вариантов конструкций агрегатов и принятых наименований. Наибольшее распространение получили агрегаты с электродуговым нагревом, однако в зарубежной литературе встречаются упоминания об индукционном и плазменном, а также химическом нагреве путем сжигания топлива в струе кислорода.

Использование таких установок, получивших впоследствии название ковш-печь (LF Ladle Furnace), позволило существенно повысить технологические и технико-экономические показатели выплавки стали в электродуговых печах. Практически 100%-ное оснащение вновь возводимых и реконструируемых сталеплавильных цехов агрегатами ковш-печь подтверждает их эффективность.

Первоначально стенд внепечной обработки с электродуговым нагревом и электромагнитным перемешиванием был разработан и внедрен шведской фирмой ASEA в составе двухстендового агрегата. Он предназначался для компенсации дополнительных тепловых потерь на стенде вакуумирования.

Большой вклад в развитие внепечной обработки стали был сделан японской фирмой Daido Steel, разработавшей и применившей впервые в 1971 г. технологический процесс DLF (Daido Ladle Furnace). Основной технологической операцией процесса является рафинирование металла синтетическим основным шлаком. Предусмотрено создание инертной среды над расплавом, перемешивание ванны инертным газом, подаваемым через верхние фурмы или пористую пробку в днище ковша.

По мере накопления опыта эксплуатации подобных агрегатов их конструкция совершенствовалась, а технологические возможности расширялись.

Агрегаты ковш-печь, создаваемые шведской фирмой Scandinavia Lancers, оснащаются средствами для инъекции порошков в металл. Следует отметить, что хотя вдувание порошков в расплав в агрегатах ковш-печь существенно усложняет размещение оборудования в ограниченном пространстве над крышкой, тем не менее оно является достаточно распространенной операцией. Кроме того, последнее время

в агрегатах ковш-печь широко распространена обработка металла порошковой проволокой.

Современные агрегаты ковш-печь обладают широким набором технологических возможностей и применяются при обработке сталей различного назначения.

Типичный технологический процесс внепечной обработки в агрегате ковш-печь включает в себя следующие технологические операции:

- подача шлакообразующих материалов и наведение высокоосновного шлака на поверхности металла, с которой предварительно удален печной шлак;
- электродуговой нагрев переменным или постоянным током;
- создание инертной среды над поверхностью расплава и перемешивание ванны инертным газом, подаваемым через верхнюю фурму и/или пористые пробки располагаемые в днище или нижней части боковой стенки ковша (для перемешивания в ряде случаев применяют индукционное или комбинированное перемешивание);
- раскисление и корректировка химического состава путем подачи кусковых материалов;
- десульфурация металла путем вдувания газопорошковой смеси; раскисление, десульфурация, корректировка химического состава, модифицирование металла путем введения в расплав алюминиевой и порошковой проволоки;
- контроль параметров плавки (температуры, химического состава, окисленности) путем введения сменных одноразовых датчиков.

Необходимыми условиями эффективной обработки являются отсечка удаление печного шлака путем скачивания или перелива расплава из ковша в ковш. В случае повышенного содержания серы в полупродукте и загрязнения сульфидами наведенного шлака или повышенных требований по конечному содержанию серы (менее 10 ppm) практикуются прерывание технологического процесса, скачивание загрязненного шлака и возобновление процесса с наведением нового шлака.

Вместимость ковшей, используемых при внепечной обработке с подогревом плавки, колеблется в пределах от 6 до 385 т, однако с

уменьшением массы плавки увеличиваются удельные поверхности и объемы огнеупорной кладки, при этом КПД нагрева соответственно уменьшается. Так, например, для 20-т ковша (0,8 м³/т) КПД составляет около 30%, а для 250-т ковша (0,2 м³/т) - около 75%.

Принципиальная схема обработки металла в агрегате ковш-печь приведена на рисунке 7.5. Эффективность работы агрегата ковш-печь определяется рядом взаимосвязанных технологических и конструктивных параметров, основные из них:

- подводимая мощность и ее соотношение с массой плавки и площадью зеркала расплава в ковше;
- длина дуги и скорость нагрева металла;
- интенсивность перемешивания и гидродинамика ванны;
- химический состав и количество рафинировочного шлака.

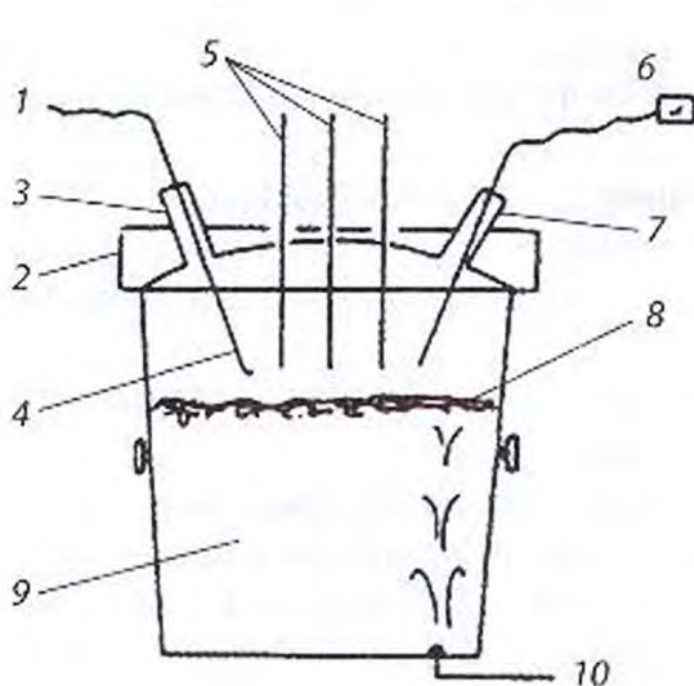
Наблюдается тенденция к повышению мощности источника питания: если в начале 1980-х годов она составляла 100 кВА/т, то в современных агрегатах достигает 150 кВА/т. Мощность трансформатора должна быть оптимальной для конкретных геометрических параметров ванны и объема плавки: при недостаточной мощности трансформатора удлиняется цикл обработки, а при избыточной мощности - помимо перерасхода электроэнергии и лишних капитальных затрат существенно уменьшается стойкость огнеупоров в шлаковом поясе.

Так, в результате обследования агрегата ковш-печь мощностью с трансформатора 25 МВА, эксплуатируемого на Енакиевском металлургическом комбинате, для обработки плавки массой 145 т было рекомендовано во избежание значительного перегрева футеровки и перерасхода огнеупоров работать на более низких ступенях нагрева.

Выбор энергетического режима и требований по скорости нагрева металла зависит также от цикла плавки и продолжительности разлива на МНЛЗ.

Скорости нагрева могут составлять 2-6 °С/мин, однако на практике чаще всего применяют скорость нагрева 4-4,5°С /мин. Это обеспечивает хорошие технико-экономические показатели, удовлетворительную стойкость футеровки и позволяет согласовывать циклы плавки в электропечи и обработки на агрегате. Взаимозависимость скорости нагрева и мощности трансформатора приведена на рисунке 7.6.

Максимальная активная мощность ограничивается износом огнеупоров шлакового пояса ковша и обычно составляет 1,8-2,2 МВт/м² площади зеркала металла в ковше. При большем отношении диаметра ванны к ее высоте возможен подвод большей мощности при том же объеме металла.



1 – фурма для вдувания аргона; 2 – крышка; 3 – питатель для ввода легирующих; 4 – подвод аргона; 5 – электроды; 6 – контроль окисленности; 7 – контроль температуры и отбор проб; 8 – слой шлака; 9 – металл; 10 – донная продувка аргоном.

Рисунок 7.5 – Принципиальная схема обработки стали в агрегате ковша-печь.

Важной технологической характеристикой ковша-печи является длина дуги, определяющая максимальное для данного напряжения расстояние между нижним концом электрода и зеркалом металла, которое обеспечивает ее устойчивое горение. Электрический режим обработки должен выбираться с учетом толщины слоя шлака - на всех стадиях процесса нагрев необходимо проводить затопленной дугой. При этом следует учитывать влияние длины дуги на науглероживание стали - чем короче дуга, тем выше риск насыщения металла углеродом. Начало обработки должно проводиться с минимально возможной длиной дуги. По мере формирования шлака и увеличения толщины его слоя переходят на более высокие ступени напряжения, обеспечивающие более интенсивный нагрев. Соответственно общее количество и толщина слоя

шлака должны выбираться с учетом подводимой мощности и длины дуги.

Для экономичной работы ковша-печи толщину слоя шлака рекомендуется выбирать на 20-25% больше длины дуги. При большом количестве шлака вследствие его высокой электропроводности дуги замыкаются через шлак, что ухудшает условия нагрева металла. Количество шлака Q в ковше определяется по формуле:

$$Q = S \cdot \rho \cdot h,$$

где S - площадь зеркала металла в ковше, m^2 ;

h - толщина слоя шлака в ковше, m ;

ρ - плотность жидкого шлака, t/m^3 . Плотность основных рафинировочных шлаков при температуре 1500- 1700°C обычно составляет 2,5-2,8 t/m^3 .

По некоторым оценкам, толщина слоя шлака для плавков массой 120-140 т может колебаться в пределах от 6,5 до 20 см.

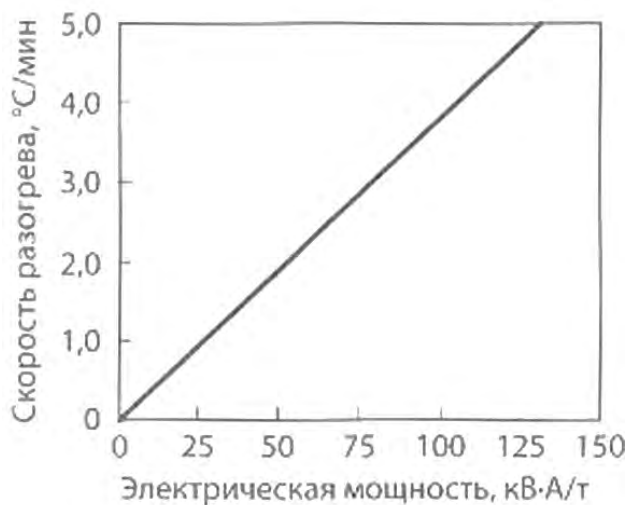


Рисунок 4.6 – Зависимость скорости нагрева металла от мощности трансформатора

Согласно тепловому балансу работы опытного ковша-печи затраты электроэнергии распределяются по статьям следующим образом, %:

Нагрев металла	33,93
Нагрев шлакообразующих и формирование шлака	10,77
Нагрев ферросплавов	2,56

Потери с охлаждающей водой	28,55
Потери на нагрев ковша	4,48
Потери с отходящими газами	3,71
Потери в трансформаторе и короткой сети	16,0

Основные электрические параметры агрегатов ковш-печь ряда предприятий приведены в таблице 7.4. Как видно из таблицы 7.4, на большинстве агрегатов значение удельной активной мощности составляет 0,09-0,11 кВт/т. Превышение указанных значений приводит к увеличению потерь в трансформаторе и повышенному износу футеровки шлакового пояса ковша.

Хотя подавляющее большинство агрегатов внепечной обработки с электрическим подогревом стали работают на переменном токе, применение постоянного тока обеспечивает ряд преимуществ: отсутствие помех во внешней сети, уменьшение шума и расхода электродов. Наличие одного центрального электрода (катода) позволяет удалить дугу от стен ковша и, тем самым, существенно повысить стойкость футеровки.

Уже длительное время ведутся работы по созданию агрегатов ковш-печь постоянного тока. Разрабатываются варианты электронагрева с различным расположением анодов: в днище, в стенке и крышке ковша.

Институтом черной металлургии, г. София (Болгария), совместно с фирмой АВВ разработан вариант электрического нагрева металла. Его особенностями являются центрально расположенный графитовый катод и два симметрично расположенных графитовых анода, погруженных в шлак. Между катодом и анодами через шлак замыкаются две независимые цепи постоянного тока. Электрическая дуга горит вертикально между катодом и металлической ванной. По сравнению с традиционными агрегатами LF расстояние от дуги до стенок ковша значительно больше и одинаково, что благоприятно влияет на стойкость футеровки. Отсутствие вибраций электродов в процессе нагрева обеспечивает существенное улучшение экологических показателей. Аналогичный агрегат был установлен на НЛМК. Однако его эксплуатация показала низкую надежность выпрямительного агрегата и невысокую скорость нагрева металла.

Таблица 7.4. Электрические параметры агрегатов ковш-печь

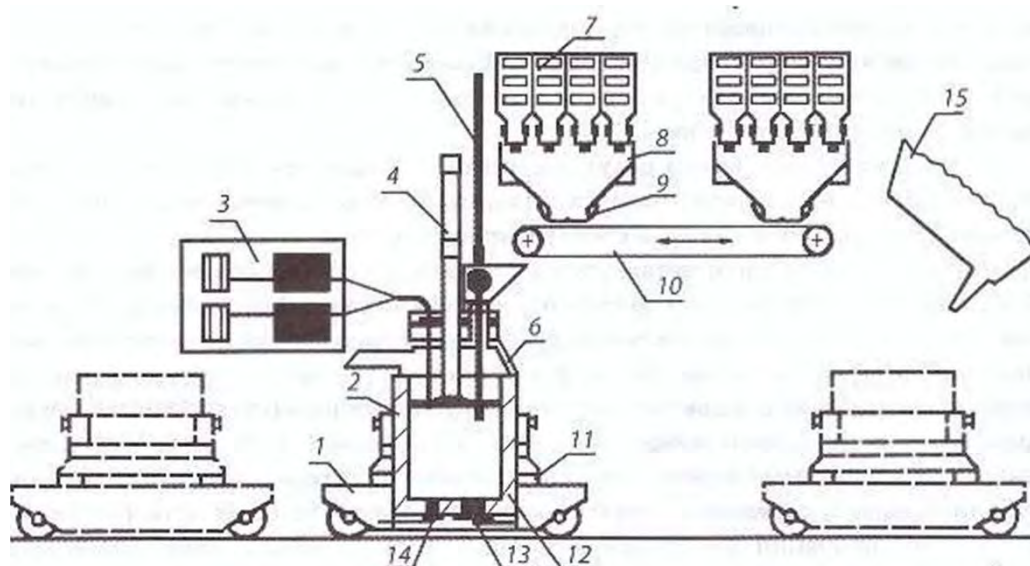
Предприятие	Масса плавки, т	Мощность трансформатора, МВА	Активная мощность, МВт ($\cos\phi = 0,78$)	Удельная активная мощность	
				МВт/т	МВт/м ²
ООО «Тагмет»	135	20	15,60	0,116	2,18
Северский трубный завод	125	20	15,60	0,125	2,15
Нижнеднепровский трубный завод	110	14	10,92	0,100	2,14
ИСТИЛ	120	18	14,04	0,117	1,96
Донецкий метзавод	155	18	14,04	0,091	1,67
Молдавский метзавод	125	18	14,04	0,112	2,25
Белорусский метзавод	120	15	11,70	0,098	2,42
ОХМК	115	18	14,04	0,122	Н.д.
НТМК	155	25	19,50	0,126	2,97
Красный Октябрь	140	18	14,04	0,100	Н.д.
ОЭМК	150	18	14,04	0,094	1,89
Волжский трубный завод	150	22	17,16	0,114	Н.д.
Енакиевский метзавод	135	25	19,50	0,114	2,58
Магнитогорский меткомбинат	360-380	45	24-33	Н.д.	Н.д.

ВНИИМЕТМАШем совместно с ВНИИЭТО по технологическому заданию ЦНИИчермета разработан агрегат комплексной обработки стали с нагревом дугой постоянного тока, осуществляемым с помощью одного или двух подовых электродов (рисунок 7.7).

Подобная схема нагрева обеспечивает более благоприятные условия перемешивания ванны и повышение стойкости футеровки в районе шлакового пояса. Кроме того, упрощается размещение технологического оборудования на крышке агрегата.

Несмотря на ряд трудностей, возникших при освоении первых агрегатов ковш-печь постоянного тока, их использование весьма перспективно, особенно с учетом ужесточения требований экологии.

Необходимым условием равномерного распределения добавок по объему ванны и получения металла, однородного по температуре и химическому составу, является его интенсивное перемешивание, осуществляемое продувкой инертным газом, электромагнитным или комбинированным способом. Продувка металла через донную или боковую пористые пробки (пробку) начинается после установки ковша в положение обработки и подсоединения пробки к аргонопроводу. Для более эффективного перемешивания металла целесообразно осуществлять продувку через две пробки с индивидуальным подводом аргона. Наличие двух пробок повышает надежность и создаст безаварийные условия работы. Во многих случаях во избежание заметалливания пробок гибкий аргонопровод подключают сразу после установки ковша с расплавом на сталевоз. Для ряда марок обрабатываемой стали вместо аргона может быть использован азот.



1 - сталево́з; 2 - ковш; 3 - триб-аппараты для подачи алюминиевой и порошковой проволоки; 4 - верхний электрод; 5 - продувочная фурма; 6 - крышка ковша; 7 - бункеры для хранения сыпучих материалов; 8 - весовая воронка; 9 - челюстной затвор; 10 - конвейер; 11 - месдоза; 12 - пористая фурма для подачи аргона; 13 - подовый электрод; 14 - шиберный затвор; 15 - дуговая сталеплавильная печь

Рисунок 7.7 – Схема агрегата комплексной обработки стали в ковшах вместимостью 12-15 т.

Рекомендации по величине расхода инертного газа существенно различаются. Для сталеразливочных ковшей вместимостью 100-130 т рекомендуется расход аргона 80-150 л/мин.

В современных агрегатах, как правило, предусматривается верхняя дополнительная фурма, позволяющая успешно завершить обработку при выходе из строя донных фурм.

Значительное число агрегатов ковш-печь, созданных шведскими фирмами ASEA и Scandinavia Lancers, использует индукционное перемешивание, которое, по мнению разработчиков, характеризуется более удобным регулированием и оптимальным направлением потоков металла в ковше. Для повышения срока службы футеровки менее нагретый металл должен подниматься вдоль стен ковша и после нагрева в верхней части опускаться посередине ковша, что обеспечивается индукционным перемешиванием.

Контроль параметров ведется автоматически или вручную путем погружения сменных датчиков на глубину 400-500 мм. В зависимости от типа применяемого датчика одновременно или по отдельности контролируются температура и окисленность металла, отбирается проба для последующего анализа.

Положение поверхности раздела металла и шлака определяется по повышению температуры в момент вхождения датчиков в металл.

Примерный пооперационный график обработки высококачественной конструкционной стали в агрегате ковш-печь (основной шлак наводится при заполнении ковша) фирмы Nippon Kokan приведен ниже, мин:

Транспортировка ковша	1
Очистка кромки ковша и опускание крышки	2
Нагрев, подача шлакообразующих и перемешивание	10-20
Отбор проб и замер температуры	3
Ожидание результатов анализа	8-10
Ввод корректирующих добавок	2
Вдувание порошкообразных реагентов	2-3
Растворение добавок	5-10
Контроль температуры	2
Подъем крышки	1
Всего	36-54

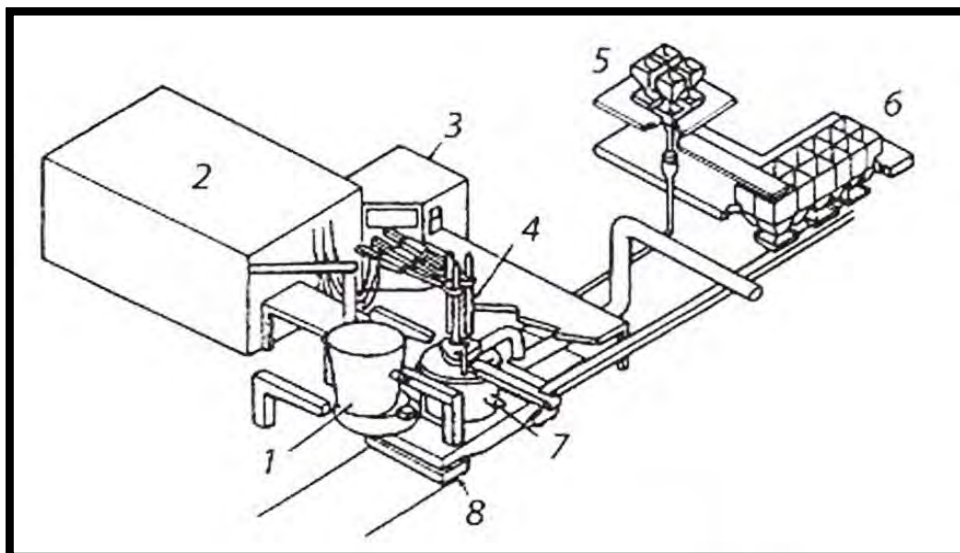
Состав оборудования. Обычно агрегат ковш-печь включает в себя ковш с пористой пробкой в днище для вдувания аргона с целью перемешивания металла и ускорения реакций металла со шлаком,

водоохлаждаемую крышку для создания неокислительной атмосферы с отверстиями для ввода зондов, сыпучих материалов, продувочных фурм и т.д., механизм вертикального перемещения крышки, систему электродугового нагрева металла, включая электрододержатели с электродами, механизмы перемещения электродов, печной трансформатор или выпрямитель и короткую сеть, систему хранения, транспортировки и подачи кусковых материалов, устройство для ввода в расплав датчиков контроля параметров, систему автоматизации и пульт управления, систему газоудаления. Пример общей компоновки агрегата показан на рисунке 7.8. Некоторые варианты конструктивных схем показаны на рисунке 7.9. Иногда ковш с расплавом помещают в специальную камеру, накрываемую плотной крышкой (см. рисунок 7.9, б). Это позволяет гарантированно создавать неокислительную атмосферу над расплавом при наличии настелей на кромке ковша.

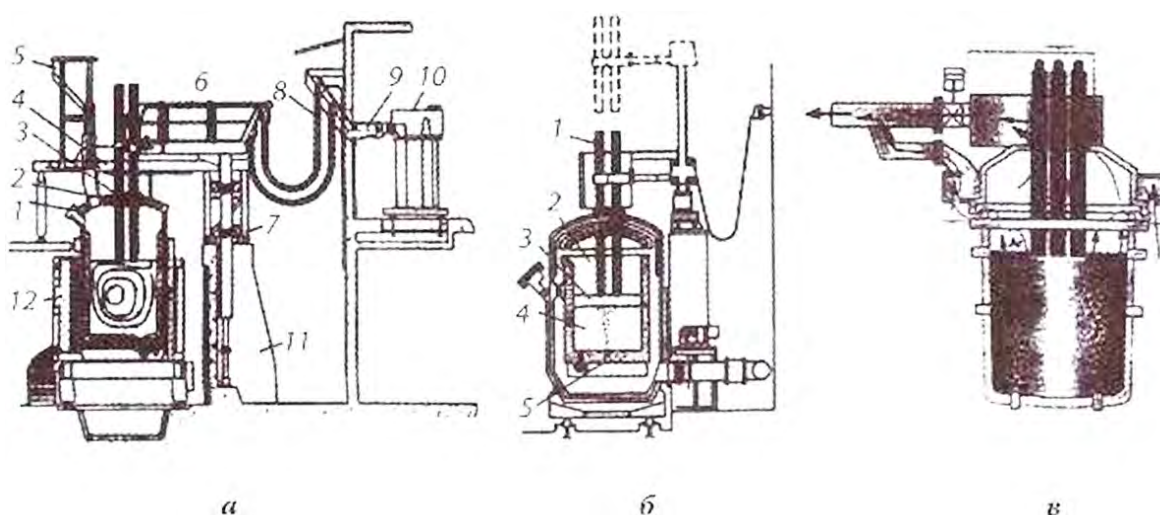
Во многих случаях агрегаты ковш-печь оснащаются дополнительной верхней фурмой, предназначенной для вдувания аргона или газопорошковой смеси и завершения процесса, в случае отказа пористой пробки, оборудованием для вдувания порошкообразных шлакообразующих добавок и науглероживателей.

В современных агрегатах присутствует также оборудование для дозирования и механизированной подачи шлакообразующих и ферросплавов, подачи алюминиевой и порошковой проволоки, включая разматыватели, трайбаппараты и направляющие проводки, приборы контроля параметров металла и шлака.

Перемещение ковша со сталью в позицию обработки осуществляется сталевозом или цеховым краном. В последнем случае крышка ковша со смонтированным на ней оборудованием выполняется подвижной в горизонтальном направлении, т.е. устанавливается либо на тележке, либо на поворотном кронштейне. Управление агрегатом, как правило, ведется двухуровневой автоматизированной системой управления и контроля.



1 - позиция для установки ковша; 2 - трансформаторное помещение; 3 основной пост управления; 4 - нагревательное устройство; 5 тракт подачи порошков; 6 - система подачи ферросплавов; 7- ковш; 8 - сталевоz
Рисунок 7.8 Общим вид агрегата ковш-нечь конструкции British Davy McKee.



а - стенд подогрева в составе агрегата ASEA: 1 - сводовое кольцо; 2 - экономайзеры; 3 - уплотнительные кольца; 4 - портал для подвески свода и размещения механизма перемещения свода; 5 - бункер для присадки легирующих элементов с шибером; 6 - токопровод; 7 - опора; 8 - гибкие кабели; 9 - шины вторичного токоподвода; 10 - печной трансформатор; 11 - механизм перемещения электродов; 12 - статор электромагнитного перемешивания; б - агрегат ковш-печь конструкции фирмы Daido Steel: 1 - электроды; 2 - ковш; 3 - шлак; 4 - металл; 5 - донная пробка; в - агрегат ковш-печь конструкции фирмы Danieli

Рисунок 7.9 – Конструктивные схемы агрегатов ковш-печь.

Система электродугового нагрева металла включает в себя источник питания, вторичный токоподвод, три электрододержателя с зажимными приспособлениями и механизмами их перемещения, графитированные электроды и гидравлическую систему регулирования положения электродов. С помощью интенсивности дуги. Автоматическое регулирование осуществляется путем изменения тока и напряжения гидравлических регуляторов. Эти элементы аналогичны подобным узлам с помощью дуговых сталеплавильных печей. С целью облегчения электрододержателей в современных агрегатах их выполняют из алюминиевых сплавов, что позволяет уменьшить мощность привода перемещения электрода. Учитывая ограниченные размеры крышки ковша, а также во избежание перегрева и повышенного износа футеровки стен ковша распад электродов должен быть минимальным. Для ковшей вместимостью 15-200 т диаметр электродов изменяется от 200 до 500 мм, а диаметр распада электродов от 60 до 1200 мм.

В ряде отечественных агрегатов конструкции ЗАО «Аконт» и ОАО «Сибэлектротерм» с целью уменьшения теплового воздействия дуг на футеровку применяют наклонные электроды. Это позволяет для агрегатов с ковшами вместимостью 300 т при диаметре электродов 500 мм на уровне расплава уменьшить диаметр распада до 860 мм; при этом на уровне электрододержателя диаметр распада составляет 1100 мм, что облегчает размещение и обслуживание электрододержателей.

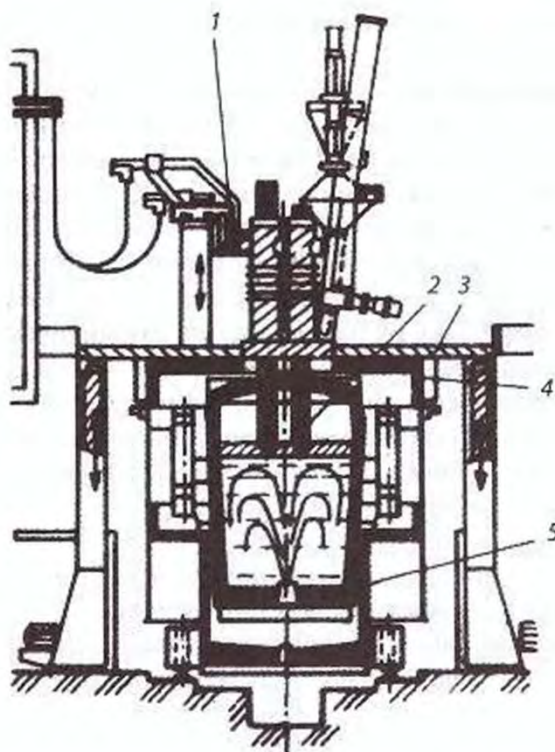
Применение графитированных электродов позволяет повысить плотность тока до 30 А/см^2 (по сравнению с 20 А/см^2 для ДСП), что способствует уменьшению их диаметра и также снижает воздействие дуги на футеровку.

С целью упрощения конструкции консоли электрододержателей в последнее время часто выполняют токоведущими. За рубежом применяют биметаллические рукава, выполненные в виде полый стальной трубы прямоугольного сечения, снаружи плакированной медью. Такая конструкция обладает значительной жесткостью, компактностью, низким активным и индуктивным сопротивлением. Однако при всех преимуществах плакированные рукава имеют высокую стоимость, низкую ремонтпригодность и трудоемки в изготовлении.

Во ВНИИЭТО разработана и испытана конструкция токопроводящего рукава с механическим креплением медной токоведущей накладке на стальной токоведущей основе .

Более высокие требования по сравнению с дуговыми печами предъявляют к степени неравномерности выделения мощности, так как неравномерные тепловые нагрузки приводят к преждевременному износу футеровки ковша, расположенной напротив электродов.

Обычно применяют нагрев затопленной дугой. Это обеспечивает более эффективный нагрев и предохраняет огнеупорную футеровку от излучения дуги. Кроме того, графитовый электрод реагирует с оксидами шлака и способствует ускорению реакций металла со шлаком.



1 - токоподвод; 2 - электрод; 3 - платформа; 4 - крышка; 5 - камера

Рисунок 7.10 – Агрегат ковш-печь с объединенным держателем электродов.

Немецкой фирмой Badische Stahl Engineering GmbH разработана и реализована новая конструкция нагревателя с общим держателем для двух электродов (рисунке 7.10). Такая конструкция обладает большой компактностью, что особенно важно при ограниченных габаритах цеха.

Водоохлаждаемые зажимы электродов с гидравлическим приводом смонтированы на общей каретке и электрически изолированы друг от друга. Питание к электродам подводится с помощью медных труб.

По сравнению с традиционной конструкцией диаметр распада электродов может быть существенно уменьшен. В обычных агрегатах ковш-печь с независимым перемещением электродов диаметр распада электродов диам. 300 мм составляет в среднем 700 мм, в традиционных конструкциях фирмы BSE. - 600 мм. Размещение электродов на общем держателе позволяет уменьшить диаметр распада электродов до 480 мм, что способствует уменьшению воздействия излучения на стенки ковша и повышению стойкости огнеупоров. Более простая конструкция электронагревателя уменьшает проблемы, связанные с обслуживанием. Регулировка положения электродов может быть осуществлена механически путем опускания их на платформу сталевоза и выравнивания положения торцов. Подобная операция проводится в среднем через каждые пять плавов.

В ряде случаев при создании агрегатов ковш-печь возможно использование элементов демонтируемых дуговых сталеплавильных печей меньшей вместимости (трансформаторов, вторичных токоподводов, электрододержателей и др.).

Некоторые конструктивные параметры агрегатов ковш-печь, разрабатываемых ЗАО «Аконт» и изготавливаемых в ОАО «Сибэлектротерм», приведены в таблице 7.5.

В таблице 7.6 приведены некоторые конструктивные и технологические параметры агрегатов ковш-печь, разработанных в АО НКМЗ.

Размещение оборудования. Источник питания, обеспечивающий регулирование выделяемой мощности мод нагрузкой, устанавливается в специальном помещении, оборудованном необходимыми грузоподъемными устройствами. В отдельном помещении должны размещаться комплектное распределительное устройство, система управления, электрощиты и микропроцессорная техника.

Таблица 7.5. Основные параметры АКП конструкции ЗАО «Аконт»

Завод, год ввода в эксплуатацию	Сталеплавильный агрегат/масса плавки, т	Номинальная мощность трансформатора, МВА	Диаметр электродов, мм	Диаметр распада электродов, мм	Диаметр верхней части ковша, мм	Скорость нагрева, град/мин	Особенности конструкции
Северсталь, 1994	М1 1/300	32	500	1100/860	3800	2,5	Наклонные электроды, поворотный свод
Уральская Сталь, 1998	ДСП/130	16	350	800/680	2935	3,5	Наклонные электроды, сталевоз
Узбекский металлургический комбинат, 1998	ДСП/130	16	350	800/680	2935	3,5	Наклонные электроды, сталевоз
Челябинский металлургический комбинат, ЭСПЦ № 3,2000	ДСП/15	8	250	500	1660	5	С'талевоз, на базе печи ДСВ-10А
Челябинский металлургический комбинат, ЭС11Ц № 6,2000	ДСП/130	32	400	700	2950	4	1 Поворотный свод, на базе печи ДСП-12
Златоустовский металлургический завод, ЭСПЦ №2,2001	ДСП/12	5	350	500	1620	5	Сталевоз
Челябинский меткомбинат, ККЦ, 2002	КК/160	32	400	700	2950	4	Сталевоз
Уралвагонзавод, 2002	М1 1/30	8	300	600	1970	4	Сталевоз
11КМК, ЭСПЦ, 2005	ДС11/130	16	400	660	3000	3,5	Сталевоз
Челябинский меткомбинат, ККЦ, 2002	КК/160	32	400	700	2950	5	Двухпозиционный, с поворотным сводом
Ашинский металлургический завод, 2005	МП/100	18	400	700	3120	4	Сталевоз
ВМЗ «Красный Октябрь», ЭСПЦ № 2	ДСП/140	32	400	700	3156	5	С'талевоз
Казферросталь, 2004	ДСП/12	5	250	500	1560	5	Поворотный свод
НМКМ, ЭСПЦ, 2005	ДС11/130	22	400	680	2950	5	Сталевоз
Амурметалл, ЭСПЦ № 2, 2005	ДСП/130	22	400	680	2950	5	Сталевоз

Таблица 7.6. Основные технические характеристики агрегатов ковш-печь, разработанных АО «НКМЗ»

Параметры	Предприятие (год выпуска)					
	НКМЗ (1997)	Енакиевский метзавод (2003-2004)	Выксунский метзавод (2004)	Омутнинский метзавод (2006)	«Энегомашпесталь», г.Краматорск (2006)	Макеевский меткомбинат (2006)
Вместимость ковша, т	30-60-90	145	110	65	50-100	250
Мощность трансформатора, МВА	18	25	18	10	18	25+20%
Диаметр электродов, мм	350	450	400	350	400	450
Диаметр распада электродов, мм	650	850	700	650	700	850
Максимальная скорость нагрева, град/мин	3,5	4,5/5,1	5,7	5,8	5,7	4,5
Расход электродов, г/кВт*ч	11	10	9	9	9	10
Расход электроэнергии, кВт*ч/(т*°С)	0,50	0,50/0,45	0,30	0,30	0,28	0,33
Продолжительность, мин: общая нагрева	60-90	28-45	50-60	28-45	50-60	50-60
	20-50	10-20	20-30	10-20	20-30	20-30

Автоматизированная система управления. Система управления выполняется, как правило, двухуровневой и состоит из управляющей ЭВМ и локальных подсистем контроля и управления нагревом, подачи сыпучих материалов, продувкой инертным газом и регулированием параметров среды над расплавом, работой устройства для контроля параметров, трайбаппарата, оборудования для откачки и очистки отходящих газов, а также подсистемы диагностики состояния узлов и систем агрегата.

Локальные подсистемы обеспечивают управление работой механизмов и систем агрегата посредством датчиков и исполнительных элементов с использованием программируемых логических контроллеров (PLC). Существуют и совершенствуются по мере накопления опыта термодинамические и металлургические модели

процессов, составляющие основу управления с выдачей на экран дисплея указаний оператору.

После установки ковша со сталью на сталевоз и его подачи на место продувки управление технологическим процессом может осуществляться в ручном или автоматическом режиме. Сигнал о положении сталевоза подается в систему автоматизированного управления от конечного выключателя. Результаты первого замера параметров плавки (химический состав, температура и масса металла в ковше) вводят в АСУ. После этого ЭВМ рассчитывает массу ферросплавов и раскислителей, количество порошков, выявляет необходимость корректирования температуры металла и других параметров процесса, а в дальнейшем управляет работой всех механизмов агрегата.

Футеровка. Значительное влияние на эксплуатационные свойства агрегата оказывает конструкция футеровки рабочей поверхности крышки и ковша, а также применяемые огнеупорные материалы. Их выбор зависит от сортамента обрабатываемой стали, продолжительности обработки и интервала подачи ковшей на обработку, состава шлака и интенсивности излучения от дуги. Для повышения стойкости футеровки крышки к ее внутренней поверхности подвешивается футерованный защитный экран.

Наиболее изнашиваемым участком футеровки сталеплавильного ковша, входящего в состав агрегата ковш-печь, является шлаковый пояс. С целью повышения его стойкости рабочий слой футеровки выполняют, например, из магнезито-хромитового или магнезито-графитового кирпича, а толщину увеличивают до 250 мм. Футеровку остальной части ковша выполняют глиноземистой, доломитовой или магнезитовой.

Основные конструктивные и технологические параметры некоторых агрегатов ковш-печь приведены в таблице 7.7.

Потребление электроэнергии агрегатами ковш-печь в среднем составляет 20-55 кВт*ч/т стали, расход огнеупоров 3,7 кг/т, расход электродов 0,2-0,3 кг/т. Срок службы футеровки крышки агрегата фирмы Nirron в результате усовершенствования системы охлаждения возрос с 200-300 до 750 плавов.

Применение агрегата ковш-печь фирмой Korf Engineering GmbH (ФРГ) позволило сократить продолжительность выплавки стали в

дуговой электроэчи на 25%, снизить температуру металла на 60°C, расход электроэнергии на 35 кВт*ч/т и огнеупоров на 30%, увеличить выход годного на 10% .

На заводе Badische Stahlwerke AG (ФРГ) с пуском в эксплуатацию агрегата «ковш-печь» стало возможным снизить температуру стали на выпуске примерно на 50°C, что привело к снижению расхода электроэнергии на 25 кВт*ч/т и электродов на 0,25 кг/т.

На Белорусском металлургическом заводе применение агрегата «ковш-печь» позволило существенно улучшить показатели работы дуговых печей, главным образом за счет исключения необходимости перегрева перед обработкой на установке доводки металла (УДМ): продолжительность плавки сократилась на 6 мин, производство стали увеличилось на 18-20%, производительность дуговой печи возросла с 79 до 89 т/ч, удельный расход электроэнергии сократился с 507 до 480 кВт*ч/т, расход электродов снизился на 5-6%. Одни из наиболее значительных достижений - резкое уменьшение горячих простоев ДСП и МНЛЗ, а также увеличение серийности разливки с 4,4 до 7 плавов. Удельный расход электроэнергии на АКП составляет 35,6-37,6 кВт*ч/т, аргона - 2,7 м³/т, графитированных электродов - 0,4 кг/т.

Важным результатом применения агрегата «ковш-печь» (стенда нагрева) является регулирование температуры металла в процессе разливки.

Преимущества обработки стали в агрегате «ковш-печь». Одно из главных преимуществ обработки стали в агрегате «ковш-печь» - глубокая десульфурация. При оптимизации технологических параметров (состав и количество шлака, интенсивность продувки ванны аргоном, состав футеровки и т.д.) за время нормального цикла обработки на УСП (40-50 мин) возможно получение стали практически с любым регламентированным содержанием серы, включая особо низкосернистые стали (не более 0,001-0,003% S).

Таблица 7.7 – Основные конструктивные и технологические параметры некоторых агрегатов ковш-печь

Завод, страна	Фирма-поставщик	Вместимость ковша, т	Мощность трансформатора, МВ А	Максимальная активная мощность, МВт	Удельная мощность, МВА/т	Сила тока, кА	Диаметр электродов, мм	Плотность тока, А/см ²	Диаметр распада электродов, мм	Максимальная скорость нагрева, °С/мин	Удельный расход электродов, кг/т	Удельный расход электроэнергии, кВт*ч/т	Продолжительность обработки, мин	В том числе время под током, мин	Стойкость футеровки, плавок	Тепловой КПД, %
Уральская сталь, АКП№1	АКОНТ-СЭТ, Россия	110	16	13	0,15	32	350	33,3	н.д.	5,0	0,5	45	110	36	40	32
Уральская сталь, АКП№2	Mannes mann, ФРГ	110	20	16	0,18	37	450	23,3	н.д.	4,0	0,6	53	120	50	40	35
ММЗ, Молдавия	ММЗ-FUCHS	100	18	из	0,18	35	400	27,9	700	4,0	0,3	н.д.	45	20	50	35
Крупп, Германия	Krupp, ФРГ	120	121	17	0,18	38	450	23,9	750	4,3	0,3	30	н.д.	40	45	39
Истил, Украина	Danieli, Италия	120	18	15	0,15	10	400	31,8	700	4,6	0,3	30	90	40	50	49
BSE, Германия	BSE, ФРГ	86	12	10	0,14	25	350	26,0	580	3,0	0,2	20	25	15	п.д.	34
ЕМЗ, Украина	НК МЗ, Украина	145	25	20	0,17	40	450	25,2	850	4,5	0,4	37	50	25	145	42
СепТЗ, Россия	SMS Demag, ФРГ	120	20	16	3,17	33	450	20,7	н.д.	4,1	0,3	30	60	20	н.д.	39
ОЭМК, Россия	VAI, Австрия	150	25	20	0,17	40	450	25,2	н.д.	5,0	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	48
«Серп и молот», Россия	FUCHS, ФРГ	10	5	4	0,45	15	200	47,7	н.д.	3,0	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	10
Камасталь, Россия	FUCJ IS, ФРГ	80	20	16	0,25	25	350	26,0	н.д.	4,0	н.д.	н.д.	60	н.д.	н.д.	26
ВТЗ, Россия	Danieli, Италия	150	21	17	0,14	40	450	25,2	н.д.	4,0	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	46
МЕЧЕЛ, Россия	АКОНТ-СЭТ, Россия	10	8	7	0,80	13	250	25,5	п.д.	4,0	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	8
МЕЧЕЛ, Россия	АКОНТ-СЭТ, Россия	130	22	16	0,25	50	500	25,5	н.д.	4,0	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	26
МЕЧЕЛ, Россия	АКОИГ-СЭТ, Россия	160	25	20	0,20	50	500	25,5	н.д.	4,0	н.д.	н.д.	п.д.	н.д.	н.д.	40
Уралвагонзавод, Россия	АКОНТ-СЭТ, Россия	30	8/1	0,27	0,22	15	300	20,5	600	4,0	н.д.	70	н.д.	п.д.	н.д.	24
Тагмет, Россия	Danieli, Италия	130	22/16	3,17	0,12	37	400	29,4	н.д.	3,5	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	52

Применение агрегатов ковш-печь существенно улучшает показатели плавильных агрегатов, МНЛЗ и сталеплавильного цеха в целом.

Исключение необходимости в перегреве выплавляемой стали в дуговой печи обуславливает снижение расхода электроэнергии, электродов и огнеупоров. Нагрев стали в ковше-печи осуществляется в более благоприятных условиях, так как площадь ванны значительно меньше.

На заводе компании China Steel в г. Каосьюнге (Тайвань) в 2007 г. внедрен созданный фирмой SMS Mevac GmbH новый агрегат ковш-печь. Агрегат предназначен для обработки плавов массой 150 т конструкционной и автоли-стовой стали в дополнение к трем существующим циркуляционным вакуумато-рам и агрегату ковш-печь. Продолжительность цикла обработки составляет 30-60 мин, число обрабатываемых в сутки плавов 24. Под водоохлаждаемой крышкой с отверстиями для электродов, ввода сыпучих материалов, измерительного датчика, инъекции порошка и удаления отходящих газов с целью предотвращения попадания воздуха в процессе обработки поддерживается незначительное избыточное давление. Крышка оборудована кольцевым коллектором с регулируемым шиберным затвором для сбора газов, выделяющихся в процессе обработки, и воздуха, подсасываемого через зазор между кромкой ковша и крышкой. Производительность дымососа - 95 тыс. м³/ч. Чтобы уменьшить шум до уровня ниже 85 дБ и исключить выделение газов в атмосферу цеха, оборудование полностью изолировано сплошным кожухом типа «dog house». Электроды могут независимо перемещаться с помощью автоматического регулятора. Трансформатор мощностью 25 МВА обеспечивает скорость нагрева до 4,5 °С/мин.

Для получения низких содержаний серы агрегат оборудован системой инъекции кальцийсодержащего порошка (CaO/CaF₂, или SiCa), включающей два контейнера объемом по 5 м³. Порошок в количестве 30-60 кг/т перемещается по трубопроводам с несущим газом (аргоном), подаваемым с интенсивностью 25-30 м³/ч. При необходимости изношенная фурма в течение 5 мин заменяется новой, хранящейся в магазине. Система хранения, транспортировки и дозирования шлакообразующих и легирующих материалов включает бункер на

уровне пола, 22 расходных бункера на верхней отметке вместимостью 10-20 м³, пять весовых воронок, систему ленточных конвейеров и питатель, установленный на тензодатчики на крышке. Предусмотрены подача четырех видов проволоки и полуавтоматический контроль параметров плавки с помощью сдвоенного зонда. После окончания обработки ковш перемещают в позицию засыпки на поверхность шлака теплоизолирующего материала, хранящегося в бункере объемом 8 м³. Через загрузочный бункер гранулы материала в количестве приблизительно 1 кг/т подаются в распределительное устройство. Замеры показали снижение максимального уровня шума (в процессе нагрева) со 115 до 86 дБ.

Нагрев проводят в два этапа с промежуточным контролем уровня и состава шлака, при необходимости с добавлением шлакообразующих материалов. После окончания второго периода нагрева осуществляют интенсивное перемешивание ванны аргоном в течение 5-10 мин с интенсивностью до 10 л/(т*мин) и при необходимости продувку металла порошкообразными реагентами в количестве 3-4 кг/т с интенсивностью 50-60 кг/ч. В результате обеспечивается гарантированное получение содержания серы на уровне менее 20 ppm.

В ЭСПЦ ММЗ «Истил» в процессе внепечной обработки в агрегате ковш- печь и ковшовом вакууматоре камерного гига отработывали технологию производства углеродистой, низколегированной, легированной и подшипниковой стали. В связи с низким качеством металлолома и применением высокоосрнистого кокса исходное содержание серы составляет 0,050-0,080%. Учитывая жесткие ограничения по времени обработки плавки, определяемые серийной разливкой, циклом выплавки стали, не превышающим 55 мин, и продолжительностью операций по передаче и установке ковшей, особое значение имеет обеспечение интенсивной десульфурации со скоростью 0,0008-0,0015%/мин.

Установлено, что интенсивность продувки металла аргоном должна быть в пределах 4,5-8,1 л/(т*мин). С целью дальнейшего увеличения скорости десульфурации разработан и опробован вариант продувки через две пробки с изменяющимся (пульсирующим) расходом аргона. Продувка проводится через пробки щелевого типа (24 щели шириной 0,25 мм, длиной 30 мм) с пропускной способностью 800 л/мин

7.3 Ковшовые вакууматоры

При производстве стали с повышенными требованиями по качеству в современном сталеплавильном производстве широко применяется внепечное вакуумирование жидкой стали, обеспечивающее проведение широкого спектра технологических операций, включая эффективную дегазацию и удаление неметаллических включений.

Из всех известных способов внепечного вакуумирования стали наибольшее распространение на мини-заводах получило ковшовое вакуумирование, в наибольшей степени отвечающее основным принципам построения мини-заводов: относительно простая конструкция и компактность при широких технологических возможностях. Отличительной особенностью ковшового вакуумирования является одновременная обработка всей массы плавки непосредственно в сталеразливочном ковше.

Первые вакууматоры были простыми и дешевыми. Для дегазации ковш со сталью помещали в специальную камеру или яму, накрываемую герметичной крышкой и соединенную с оборудованием для откачки газов. При этом единственной технологической операцией было создание вакуума над поверхностью металла в ковше. Вакуумированию подвергались лишь верхние слои металла, а на глубине более 900-1000 мм влияние вакуума было незначительным. Длительная выдержка металла в ковше без перемешивания в процессе вакуумирования приводила к значительным тепловым потерям и затруднению при его разливке.

Указанные факторы долгое время сдерживали развитие ковшового вакуумирования. Применение аргонного или индукционного перемешивания, а также электродугового нагрева устранило основные недостатки этого процесса и способствовало их широкому распространению.

В состав технологических операций ковшового вакуумирования, как и любого другого процесса вмененной обработки металла, входит подача раскислителей, шлакообразующих и легирующих материалов.

Контроль параметров плавки осуществляется путем введения на глубину 500-1000 мм сменных одноразовых зондов с пробницей и/или датчиками температуры и окисленности металла.

Простейший вид ковшового вакууматора, обеспечивающий проведение дегазации и корректировку химического состава, применяют, как правило, в сочетании со стендами, снабженными средствами для проведения окислительного вакуумирования, или со стендами, оборудованными системой электродугового нагрева переменного или постоянного тока.

Благодаря широким технологическим возможностям ковшовые вакууматоры современных типов наиболее эффективны при производстве стали сложных марок, при этом проведение большого числа технологических операций увеличивает продолжительность обработки и снижает производительность оборудования.

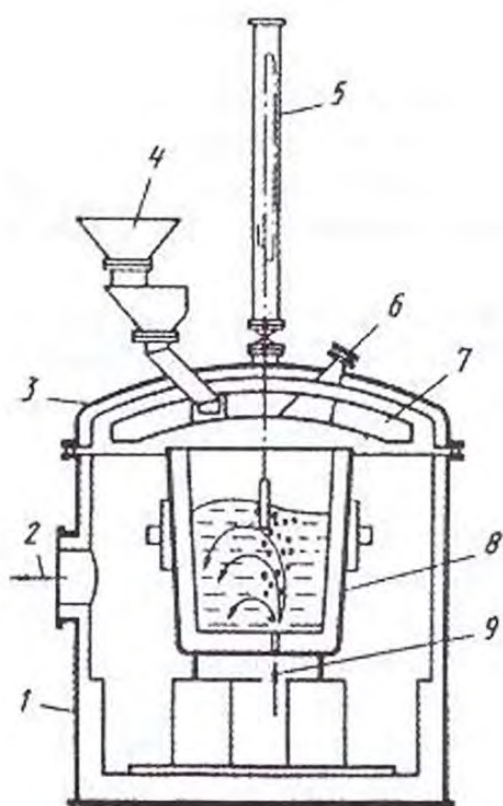
Другая проблема, возникающая при создании и эксплуатации ковшовых вакууматоров, связана с перемешиванием ванны металла в ковше. Так как вакуумной дегазации подвергаются лишь поверхностные слои металла, для эффективной обработки и получения однородного металла необходимо их постоянное обновление. Для обеспечения циркуляции металла в ковше применяют либо электромагнитное перемешивание с помощью индуктора, существенно усложняющего оборудование и снижающего его надежность, либо путем вдувания инертного газа через пористые пробки, располагаемые в днище или нижней части стенки ковша.

Наиболее простым способом ковшового вакуумирования является выдержка сталеразливочного ковша с металлом при пониженном давлении с принудительным перемешиванием ванны инертным газом или путем создания переменного электромагнитного поля. В зарубежной литературе чаще всего встречается, в особенности для вариантов с перемешиванием аргоном, обозначение VD, которое впоследствии было распространено на все процессы ковшового вакуумирования, не связанные с подогревом или вдуванием кислорода независимо от способа перемешивания. Схема процесса VD показана на рисунке 7.11.

Ковш с расплавом помещают в вакуумную камеру или герметизируют его непосредственно с помощью вакуумной крышки, стыкуемой с фланцем, выполняемым снаружи ковша, после чего давление над поверхностью расплава плавно снижают до 65 Па и осуществляют дегазацию расплава.

Другой распространенной разновидностью ковшового вакууматора является вакуумный стенд (рисунок 7.12), входящий в состав агрегата ASEA-SKF, предусматривающего вакуумирование и нагрев на двух стендах. Он отличается от классического вакууматора VD отсутствием вакуумной камеры и электромагнитным перемешиванием с помощью одного или двух индукторов. Ковш со вставками из немагнитной стали в местах расположения индукторов непосредственно герметично накрывается крышкой.

Ковшовое вакуумирование имеет две основные разновидности: с ковшом, устанавливаемым в вакуум-камере (tank degassing), и с ковшом, непосредственно накрываемым крышкой (lid degassing). Первый, более распространенный, вариант характеризуется более надежным вакуумным уплотнением, но при этом повышенной металлоемкостью оборудования и необходимостью откачивать увеличенное количество газов; второй вариант, напротив, является более компактным и экономичным, но вызывает трудности при уплотнении вакуумной крышки относительно кромки ковша вследствие наличия настывшей металла и шлака.

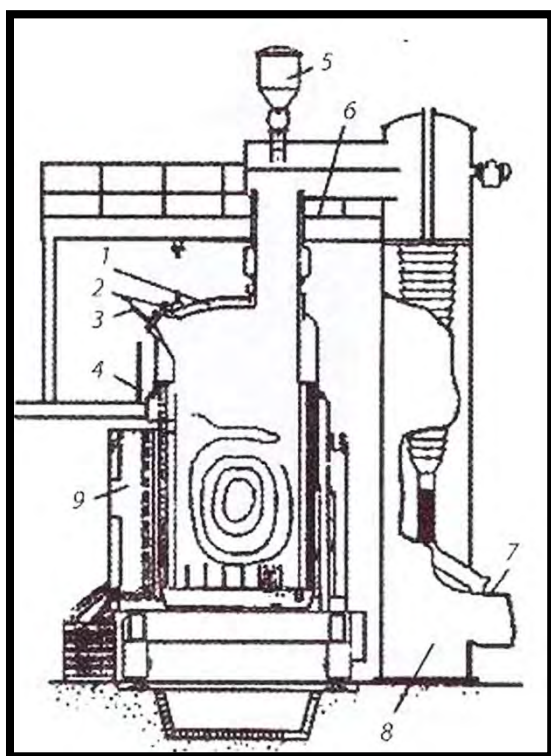


- 1 - вакуумная камера; 2 - газоотводящий патрубок; 3 - крышка вакуумной камеры; 4 - шлюзовое устройство для введения добавок;
- 5 - устройство для контроля параметров; 6 - гляделка; 7- экран;
- 8 - сталеразливочный ковш; 9 - подача аргона.

Рисунок 7.11 – Вакуумирование стали в ковше (процесс VD).

При обработке особо низкоуглеродистых сталей применяют продувку металла кислородом в ковше под вакуумом - процесс VOD (vacuum oxygen decarburization - вакуумно-кислородное обезуглероживание). Кислород подают через вертикальную погружную фурму. Как правило, современные ковшовые вакууматоры разрабатывают и поставляют в виде комбинированных двухстендовых агрегатов VD/VOD. Иногда обработку проводят на универсальном одностендовом агрегате VD-OB.

При снижении давления в камере металл начинает кипеть; при обработке нераскисленной стали кипение начинается при давлении 80-65 кПа, затем постепенно увеличивается и достигает максимума при давлении 4-1,5 кПа и далее постепенно затухает. При обработке частично раскисленных плавок заметное кипение начинается при достижении давления 30 кПа и прекращается при давлении 15 кПа.

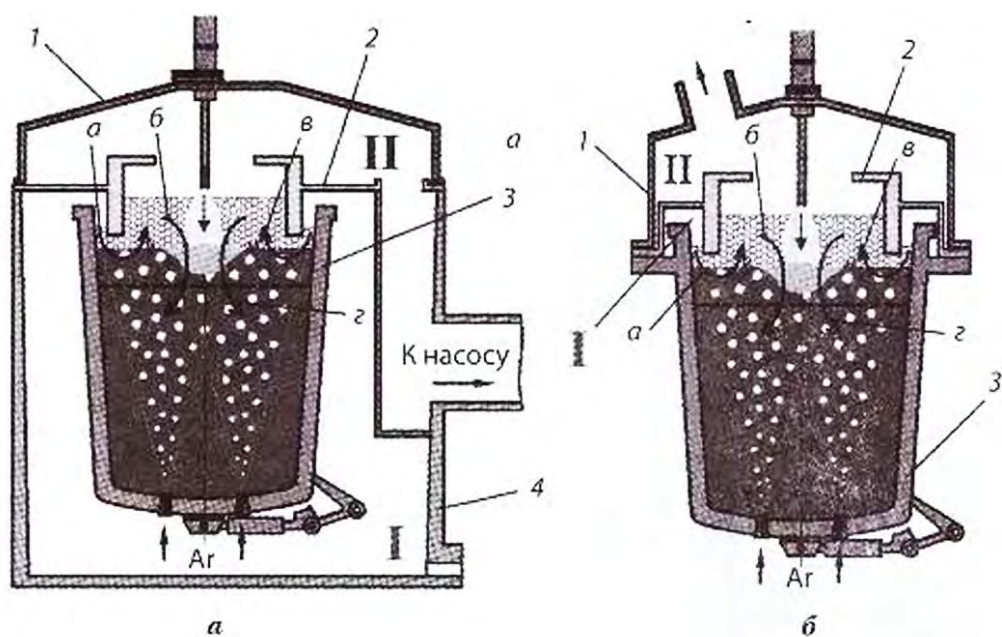


- 1 - свод с вакуумным патрубком;
- 2 - гляделка; 3 - телевизионная камера;
- 4 - приспособление для защиты фланца; 5 - шлюзовое устройство;
- 6 - портал с механизмом подъема вакуумной крышки;
- 7 - вакуум-провод;
- 8 - газоохладитель с пылесборником и вакуумным затвором;
- 9 - статор электромагнитного перемешивания

Рисунок 7.12 – Вакуумный стенд установки ASEA-SKF.

Общим недостатком всех ковшовых вакууматоров является опасность перелива металла и шлака через борт ковша при вскипании, в связи с чем необходимо предусматривать запас свободного борта порядка 0,8-1,5 м в зависимости от вида обработки и интенсивности процесса. На практике это означает нерациональное увеличение высоты ковша, а, следовательно, и его массы, грузоподъемности кранов и

требуемой высоты подкрановых балок или снижение массы металла в ковше со значительной потерей производительности.



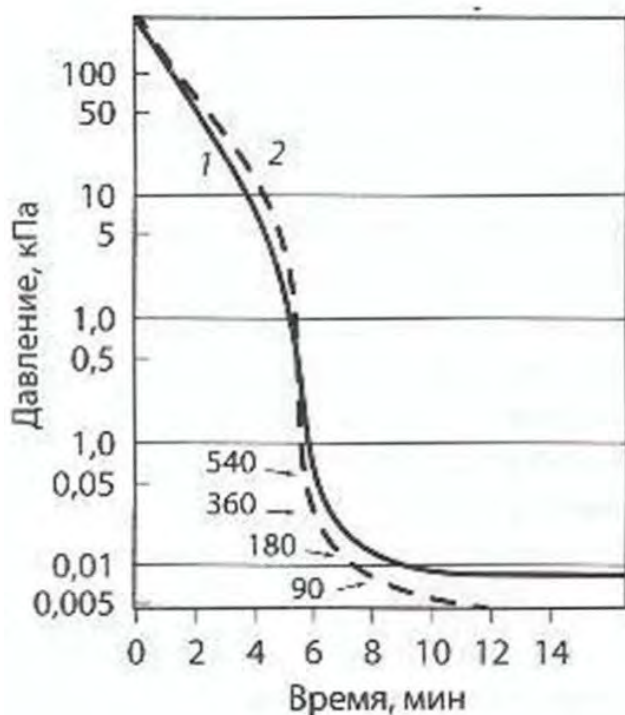
1 - крышка; 2 - надставка; 3 - сталеразливочный ковш; 4 - вакуум камера. а - вакууматор камерного типа; б - вакууматор с ковшом, непосредственно накрываемым крышкой

Рисунок 7.13 – Вариант ковшового вакуумирования с дополнительной надставкой.

С целью повышения производительности и эффективности вакуумирования стали в ковше разработаны и опробованы в экспериментальных условиях технология и оборудование с применением дополнительной реакционной камеры, локализующей выбросы металла и шлака. Принцип действия устройства основан на использовании реакционной камеры с мембраной, опирающейся на фланец вакуум-камеры (рисунок 7.13, а) или ковша (рисунок 7.13,б). В процессе вакуумирования в результате подъема уровня газошлакометаллической эмульсии происходит образование гидравлического затвора, разделяющего полости вакуумной камеры на две зоны с различным уровнем вакуума (зоны I и II), в результате чего поднимающаяся шлакометаллическая эмульсия, которая при обычной технологии ковшового вакуумирования VD/VOD в случае обработки полного ковша неизбежно перельется через его борт, локализуется в дополнительном объеме камеры. При этом по периметру камеры идет интенсивная

циркуляция металла по направлениям а-б-в-г и рафинирование проводится по всему объему, что снижает время обработки. Эта технология получила название VDF/VODF.

Подъем газшлакометаллической эмульсии происходит только внутри реакционной камеры, а отсутствие перелива металла через борт обеспечивается за счет эффекта гидравлического затвора, который гарантирует стабильное превышение уровня вакуума в зоне II по сравнению с зоной I в процессе дегазации. Примерный график снижения давления в камере приведен на рисунке 7.14.



1 - вакуумирование; 2 - дегазация пустой вакуумной камеры (цифры у стрелок — производительность насоса, кг/ч)

Рисунок 7.14 — Кривая изменения давления при вакуумировании стали в 110-т ковше с использованием пятиступенчатого вакуумного насоса.

Средняя продолжительность процесса дегазации составляет около 15 мин. Степень удаления кислорода и водорода связана с величиной остаточного давления над поверхностью расплава: кислород интенсивно удаляется при давлении 13,3- 26,6 кПа, а для удаления водорода необходима выдержка перемешиваемого металла при давлении не более 65 Па.

При необходимости дополнительной корректировки химического состава продолжительность рафинирования увеличивается.

Иногда обработку проводят под тонким слоем печного шлака, а подачу шлакообразующих для наведения синтетического шлака - после обработки и извлечения ковша из-под крышки. Это снижает

эффективность обработки и увеличивает тепловые потери, которые могут достигать 4,5 °С/мин для ковша емкостью 110 т, поэтому для обеспечения требуемой температуры металла при разливке требуется соответствующий перегрев металла в печи или, что более предпочтительно, подогрев металла на специальном стенде.

Примерный пооперационный график основных и вспомогательных операций приведен ниже (мин):

Установка ковша в камеру	3
Накрыпанис ковша с крышкой	3
Контроль параметров	2
Подача шлакообразующих добавок	3
Создание разрежения в камере	12
Выдержка металла под вакуумом	3
Подача легирующих добавок	3
Перемешивание	3
Контроль параметров	2
Отключение насосов и заполнение свободного пространства камеры инертным газом	6
Подъем и отвод крышки	3
Извлечение ковша из камеры	3
Всего	46

На температурный режим вакуумирования оказывают влияние такие факторы, как масса обрабатываемой плавки, количество и вид вводимых раскислителей и легирующих, температура разогрева и состояние футеровки ковша, интенсивность подачи инертного газа, толщина слоя шлака и др.

Перемешивание осуществляется продувкой ванны аргоном через днище, при этом достигается однородность температуры и химического состава расплава. Кроме того, продувка аргоном способствует обезуглероживанию, удалению водорода и неметаллических включений.

Интенсивность перемешивания должна быть оптимальной, так как при недостаточном перемешивании перегревается металл в верхней

части ванны, что обуславливает увеличение износа футеровки в шлаковой зоне, а слишком сильное перемешивание расплава вызывает вымывание футеровки в зоне пористой пробки и науглероживание металла графитовыми электродами.

Но некоторым данным, при обработке плавов массой менее 50 т самопроизвольного перемешивания за счет образования оксида углерода достаточно для равномерного распределения добавок в объеме ковша.

Режимы дутья могут варьироваться: если в первом варианте продувка аргоном начинается непосредственно после установки ковша в вакуум-камеру до закрывания ее крышкой и продолжается в течение всего цикла обработки, то во втором - аргон подается лишь через 5 мин после начала продувки кислородом. Однако в этом случае возникает опасность заметалливания пористой пробки при отсутствии дутья.

Расход аргона может быть как переменным, так и постоянным. Интенсивность подачи аргона на вакууматоре фирмы «Кавасаки Стил» (Япония) составляет 50-800 л/мин. Удельный расход аргона приблизительно $0,2 \text{ м}^3/\text{т}$, а интенсивность дутья около $3 \text{ л}/(\text{т} \cdot \text{мин})$. Давление газа для продувки через пористые пробки колеблется в пределах $0,3-1,0 \text{ МПа}$.

Обычно параметры аргонного дутья подбираются таким образом, чтобы обеспечить полное перемешивание расплава за 2 мин.

Альтернативным методом перемешивания расплава является электромагнитное перемешивание расплава с использованием индукционной катушки или плоского индуктора. Глубина проникновения электромагнитного поля в расплав зависит от частоты поля. Так, например, для ковшей большой вместимости при частоте $2-5 \text{ Гц}$ глубина проникновения в металл составляет $30-40 \text{ см}$. Кожух ковша во избежание перегрева стенок в зоне действия поля выполняется из немагнитной стали.

Многофазный ток, протекающий через обмотки статора, индуцирует в металлическом расплаве бегущее магнитное поле, направленное в зависимости от полярности вверх или вниз. Поле увлекает за собой расплав. Наилучшие условия возникают при использовании многофазных статоров, обеспечивающих бегущее магнитное поле вдоль всей высоты стенки ковша. Потoki металла в ковше перемещаются со скоростью $0,7-1,0 \text{ м/с}$.

Для хорошего взаимодействия электромагнитного поля с металлом расстояние между катушкой и ковшем должно быть минимальным (не более 25 мм для 110-т ковша). С этой же целью толщина футеровки не должна превышать 130 мм, что недостаточно для обеспечения необходимой стойкости ковша. К недостаткам электромагнитного перемешивания относятся высокая стоимость индуктора и энергетических затрат, сложность установки ковша в индуктор, недостаточная интенсивность перемешивания.

В ряде случаев для повышения эффективности обработки в дополнение к электромагнитному перемешиванию применяют продувку аргоном.

Максимальное усвоение легирующих элементов может быть достигнуто, если добавки не будут соприкасаться со слоем шлака, поэтому целесообразно вводить их при выпуске металла в ковш. Тем не менее ковшовые вакууматоры оснащают средствами для загрузки сыпучих материалов на поверхность расплава. Во время перемешивания металла некоторые участки его поверхности, располагаемые над лонной фурмой, очищаются от шлака, что обеспечивает высокую степень усвоения ферросплавов. В результате применения процесса достигаются низкое содержание водорода, серы и углерода, высокая чистота по неметаллическим включениям.

В течение всего периода дегазации ведется наблюдение за поведением металла через смотровое окно, располагаемое в крышке вакуумной камеры, а также на экране монитора, установленном на пульте управления. Скорость создания вакуума регулируется в зависимости от интенсивности кипения; при перемешивании ванны аргоном уменьшается его расход, в отдельных случаях для предотвращения чрезмерного вспенивания металла и переливания его через край ковша в вакуумную камеру дополнительно впускается аргон или азот.

Технологические результаты. Основной целью применения ковшовых вакууматоров является дегазация стали. При обычно достигаемом остаточном давлении в вакуумной камере (32-65 Па) в зависимости от исходного содержания конечные концентрации водорода колеблются в пределах $(1,5-2,6) \cdot 10^{-4}\%$, а средняя степень удаления водорода составляет 55-65%. Соответствующие значения для азота (50-

90)*) $\cdot 10^{-4}\%$ и 10-40%. Лучшие результаты достигаются при обработке нераскисленного металла.

Конечное содержание кислорода составляет: при концентрации углерода 0,10 - 0,0050%, при 0,5% С - 0,0030%, при 0,95% С - 0,0020%.

Применение ковшового вакуумирования, кроме того, обеспечивает снижение содержания неметаллических включений, повышение однородности и разливаемости обработанной стали.

Конструктивные особенности. Если процесс VD осуществляется с применением вакуум-камеры, в которую устанавливается ковш, она может быть использована для струйного вакуумирования при переливе в ковш или в изложницу. Высота камеры выбирается с таким расчетом, чтобы в случае прогара ковша вытекающий металл располагался ниже днища ковша, который после опорожнения без труда может быть извлечен краном.

В нижней части вакуумные камеры обычно выкладывают огнеупорным кирпичом, чтобы избежать их повреждения при прогаре ковша. Защита внутренней поверхности крышки от теплоизлучения металла в ковше осуществляется нанесением изолирующего огнеупорного слоя.

Размеры вакуумной камеры определяются возможностью установки и извлечения ковша. Это обуславливает наличие довольно значительного свободного объема между ковшом и стенками вакуумной камеры. Некоторые размеры вакуумных камер приведены в таблице 7.8.

Таблица 7.8. - Размеры вакуумных камер

Показатели	Масса обрабатываемой плавки, т				
	7-27	22-24	80	90	110
Диаметр, м	3,95	4,3	5,0	4,9	6,1
Высота, м	5,59	5,54	4,88	6,7	9,1
Объем, м ³	65	-	100	-	-
Способ перемешивания*	Ar	Ar	Ar	ЭМ	ЭМ

* Ar - продувка аргоном; ЭМ - электромагнитное перемешивание.

Вакуумная камера обычно имеет цилиндрическую форму. В верхней части камеры располагается патрубок для соединения с газоотводящим трактом, нижняя часть обычно футеруется огнеупорным материалом для приема металла в случае прогорания стенки ковша.

Вакуумная камера накрывается крышкой, на которой монтируются шлюзовые устройства для ввода добавок и датчиков, гляделка с телекамерой для наблюдения за ходом процесса. Подъем и опускание крышки осуществляются посредством специального механизма. Управление процессом может проходить в ручном или полностью автоматическом режиме.

В связи со значительными тепловыми потерями вакууматоры применяют, главным образом, в сочетании с агрегатами ковш-печь. Параметры некоторых ковшовых вакууматоров камерного типа, разработанных АО «НКМЗ», приведены в таблице 7.9.

Таблица 7.9. Основные технические и технологические параметры вакууматоров АО «НКМЗ»

Параметры	Завод - потребитель			
	НКМЗ, г. Краматорск (2000)*	ММЗ, г. Рыбница (2002)	ВМЗ, г. Выкса (2004)	«Энергомаш - спецсталь» г. Краматорск (2006)
Тип насоса	Пароэжек торный	Механиче ский	Пароэже кторный	Механическ ий
Минимальное давление, кПа	0,67	0,67	0,67	0,67
Производительность насосов по сухому воздуху, кг/ч	250	300	300	300
Расход пара, т/ч	11,5	-	10,5	-
Время набора вакуума, мин Конечное содержание, ppm:	5-8	6-12	5-8	5-8
азота	<35	<35 >	<35	<35
водорода	<1,5	<1,5	<1,5	<1,5

* В скобках - год пуска.

Для обеспечения оптимальной эффективности процесса вакуумирования требуется надежное и экономичное создание вакуума над расплавом. В течение длительного времени для этого применяют вакуумные пароэжекторные насосные агрегаты, которые имеют высокую

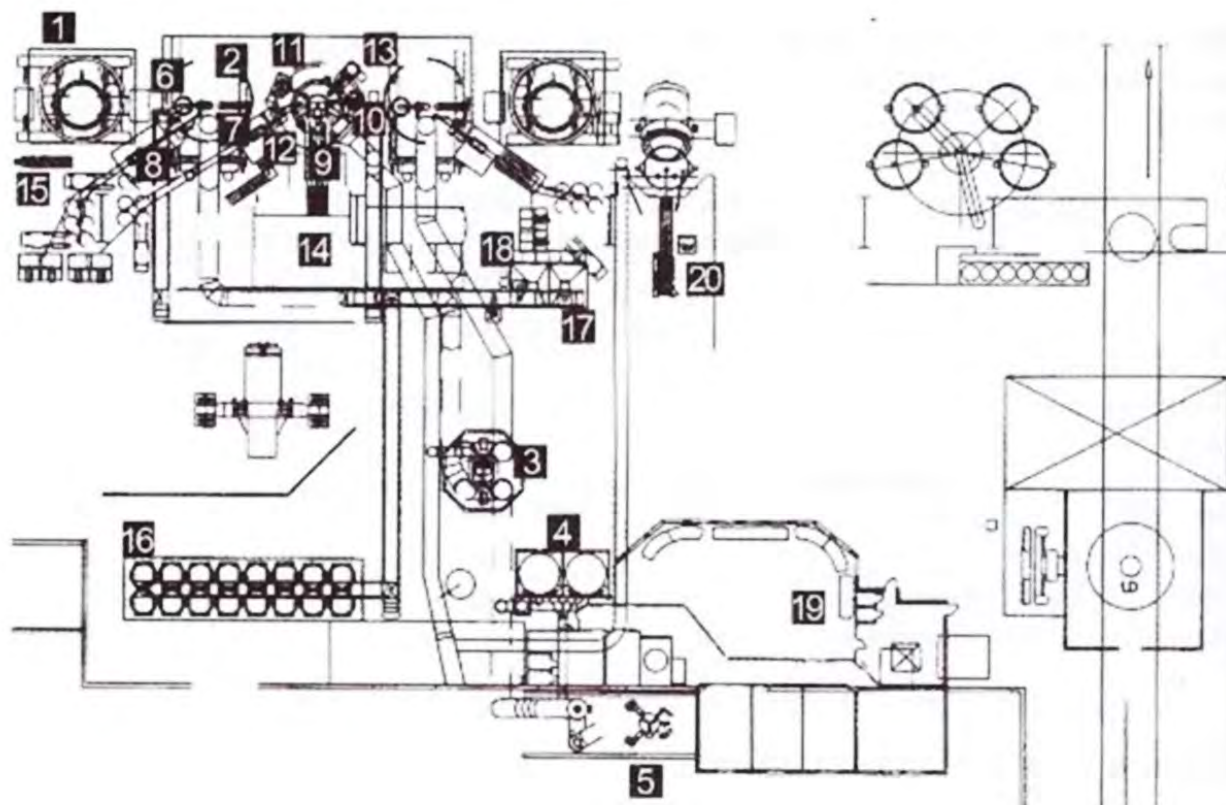
производительность и могут успешно работать при высоких температурах и запыленности откачиваемых газов. Однако они потребляют большое количество дорогостоящего пара и нуждаются в периодической очистке от отложений пыли, существенно ухудшающих показатели работы насоса. Кроме того, в процессе эксплуатации образуется большое количество сильно загрязненных сточных вод. Стоимость пара может достигать 50% общих эксплуатационных затрат. В последнее время получают распространение вакуумные агрегаты с сухими механическими насосами, которые выполняются в модульном исполнении и обеспечивают получение следующих преимуществ по сравнению с парожетторными насосами: исключение необходимости в паре, меньшее потребление электроэнергии, более низкие затраты, связанные с обслуживанием, меньшие габариты.

Следует отметить, что эти преимущества имеют особое значение для мини-заводов, как правило, не обладающих источниками значительного количества пара.

При производстве стали сложных и ответственных марок применяют обработку на установках различного назначения, которые часто объединяются в комплексные многостендовые агрегаты, как, например, в строящемся агрегате LF/VD/VOD, разработанном компанией SMS Mevac для обработки ковшей вместимостью 120 т на заводе компании ОМЗ в г. Ижора Ленинградской обл.. Предусмотрено сооружение второй линии LF/VD/VOD, подобное техническое решение (дублирование основных стенов) обеспечивает расширение технологических возможностей, повышение эксплуатационной готовности оборудования, увеличение производительности и применяется в большинстве вновь строящихся объектов.

Комбинированный многостендовый агрегат с дублированием стенов LF и VD, установленный на заводе SSAB, в г. Оксслёсунд (Швеция), показан на рисунке 7.15.

Применение двух специальных тележек позволяет оперативно передавать ковши со сталью между стендами без использования цеховых кранов и существенно повысить пропускную способность оборудования. Однако подобное решение оправдано лишь на заводах с высокой производственной мощностью.



1- передвижная вакуум-камера; 2 - вакуумная крышка; 3 - вакуумный переключатель; 4 - фильтр; 5 - вакуумный насос; 6 - дозирующий бункер; 7, 11 - пробоотборники; 8, 12 трайб-аппараты; 9 - ковш-печь; 10 - бункер с легирующими добавками; 13 - фурма; 14,19 - пост управления; 15 - устройство для свинчивания электродов; 16, 17 - системы подачи материалов; 20 установка для скачивания шлака

Рисунок 7.15 – Схема комбинированного агрегата LF-VD SSAB Oxelosund

В соответствии с основным принципом построения мини-заводов состав оборудования должен быть четко увязан с производственными задачами.

8 МАШИНЫ НЕПРЕРЫВНОГО ЛИТЬЯ ЗАГОТОВОК

8.1. Основные типы МНЛЗ и тенденции их развития

Типы применяемых машин непрерывного литья заготовок отличаются большим разнообразием, определяемым различиями в сортаменте выпускаемой продукции, производительности, условиях эксплуатации, конструктивных особенностях.

Основными признаками, характеризующими тип машины и ее отличительные особенности, являются конструкция и форма кристаллизатора, а также характер его перемещений и взаимодействия разливаемой заготовки с кристаллизатором. Кристаллизатор может совершать непрерывное или возвратно- поступательное перемещение; в первом случае заготовка движется вместе с кристаллизатором, представляющим собой один или два валка или замкнутую ленту, во втором - заготовка проскальзывает относительно его стенок, совершающих колебательные движения. Кроме того, способом центробежного литья в непрерывно вращающийся кристаллизатор на ряде мини-заводов получают полые трубные заготовки.

В настоящее время в сталеплавильном производстве мини-заводов применяют главным образом кристаллизаторы для производства сортовых и тонкослябовых заготовок с возвратно-поступательным перемещением и с внутренним сечением, повторяющим сечение получаемой заготовки, вытягиваемой из кристаллизатора специальными валками.

В стадии экспериментов находится создание альтернативных методов непрерывного литья металлов путем напыления его на непрерывную ленту и т.д.

По назначению (форме заготовки) все известные типы МНЛЗ можно разделить на две большие группы:

- для заготовок минномерного проката (блюмовые, балочные, сортовые);
- для заготовок плоского проката (слябовые, средне- и тонкослябовые), а также полосовые для получения плоского проката.

В соответствии со спецификой производства на мини-заводах блюмовые, балочные и слябовые литейные машины используются весьма редко.

В ряде случаев получение слябовых и балочных заготовок осуществляется на МНЛЗ комбинированного типа, например на заводе Peiner Träger компании Salzgitter Group (Германия) (рисунок 8.1). Фирмой VAI в Австралии введена в эксплуатацию МНЛЗ, на которой возможна разливка обычных слябов, блюмов и узких слябов для производства крупногабаритных балок.

Известны также примеры получения сортовых заготовок путем разделения непрерывнолитых слябов в продольном или поперечном направлении. В этом случае МНЛЗ становится универсальной с широкими технологическими возможностями.

Наблюдается тенденция приближения размеров и формы литой заготовки к профилю готовой продукции. Совершенствование технологии подготовки жидкого металла и непрерывной разливки позволяет уменьшить коэффициент вытяжки, необходимый для получения требуемой макроструктуры слитка. Это позволяет существенно уменьшить энергозатраты при последующей прокатке, сократить габариты и металлоемкость оборудования.

На технические параметры МНЛЗ оказывает существенное влияние форма технологической оси, которая может быть прямолинейной, изогнутой или комбинированной. Основные разновидности технологических осей МНЛЗ приведены на рисунке 8.2.

В МНЛЗ с прямолинейной осью слиток остается прямым до окончания затвердевания и порезки его на мерные длины. Такие машины наиболее просты в настройке и эксплуатации, однако условия кристаллизации слитка существенно различаются: наиболее благоприятно для формирования требуемой структуры слитка вертикальное положение. Вертикальные МНЛЗ требуют увеличенной высоты здания и/или значительного заглубления, а следовательно, увеличенных капитальных затрат. При этом отсутствует возможность увеличения скорости разливки и получения заготовок большой длины. Кроме того, вертикальные МНЛЗ непригодны для использования в совмещенных литейно-прокатных агрегатах. Поэтому они применяются крайне редко, в основном при полунепрерывной разливке специальных слитков крупных сечений.

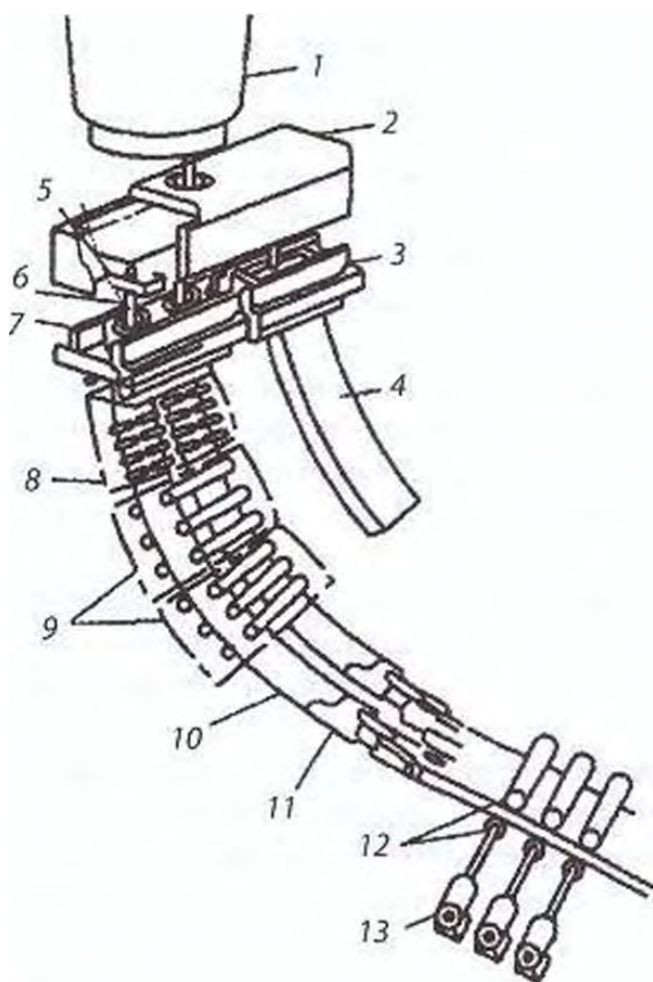


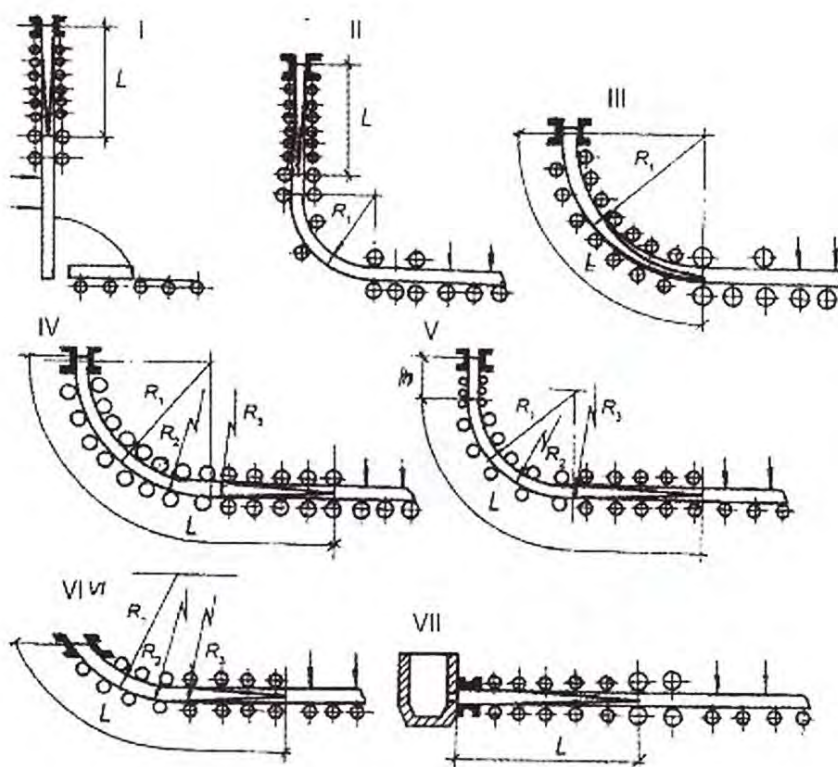
Рисунок 8.1 – Схема комбинированном МНЛЗ разливки слябов и круглой сдвоенном заготовки.

1 - сталеразливочный ковш; 2 - промежуточный ковш; 3 - кристаллизатор для отливки слябов; 4 - сляб; 5 - шибберный затвор; 6 - погружной стакан; 7 - сдвоенный кристаллизатор для отливки круглых заготовок; 8 - блок опорных роликов для круглой заготовки; 9 - блок опорных роликов для слябов; 10 - круглая заготовка; 11 - затравка; 12 - тянущие ролики; 13 - привод тянущих роликов.

Известны МНЛЗ с прямолинейным кристаллизатором и соответственно с прямолинейным слитком, которые наклонены под углом $15-30^\circ$ к горизонтали. Они более компактны и дешевы, но при этом наблюдается асимметрия слитка, приводящая к концентрации газовых пузырей и неметаллических включений у его верхней грани.

Стремление снизить высоту здания, повысить производительность разливки и тенденция объединения разливки и прокатки в единых агрегатах привели к созданию и широкому распространению МНЛЗ с изогнутой технологической осью, которая может быть выполнена прямолинейной вертикальной с последующим изгибом, радиальной или криволинейной с плавным многоточечным разгибом. Наилучшие условия кристаллизации слитка по-прежнему наблюдаются при вертикальном положении кристаллизатора, затем ось слитка изгибается в горизонтальном направлении или после полного завершения кристаллизации слитка, или в не полностью затвердевшем состоянии (при наличии жидкой сердцевины) (рисунок 8.3). Во втором случае

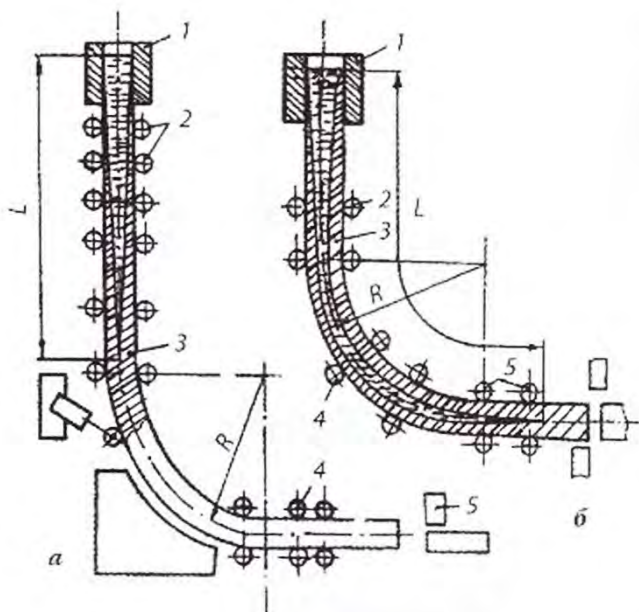
существенно сокращаются габариты установки, а возникающие внутренние напряжения в слитке устраняются различными путями.



I - вертикального типа; II - вертикального типа с изгибом слитка; III - радиального типа; IV криволинейного типа; V - криволинейного типа с прямым кристаллизатором; VI - наклонно-криволинейного типа; VII - горизонтального типа; L - металлургическая длина (длина участка жидкой фазы); R1 - базовый радиус; R2, R3 радиусы выпрямления слитка
Рисунок 8.2 – Основные типы принципиальных схем МНЛЗ с колебательным движением кристаллизатора и различными вариантами технологической оси.

В последние годы МНЛЗ с вертикальным кристаллизатором и последующим изгибом широко применяются при разливке гонких и средних слябов. При этом изгиб технологической оси осуществляется по дуге окружности и начинается либо после кристаллизатора, либо в средней части кристаллизатора. В последнем случае кристаллизатор выполняется с вертикальной входной частью, сопряженной с радиальной выходной частью.

Другими распространенными разновидностями МНЛЗ для разливки слитков различных сечений являются радиальные или криволинейные машины с по- степенным многоточечным изгибом, в которых изгиб начинается еще при наличии жидкой сердцевины.



а - при изгибе после затвердевания слитка, б - при изгибе слитка с жидкой фазой. 1- кристаллизатор; 2- тянущие ролики; 3- разливаемый слиток; 4 - тянуще-правильные ролики; 5 - режущее устройство
Рисунок 8.3 – Схемы непрерывного литья заготовок с прямолинейным вертикальным кристаллизатором и изгибом технологической линии.

В радиальных МНЛЗ формирование заготовки происходит по дуге постоянного радиуса до ее полного затвердевания. При этом увеличение сечения ведет к увеличению радиуса МНЛЗ и ее габаритов. Поэтому радиальные МНЛЗ целесообразно применять при разливке заготовок меньших сечений и для марок стали, не допускающих деформации в двухфазном состоянии.

Применение МНЛЗ с криволинейной технологической осью позволяет сократить общую высоту здания и, несмотря на некоторое ухудшение условий кристаллизации и усложнение конструкции затравки, широко распространено при разливке сортовых заготовок. В последние годы в эксплуатацию вводятся в основном криволинейные МНЛЗ подобного типа.

Отличительными признаками МНЛЗ горизонтального типа (ГТ) являются горизонтальная или наклонная (до 5°) технологическая ось и герметичная стыковка металлоприемника с кристаллизатором, при этом мениск металла введен в металлоприемник МНЛЗ ГТ, но сравнению с МНЛЗ других типов имеют ряд преимуществ:

с технологической точки зрения:

- отсутствие вторичного окисления металла в кристаллизаторе;
- отсутствие изгиба и разгиба слитка в зоне вторичного охлаждения, что особенно важно при разливке высоколегированных специальных сталей; высокая теплоотдача в кристаллизаторе;

с конструктивной точки зрения:

- уменьшение высоты и металлоемкости;
- отсутствие необходимости в системе регулирования уровня металла в кристаллизаторе и отсутствие шибера на металлоприемнике;

с экономической точки зрения:

- возможность литья качественных мелкосортных заготовок;
- уменьшение капитальных затрат.

Вместе с тем они характеризуются склонностью к образованию осевых дефектов, асимметрией структуры затвердевающего слитка, низкой стойкостью основных элементов, потребностью в специальных огнеупорах, ограниченной серийностью литья и невысокой производительностью.

Машины непрерывного литья заготовок с горизонтальной ориентацией кристаллизатора или с незначительным наклоном могут быть вписаны в производственные помещения небольшой высоты и при этом производить высококачественные слитки из стали сложных марок, но в ограниченных количествах. Поэтому наиболее перспективно применение горизонтальной разливки на мини-заводах относительно небольшой производительности (до 100-150 тыс. т/год).

Машины непрерывного литья заготовок с односторонним движением одного или двух кристаллизаторов, представляющих собой охлаждаемые валки, ленты или конвейеры, широко распространенные в цветной металлургии, применяются и при разливке стальных заготовок, особенно в виде тонких слябов и полос, которые подвергаются последующей прокатке или являются готовой продукцией. Большая скорость охлаждения металла обеспечивает получение лент с

микроструктурой и уникальными физико-механическими свойствами, а небольшая толщина разливаемой полосы позволяет исключить или существенно уменьшить число прокатных клеток, массу и габариты оборудования.

Классификация МНЛЗ, наиболее широко применяемых на мини-заводах, приведена на рисунке 8.4. В настоящее время в сталеплавильном производстве мини-заводов применяют главным образом МНЛЗ для производства сортовых заготовок, средних и тонких слябов с возвратно-поступательными перемещениями кристаллизатора и с внутренним сечением, повторяющим сечение получаемой заготовки, вытягиваемой из кристаллизатора специальными валками. Выбор типа МНЛЗ определяется марочным сортаментом выпускаемой продукции, требуемой производительностью и габаритами цехового пространства.

К наиболее важным факторам, определяющим производительность и эффективность работы МНЛЗ, относятся скорость вытягивания заготовки и массовая скорость разливки, а также коэффициент использования МНЛЗ, т.е. доля полезного времени разливки. Высокие скорости разливки определяют большую технологическую длину машин, которая для скоростных слябовых МНЛЗ приближается к 40 м.

Современные МНЛЗ рассчитаны на разливку стали большими сериями плавок, обладают высокой степенью механизации вспомогательных операций и автоматизации технологического процесса.

Большие успехи достигнуты в технологии непрерывной разливки, особенно в технологических методах и приемах, обеспечивающих высокое качество заготовок, исключающих образование поверхностных дефектов и необходимость в сплошной зачистке заготовок перед прокаткой: обработка металла в промежутке точном ковше, защита струи металла при заливке в промежуточный ковш и кристаллизатор, модифицирование металла и применение теплозащитных смесей, электромагнитное перемешивание металла в кристаллизаторе и зоне вторичного охлаждения и т.д.

В состав МНЛЗ любого типа входит оборудование разливочной площадки, предназначенное для приема металла и распределения его по ручьям с регулируемой скоростью при одновременном обеспечении качества металла, оборудование ручьев в составе кристаллизаторов с механизмами качания и зоны вторичного охлаждения (ЗВО) с

приводными роликовыми секциями и системами водяного или воздушно-го охлаждения, тянуще-правильные устройства для введения и вытягивания затравки, устройства для резки и транспортировки отлитых заготовок.

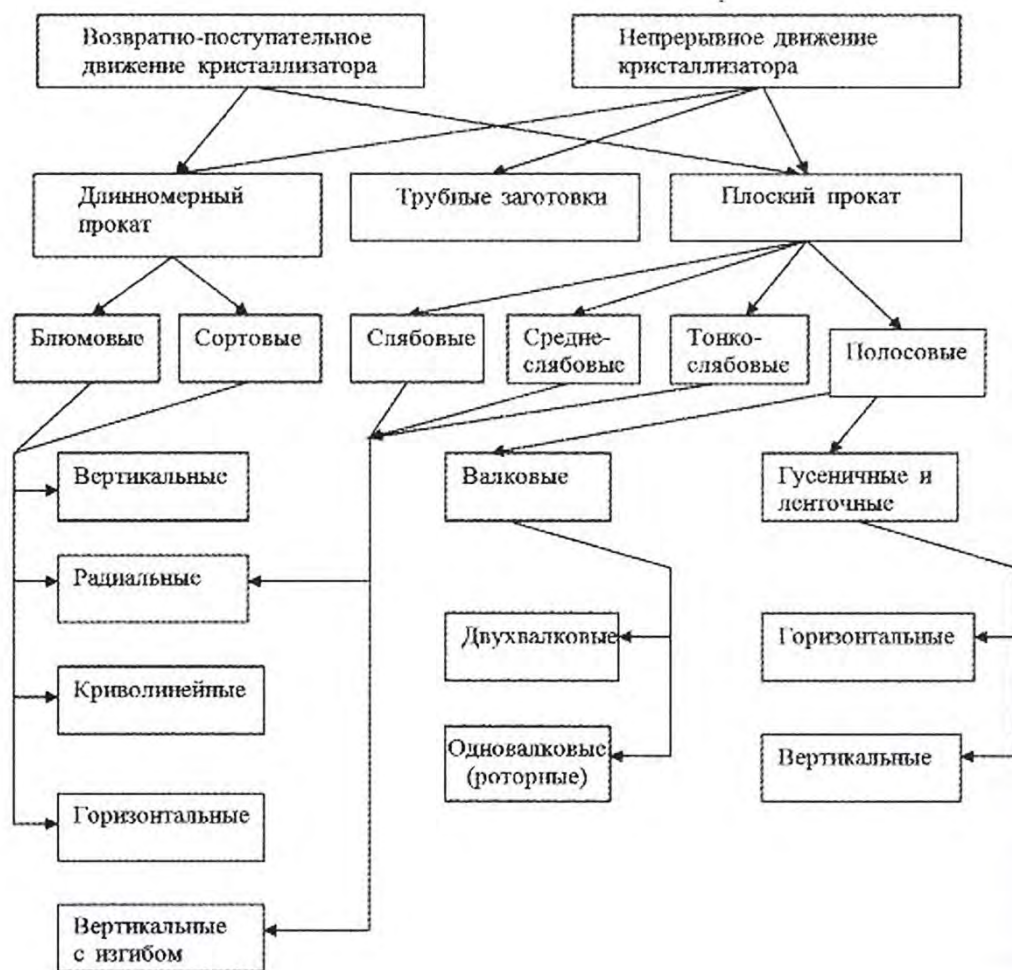


Рисунок 8.4. – Классификация машин непрерывного литья заготовок

8.2 Машины непрерывного литья сортовых заготовок

К сортовым заготовкам относятся непрерывнолитые слитки квадратного, прямоугольного или круглого сечений с размером меньшей стороны не более 180-200 мм. Сортовые МНЛЗ, используемые на мини-заводах, в том числе в составе литейно-прокатных агрегатов (ЛПА), не имеют принципиальных отличий от подобных машин, применяемых в традиционных сталеплавильных цехах металлургических комбинатов, однако в ряде случаев при прямом соединении с прокаткой интенсивность вторичного охлаждения ограничивают с целью

максимального использования при прокатке тепла получаемой заготовки.

Кроме того, при совмещении литья с прокаткой предъявляются жесткие требования по качеству непрерывнолитых слитков, поэтому в МНЛЗ, входящих в состав ЛПА, особенно при выпуске продукции из стали ответственных марок, в дополнение к обычной внепечной обработке используют новейшие технологические средства для рафинирования разливаемого металла в промежуточном ковше, а также защиты струи при заливке металла в промежуточный ковш и кристаллизатор, электромагнитное перемешивание в кристаллизаторе и в зоне вторичного охлаждения, водовоздушное охлаждение и т.д.

На сортовых МНЛЗ из жидкой стали получают заготовки бесконечной длины, которые после резки на мерные длины используют в прокатном производстве. В процессе непрерывного литья сталь в пределах машины находится в различных агрегатных состояниях - жидком, кристаллизующемся и твердом.

При этом сталь проходит через три последовательно расположенных участка МНЛЗ - разливочную площадку, ручьи и участок резки и уборки заготовок (передачи в нагревательную печь и на прокатку).

Технологические и конструктивные особенности сортовых МНЛЗ характеризуются большим разнообразием. Как и при производстве заготовок для проката цветных металлов, в черной металлургии иногда применяют машины, в которых слиток скользит относительно стенок кристаллизатора, либо машины роторного типа, в которых слиток перемещается вместе со стенками кристаллизатора.

Известно применение в сортовых ЛПА роторных литейных машин, как, например, в совмещенном агрегате японской фирмы Hitachi, где кристаллизатор выполнен в виде колеса с калиброванным ручьем сечением 100x120 мм, перекрываемым охлаждаемой лентой. В другой машине, созданной фирмой Hitachi для завода компании Toquyama kogyo, применено колесо диам. 3 м для получения ленты толщиной 1,6 мм и шириной 250 мм. Средняя скорость литья заготовок сечением 128x135-165 мм составляла 4,2 м/мин.

Роторные МНЛЗ в составе литейно-прокатных агрегатов применялись и в других странах. Так, например, фирмой Korf Engineering

(ФРГ) по лицензии фирмы Hitachi разработана роторная МНЛЗ с ручьем трапецевидного сечения под заготовку, которая затем прокатывается до сечения 120x120 мм со скоростью 5-7 м/мин. Однако, несмотря на высокую производительность, широкого распространения подобные машины не получили.

В последнее время чаще всего в составе сортовых ЛПА применяют радиальные или криволинейные МНЛЗ с постепенным многоточечным разгибом.

Сечение сортовой заготовки, разливаемой на МНЛЗ различных типов, как правило, представляет собой квадрат с размерами 100x100-150x150 мм. С целью повышения скорости разливки возможен переход с квадратного сечения слитка на прямоугольное с отношением ширины и толщины 1,15-1,45.

Применение непрерывнолитых заготовок малых сечений позволяет исключить из процесса производства целый передел - прокатку блюмов в заготовки для мелкосортных станов.

Вместе с тем известны варианты сортовых ЛПА со специальными профилями заготовки, приближенными к сечению готового проката или обеспечивающими благоприятные условия деформации при последующей прокатке. Так, например, для получения трубной стальной заготовки разработан и сооружен совмещенный литейно-прокатный агрегат с радиальной МНЛЗ, производящей заготовки треховидного сечения с развитой охлаждаемой поверхностью и меньшей склонностью к трещинообразованию.

В современных высокопроизводительных литейно-прокатных агрегатах: как правило, применяют многоручьевые МНЛЗ (число ручьев - от 2 до 8).

В зависимости от производительности, габаритов здания и сортамента выпускаемой продукции в составе оборудования современных мини-заводов могут быть применены машины радиальные или криволинейные с многоточечным разгибом и наиболее распространенными сечениями заготовки - 110x110-125x125 мм, с гильзовыми кристаллизаторами, обеспечивающими скорость вытягивания заготовки до 4,5 м/мин, защитой струи металла от окисления, электромагнитным перемешиванием, бесшарнирной затравкой, эффективным водо-воздушным охлаждением.

Конструктивные и технологические показатели МНЛЗ непрерывно совершенствовались, обеспечивая постоянный рост производительности за счет повышения скорости вытягивания и сокращения простоев, улучшение качества получаемых слитков и технико-экономических показателей (рисунок 8.5).

В настоящее время скорость вытягивания заготовки на сортовых МНЛЗ достигает 5-6 м/мин, что обеспечивает разливку 200-250 тыс. т заготовки в год на один ручей. Высокая скорость вытягивания заготовки достигается применением гильзовых кристаллизаторов с переменной конусностью, учитывающих усадку заготовки при кристаллизации. На рабочую поверхность гильзы наносится специальное износостойкое покрытие на основе Cr, Ni и других металлов.

При разливке высококачественной стали применяют переливание металла в промежуточный ковш и кристаллизатор закрытой струей с помощью погружных стаканов.

Повышенная скорость вытягивания заготовки предопределяет увеличенную технологическую длину машин и предъявляет особые требования к системе вторичного охлаждения, с тем чтобы обеспечить постепенное уменьшение температуры поверхности заготовки и равномерный теплоотвод через корку. В последние годы для подавления осевой пористости все больше применяют метод «мягкого обжаривания» слитка при наличии жидкой фазы. При этом уменьшаются сечение заготовки и величина требуемой вытяжки, что способствует уменьшению массы и габаритов прокатного оборудования.

Одним из эффективных методов повышения качества непрерывнолитой сортовой заготовки является электромагнитное перемешивание (ЭМП) жидкой стали. Применяются статоры с вращающимися и линейными полями. Характер потоков, создаваемых ЭМП, зависит от сечения заготовки, места приложения воздействия, электрических параметров. Магнитодинамические потоки могут состоять из одного или нескольких замкнутых контуров. ЭМП в кристаллизаторе обеспечивает формирование восходящих потоков вдоль фронта затвердевания или вращение стали в горизонтальных плоскостях в зоне вторичного охлаждения, повышение качества непрерывнолитой заготовки за счет измельчения уплотнения столбчатых кристаллов.



Рис. 8.5 – Мероприятия, направленные на улучшение работы машин непрерывного литья заготовок

8.2.1 Радиальные и криволинейные сортовые МНЛЗ

Важнейшим технологическим узлом МНЛЗ является кристаллизатор, определяющий тип машины и ее характеристики. В кристаллизаторе формируется оболочка непрерывнолитой заготовки, от прочности и равномерности толщины которой зависят качество самой заготовки и допустимая скорость ее вытягивания. Кристаллизаторы сортовых МНЛЗ могут быть выполнены блочными (монолитными), сборными из четырех отдельных плит и гильзовыми. Кристаллизаторы современных сортовых МНЛЗ, как правило, гильзового типа - в виде медной трубы, помещаемой в водоохлаждаемую рубашку. Толщина корки и ее равномерность в значительной степени зависят от условий теплопередачи и от величины воздушного зазора.

Для уменьшения зазора с целью увеличения теплоотдачи от слитка внутренняя полость кристаллизатора должна сужаться по направлению движения слитка, следуя за усадкой затвердевающей корочки, которая описывается параболической зависимостью. Применение кристаллизатора с параболической конусностью конструкции фирмы MDM (Германия) на заводе Новая Хута в г. Остраве (Чешская Республика) позволило увеличить скорость разливки с 2,5 до 5,0 м/мин.

С целью увеличения скорости разливки различные фирмы предлагают оригинальные варианты конструкции с переменной конусностью и различными профилями сечений.

Так, например, фирмой Concast Standard AG разработана гильза кристаллизатора, получившая название Convex. Ее отличительной особенностью является выпуклая форма внутренней полости с образованием тупых углов (96°) в стыках стенок с постепенным переходом на угол 90° в нижней части. Это способствует снижению напряжений в затвердевающей корочке и получению равномерной толщины при повышенной скорости разливки. Кроме того, технология разливки Convex предусматривает уменьшенный размер щели между наружной поверхностью гильзы и рубашкой охлаждения с увеличением расхода охлаждающей воды и скорости ее течения до 12 м/с; увеличение радиуса технологической оси для обеспечения мягкого разгиба заготовки; увеличение интенсивности и длины зоны вторичного охлаждения и т.д.

Гильзовый кристаллизатор Diamold, разработанный фирмой Voest Alpine, отличается прямоугольным профилем сечения в верхней части и вогнутыми стенками в нижней части с прогибом, увеличивающимся по параболической зависимости. Такая форма гильзы обеспечивает повышение теплоотвода посередине граней и снижение трения в углах. С целью повышения продолжительности пребывания корочки в кристаллизаторе при высокоскоростной разливке длина гильзы увеличена с 800 до 1000 мм. ВНИИМЕТМАШем совместно с ММЗ разработана конструкция гильзы VMS, в которой реализуется принцип компенсации усадки затвердевающей корочки путем поперечного выпрямления стенок криволинейной трапециевидной формы с впадинами синусоидального профиля. Высота впадин плавно убывает от максимального значения на верхнем торце гильзы до нуля в средней части гильзы (рисунок 8.6).

Наличие впадин в стенках гильзы позволяет центрировать затвердевающую корочку в гильзе и устранить ромбичность прямоугольных и овальность круглых слитков в начале образования корочки.

Разработаны также технология производства и оборудование, на котором освоено промышленное производство гильз кристаллизаторов

квадратного сечения размером от 100x100 до 200x200 мм и круглых диам. от 150 до 210 мм, потребителями которых являются многие металлургические предприятия России, ближнего и дальнего зарубежья.

Оригинальной частью технологии производства гильз, является дорнирование внутренней полости трубных медных заготовок в контейнере, что позволяет уменьшить разнотолщинность гильз увеличить твердость их рабочей поверхности. Разработанная технология обеспечивает на 20-25% меньший по сравнению с зарубежными аналогами расход медных труб за счет рационального способа крепления трубной заготовки в контейнере при дорнировании и на оправке при протяжке через фильеру.



Рисунок 8.6 – Гильза кристаллизатора конструкции VMS и схема затвердевания корочки слитка

Анализ работы гильз VM-синус на промышленных МНЛЗ показал, то их применение позволило в 1,5-2 раза увеличить скорость разливки, на 15-20% уменьшить ромбичность прямоугольных и овальность круглых заготовок, почти в два раза сократить число прорывов, улучшить качество поверхности заготовок, особенно из стали, чувствительной к образованию трещин. Средняя стойкость гильз с износостойким хромовым покрытием составляет 400-600 плавов.

Для производства круглых заготовок ВНИИМЕТМАШем и ФГУП ЦНИИчермст разработана усовершенствованная конструкция гильзы с впадинами синусоидального профиля, располагаемыми в верхней части гильзы на высоте, составляющей 30-45% от общей высоты гильзы, и с глубиной, плавно уменьшающейся по параболе от максимума на верхнем торце до нуля (рисунок 8.7). Это позволяет исключить овальность заготовки и значительно улучшить условия теплоотвода. Применение такой гильзы на МНЛЗ Волжского трубного завода обеспечило существенное увеличение скорости разливки и повышение качества заготовки.

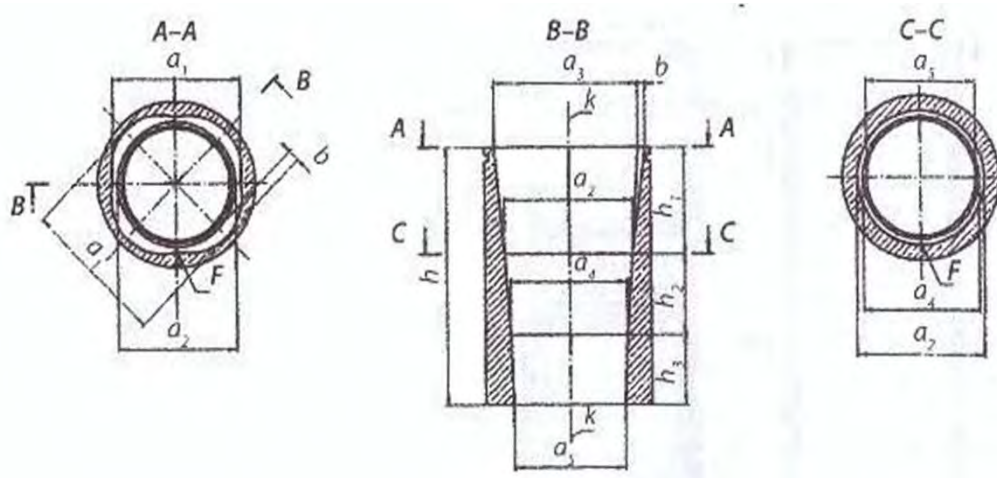


Рисунок 8.7 – Усовершенствованная конструкция гильзы для литья круглых заготовок

Промежуточный ковш. В современных МНЛЗ промежуточный ковш наряду с приемом и распределением металла между ручьями служит для дополнительного рафинирования металла путем подачи порошковой проволоки, наведения реакционного шлака на поверхности расплава и плазменного нагрева. Емкость ванны имеет тенденцию к увеличению. Так, например, при реконструкции МНЛЗ ММЗ высота рабочего уровня металла в промежуточном ковше была увеличена до 800 мм (максимальная 1000 мм), вместимость до 28 т.

Разработанная конструкция промежуточного ковша, технология изготовления, конфигурация, состав футеровки и установка устройств для автоматизированной замены дозаторов в процессе разливки, подбор качественных дозаторов, режим разогрева обеспечивают стабильный

процесс разливки с высокой скоростью и серийностью разливки до 40 плавков.

Механизм качания кристаллизатора. Механизмы качания кристаллизатора характеризуются большим разнообразием кинематических схем. На протяжении нескольких десятилетий развития МНЛЗ их конструкция претерпела серьезные изменения. Первоначально используемые варианты с вертикальными направляющими обладали существенными недостатками (большие габариты и металлоемкость, значительные зазоры и интенсивный износ) и были вытеснены рычажными параллелограммами. Так, например, применяемые на МНЛЗ ММЗ механизмы качания представляют собой шарнирный четырехзвенник, одно из звеньев которого выполняет функции стола, где устанавливается и закрепляется кристаллизатор, и через который обеспечивается циркуляция охладителя. В качестве шарнирных элементов в механизмах используют подшипники качения.

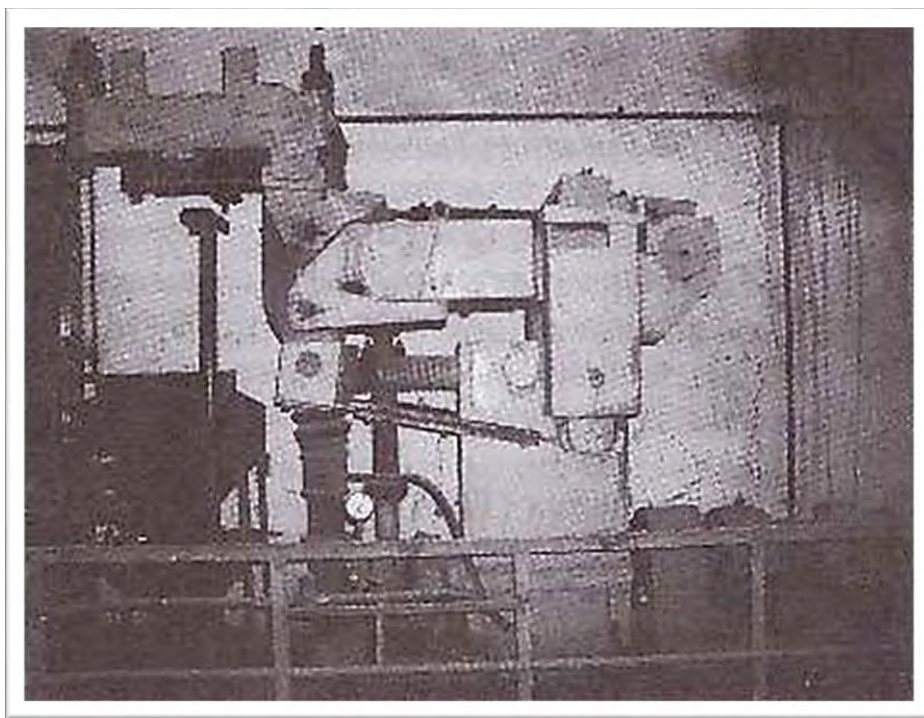


Рисунок 8.8 – Рессорный механизм качания кристаллизатора конструкции ВНИИМЕТМАШа

В связи с небольшим углом поворота и знакопеременными нагрузками в шарнирах подшипники бринеллируют, в результате чего образуются вмятины на дорожках качения колец подшипников. Радиальное биение в шарнирах после года эксплуатации механизма

качания составляет около 1 мм, что отрицательно влияет на качество заготовки. Во избежание этого рычаги с подшипниковыми шарнирами заменили плоскими рессорными элементами, в которых эффект взаимного перемещения достигается за счет упругой деформации.

При сравнении характера токовой нагрузки электродвигателя привода механизма качания кристаллизатора рычажного и рессорного типов выявлено, что рычажный механизм характеризуется значительными вибрационными бросками силы тока в приводе, связанными с зазорами в подшипниковых узлах и упругой деформацией элементов механизма под нагрузкой изгиба.

В разработанном во ВНИИМНТМАШе рессорном механизме (рисунок 8.8) более плавная токовая нагрузка свидетельствует о спокойном качании кристаллизатора и его мягком взаимодействии с коркой формирующегося слитка.

Зона вторичного охлаждения НЛЗ (ЗВО) располагается непосредственно за кристаллизатором. В ней происходят дальнейшее снижение температуры поверхности заготовки и увеличение толщины корочки. Для предотвращения образования трещин в заготовке необходимы равномерное распределение температур по периметру заготовки и ее монотонное изменение по длине.

Увеличение скоростей разливки стали на МНЛЗ потребовало модернизации конструкции зоны вторичного охлаждения заготовок. Как правило, в современных МНЛЗ вторичное охлаждение выполняется водо-воздушным методом, при котором струи воды и воздуха пересекаются, образуя факел мелкодисперсных капель воды. Воздух сообщает каплям высокую кинетическую энергию. Характер распыления воды определяется расходом и давлением воздуха и поддается регулированию в широком диапазоне параметров.

Автоматизированное в процессе модернизации интенсивное и протяженное вторичное охлаждение в условиях ММЗ позволило вести разливку стали со скоростью до 4,2 м/мин.

Тянуще-правильная машина (ТПМ) предназначена для ввода затравки в кристаллизатор перед началом разливки, а в начале разливки - для вытягивания из кристаллизатора и секций вторичного охлаждения сцепленной со слитком затравки и затем вытягивания и правки слитка.

В сортовых МНЛЗ, как правило, применяют валковые ТПМ с гидравлическим, пневматическим или пружинным прижимом. Обычно они состоят из нескольких механических групп с различным расположением прижимных роликов.

Конструктивная схема ТПМ ММЗ первоначально была выполнена в виде общей станины, в которую встроены все полушки нижних валков и шарниры рычагов верхних валков. В результате реконструкции каждая пара валков с опорами и гидроцилиндром представляет собой автономный блок, устанавливаемый на общую опорную балку. Ремонт и настройку блока проводят в ремонтно-механическом цехе.

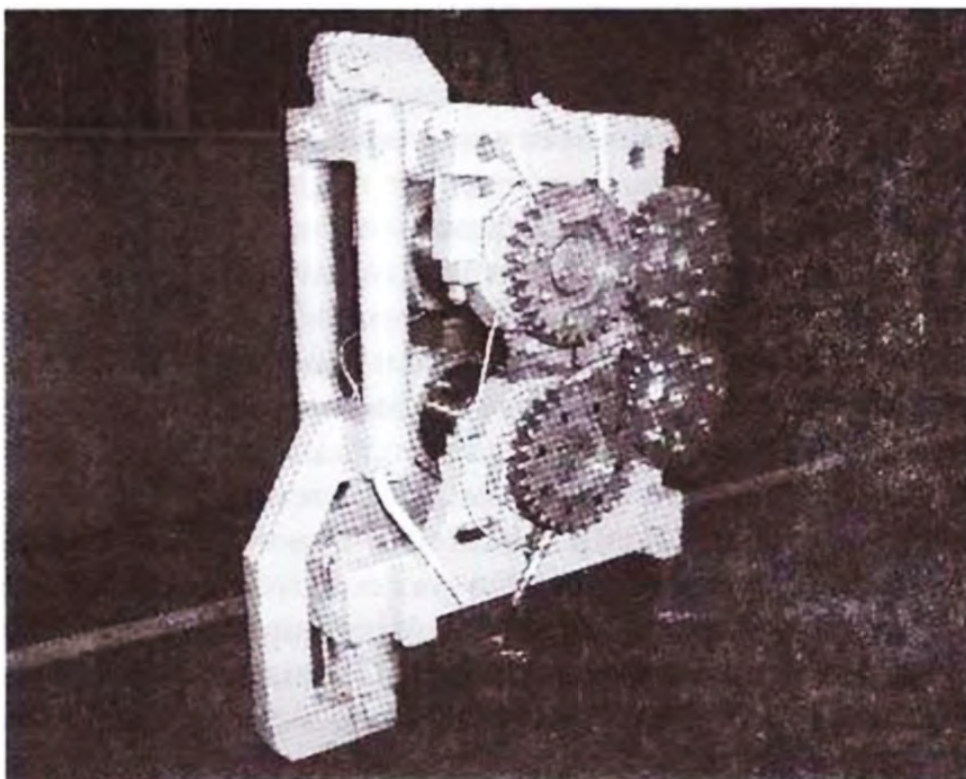


Рисунок.8.9 – Двухвалковый блок тянуще-правильного устройства

Первоначально на ТИМ ММЗ приводными были только нижние валки каждой пары. Неприводные валки создавали сопротивление вытягиванию заготовки, что вызывало пробуксовки и снижало стабильность процесса разливки стали.

Для повышения стабильности холостой верхней валок был связан с приводным нижним зубчатой гитарой из четырех зубчатых колес (два

паразитных колеса, ось одного из них совмещена с осью поворота рычага верхнего валка) с модулем $m = 12$ мм. Это позволило увеличивать или уменьшать при необходимости зазор между валками без изменения межцентрового расстояния зубчатых зацеплений. Такая конструкция может быть рекомендована при необходимости быстрого перехода с отливки заготовок одного сечения на другое без перестройки ТПМ (рисунок 8.9).

Затравка и устройства для ее уборки. Затравка предназначена для образования временного дна в кристаллизаторе и захватывания слитка в начале разливки. По конструкции затравки делятся на жесткие, гибкие и комбинированные. Сечение затравки соответствует сечению отливаемого слитка. Применение жестких затравок возможно только на МНЛЗ с прямолинейной или радиальной осью. Они просты по конструкции, но их изготовление требует высокой точности. Гибкие затравки представляют собой цепь из шарнирно сочлененных звеньев, обеспечивающих работоспособность при любой форме технологической оси. Наличие зазоров в шарнирах вызывает удары и искажает требуемый режим вытягивания заготовки в начале разливки. Комбинированные затравки применяются на крупных МНЛЗ, с целью облегчения изготовления они представляют собой шарнирно соединенные укрупненные звенья.

Конструкция головки затравки связана с технологией заведения, заделки в кристаллизаторе, установки уплотнительного пластмассового колпака и холодильников, а также способом сцепления и отделения от заготовки. Недостатком цепных затравок, которыми, как правило, оснащают МНЛЗ, является наличие зазоров в шарнирах. Эти зазоры отрицательно влияют на взаимодействие корки слитка, кристаллизатора и тянуще-правильного устройства, нарушая стабильность процесса вытягивания слитка и ухудшая его качество. На ММЗ освоены конструкция и эксплуатация цепной затравки с пружинным увеличением трения в шарнирах. Такая конструкция затравки обеспечивает заведение ее головки в кристаллизатор при отсутствии под ним направляющих роликов. Разработана и была освоена на ряде промышленных МНЛЗ, в том числе на МНЛЗ Московского завода «Серп и Молот», Волжского трубного, Белорусского, Нижнекамского, Волгоградского

металлургических заводов, бесшарнирная гибкая затравка (рисунок 8.10).

Гибкость затравки обеспечивается за счет рессорных пластин, последовательно соединяющих звенья затравки между собой.

Во время вытягивания заготовки из кристаллизатора через гибкую затравку, полностью или частично находящуюся на радиальном участке МНЛЗ, не нарушается заданный закон качания кристаллизатора, которое неизбежно наступает при применении шарнирных (цепных) затравок, изменяющих свою длину за счет выборки зазоров в шарнирах и взаимного поворота смежных звеньев от воздействия знакопеременной нагрузки качающегося кристаллизатора.

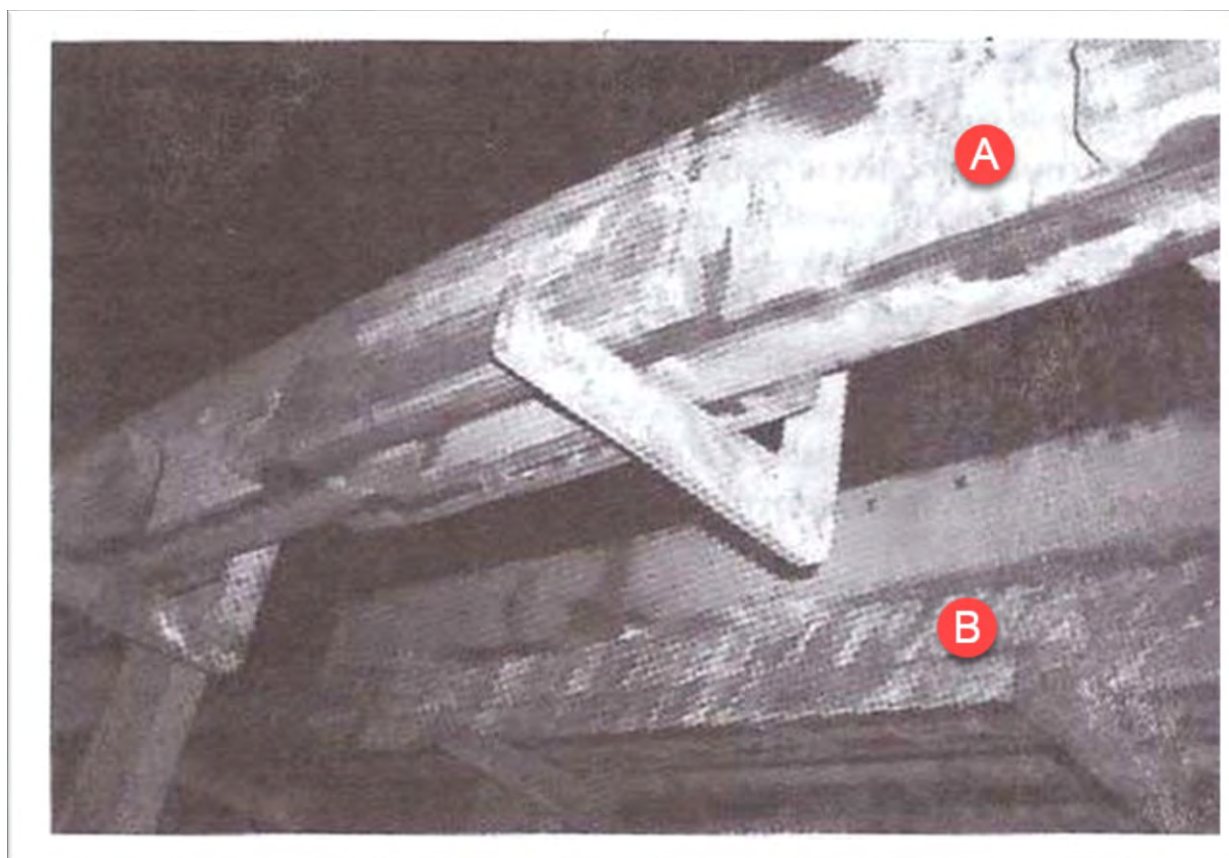


Рисунок 8.10 – Обычная шарнирная (А) и упругая бесшарнирная (В) затравки на МНЛЗ Белорусского металлургического завода

Система электромагнитного перемешивания (ЭМП). Качество заготовок зависит от большого количества технологических параметров разлива, конструктивных параметров оборудования и т.д. Однако есть дефекты макроструктуры непрерывнолитых заготовок, связанные с процессом кристаллизации, усадочными и ликвационными процессами,

которые не могут быть устранены даже при рациональных конструктивных и технологических параметрах.

Возможность предотвращения образования или подавления развития кристаллизационных, усадочных и ликвационных дефектов многие исследователи связывают с созданием управляемого принудительного движения жидкой фазы кристаллизующегося слитка, в частности, с помощью электромагнитных сил.

Эффект от электромагнитного перемешивания в кристаллизаторе связывают, с одной стороны, с изменением гидродинамики в жидкой фазе при наложении принудительного, упорядоченного и управляемого движения за счет электромагнитных сил. С другой стороны, перемешивание в кристаллизаторе создаст теплофизические условия кристаллизации слитков, разлитых с небольшим перегревом над точкой ликвидус. Поэтому электромагнитное перемешивание в кристаллизаторе наиболее целесообразно и эффективно.

Для решения задачи затвердевания непрерывнолитого слитка под действием магнитного поля выполнено математическое моделирование вращающегося магнитного поля, создаваемого перемешивателем, и турбулентного течения расплава под действием электромагнитных сил.

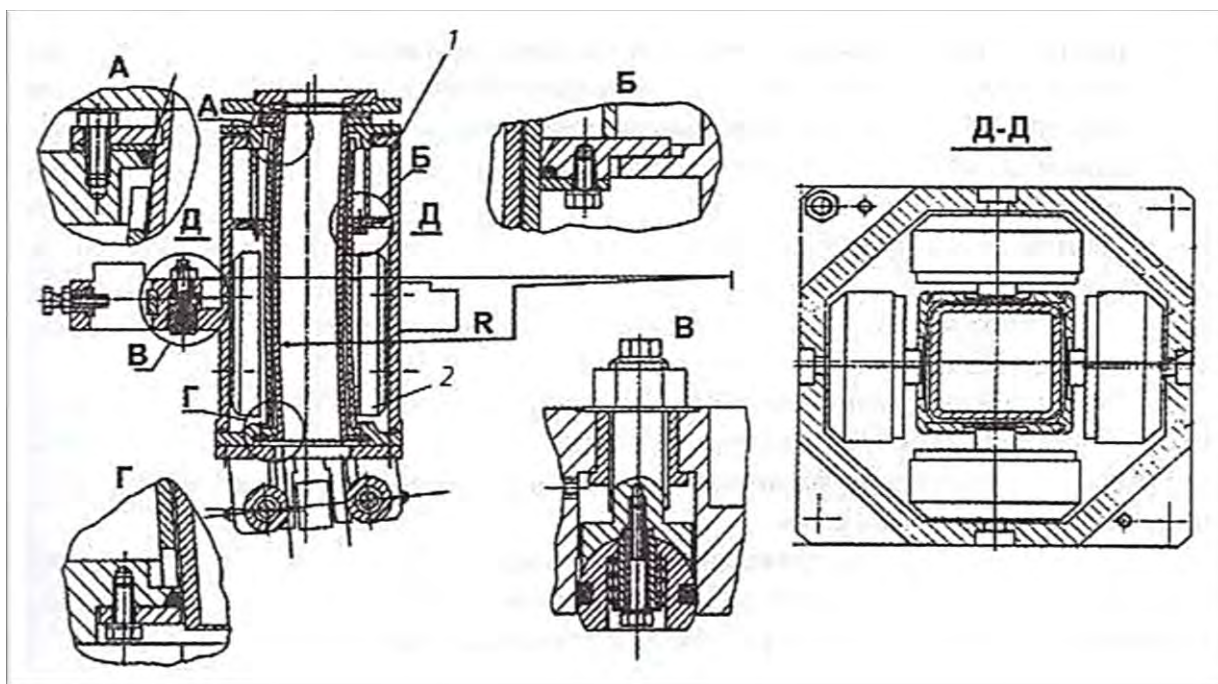
Решение задачи затвердевания непрерывного слитка при воздействии циркуляционных потоков при электромагнитном перемешивании позволило проанализировать влияние параметров перемешивателей, а также их расположения в технологической линии МНЛЗ на гидродинамику в жидкой фазе кристаллизующегося непрерывнолитого слитка.

1980-е годы в СССР было создано опытное оборудование и проведено в промышленных условиях исследования электромагнитного перемешивания на сортовой МНЛЗ Молдавского завода, блюмовой МНЛЗ ОЭМК, слябовых МНЛЗ Новолипецкого и Череповецкого комбинатов, а также круглых трубных заготовок на опытной МНЛЗ. Результаты исследований позволили выработать концепцию конструирования оборудования для электромагнитного воздействия на кристаллизующийся непрерывнолитой слиток. Особенно это относится к оборудованию ЭМП для кристаллизаторов.

Электромагнитные перемешиватели для кристаллизаторов МНЛЗ обычно выполняются в виде статора асинхронного двигателя, близкого

по конструкции к обычной электрической машине, а кристаллизатор устанавливается внутрь корпуса ЭМП. Это требует коренного изменения конструкции кристаллизатора, использования дополнительных узлов из немагнитной стали, специального контура чистой воды для охлаждения обмоток катушек статора. При этом существенно возрастает потребляемая мощность из-за увеличения расстояния между полюсами статора ЭМП и слитком.

Конструкция кристаллизаторов со встроенным в корпус кристаллизатора статором ЭМП для сортовых, блюмовых и слябовых МНЛЗ представлена на рисунке 8.11.



1 - кристаллизатор; 2 - индуктор ЭМП

Рисунок 8.11 – Схема кристаллизатора конструкции ВНИИМЕТМАШа.

Это позволило, сохранив классическую конструкцию кристаллизатора, охлаждать катушки статора водой, используемой для охлаждения кристаллизатора, и максимально приблизить полюсы статора к жидкой фазе (в 2-5 раз), снизить потребляемую мощность при одинаковой эффективности перемешивания.

В 2001 г. на шестиручьева сортовой МНЛЗ ММЗ внедрена промышленная система ЭМИ металла в кристаллизаторе, состоящая из собственно кристаллизатора с устройством ЭМП, системы управления и источника питания.

Результаты металлографических исследований продольных и поперечных темплетов, отобранных из контрольных и опытных заготовок, подтвердили эффективное влияние системы ЭМП на макроструктуру заготовок:

- снизилась поражённость заготовок внутренними трещинами (по сечению и в осевой зоне);
- снизился средний балл по краевым точечным загрязнениям;
- уменьшился коэффициент ликвации углерода.

В настоящее время в мировой практике электромагнитное перемешивание жидкого металла на МНЛЗ стало неотъемлемой частью прогрессивной технологии получения высококачественных заготовок. В зависимости от требований по качеству непрерывнолитого металла электромагнитные перемешивающие устройства устанавливаются в кристаллизаторе, зоне вторичного охлаждения и зоне окончания затвердевания, но все же наибольшее воздействие на качество заготовок оказывает устройство ЭМП, размещенное в кристаллизаторе.

Наряду с разработкой проектов новых МНЛЗ зарубежными и отечественными фирмами совместно со специалистами действующих металлургических предприятий проводится большой объем работ по модернизации технологии и оборудования непрерывного литья, повышению производительности, улучшению качества заготовок, расширению марочного сортамента, снижению издержек производства и в целом работ, связанных с повышением конкурентоспособности действующих производств.

Работы, проводимые в этих направлениях, можно проиллюстрировать на примере создания, освоения и модернизации оборудования Молдавского металлургического завода - шестиручьевой МНЛЗ для производства заготовок малого сечения.

Модернизация основных технологических узлов МНЛЗ с целью увеличения скорости разливки, повышения стабильности процесса, увеличения средней серийности, расширения марочного сортамента стали проводилась по следующим основным направлениям:

- оптимизация конструкции и эксплуатационных свойств промежуточных ковшей, повышение стойкости рабочей футеровки, обеспечение точного центрирования струй металла при переливе из промковша в кристаллизаторы;

- повышение эффективности и равномерности формирования корки слитка в кристаллизаторе и зоне вторичного охлаждения;
- уменьшение сопротивления вытягиванию слитка, обеспечение кинематической точности работы механизма качания кристаллизатора;
- снижение отрицательного влияния деформации корки при разгибе и вытягивании в тянуще-правильном устройстве на размеры сечения и макроструктуру заготовки;
- уменьшение деформации торцов заготовок при порезке на мерные длины;
- обеспечение прямолинейности заготовок при охлаждении на холодильнике;
- комплексная защита жидкого металла от вторичного окисления;
- использование электромагнитного воздействия на кристаллизующийся слиток;
- комплексная автоматизация управления МНЛЗ.

Мероприятия, обеспечивающие повышение стабильности процесса разлива стали, и увеличение фонда рабочего времени оборудования МНЛЗ были направлены на:

- увеличение стойкости оборудования в условиях длительного воздействия повышенной температуры, воды и окалина;
- интенсивное внутреннее циркуляционное водяное охлаждение элементов машин;
- защиту узлов трения от внешней среды;
- применение современных систем смазки узлов трения (система «масло-воздух»);
- повышение кинематической точности работы механизмов качания и затравок путем замены шарнирных узлов трения упругими шарнирами рессорного типа;
- организацию регламентной замены сменных узлов, а также ремонт оборудования на МНЛЗ путем замены узлов блоками, предварительно подготовленными на специальных стендах.

В ходе реконструкции проектные показатели были существенно превышены. Ниже приведена техническая характеристика МНЛЗ ММЗ (в скобках - проектные показатели):

Масса разливаемой плавки, т	120(100)
Технологический радиус, м	6(6)
Число ручьев	6(6)
Сечение заготовок, мм	125x125
Средняя скорость литья, м/мин	3,8 (2,0)
Среднее число плавов в серии	12 (2-4)
Максимальное число плавов в серии	40 (4)
Среднее число плавов в сутки	25 (10-12)
Число рабочих, суток в году	320 (290)
Производительность, т/ год	1 000 000 (350 000)
Марочный сортамент стали	Углеродистая, низколегированная, высокоуглеродистые (кордовая, канатная и др.)

8.2.2 Машины непрерывного литья горизонтального типа

Отличительные признаки МНЛЗГТ заключаются в горизонтальной или наклонной к горизонту под углом до 20° оси и в герметичной стыковке металлоприемника с кристаллизатором, позволяющей вывести мениск в металлоприемник (рисунок 8.12).

В зависимости от схемы формирования кристаллизующегося слитка МНЛЗГТ подразделяют на установки с одно- и двусторонним вытягиванием, в зависимости от кинематики движения слитка относительно кристаллизатора на установке со стационарным и подвижным блоком «металлоприемник- кристаллизатор». В МНЛЗГТ с односторонним вытягиванием заготовок ось металлопровода совпадает с технологической осью, в результате металлоприемник стыкуется с передним торцом кристаллизатора, а слиток вытягивается через открытый задний торец. В МНЛЗГТ с двусторонним вытягиванием заготовок ось металлопровода перпендикулярна технологической оси и располагается посередине длины кристаллизатора, при этом два слитка вытягиваются через оба открытых торца кристаллизатора.

Схема расположения основного оборудования горизонтальной МНЛЗ с односторонним вытягиванием круглых заготовок, разработанной и изготовленной фирмой Mannesmann Demag, показана на рисунок 8.13.

На основании проведенных исследований на опытных машинах был выполнен проект, по которому совместно с рядом машиностроительных заводов для мартеновского цеха Карагандинского металлургического комбината изготовлено оборудование комплекса МНЛЗГТ, предназначенного для литья заготовок из углеродистых и низколегированных сталей квадратного сечения со стороной от 140 до 160 мм с последующей прокаткой на сорт. Для резки заготовок на мерные длины применены маятниковые ножницы. Разливка ведется в автоматическом режиме, управление всеми ручьями осуществляет один оператор.

Но опыту эксплуатации МНЛЗГТ на КарМК машины такого типа можно рекомендовать для литья заготовок из углеродистых, низколегированных и инструментальных сталей квадратного и круглого сечений от 80 до 200 мм.

- 1 - ковш;
- 2 - распределитель;
- 3 - кристаллизатор.

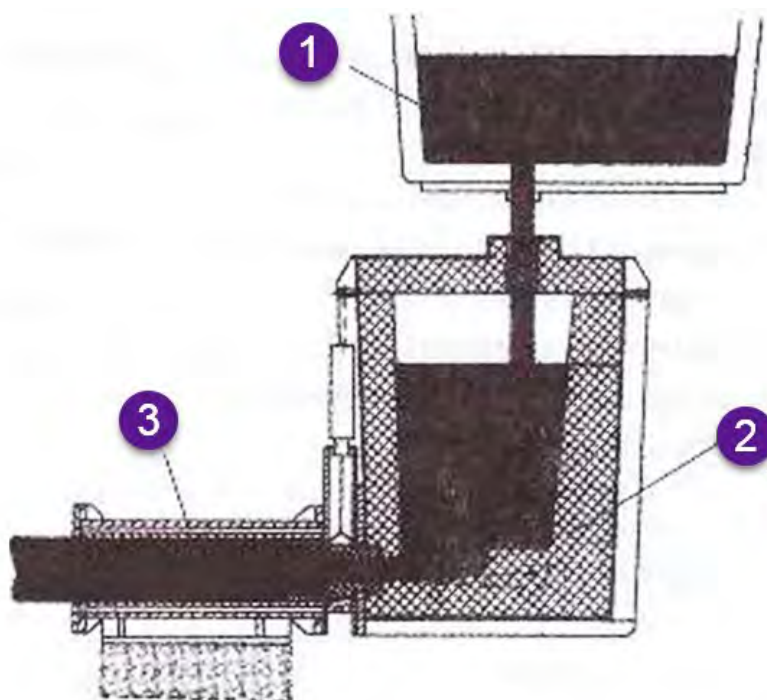
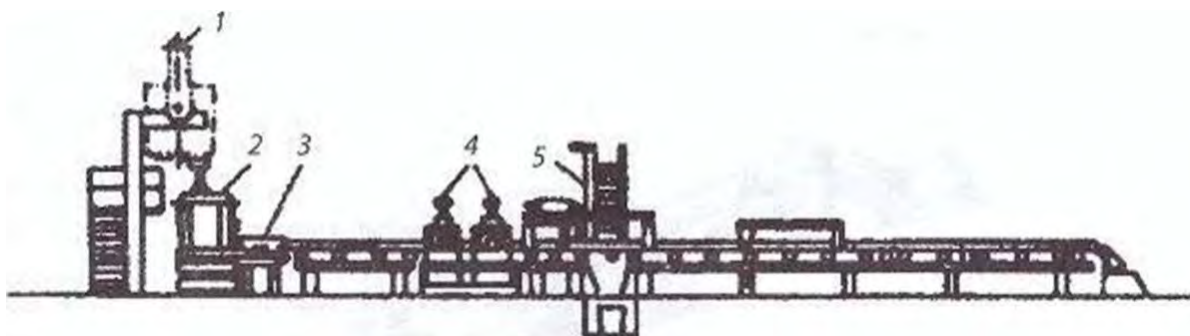


Рисунок 8.12 - Принципиальная схем горизонтальной машины непрерывного литья заготовок.



1 - разливочный ковш; 2 - промежуточный ковш; 3 - кристаллизатор; 4 - вытягивающая машина; 5 - режущее устройство

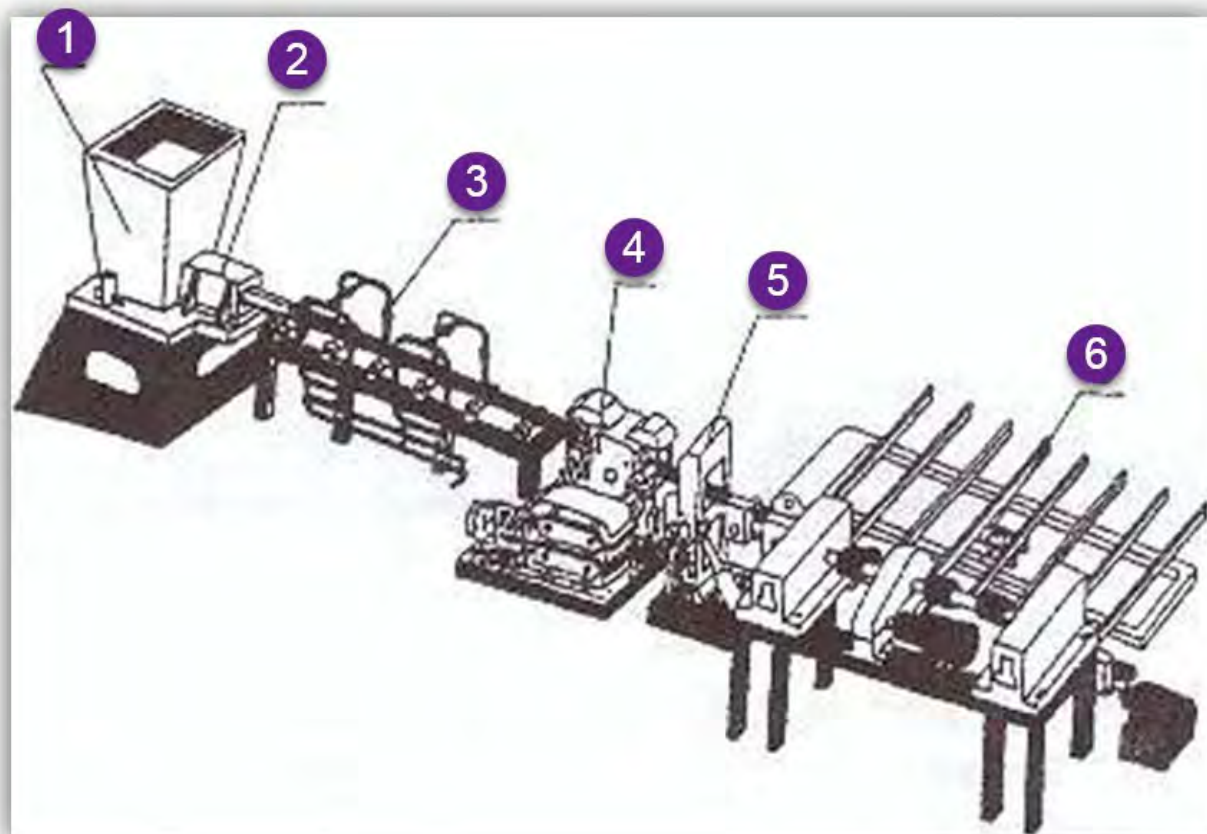
Рисунок 8.13 – Горизонтальная МНЛЗ конструкции фирмы Mannesmann Demag.

Техническая характеристика МНЛЗГТ КарМК

Вместимость сталеразливочного ковша, т	120
Сечение заготовок (квадрат), мм	140-160
Число ручьев	4
Число металлоприемников	2
Угол наклона оси литья, град.	5
Скорость литья, м/мин Габариты, м:	0,5-1,2
длина	40,5
ширина	41,2
высота (по ножницам)	4,75

Марки разливаемых сталей: конструкционные, углеродистые, низкоуглеродистые, инструментальные

На рисунке 8.14 показана МНЛЗГТ для литейно-прокатного агрегата производительностью до 80 тыс. т в год мелкосортового проката. На МНЛЗ можно разливать квадратные заготовки сечением 110x110, 125x125, 145x145 и 175x175 мм.



1 - металлоприемник; 2 - кристаллизатор; 3 - вторичное охлаждение; 4 - тянущая клет; 5 - гидравлические ножницы; 6 - участок уборки заготовок

Рисунок 8.14 – Горизонтальная МНЛЗ «Горизонт-1» конструкции для литейно-прокатного агрегата

8.3 Машины непрерывного литья заготовок для плоского проката

Одними из основных признаков непрерывного литья заготовок, определяющих состав оборудования, технологические возможности и технико-экономические показатели, являются тип МНЛЗ и сечение отливаемой заготовки.

До настоящего времени, особенно при производстве высококачественной стали, в составе литейно-прокатных агрегатов на мини-заводах находят применение традиционные слябовые МНЛЗ, однако наблюдается устойчивая тенденция к уменьшению толщины отливаемых заготовок.

Одним из основных направлений развития непрерывного литья является разработка способов литья заготовок, близких по размерам к готовой продукции. Литые заготовки для производства широкой

горячекатаной полосы в соответствии с рекомендациями Европейского объединения угля и стали могут быть классифицированы по толщине следующим образом [5.15]: тонкие слябы 40- 125 мм; толстые полосы (подкат) - 8-25 мм; полосы - 1-8 мм; тонкие полосы - менее 1 мм.

8.3.1 Слябовые и тонкослябовые МНЛЗ

Получение тонких слябов по сравнению с традиционной непрерывной разливкой характеризуется рядом технических особенностей. Прежде всего соответствующие машины имеют кристаллизаторы специальных конструктивных исполнений, в связи с чем известные тонкослябовые МНЛЗ можно разделить на две основные группы: со стационарными качающимися кристаллизаторами вертикального типа и с кристаллизаторами ленточного или гусеничного типа, движущимися вместе с отливаемой полосой.

Кристаллизаторы первой группы по конструкции делятся на три вида. Первый разработан фирмой VAI (Австрия) на базе обычного кристаллизатора для литья толстых слябов путем уменьшения его поперечного сечения. Такая конструкция позволяет выпускать литые слябы минимальной толщиной 70 мм с использованием обычного погружного сталеразливочного стакана. В этом случае имеется достаточно места для предотвращения образования «перемычек» между погружным стаканом и крышкой кристаллизатора. Кроме того, такая конструкция обеспечивает большой диапазон скоростей литья, возможность остановки процесса (например, для смены погружного стакана или промежутка точного ковша). Ширину сляба можно регулировать, как и при обычной технологии литья. В 1988 г. на заводе фирмы Avcsta-Sheffield (Швеция) была введена в эксплуатацию комбинированная МНЛЗ для получения толстых и тонких слябов из коррозионностойких высоколегированных сталей. С момента пуска на ней получают слябы толщиной 80 мм и шириной 1420-2100 мм.

Значительные трудности дальнейшего уменьшения поперечного сечения кристаллизатора (до 40-60 мм) были связаны с тем, что погружной сталеразливочный стакан должен иметь некоторую минимальную толщину стенки (но условиям прочности) и обладать длительной износостойкостью. Кроме того, расстояние до стенки кристаллизатора должно быть достаточным, чтобы обеспечить расплавление смеси, наносимой на поверхность расплава. Вследствие

этого фирма Schloemann-Siemag (Германия) разработала кристаллизатор, в верхней части которого предусмотрено воронкообразное расширение, позволяющее использовать для подвода металла обычный глухолодонный стакан. Впервые такой кристаллизатор был опробован на вертикальной МНЛЗ с последующим изгибом заготовки на заводе в Бушхюттене (Германия). Расстояние между широкими стенками в верхней воронкообразной части составило 170 мм. В процессе испытаний на МНЛЗ отливали слябы толщиной 40 и 50 мм, шириной 1200 и 1600 мм со скоростью 4-6 м/мин.

Другой подобный кристаллизатор предложен фирмой Mannesmann Demag (Германия). В верхней части он имеет плоские параллельные широкие стенки, а в нижней - изогнутые. Жидкий металл подводится через специальный огнеупорный стакан с плоскими стенками. Разработанный кристаллизатор был применен на МНЛЗ сталеплавильного цеха завода в Дуйсбург-Хукингенс. Радиус изгиба кристаллизатора составил 5 м. Получают слябы сечениями 70x1200, 60x1200 и 60x 1900 мм как с обжатием в зоне вторичного охлаждения, так и без него. На выходе из кристаллизатора скорость сляба не превышала 4,5 м/мин, а максимальная скорость вытягивания на выходе из МНЛЗ - не более 5,5 м/мин.

Движущийся кристаллизатор для литья тонких слябов был испытан в США фирмой Bethlehem Steel/United States Steel, в Японии фирмой Sumitomo Metal и в Германии фирмой Krupp Stahl. Кристаллизатором в этом случае служит охлаждаемая распыляемой водой и перемещающаяся вместе с формируемой заготовкой стальная лента, по боковым сторонам рабочее пространство кристаллизатора ограничивается шарнирными цепями. Установки для литья широких тонких слябов находятся в стадии проведения научно-исследовательских и опытно-конструкторских разработок.

По второму выбранному признаку классификации - типу зоны вторичного охлаждения - действующие тонкослябовые МНЛЗ можно разделить на вертикальные с изгибом (конструкции фирмы Schloemann-Siemag) и радиальные (например, фирмы Mannesmann Demag).

Обжатие металла в зоне вторичного охлаждения существенно влияет на структуру и толщину литого полупродукта. Для деформации непосредственно на МНЛЗ металла с жидкой сердцевиной фирма

Mannesmann Demag предлагает использовать ролики нулевого, первого и второго сегментов роликовой проводки, а фирма Schloemann-Siemag два специальных ролика увеличенного диаметра, установленных непосредственно на выходе из кристаллизатора.

При обработке давлением непосредственно на выходе из МНЛЗ используется тепло металла, выходящего из МНЛЗ, без дополнительного подогрева.

Стремление приблизить сечение заготовки к размерам готового проката привело к созданию тонкослябовых МНЛЗ с кристаллизатором сечением 50x900-1350 мм. Помимо толщины получаемых слитков, тонкослябовая МНЛЗ отличается от обычной повышенной скоростью вытягивания слитка - до 5-6 м/мин вместо 1-1,5 м/мин. В слябе толщиной 50 мм при скорости литья 5,5 м/мин протяженность жидкой фазы составляет 4,7-5 м вместо обычных 30 м. Это позволяет существенно уменьшить допустимый радиус изгиба заготовки и соответственно сократить габариты машины и требуемого рабочего пространства цеха. Быстрое затвердевание тонкого непрерывнолитого сляба обеспечивает получение мелкозернистой структуры.

Подобная машина впервые создана немецкой фирмой SMS и внедрена в составе листового ЛПА в 1989 г. на заводе «Кроуфордсвилль» фирмы Nucor (США). Тип МНЛЗ - вертикальная с изгибом с радиусом, не превышающим 4 м.

Начиная со второй половины 1980-х годов интенсивно велись работы по созданию ЛПА для получения горячекатаного листа из тонкого (толщиной 50-60 мм) сляба. Были проведены экспериментальные работы по литью тонкого сляба на опытной МНЛЗ НПО «Тулачермет», по результатам которых спроектирована, изготовлена и смонтирована на экспериментальной базе ВНИИМЕТМЛШа тонкослябовая МНЛЗ для литья слябов размерами 50x1200 мм. Однако все эти разработки остались без промышленной реализации, тогда как в мировой практике такой способ производства занял достойное место, и сегодня находится в эксплуатации около 50 литейно-прокатных агрегатов, на которых производится в год более 70 млн т листового проката различного назначения, в том числе из высокопрочных трубных сталей, двухфазных и многофазных сталей, электротехнических сталей с высоким содержанием кремния и др.

И только спустя почти 20 лет в России такой проект реализован в Выксе на литейно-прокатном комплексе компанией (Danieli).

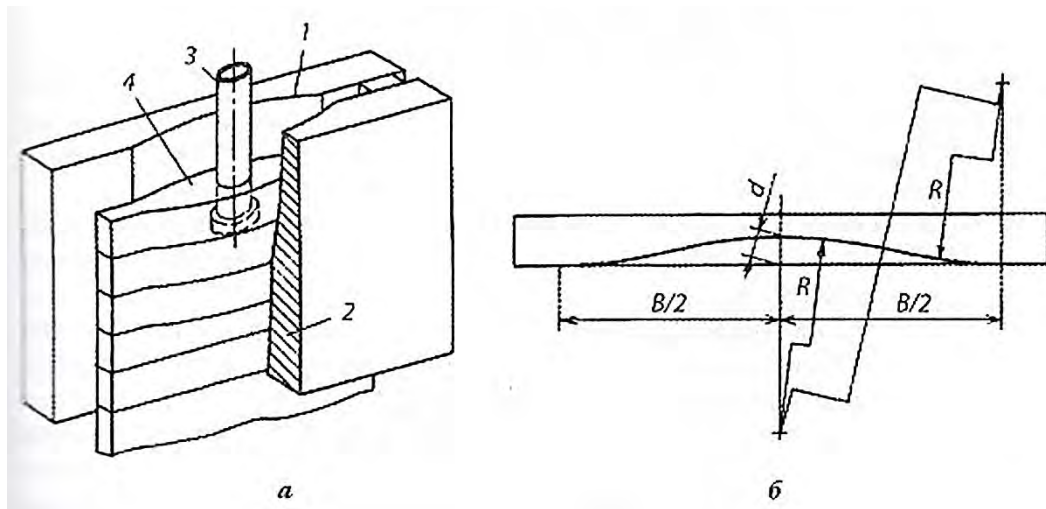
Впоследствии были разработаны различные варианты машин непрерывного литья тонких слябов, применяемые исключительно в составе полосовых литейно-прокатных агрегатов.

Кристаллизаторы тонкослябовых МНЛЗ конструкции SMS. Основным узлом МНЛЗ, определяющим технологические и конструктивные особенности, является кристаллизатор. В современной технологии непрерывной разливки при заливке жидкого металла в кристаллизатор необходимо обеспечить его подачу под уровень мениска с достаточно высоким расходом (до 3,5 т/мин), а также защиту поверхности металла в кристаллизаторе шлакообразующими смесями.

В тонкослябовых МНЛЗ конструкции SMS, чтобы обеспечить достаточное место для установки погружного разливочного стакана, кристаллизаторы выполняются воронкообразными с расширением в верхней части сечения, линейно уменьшающимся до нуля в средней части и с плоскими стенками на нижнем формообразующем участке (рисунок 8.15).

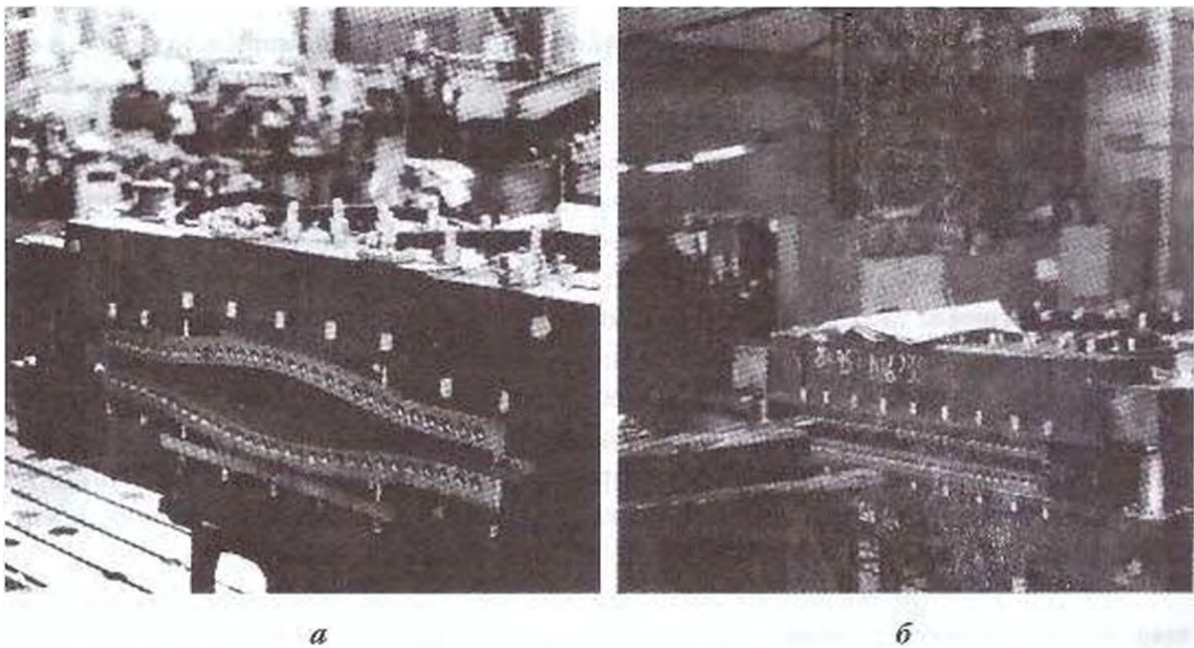
Это обеспечивает возможность введения разливочного стакана под уровень металла с достаточным зазором. Профиль стенки, образованный сопряженными отрезками дуг окружности, получают фрезерованием или строганием. При этом стенки имеют неодинаковую толщину со значительным излишним расходом меди. Отверстия для охлаждающей воды сверлят навстречу друг другу, причем в верхней части под различными углами.

Кристаллизатор тонкослябовой МНЛЗ (рисунок 8.16) отличается синусоидальным профилем кривых в верхней части стенок, постоянной по всей высоте толщиной и расположением каналов для охлаждающей воды, повторяющим профиль сечения. Более плавное изменение кривизны по ширине кристаллизатора способствует снижению напряжений в корке отливаемого сляба, а более благоприятные условия охлаждения, кроме того, обеспечивают повышение стойкости кристаллизатора.



а – схема. 1 - приемная заливочная воронка; 2 формообразующая выпускная зона; 3 - заливочный стакан; 4 - отливаемый сляб; б - профиль широкой стенки в верхнем сечении.

Рисунок 8.15 – Тонкослябовый кристаллизатор с приемной по пикой конструкции SMS.



а - входная сторона; б - выходная сторона

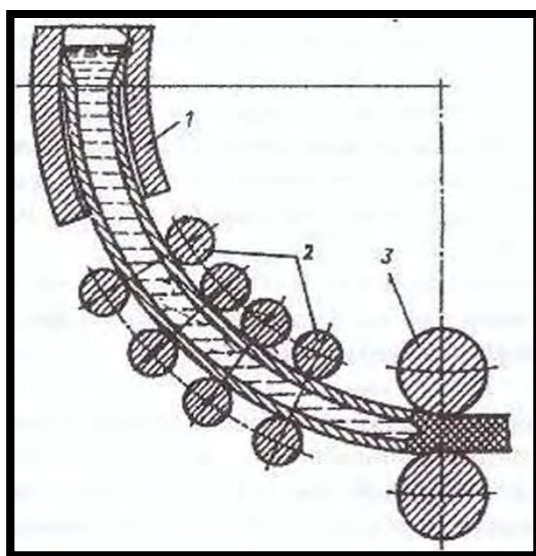
Рисунок 8.16 – Кристаллизатор тонкослябовой конструкции, изготовленный для фирмы Nucor.

Результаты исследований воронкообразного кристаллизатора сечением 50x600 мм, проведенных в НПО «Тулачермет», положены в основу создания опытно-промышленной машины для получения слябов

сечением 50x1350 мм, которая была разработана, изготовлена и испытана.

Тонкослябовые МНЛЗ с мягким обжатием сляба. Стремление уменьшить толщину слитка, выходящего из МНЛЗ, без значительного уменьшения сечения и усложнения конфигурации кристаллизатора привело к созданию способов получения тонких слябов с применением так называемого «мягкого» обжатия заготовки с незатвердевшей сердцевиной, при которых деформация начинается в валках, располагаемых за кристаллизатором МНЛЗ (рисунок 8.17). Подобная конструкция впервые реализована на практике фирмой Mannesmann Demag совместно с фирмой Arvedi на заводе в г. Кремона (Италия).

Тип машины, как и в предыдущем случае, вертикальный с изгибом, но изгиб слитка начинается уже в кристаллизаторе, который образован вертикальной приемной частью, плавно переходящей в радиальную часть (рисунке 8.18).



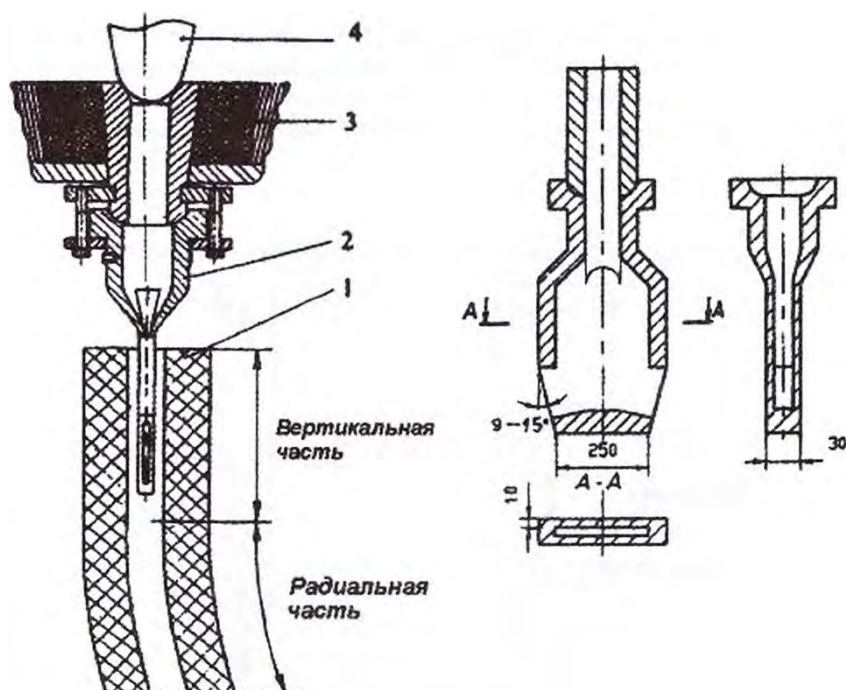
1 - кристаллизатор; 2 - роликковая зона вторичного охлаждения; 3 - валки

Рисунок 8.17 – Схема совмещенного процесса непрерывного литья с прокаткой металла в двухфазном состоянии.

При этом по сравнению с тонкослябовыми МНЛЗ конструкции SMS при сопоставимых габаритах за счет сокращения длины вертикального участка увеличен радиус изгиба слитка, что обеспечивает более благоприятные условия кристаллизации.

Благодаря дополнительному обжатию слитка появляется возможность заливать металл в кристаллизатор с увеличенным расстоянием между широкими стенками и вводить разливочный стакан с достаточным зазором без специального расширения верхней части кристаллизатора.

При таком способе не образуется усадочной раковины в центральной части слитка, но возможно появление трещин в металле, так как он деформируется при температуре перехода из жидкой фазы в твердую, когда пластичность металла очень низкая.

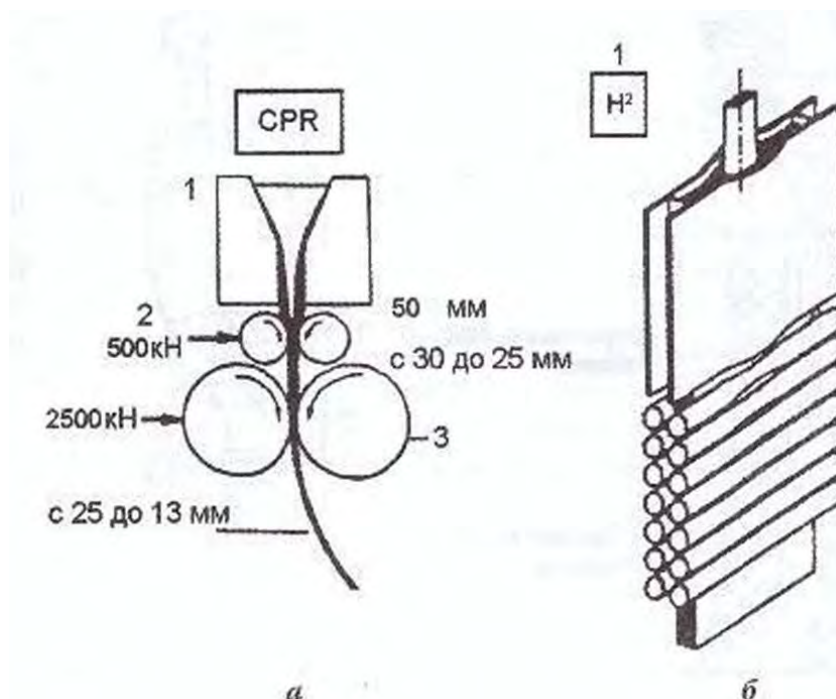


а - схема заливки металла в кристаллизатор: 1 - кристаллизатор; 2 - погружной стакан; 3 - промежуточный ковш; 4 - стопор; б - погружной стакан.

Рисунок 8.21 – Схема кристаллизатора и заливочного устройства тонкослябовой МНЛЗ фирмы Mannesmann Demag.

Несмотря на этот недостаток, способ нашел применение в ряде агрегатов, тем более что обжатие незатвердевшего слитка способствует получению мелкозернистой структуры, соответствующей получаемой при электромагнитном перемешивании. Это особенно важно для продукции, получаемой из непрерывно-литых тонких слябов, поскольку общая степень обжатия в данном случае меньше, чем при использовании обычных слябов. Обжатие слитка с жидкой сердцевиной в роликовых проводках способствует быстрому схождению фронтов кристаллизации, уменьшению расстояния между осями дендритов и повышению однородности металла. Обратное движение выдавливаемого при

обжатию жидкого металла действует подобно электромагнитному перемешиванию с переходом столбчатых кристаллов в равноосные с однородной зоной в средней части полосы.



а - с обжатием в валках: 1 - кристаллизатор; 2 обжимные ролики (усилие 500 кН); 3 - валки (усилие 2500 кН); б - вариант Н².

Рисунок 8.19 – Варианты кристаллизаторов с обжатием не полностью затвердевшего слитка.

Существуют различные варианты МНЛЗ с мягким обжатием слитка, различающиеся расположением и количеством обжимных валков. В частности, регулирование толщины незатвердевшего сляба - процесс LCR (Liquid Core Reduction) - с середины 1990-х годов применяется и в тонкослябовых МНЛЗ, производимых фирмой SMS.

Поиск оптимальной конструкции кристаллизатора и технологии разливки стали с обжатием не полностью затвердевшего слитка продолжается. На рисунке 8.19 приведены перспективные варианты кристаллизаторов с обжатием сляба на МНЛЗ]. Вариант а представляет собой сочетание тонкослябового кристаллизатора с двухвалковой литейной машиной; вариант б, разработанный фирмой Danieli и получивший обозначение Н², отличается овальным сечением

кристаллизатора по всей высоте и профилированными роликами, обеспечивающими постепенный переход к прямоугольному сечению.

8.3.2 *Ленточные и валковые литейные машины для прямого получения полосы*

Одним из наиболее перспективных направлений развития машин непрерывного литья является литье жидкой стали в зазор между двумя вращающимися охлаждаемыми валками. Подобная машина заменяет целую технологическую линию.

Помимо значительного сокращения металлоемкости и габаритов оборудования достигается существенная экономия энергозатрат и обеспечивается получение ленты с микрокристаллической структурой, повышенной коррозионной стойкостью и улучшенными прочностными свойствами.

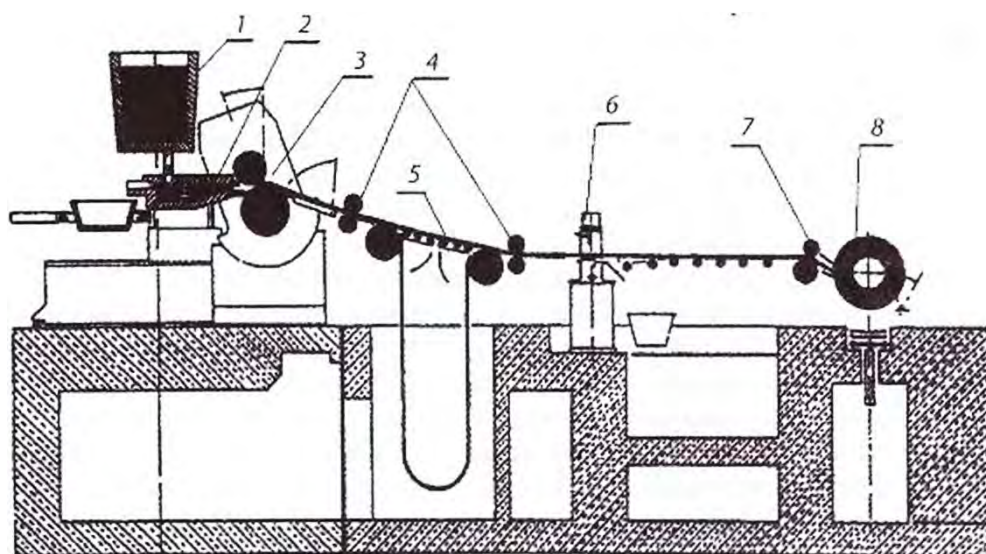
В отличие от традиционных МНЛЗ технология прямого получения полосы не требует ни шлакообразующей смеси, ни смазки; кристаллизатор - охлаждаемый валок или бесконечная лента имеет одну и ту же скорость с отливаемой полосой. Таким образом, обеспечивается лучший контакт между поверхностью валка и зоной кристаллизации металла, что приводит к исключительно высокой теплопередаче и, как следствие, к высокой скорости охлаждения и получению микрокристаллической структуры полосы. В сочетании со значительным упрощением технологии и экономией энергоресурсов это обуславливает повышенный интерес к подобной технологии в разных странах. Одно из названий такой технологии, употребляемых за рубежом, - TWG (Twin Roll Castings).

В 1990 г. фирма Krupp начала эксплуатацию на заводе «Унна» опытной двухвалковой машины горизонтального типа для непрерывной разливки тонкой полосы (рисунок 8.23). Машина имеет два водоохлаждаемых литейных ролика различных диаметров. Верхний ролик диаметром 600 мм смещен относительно нижнего, имеющего диаметр 950 мм, в направлении промежуточного ковша. Требования к роликам весьма высоки. Они должны отводить тепло от жидкой стали и отдавать его охлаждающей воде. При этом не допускается их деформация, что привело бы к колебаниям толщины полосы. Важным аспектом является точное регулирование уровня жидкого металла.

Обеспечивая погружение верхнего ролика в жидкий металл на глубину около 5 мм, можно гарантировать равномерную толщину полосы.

Машина рассчитана на получение полосы толщиной 1,5-4,5 мм, шириной 700-1050 мм при скорости 5-60 м/мин.

Исследование процесса непрерывного литья стальной полосы на двухвалковой машине вертикального типа фирма Thyssen Stahl начала в 1985 г. Опытная машина (рисунок 8.24), на которой проводились исследования, имеет валки диам. 580 мм и позволяет регулировать скорость литья от 6 до 600 м/мин.

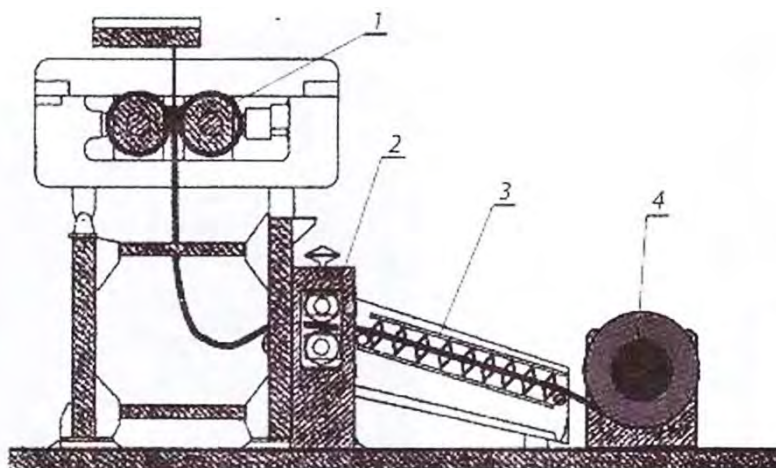


1 - сталеразливочный ковш; 2 - промежуточная емкость; 3 - двухвалковая литейная машина; 4 - тянущие ролики; 5 - петлевое устройство; 6 - маятниковые ножницы; 7- направляющие ролики; 8 моталка с подъемником рулонов.

Рисунок 8.20 – Горизонтальная двухвалковая машина фирмы Krupp для литья полосы.

На этой установке получены полосы из высококремнистых, углеродистых, высоколегированных и коррозионностойких сталей. С использованием полученных при экспериментах результатов фирма Thyssen Stahl совместно с французской фирмой Usinor Sacilor создали опытно-промышленную двухвалковую установку, получившую название Myosotis. На установке отливают полосы толщиной 2-4 мм при скорости 30-90 м/мин. Более 70% полученной полосы пригодно для холодном прокатки. Исследования в этом направлении проводятся рядом фирм

США, Японии, Франции, Германии, Англии, Южной Кореи, Италии и России.



1 - литейная машина; 2 - тянущее устройство; 3 - участок охлаждения; 4 - моталка

Рисунок 8.21 – Опытная вертикальная двухвалковая установка фирмы Thyssen для литья полосы.

Результаты исследований фирм Thyssen и Usinor Sacilor были дополнены частными фирм VAI (Австрия), Acciai Speciali Terni и CSM (Италия) в одном проекте, получившем название «Eurostrip» [5.24].

В 1999 г. на заводе в г. Крефельде (Германия) была разлита первая промышленная плавка коррозионностойкой стали массой 36 т, получен лист шириной 100 мм и толщиной 3 мм. С 2000 г. устойчиво разливается полный ковш вместимостью 90 т.

В 1992 г. спроектирован, изготовлен и введен в опытную эксплуатацию агрегат АМКЛ-300 для получения микрокристаллической ленты, состоящий из литейной двухвалковой машины (диаметр валков 600 мм, ширина валков 300 мм, усилие в валках 1 т/см, окружная скорость до 15 м/с), ножниц и моталки для смотки рис. 5.25). В дальнейшем при проведении опытных плавков была добавлена тянущая клеть для предварительного обжата ленты перед смоткой.

Разливкой на двухвалковой машине получены ленты толщиной 0,1-0,35 мм и шириной до 300 мм из стали различных марок и сплавов: электротехнических, коррозионностойких, жаропрочных и др.

Благодаря высокой скорости охлаждения (105 °С/с) при получении ленты в двух валках образуется микрокристаллическая структура, способствующая повышению пластичности, коррозионной стойкости,

износостойкости ленты, а также уменьшению потерь на перемагничивание.

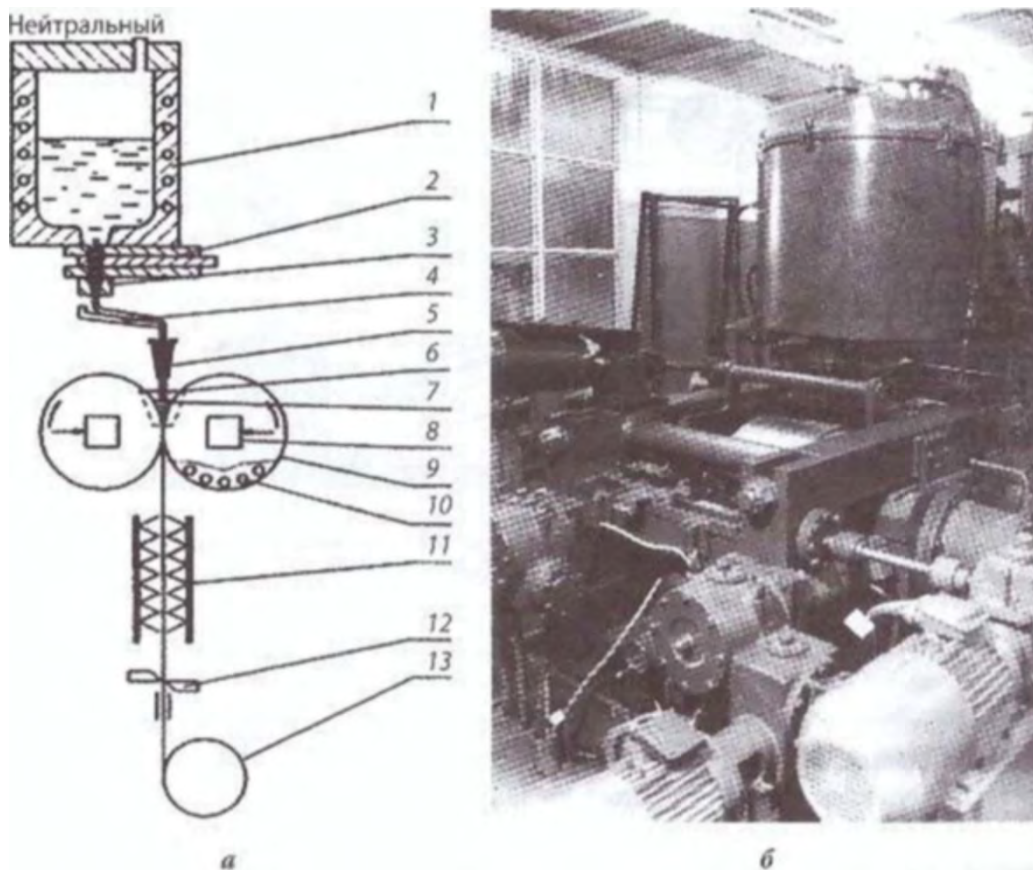
На АМКЛ-300 был проведен большой объем научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ для отработки технологии литья и решения технологических задач по следующим направлениям: стабилизация подачи рас плава; подбор и проверка огнеупорных изделий из различных материалов (шиберные плиты, сопла, погружные стаканы, дозирующие огнеупоры и др.); подбор и исследование различных материалов боковых ограничителей валков; подбор и исследование различных материалов бандажей валков, влияющих на их стойкость и теплопроводность; определение параметров водяного охлаждения валков; вторичное охлаждение ленты; смотка ленты и др.

Основными элементами двухвалковых машин являются валки-кристаллизаторы, которые имеют бронзовые бандажы с высокой теплопроводностью и интенсивным внутренним водяным охлаждением. Валки устанавливаются в станине. Привод валков осуществляется через синхронизирующую шестеренную клетку от двигателя постоянного тока, позволяющего плавно регулировать скорость вращения валков. Машина снабжена механическими и гидравлическими устройствами, позволяющими управлять положением створа валков, перемещать валки и регулировать усилие их прижатия.

Усилие на валках оказывает влияние на точку смыкания корочек, температуру выходящей полосы, условия ее прокатки и в результате на качество и геометрические параметры полосы.

Высокая скорость охлаждения металла при литье на двухвалковых машинах обеспечивает получение ленты с микрокристаллической структурой, обеспечивающей высокие физико-механические свойства: пластичность, коррозионную стойкость, а также низкие потери на перемагничивание и др.

Получение стальных листов толщиной 1-6 мм на двухвалковой машине в 3-4 раза экономичнее традиционного способа получения горячекатаного листа с применением слябовых машин непрерывного литья и станов горячей прокатки. Сокращение расходов энергии при получении горячекатаного листа из нержавеющей стали на двухвалковой машине составит около 1500 мДж/т.



а - принципиальная схема; б - общий вид АМКЛ-300

1 - индукционная печь; 2 - шиберный затвор; 3 - дозатор; 4 - желоб; 5 - распределительное сопло; 6 - боковой ограничитель; 7 - ванна расплава; 8 подушка валка; 9 - валок; 10 - охлаждение валка; 11 - вторичное охлаждение; 12 - ножницы; 13 моталка

Рисунок 8.22 – Опытная двухвалковая машина

Технология и оборудование для непрерывной разливки стали всех видов постоянно совершенствуются в двух основных направлениях: повышение качества слитков и производительности МНЛЗ путем увеличения скорости разливки и количества серийно разливаемых плавков; уменьшение продолжительности простоев, связанных с ремонтом и текущим обслуживанием оборудования.

В связи с широким применением совмещения литья с прокаткой особое внимание уделяется приближению сечения заготовки к параметрам готового проката. Это позволяет существенно сократить

габариты, энерго- и металлоемкость прокатного оборудования, но предъявляет повышенные требования к структуре отливаемой заготовки.

Необходимым условием достижения поставленных целей является высокий уровень автоматизации и контроля параметров, в особенности уровня мениска в кристаллизаторе.

Наблюдаемый в последние годы спрос на высококачественную сталь сочетается с необходимостью повышения производственной мощности оборудования, что даст импульс развитию высокоскоростных МНЛЗ с широкими технологическими возможностями.

Основные тенденции развития непрерывной разливки стали: увеличение скорости вытягивания заготовок и серийности разливки, повышение надежности оборудования и стойкости основных элементов, сокращение простоев, связанных с ремонтом и обслуживанием оборудования, увеличение пропускной способности оборудования.

9 ЛИТЕЙНО-ПРОКАТНЫЕ АГРЕГАТЫ

Идея получения металлического проката непосредственно из жидкого металла была впервые выдвинута Г.Бессемером еще в 1857 г. (рисунок 9.1). Предложенное устройство включает в себя водоохлаждаемые чугунные валки, между которыми происходит кристаллизация металла и две пары калибрующих валков.

Применение подобной технологии позволяет существенно упростить и удешевить производственный процесс за счет исключения ряда операций, снизить потери металла и энергии, существенно улучшить условия труда и т.д. Однако эта идея, была реализована лишь спустя столетие при достижении соответствующего уровня техники. Еще в 40-е годы прошлого века отечественные и зарубежные разработки в этой области были представлены рядом не внедрённых в промышленность изобретений (например, схема на рисунке 9.2), а сведения об опыте внедрения и эксплуатации отсутствовали ввиду закрытости данной тематики.

Первоначально на практике удалость осуществить получение заготовок непрерывным литьем на вертикальных машинах для последующей прокатки обычными методами. Однако применение МНЛЗ вертикального типа значительно снижало экономические показатели процесса в целом, так как, несмотря на отсутствие в составе комплекса обжимных станов, капитальные затраты на строительство оставались значительными. При этом отсутствовала возможность непосредственного совмещения литья с прокаткой.

Только с появлением радиальных МНЛЗ удалось существенно снизить высоту здания и капитальные затраты на строительство.

При создании первых мини-заводов прокатное оборудование размещалось произвольно по отношению к отделению непрерывной разливки стали, иногда на значительном удалении. Задача использования тепла непрерывнолитых заготовок не ставилась. Затем с целью экономии энергии все чаще стали применять горячий посад (прямую прокатку), т.е. прокатку без дополнительного нагрева или с незначительным подогревом заготовки в проходной печи при использовании тепла, имеющегося в заготовке при выходе с МНЛЗ. Для этого на большинстве современных мини-заводов, выпускающих прокат черных металлов, прокатное оборудование располагают в непосредственной близости к

МНЛЗ с образованием единых литейно-прокатных агрегатов. Это обеспечивает значительную экономию капитальных затрат, энергоносителей, уменьшает занимаемую площадь и сокращает до минимума продолжительность технологического цикла, что послужило основой массового применения литейно-прокатных агрегатов в мини-заводах. Такие преимущества ЛПА, как компактность, экономичность, энергосберегающие технологии, высокая степень автоматизации и минимальные затраты, идеально совпали с принципами построения мини-заводов.

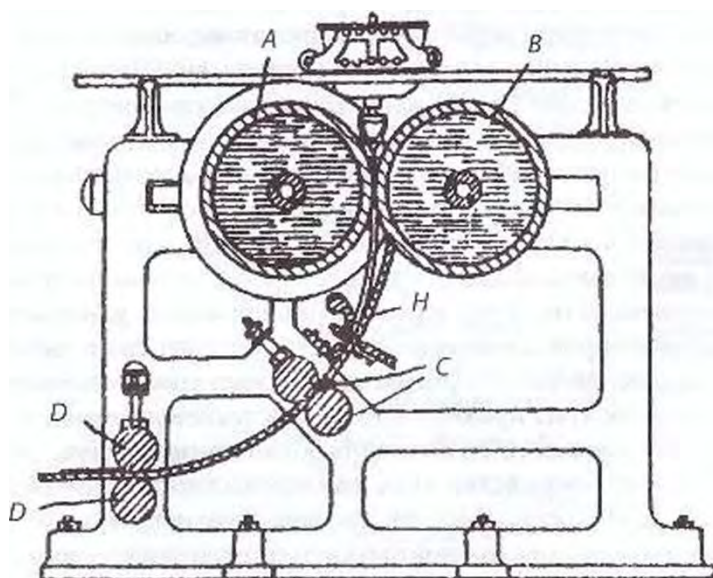
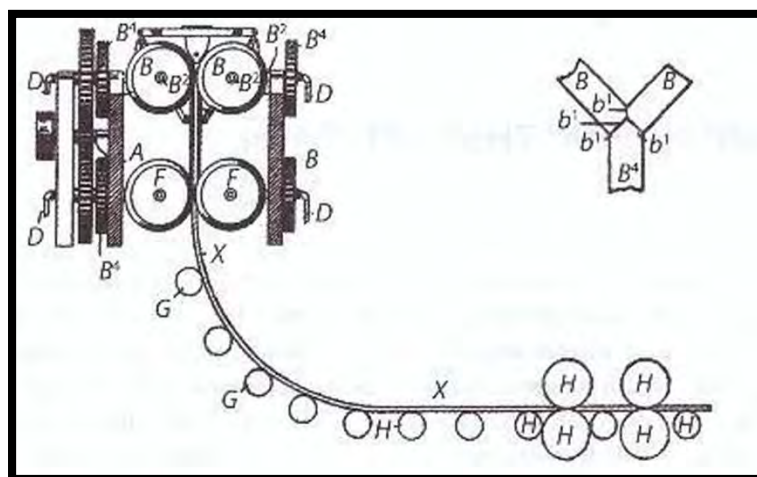


Рисунок 9.1 - Устройство для производства листа непосредственно из жидкого металла: А, Б - чугунные водоохлаждаемые валки; С, D - палки; Н - направляющая

Рисунок 9.2 - Вариант конструкции литейно-прокатного агрегата



Технико-экономические преимущества совмещения непрерывной разливки с прокаткой дают основания предполагать бурное развитие различных видов ЛПА при производстве стального проката широкого марочного и размерного сортамента, как на металлургических мини-заводах, так и на металлургических комбинатах с полным циклом

производства; более всего компактность, экономичность, технологическая гибкость, высокие экологические показатели литейно-прокатных агрегатов и комплексов соответствуют концепции современных мини-заводов, роль которых в будущем, согласно многочисленным прогнозам, будет возрастать. В мировой металлургии идет постоянный поиск новых принципиальных конструктивных и технологических схем мини-заводов.

Для осуществления идеи совмещения литья с прокаткой потребовалось решение ряда технических проблем: большая разница скоростей вытягивания заготовки (1-5 м/мин) и прокатки в первой клетке станов обычной конструкции (до 30 м/мин), низкая стойкость кристаллизаторов МНЛЗ, необходимость четкого согласования температурных режимов и обеспечения гарантированного высокого качества отливаемой заготовки.

Первоначально непосредственное совмещение литья с прокаткой было реализовано для более легкоплавких и пластичных цветных металлов: алюминия и меди. Большие работы по развитию непрерывных литейных машин для цветных металлов проводили итальянская фирма Properzi, американская Hunter и французская Pechine.

Опыт, накопленный при создании и эксплуатации ЛПА на заводах цветной металлургии, позволил перейти к совмещению непрерывного литья и прокатки различных стальных профилей.

Параллельно с исследованием процесса непрерывного литья и созданием первых промышленных образцов МНЛЗ в 50-х годах прошлого столетия в СССР были начаты работы по совмещению литья и прокатки стальных изделий.

Непрерывнолитая заготовка сечением 40x40 мм после индукционного нагрева прокатывалась в планетарном стане до сечения 8x8 мм и затем в трех клетках для получения катанки диаметром 6 мм. Исследования образцов проволоки показали хорошие результаты: механические свойства оказались более высокими, чем при традиционной технологии.

В 60-70-х годах прошлого столетия велись разработки и исследования технологического процесса производства круглых стальных заготовок для труб методом совмещения непрерывной разливки и прокатки в трехвалковых клетках, позволяющих увеличить

значение обжатий слитка, уменьшить габариты и вес прокатного стана [7.4]. Непрерывная прокатная группа состоит из четырех греб валковых клетей с индивидуальным приводом. Диаметр валков от 400 до 630 мм. На рисунке 9.3 показан опытный литейно-прокатный агрегат с трехвалковой клетью 630.

С учетом результатов исследований было принято решение о создании промышленного агрегата с планетарным станом, который в 1979 г. был создан и введен в эксплуатацию на заводе «Электросталь». ЛПА на протяжении многих лет успешно эксплуатируется на заводе «Электросталь» и имеет следующие характеристики: емкость индукционной печи 1,1 т; масса плавки 1 т; сечение слитка 60x80 мм; скорость литья 1,5–4,0 м/мин; диаметр катанки 8–12 мм; скорость прокатки свыше 5 м/с. Основная особенность действующего агрегата заключается в том, что в качестве обжимной машины использован сортовой планетарный стан.

На рисунке 9.3 показано развитие технологического процесса получения проволоки в результате внедрения ЛПА прямого совмещения с планетарным станом в качестве обжимной клетки, на рисунок 9.4 - внешний вид агрегата.



Рисунок 9.3 – Опытный литейно-прокатный агрегат с трехвалковой клетью для получения трубной заготовки

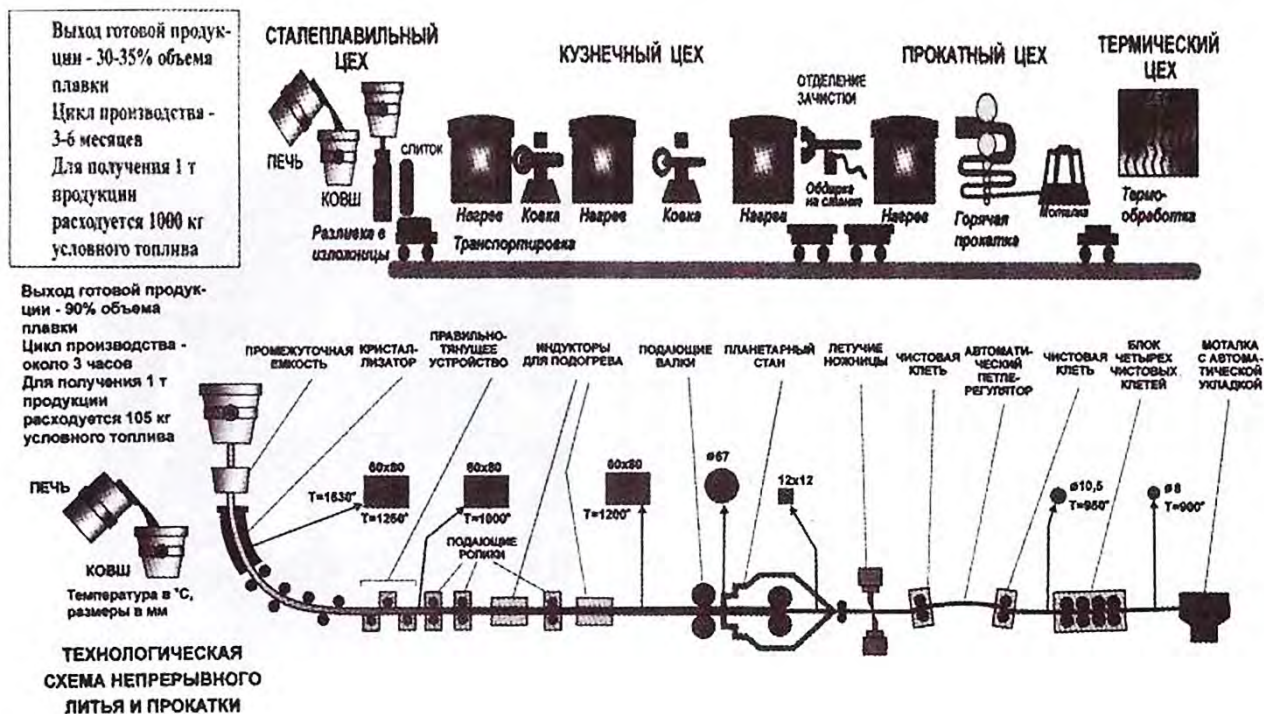


Рисунок 9.4 – Технологический процесс производства высококачественной проволоки до и после внедрения ЛПА на заводе «Электросталь»

Применение ЛПА для получения проволоки из высоколегированной труднодеформируемой стали позволило уменьшить продолжительность производственного цикла с 3-6 мес. до 3 ч и при этом увеличить выход годной продукции с 30-35 до 90%.

Производство по этой технологии катанки из коррозионностойких и высоколегированных сталей, а также из жаропрочных сплавов и сплавов с особыми физическими свойствами дает возможность сократить продолжительность технологического цикла почти в 100 раз, снизить расход энергии на подогрев металла более чем в три раза и потери металла в пять раз по сравнению с традиционной многоступенчатой технологией. Себестоимость катанки из углеродистых сталей ниже на 20%, а из сплавов типа железохромалюминиевых - в пять раз. При этом обеспечивается высокое качество проката.

Работы по совмещению непрерывного литья с прокаткой проводились рядом зарубежных фирм. По ориентировочным данным на начало 1972 г. на зарубежных заводах находились в эксплуатации 18 ЛПА общей производительностью около 5 млн.т. В зарубежной практике вначале получили распространение заготовочные литейно-прокатные

агрегаты, осуществляющие прокатку непрерывнолитых заготовок с целью уменьшения сечения и улучшения структуры слитков. Слябовые ЛПА к 1970-м годам были установлены на заводах фирм McLough Steel в г. Детройте (США), Vereinigte Österreichische Eisen und Stahlwerke в г. Линце (Австрия), Badische Stahlwerke в г. Коле (ФРГ), ЛПА для производства сортовых заготовок - на заводах фирм Badische Stahlwerke в г. Кеде (ФРГ), National Steel, Timken Rolling Bearing, Inland Steel (США) и др. На рисунке 9.6 показаны разновидности заготовочных ЛМА, разработанных фирмой Böhler (Австрия). Варианты различаются расположением прокатных клетей, наличием или отсутствием нагревательного и правильно-тянущего устройства. При отсутствии правильно-тянущего устройства его функции выполняют прокатные клети.

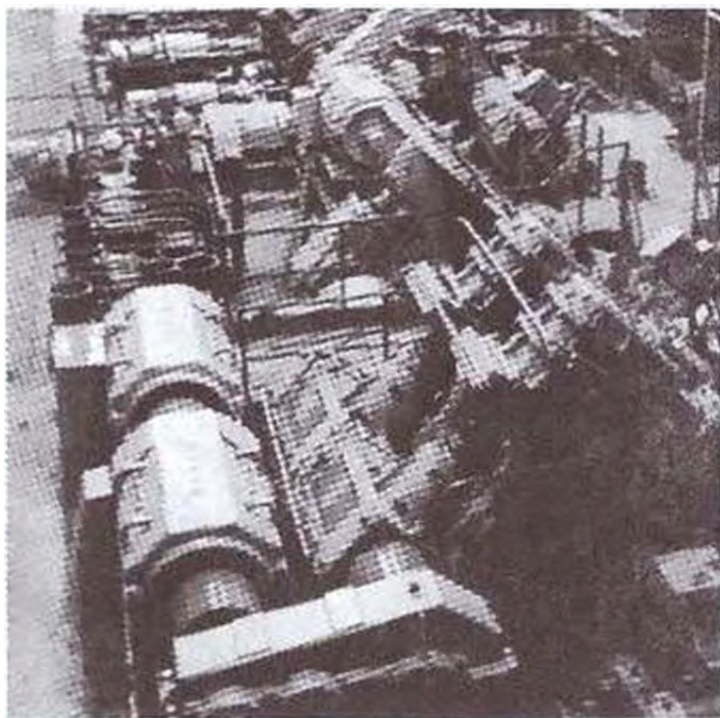


Рисунок 9.5 – Внешний вид ЛПА, установленного на заводе «Электросталь»

В процессе исследований варианта а (см. рисунок 9.6) было установлено, что в ряде случаев необходимость выравнивания температуры по сечению заготовки отсутствует и возможно обжатие заготовки после полного затвердевания металла (вариант б). В этом случае выравнивание температуры заготовки происходит только по ее периметру. В варианте в деформация происходит при наличии жидкой сердцевины. Это позволяет в значительной степени устранять ликвацию в заготовке.

Понадобились значительное время и широкомасштабные исследования, чтобы при совмещении литья с прокаткой перейти к производству полосового проката.

В отечественной металлургии, несмотря на успехи, достигнутые на первоначальных этапах, развитие и внедрение ЛПА надолго затянулось. До настоящего времени на металлургических комбинатах и мини-заводах в эксплуатации находятся оборудование для разливки жидкой стали и прокатные станы, расположенные в отдельных цехах. При этом возникает проблема сохранения тепла жидкого металла и экономии энергозатрат при нагреве заготовок перед прокаткой и непосредственно в процессе прокатки. Для этого интенсивность вторичного охлаждения МНЛЗ уменьшают до минимально допустимого уровня при условии обеспечения качества металла и прочности корки слитка, а также применяют специальные средства сохранения тепла, в том числе теплоизоляцию на тележках для перевозки слитков, как, например, на заводе фирмы Nippon Steel в г. Сумитомо (Япония).



Рисунок 9.6 – Схемы заготовочных литейно-прокатных агрегатов, реализующих способ B-S-R.

С целью экономии энергии все чаще стали применять горячий посад (прямую прокатку), т.е. прокатку без дополнительного нагрева или с незначительным подогревом заготовки в проходной печи при использовании тепла заготовки, имеющегося при выходе с МНЛЗ.

На выходе из МНЛЗ температура осевой зоны непрерывнолитой заготовки на 100-200 °С превышает температуру поверхности. Поэтому при непосредственном совмещении литья и прокатки для получения необходимого качества изделия требуется относительно малая степень обжата (2,5-3,0 вместо 8-10 по традиционной технологии), что объясняется возможностью более эффективной деформации сердцевины прокатываемой заготовки. Это даст возможность приблизить размеры заготовки к размерам готового изделия и, таким образом, существенно уменьшить металлоемкость и габариты оборудования, сократить расходы энергоносителей и требуемую площадь.

Существует большое количество вариантов литейно-прокатных агрегатов, различающихся назначением (видом выпускаемой продукции), конструкцией применяемой МНЛЗ и обжимных (черновых) прокатных клетей, а также способом совмещения литья с прокаткой. Это обуславливает необходимость решения существенно различающихся технологических задач и применения разнообразных конструктивных схем.

В последнее время большое значение придается получению заготовок с размерами сечения, максимально приближенными к размерам готового проката. При этом сокращаются энергозатраты, увеличивается производительность оборудования, однако для получения проката стали сложных марок ответственного назначения, требуемой структуры необходимы многократная пластическая деформация заготовки и, соответственно, большой припуск на обжатие.

Высокая производительность ЛПА при литье заготовок минимальных размеров обеспечивается применением многоручьевых МНЛЗ, соединенных с однопочковым прокатным станом.

9.1 Основные разновидности литейно-прокатных агрегатов, технико-экономические характеристики и преимущества

За последние десятилетия в металлургической промышленности многих стран разработано и реализовано большое количество ЛПА различного назначения и производительности с разнообразным составом

оборудования и конструктивным исполнением, определяемых конструкцией, применяемой МНЛЗ и обжимных (черновых) прокатных клетей, а также способом совмещения литья с прокаткой.

По назначению ЛПА делятся на сортовые и листовые (полосовые). По-видимому, на некоторых зарубежных заводах в эксплуатации могут находиться заготовочные АПЛ, выпускающие сортовые заготовки и слябы уменьшенных сечений, приближенных к сечению готового проката.

Плоский прокат независимо от толщины носит название листового. В зарубежной литературе для обозначения оборудования, производящего длинномерный тонколистовой прокат в рулонах, применительно к станам и ЛПА чаще употребляется термин «*полосовые*».

Перспективным направлением является получение сортовых заготовок на слябовых МНЛЗ путем разрезания широкого сляба или деления слитка специального сечения профилированными валками. Один из возможных вариантов получения сортовых заготовок на слябовой МНЛЗ - разливка блока заготовок шестигранного сечения и их деформация в прокатных клетях со степенью обжатия от 5 до 90% и с разделением методом огневой резки или продольной прокаткой. При этом расширяются технологические возможности оборудования и появляется реальная альтернатива многоручьевым сортовым МНЛЗ.

При выборе ЛПА важную роль играют такие факторы, как требуемая производительность, марочный и геометрический сортамент производимого проката, требования по качеству готовой продукции и т.д.

Как для сортовых, так и для полосовых ЛПА известны три варианта совмещения литья с прокаткой: наиболее распространенный дискретный с промежуточным осмотром, зачисткой и нагревом заготовок в проходной печи; непрерывный с прямым совмещением с индукционным подогревом кромок заготовок в потоке; комбинированный с возможностью реализации первого и второго способов.

Первый вариант предполагает дополнительные потери тепла и энергозатраты на их компенсацию, однако позволяет вести прокатку с высокой скоростью, обеспечивающей оптимальные условия службы валков. При этом появляется возможность создания и использования запаса заготовок, а также исправления поверхностных дефектов.

Прямое совмещение литья с прокаткой обеспечивает плавную работу всех механизмов и максимальное использование тепла разливаемой заготовки, но предъявляет высокие требования к поверхности заготовки и не позволяет использовать остывшие заготовки. В этом случае скорость прокатки зависит от скорости вытягивания заготовки, которая на лучших сортовых МНЛЗ не превышает пока 5-7 м/мин, при этом прокатные валки находятся в более длительном контакте с раскаленным металлом и подвергаются усиленному износу. Кроме того, отсутствует возможность устранения поверхностных дефектов заготовки, создания и использования запаса заготовок. Однако повышение качества жидкой стали, совершенствование технологии разливки, применение высокоэффективных кристаллизаторов сложной формы, электромагнитного перемешивания и прогрессивных методов водо-воздушного охлаждения заготовок позволяют гарантированно получать заготовки с высоким качеством поверхности и применять прямое совмещение литья с прокаткой.

При комбинированном способе при необходимости можно использовать любой из первых двух вариантов и, таким образом, обеспечивать наибольшую гибкость технологических процессов. Неотъемлемой составной частью любого ЛПА является нагревательное устройство, предназначенное для обеспечения равномерного нагрева заготовок перед входом в прокатный стан. Как правило, в качестве нагревательных устройств применяют проходные туннельные печи с газовым нагревом, предназначенные для подогрева кромок заготовки и выравнивания температуры по длине и сечению слитка. Известно также применение в ЛПА индукционного нагрева.

Одним из направлений при совмещении литья с прокаткой, особенно при получении готового проката малого поперечного сечения, является получение заготовок с размерами сечения, максимально приближенными к размерам готового проката.

Зависимость длины технологической линии по производству двутавровых балок от степени приближения сечения заготовки к профилю готового проката показана на примере производства широкополочных балок. Первая установка для литья двутавровых исходных профилей была введена в эксплуатацию в 1968 г. на заводе

Algomа Steel в Канаде. С тех пор фирма Slösmann Siemag поставила 15 установок в США, Японию и на Тайвань.

Создание совмещенных ЛПА требует решения сложного комплекса инженерных задач, касающихся выбора технологии литья и прокатки и способов их совмещения, оптимальных вариантов МНЛЗ и обжимного оборудования и т.д. Важно получение готового проката требуемых размеров и качества, с минимальными потерями металла, экономическими и энергетическими затратами.

Технико-экономические показатели литейно-прокатных агрегатов определяются конструкцией основных элементов, оптимальным выбором скоростных и температурных режимов, способом соединения машины непрерывного литья заготовок с прокатным станом.

Ниже рассматриваются существующие конструктивные элементы, которые в соответствии с модульным принципом построения оборудования могут быть использованы в различных сочетаниях, даны рекомендации по выбору оптимальных параметров, а также примеры конкретного выполнения литейно-прокатных агрегатов.

9.2 Сортовые литейно-прокатные агрегаты

9.2.1 Особенности совмещения различных вариантов литья и прокатки сортовых заготовок

Известны сортовые ЛПА с различными вариантами совмещения литья и прокатки. Однако большинство эксплуатируемых в мире агрегатов работают с промежуточным складированием и последующим разогревом заготовок. Долгое время это было связано с низким качеством поверхности заготовок и необходимостью ее зачистки, а также с низкой скоростью разливки. Совершенствование технологии литья, поиск оптимальных параметров промежуточного подогрева заготовок и применение наиболее подходящих вариантов обжимных клетей позволили перейти к прямому совмещению литья и прокатки, при котором непрерывно отливаемая заготовка, проходя через индукционный нагреватель или газовую проходную печь, поступает в приемную клеть прокатного стана. Помимо значительного сокращения энергетических затрат, металлоемкости и габаритов оборудования при этом обеспечиваются условия существенного повышения качества продукции: заготовка, поступающая из МНЛЗ непосредственно на прокатку, в отличие от заготовок, нагретых в печи, имеет более нагретую

осевую зону, что дает возможность предотвратить трудноустраняемые дефекты в средней части слитка.

Одной из основных проблем при создании ЛПА с прямым совмещением является согласование скорости выхода литой заготовки со скоростью входа ее в прокатный стан, определяемую его техническими параметрами и экономической целесообразностью. Скорость выхода слитка из МНЛЗ существенно ниже оптимальной скорости подачи заготовки в первую клеть прокатного стана. Разница скоростей приводит к многократной недогрузке прокатного стана традиционной конструкции, а также к повышенному износу валков первой (приемной) клетки. Проведенные конструкторские и исследовательские работы позволили разрешить эту проблему. Длительная эксплуатация ЛПА с планетарным станом подтвердила эффективность сортовой планетарной прокатки и применения их на агрегатах небольшой производительности, предназначенных для выпуска продукции из высоколегированных сталей и сплавов.

Другой вариант сортового ЛПА с прямым совмещением литья и прокатки, для (НГМК), для черновой прокатки предусматривает малогабаритную обжимную группу чередующихся горизонтальных и вертикальных клеток. Применение прямого совмещения по сравнению с прокаткой из штучных непрерывнолитых заготовок с питанием стана через склад обеспечивает экономию энергозатрат на 160 кВт*ч на 1 т готового проката и позволяет уменьшить массу основного технологического оборудования на 1000 т за счет исключения методической нагревательной печи с шагающим подом, оборудования для загрузки заготовок в печь и выгрузки из нее, трубопроводов подачи газа, воды и воздуха и др.

При прямом совмещении литья с прокаткой решается одна из важнейших технологических задач оптимизация температурного и скоростного режимов. Для регулирования температуры заготовки обычно применяют индукционные нагреватели. Так, при проектировании сортового ЛПА с малогабаритной обжимной группой клеток для НГМК с целью повышения точности подогрева заготовки было предложено использовать двухсекционный индуктор с постоянной мощностью одной секции и переменной мощностью второй секции, определяемой из соотношения

$$N_{\text{рег}} = K * v * (2t_3^{\text{cp}} - 1,9t_1^n - 0.625t_2^n - 273) - A$$

где $N_{\text{рег}}$ - мощность теплового потока регулируемой секции индуктора, кВт;

K - коэффициент, учитывающий сечение отливаемой заготовки, равный 1,02-1,38 кВт*с/(м*°С);

v - скорость вытягивания слитка, м/с; t_1^n, t_2^n - температура поверхности заготовки на входе в первую секцию индуктора и на выходе из второй секции соответственно, t_3^{cp} - заданное среднее значение температуры поверхности заготовки перед прокаткой, °С;

A - постоянная величина регулируемого потока мощности, равная 350-380 кВт.

В начальной стадии процесса уровень металла в кристаллизаторе поддерживается регулированием скорости тянущих роликов, а с началом прокатки функция тянущих роликов передается первой клетки прокатного стана. Тепловые потоки в исходном состоянии в обеих секциях задаются постоянными, затем регулируемая секция в соответствии с показаниями датчиков температуры и скорости выходит на установившийся режим, обеспечивая заданную температуру заготовки по всему сечению в пределах 1200-1260°С.

Способ совмещения МНЛЗ и прокатного стана зависит от конструкции обжимных клеток: применение винтовой прокатки возможно только при дискретной подаче заготовок, а планетарная прокатка, напротив, предполагает непрерывную подачу заготовки во избежание динамических ударов в подшипниковых узлах. Применение малогабаритной обжимной группы дает возможность использовать каждый из указанных вариантов, а также комбинированный способ, позволяющий использовать достоинства обоих способов совмещения литья с прокаткой.

В сорговых ЛПА наряду с пламенными проходными печами с прямой или боковой загрузкой может быть с успехом применен индукционный нагрев (рисунок 9.7). По данным компании Ajax Magnethermic, по сравнению с газовым обогревом экономия на энергоносителе достигает 50-60%, а образование окалины снижается с 2 до 0,25%.

Величина индукции и глубина её проникновения в металл зависят от магнитной проницаемости и электропроводности материала, от

частоты и конценрации подводимой энергии. Степень нагрева пропорциональна квадрату силы тока, протекающего по катушке. Почти 90% тепла концентрируется в поверхностном слое, соответствующем глубине проникновения индукции. Затем теплота распространяется к центру заготовки.

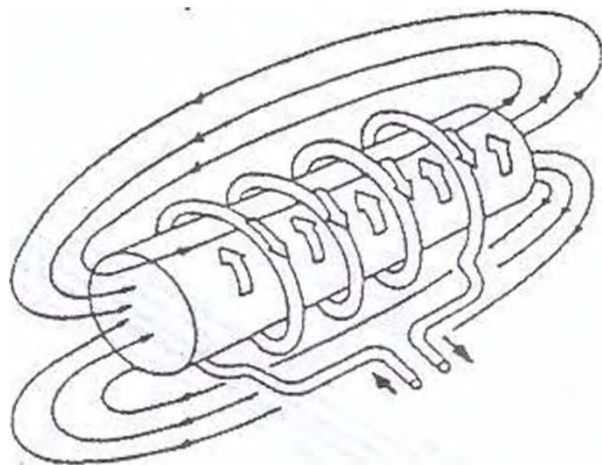


Рисунок 7.8. Принцип индукционного нагрева поверхностного слоя заготовок.

При индукционном нагреве потери тепла не превышают 1%, обеспечивается равномерный нагрев (без непрогретых мест, перегрева поверхности или кромок), отсутствуют продукты сгорания и обеспечивается полная автоматизация технологического процесса. При этом возможно как прямое совмещение литья с прокаткой с незначительным подводом тепла для выравнивания температуры и подогрева кромок, так и работа с нагревом холодных заготовок (рисунок 9.8).

В последних разработках сортовых литейно-прокатных агрегатов, предпочтение отдается комбинированному варианту совмещения литья с прокаткой, обеспечивающему возможность как прямого совмещения (непосредственной подачи бесконечной заготовки в прокатный стан), так и работы с промежуточным складированием, подогревом и дискретной прокаткой отдельных заготовок. Подобный вариант предусмотрен при разработке сортового литейно-прокатного агрегата в г. Ярцево (рисунок 9.9). Предложенная схема ЛПА позволяет:

- осуществлять совмещенный процесс разливки и прокатки без порезки заготовки на мерные длины и дискретную прокатку порезанных заготовок;
- производить как готовый мелкосортной прокат, так и товарные заготовки;

- создавать и использовать запас холодных заготовок при необходимости с зачисткой поверхности;
- для легированных сталей, требующих дополнительного нагрева перед прокаткой, и остывших заготовок увеличивать время их нахождения в печи при поперечном перемещении;
- в случае возникновения нештатных ситуаций или при выявлении недогретых заготовок возможны их уборка и повторный нагрев.

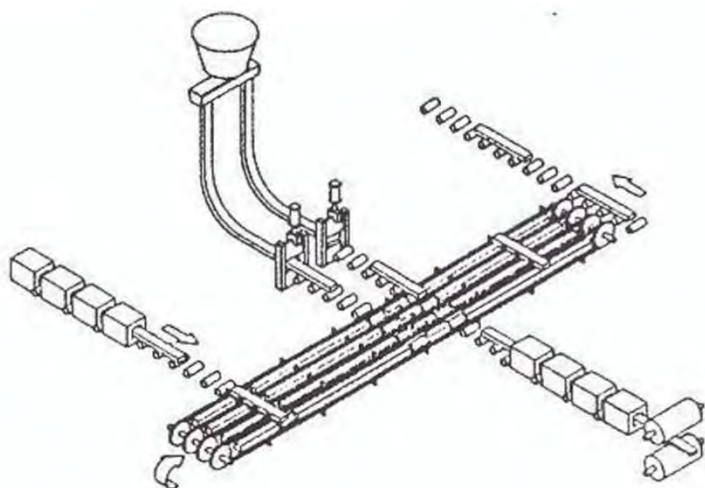


Рисунок 9.8 – Схема литейно-прокатного агрегата с индукционным нагревом заготовок, предусматривающая и прямой, и повторный нагрев их заготовок с промежуточного склада

9.2.2 Основные виды сортовых литейно-прокатных агрегатов

В ряде стран разработано и внедрено много вариантов сортовых ЛПА, различающихся типами машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) и обжимных клетей, а также способом передачи заготовки в обжимные клетки.

Ниже приведены некоторые варианты ЛПА с наиболее отработанными конструктивными и технологическими параметрами, рекомендуемые к внедрению в промышленности.

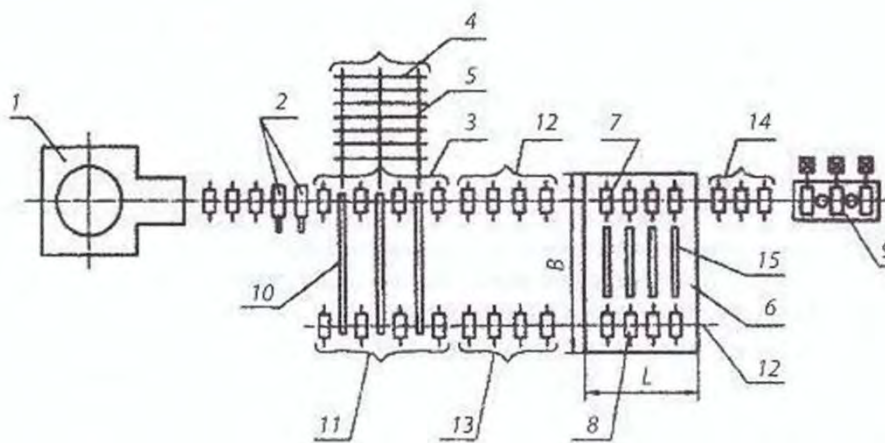


Рисунок 9.9 – Схема ЛПА с комбинированным совмещением литья и прокатки. 1 - радиальная МНЛЗ; 2 - ножницы; 3 - приемный рольганг; 4 - холодильник; 5 - механизм поперечного перемещения заготовок; 6 - нагревательная печь; 7,8- внутripечные рольганги; 9 - малогабаритная обжимная группа прокатных клетей; 10 шлеппер; 11,12, 13, 14 рольганги; 13 устройство поперечного перемещения заготовок

Чаще всего в составе сортовых ЛПА применяют радиальные МНЛЗ или криволинейные с многоточечным разгибом. В ряде случаев, особенно при низком расположении цеховых подкрановых путей и относительно небольшой производительности возможно и целесообразно использование МНЛЗ наклонного или горизонтального типа.

Известно применение в сортовых ЛПА роторных литейных машин, как например, в совмещенном агрегате фирмы Hitachi, где кристаллизатор выполнен в виде колеса с калиброванным ручьем сечением 100x120 мм, перекрываемым охлаждаемой лентой. В другой машине, созданной фирмой Hitachi для завода компании Toyouma Kogyo, применены колесо диам. 3 м и лента толщиной 1,6 мм и шириной 250 мм. Средняя скорость литья заготовок сечением 128x135*165 мм составляет 4,2 м/мин.

Литейно-прокатные агрегаты с роторными МНЛЗ проектируют и в других странах. Так, фирмой Korf Engineering (ФРГ) разработана роторная МНЛЗ с ручьем трапециевидного сечения под заготовку, которая затем прокатывается до сечения 120x120 мм.

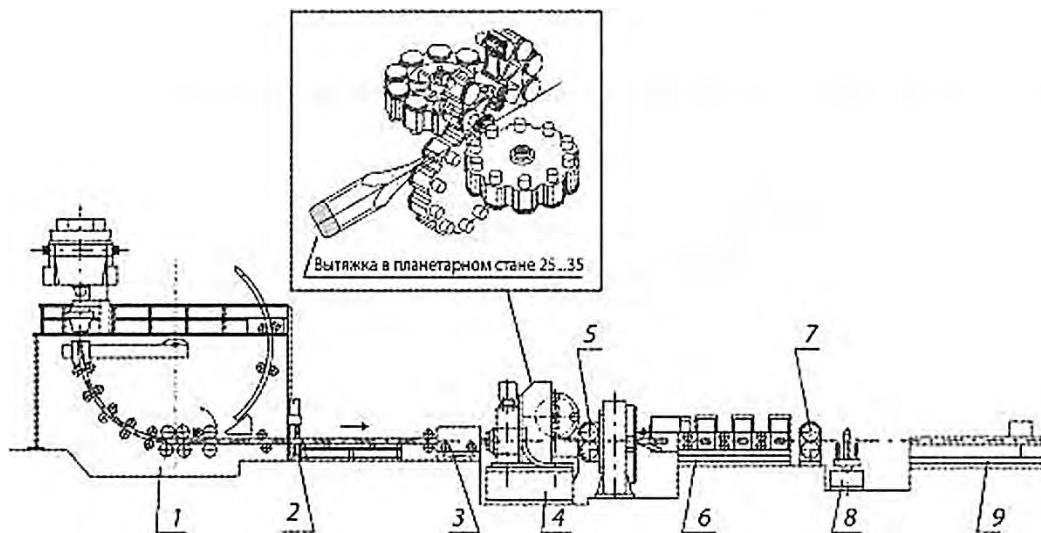
Важную роль в литейно-прокатных агрегатах играют обжимные группы клетей, которые должны обеспечивать высокие значения

вытяжки на ограниченном пространстве, чтобы максимально использовать тепло НЛЗ. Литейнопрокатный агрегат с машиной непрерывной ковки заготовок (МКНЗ), эксплуатируемый на заводе Roblin Steel (США), включает в себя подающие ролики, систему удаления окалины струями воды, машины непрерывной ковки заготовок, прокатные клетки и летучие ножницы. При высоких степенях деформации (более 10) применяют) не одну, а две последовательно установленные МКНЗ. Их бойки повернуты относительно друг друга на 450° для уменьшения возможности образования закатов. Обе МКНЗ оснащены механизмами настройки бойков и системой контроля постоянства скорости подачи заготовки. Между МКНЗ и прокатным станом предусмотрена проводка для создания на малых сечениях небольшой петли [7.18].

Созданы современные сортовые ЛПА с МНЛЗ криволинейного типа и различными видами чернового прокатного оборудования: с планетарным станом, аналогичным успешно эксплуатируемому в составе литейно-прокатного комплекса на заводе «Электросталь» (рисунок 9.10), со станом винтовой прокатки (рисунок 9.11), а также с малогабаритной обжимной группой бы стросменных чередующихся горизонтальных и вертикальных двухвалковых клеток (рисунок 9.12).

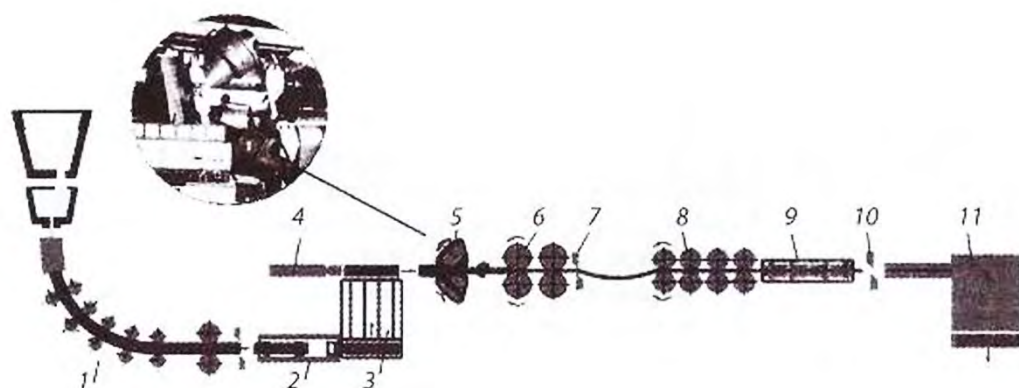
Внедрение сортового литейно-прокатного агрегата на металлургическом заводе «Электросталь» позволило существенно сократить продолжительность производственного цикла получения проволоки из высококачественной инструментальной стали, исключить большое число технологических операций, сократить производственные издержки при обеспечении высокого качества готовой продукции.

Работы над ЛПА со станом поперечно-винтовой прокатки привели к созданию опытно-промышленных агрегатов. Особенности процесса заключаются в получении круглого слитка, разрезке его на мерные заготовки, принудительной их подаче в клетку винтовой прокатки, в которой заготовке в процессе обжатия коническими валками сообщается вращательное движение вокруг оси.



1 - однору́чьявая МНЛЗ; 2 маятниковые летучие ножницы; 3 индукционный подогрев; 4 - сортовой планетарный стан; 5 - летучие ножницы; 6 - группа клеток продольной прокатки; 7 барабанные летучие ножницы; 8 - устройства сматывающие; 9 - устройства для уборки бунтов.

Рисунок 9.10 – Литейно-прокатный агрегат с планетарным станом.



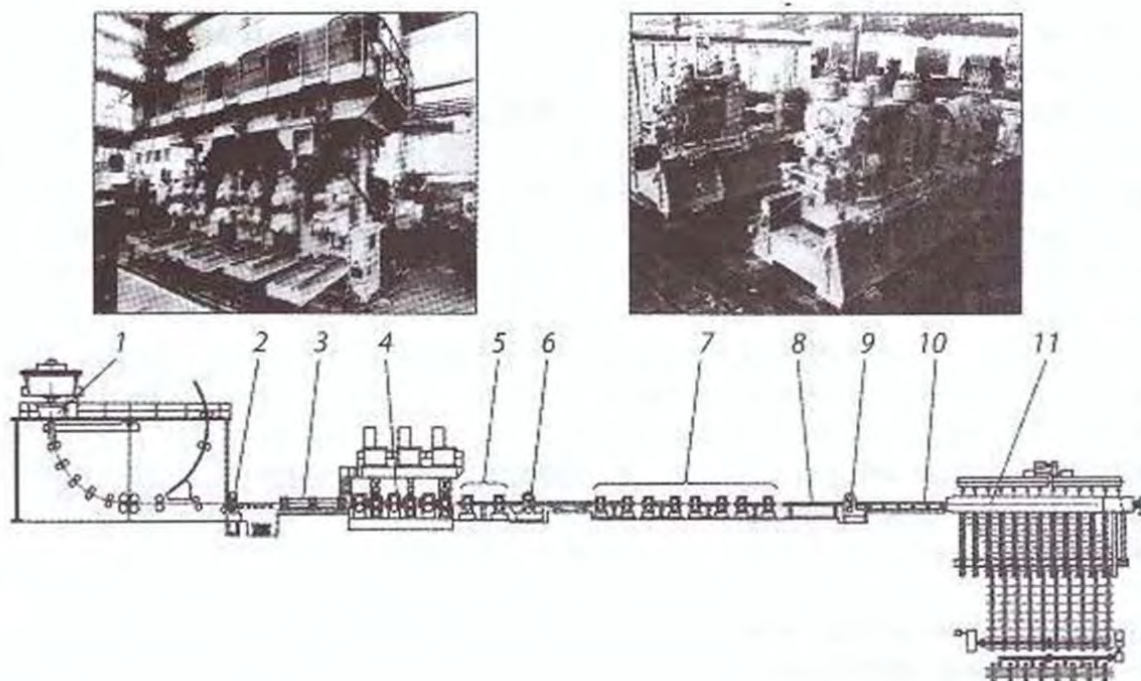
1 - МНЛЗ; 2 - индукционный подогреватель; 3 - загрузочная решетка; 4 - толкатель; 5 - клеть винтовой прокатки; 6 - черновая группа клеток продольной прокатки; 7 аварийные летучие ножницы; 8 чистовая группа клеток продольной прокатки; 9 - устройство для термоупрочнения арматуры; 10 - летучие ножницы резки на мерные длины; 11 - устройство для охлаждения и уборки проката

Рисунок 9.11 – Литейно-прокатный агрегат для мелкого сорта со станом винтовой прокатки

Техническая характеристика ЛПА со станом поперечно-винтовой прокатки:	
Отливаемая заготовка:	
диаметр, мм	80
масса, т	6
Рабочая скорость литья, м/мин	3,5
Параметры производимой арматуры: диаметр, мм, арматуры класса:	
А-I – АIII	12-20
АIII-АtIV (термоупрочненная)	14-20
длина прутков, м	6-12
масса пакета, т	до 5
Годовая производительность, тыс. т	12-30
Масса основного оборудования, т	
МНЛЗ	80
прокатного стана	250
Суммарная установленная мощность, кВт	2700
Длина агрегата, м,	80
в том числе прокатного стана	55

Результаты эксплуатации опытно-промышленного агрегата, показали, что его применение для получения мелкого сорта позволяет уменьшить металло- и энергоемкость оборудования, сократить занимаемую площадь, улучшить температурный режим прокатки, обеспечить необходимое качество готовой продукции и приблизиться к технико-экономическим показателям высокопроизводительных сортовых станов.

При использовании заготовки квадратного сечения перед клетью винтовой прокатки необходимо установить две обычные двухвалковые клетки, которые предварительно прокатывают квадрат в круглую заготовку. На участке продольной прокатки устанавливается 6-10 горизонтальных рабочих клеток с минимальным межклетевым расстоянием для прокатки по системе «овал-круг» с кантовкой раската овального сечения на 90° и незначительным натяжением.



1 - МНЛЗ; 2 - ножницы гидравлические; 3 - нагреватель индукционный; 4 - группа обжимных клетей, малогабаритная; 5 - группа промежуточных клетей; 6 ножницы летучие аварийные; 7 - группа чистовых клетей; 8 - участок термообработки арматуры; 9 - ножницы летучие универсальные; 10 - рольганг подводящий; 11 - участок уборки и охлаждения проката

Рисунок 9.13 – Литейно-прокатный агрегат малогабаритном обжимной группой клетей.

Для условий Механического завода Норильского горно-металлургического комбината был разработан и изготовлен литейно-прокатный агрегат прямого совмещения с малогабаритной обжимной группой двухвалковых клетей для производства 50 тыс. т арматуры и катанки. Его отличительная особенность - относительно небольшая скорость прокатки (до 3,85 м/с), что дало возможность порезки прутков на мерные длины в процессе прокатки и позволило существенно сократить длину холодильника и общие габариты агрегата. В составе оборудования был предусмотрен шаропркатный стан. Изменение экономической ситуации не позволило смонтировать и ввести оборудование в эксплуатацию. Однако технические решения, заложенные в этот ЛПА, использованы в дальнейших разработках.

Для мини-заводов производительностью до 80 тыс. т в год мелкосортного проката разработан литейно-прокатный агрегат с МНЛЗГТ. На МНЛЗ можно отливать квадратные заготовки сечением 110x110, 125x125, 145x145 и 175x175 мм. За МНЛЗГТ установлен непрерывный мелкосортный стан, включающий участок индукционного нагрева, черновую группу из восьми чередующихся горизонтальных и вертикальных клеток, чистовую группу из восьми горизонтальных клеток, участок термической обработки, аварийные и летучие ножницы, участок охлаждения и уборки проката. Такой металлургический мини-комплекс рассчитан на производство арматурных профилей от № 12 до № 28, круглого сечения 12-48 мм и эквивалентных им по площади полос, шестигранников и узловой стали с шириной полок до 40 мм.

Немецкой фирмой MDS разработан литейно-прокатный комплекс в составе МНЛЗГТ и стана PSW с винтовой прокаткой заготовки в планетарной клетки (рисунок 9.13).

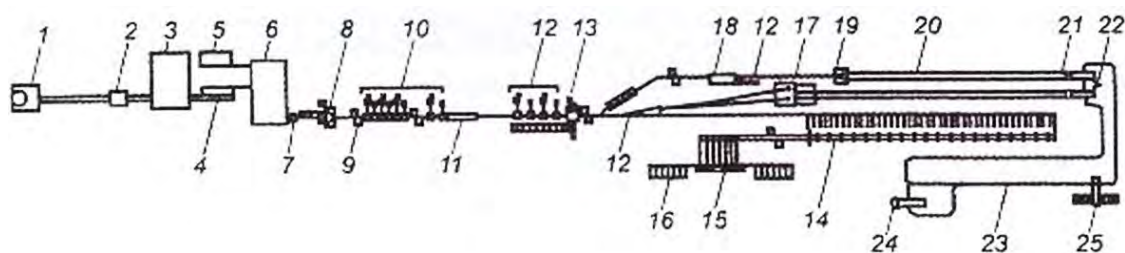
Обжимная группа состоит из горизонтальных и вертикальных клеток с консольным креплением валков, а промежуточная - из бесстанинных напряженных клеток, характеризующихся компактностью, прочностью и простотой обслуживания.

Клетки могут поворачиваться на 90°, превращаясь за несколько минут из горизонтальных в вертикальные и обратно. Клетки предварительно настраивают на стенде, расположенном параллельно рабочей линии. После прокатки в чистовом блоке горизонтальных и вертикальных клеток со скоростью до 40 м/с прокат разрезают и укладывают на реечный холодильник.

Малые габариты МНЛЗГТ и прокатного стана позволяют устанавливать литейно-прокатный агрегат в зданиях действующих цехов при модернизации сталеплавильных производств, имеющих, в частности, на крупных машиностроительных предприятиях. При этом может быть максимально использована имеющаяся инфраструктура цеха, что снижает капитальные затраты на реконструкцию.

Для получения круглой трубной заготовки создан опытно-промышленный совмещенный ЛПА в составе МНЛЗ радиального типа и непрерывной обжимной группы с трехвалковыми клетями (рисунок 9.14, а). На МНЛЗ производятся заготовки тrefовидного сечения, затвердевающие в 1,3 раза быстрее, чем заготовки квадратного сечения.

Трефовидная заготовка обладает меньшей склонностью к трещинообразованию и оптимальна для прокатки в трехвалковых прокатных клетях (рисунок 9.14, б).

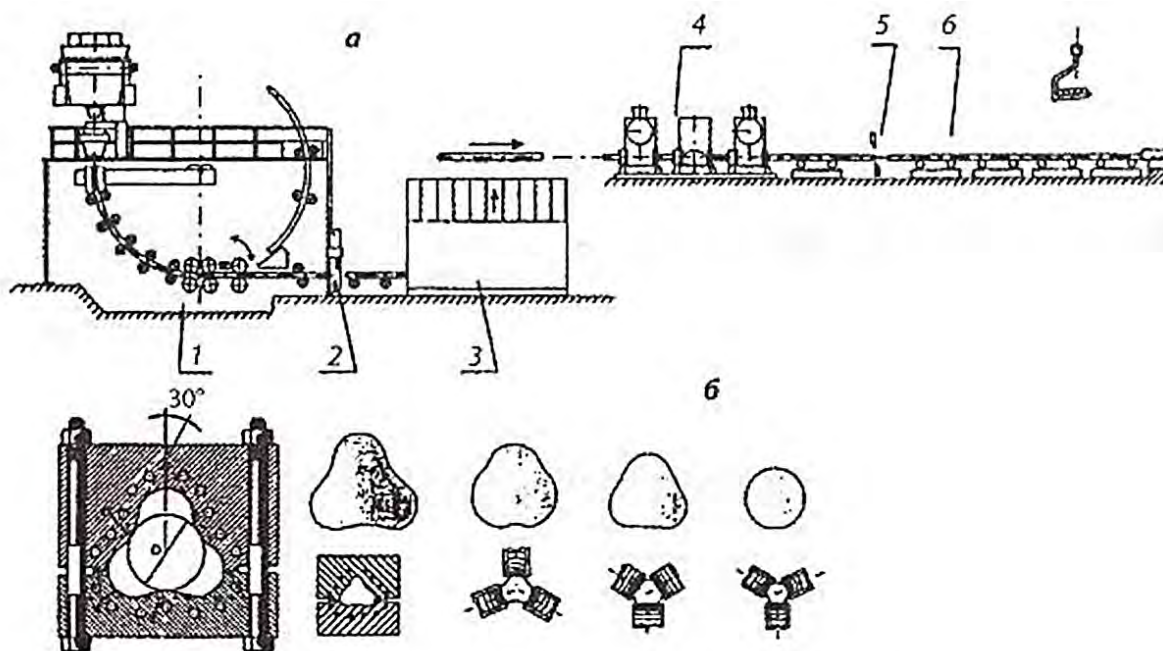


1 - горизонтальная машина непрерывного литья заготовок; 2 - разрезающее устройство; 3 холодильник; 4 - позиция горячего всада; 5 позиция холодного всада; 6 - печь с шагающими балками; 7 - установка сбива окалины; 8 - стаи планетарной винтовой прокатки; 9 летучие ножницы; 10 - промежуточная группа клетей; 11 - секция водяного охлаждения; 12 - непрерывная чистовая группа клетей; 13 - блок калибрующих клетей; 14 - холодильник; 15 - пакетирующее устройство; 16 - обвязывающая машина; 17 моталки Гаррета; 18 - проволочный чистовой блок; 19 - виткообразователь; 20 - конвейер с регулируемым водяным охлаждением; 21 бунтоприемник; 22 - навешиватель бунтов на крюковой конвейер; 23 - крюковой конвейер; 24 съемник бунтов; 25 - машина для уплотнения и обвязки бунтов.

Рисунок 9.13. Литейно-прокатный комплекс фирмы MDS для производства сортового проката и катанки на базе МНЛЗГТ.

На этом агрегате освоено получение трубной заготовки диам. 48 и 74 мм. В условиях Первоуральского новотрубного завода прокатана партия труб сечением 73x5 мм, качество которых соответствовало требованиям стандартов. На базе результатов исследовательских работ спроектированы промышленные ЛПА для производства трубных заготовок диам. 150 мм производительностью 200 тыс. т в год для Первоуральского и Северского трубных заводов.

Рассмотренные варианты МНЛЗ и обжимных клетей могут объединяться в ЛПА в различных сочетаниях, определяемых требуемой производительностью и марочным сортаментом выпускаемой продукции, габаритами цеха, а также субъективными факторами.



а - схема агрегата; б кристаллизатор и схема обжатий η прокатных клетях: 1 радиальная МНЛЗ; 2 - маятниковые летучие ножницы; 3 подогревательная печь; 4 непрерывный прокатный стан с трехвалковыми клетями продольной прокатки; 5 - летучие ножницы; 6 - отводящий рольганг со стеллажом.

Рисунок 9.14 – Литейно-прокатный агрегат для производства трубных заготовок.

Так, например, при производительности свыше 100 тыс. т/год можно рекомендовать непрерывные мелкосортные станы продольной прокатки, при годовом производстве проката менее 100 тыс. т целесообразны малогабаритные обжимные двухвалковые клетки, станы планетарной или винтовой прокатки. При этом опыт применения подобного оборудования на заводе «Электросталь» показал высокую эффективность планетарной прокатки при обработке труднодеформируемой стали при условии обеспечения высокого качества поверхности заготовок.

9.3 Полосовые литейно-прокатные агрегаты

Первые промышленные полосовые ЛПА появились в составе мини-заводов в конце 1980-х годов и в настоящее время широко применяются

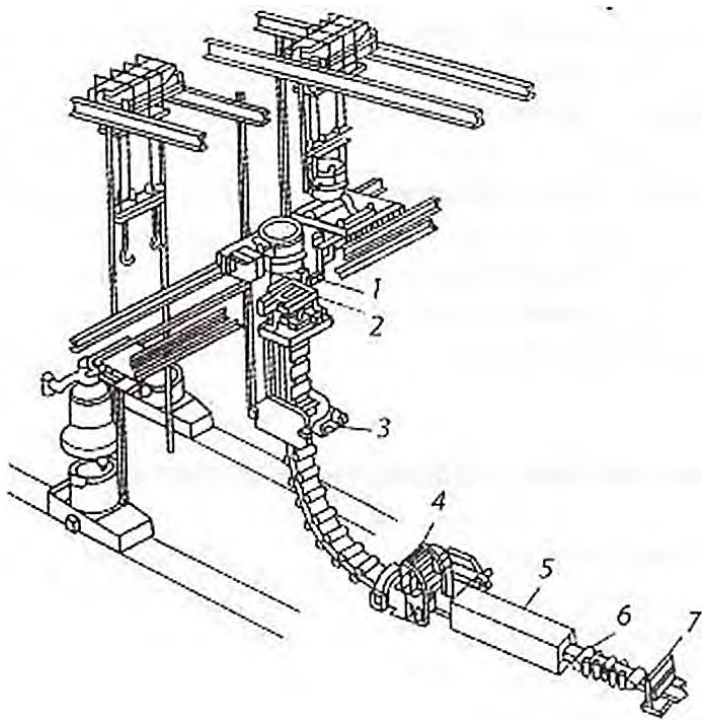
при производстве ответственной продукции, например, автолиста, штрипса и др.

Производство тонкой полосы из традиционного сляба, получаемую непрерывным литьем, а тем более из слитка, получаемого в изложнице, требует значительное количество технологических операций и оборудования, сопровождается большими затратами энергоресурсов и потерь металла, поэтому в течение многих десятилетий шел поиск технологии получения тонкого плоского проката с минимальными затратами, коротким производственным циклом и оптимальными экологическими параметрами. При этом основные усилия конструкторов изначально были направлены на литье полосы малой толщины и на применение черновых прокатных клетей с высокой степенью обжатия.

Первым шагом в разработке и промышленном применении экономичной технологии получения полосового проката можно считать создание в 1960-х годах машины непрерывного литья заготовок сечением 65x270 мм для металлургического завода «Электросталь».

Применение МНЛЗ для получения тонких слитков из прецизионных сплавов позволило отказаться от применения изложниц и существенно упростить получение готовых изделий, однако при этом была выявлена необходимость соблюдения узкого интервала температур, защиты струи и мениска от окисления, дополнительного небольшого обжатия и др. По этой причине создание машин для получения тонких и широких слитков длительное время успеха не имело.

Первые промышленные ЛПА были созданы с использованием традиционных слябовых МНЛЗ и предназначены для производства товарных заготовок. Так, например, в начале 1970-х годов на заводе компании United States Steel в г. Гейри (США) в эксплуатации находился литейно-прокатный агрегат с одноручьевой слябовой МНЛЗ вертикального типа с изгибом для производства свыше 2,1 млн. т товарных заготовок в год (рисунок 9.15). После изгиба и выхода в горизонтальную плоскость слябы сечением 235x1400 и 235x1930 мм и длиной 6-Г2 м со скоростью 1,8-2,2 м/мин проходят через роlikо-правильную машину 4 и печь 5, поступают в непрерывный прокатный стан 6, состоящий из четырех вертикальных и трех горизонтальных клетей, а затем в машину термической резки 7. Размеры заготовок 150x810 и 185x1015 мм.



1 - промежуточный ковш; 2 кристаллизатор; 3 тянущие клетки; 4 - роликотправильная машина; 5 - проходная нагревательная печь; 6 прокатный стан; 7 - устройство термической резки.

Рисунок 9.15 –Литейно-прокатный агрегат со слябовой МНЛЗ, установленный на заводе в г. Гэри (США).

В эти годы во многих странах шли поисковые работы по созданию эффективной технологии получения полосового проката путем приближения толщины заготовки к размерам готового проката, в двух основных направлениях:

- разливка на МНЛЗ тонких слябов с последующей прокаткой на прокатных станах различной конструкции;
- получение непосредственно из жидкого металла полос толщиной до 5 мм на разливочных машинах ленточного и валкового типов с последующей прокаткой в нескольких двухвалковых клетях.

Кроме того, велись успешные разработки по созданию полосовых прокатных клеток с высокой степенью обжатия. По мере создания и совершенствования литья плоского полупродукта с размерами, близкими к размерам готовой продукции, а также благодаря совмещению МНЛЗ с прокатным станом открывались возможности снижения стоимости получения листового проката при относительно небольшой производительности оборудования и высоком качестве готовой продукции.

В последнее десятилетие широкое распространение получили компактные литейно-прокатные агрегаты, состоящие из машины литья тонких слябов и прокатного стана. Анализ показывает, что при

получении листовой продукции из тонких слябов капитальные затраты снижаются примерно на 30%, а эксплуатационные - на 5-15%.

По сравнению с традиционным способом производства листового проката ЛПА с тонкослябовой машиной непрерывно литья обеспечивает: снижение удельных капитальных затрат на 30- 40%, снижение себестоимости проката на 20-25%, энергетических и материальных ресурсов на 50-60%, сокращение времени выполнения заказов, а также улучшение экологических условий.

Кроме того, продолжительность строительства и освоения проектной мощности ЛПА составляет в среднем два года, что меньше аналогичного показателя для традиционных ШСП. В связи с этим расчет число заводов, которые предполагают использовать литье тонких слябов и их последующую прокатку (рисунок 9.16).

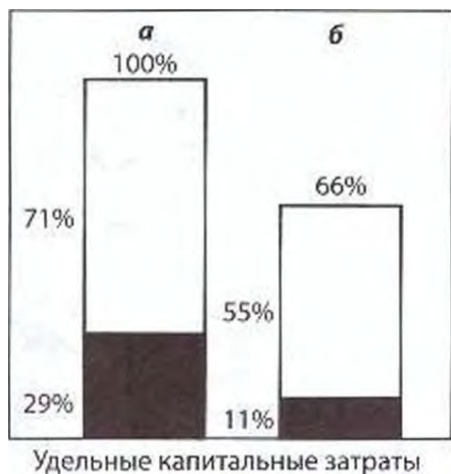
Наряду с толщиной сляба важное значение имеет соотношение его толщины и ширины. В настоящее время в тонкослябовых ЛНЛЗ получают слябы с соотношением 1/30-1/40 и ведутся поисковые работы по дальнейшему увеличению данного показателя.

Первые промышленные листовые ЛПА с тонкослябовыми МНЛЗ появились в составе мини-заводов в конце 1980-х и сегодня широко применяются при производстве ответственной продукции, например автолиста, штрипса и др. Тогда же были начаты работы по созданию и практическому освоению ЛПА с непосредственным получением полосы в процессе разлива. Созданы разнообразные варианты технологических процессов и агрегатов. Наибольшие успехи в этой области связаны с деятельностью таких фирм, как SMS, Danieli, VAI.

Хотя все предлагаемые варианты представляют собой законченные комплексные технологические линии и процессы, в соответствии с модульным принципом в составе любого из известных ЛПА можно выделить оборудование для литья заготовок, для их подогрева и передачи к прокатному стану, черновой и чистовой прокатки, резки, охлаждения и смотки.

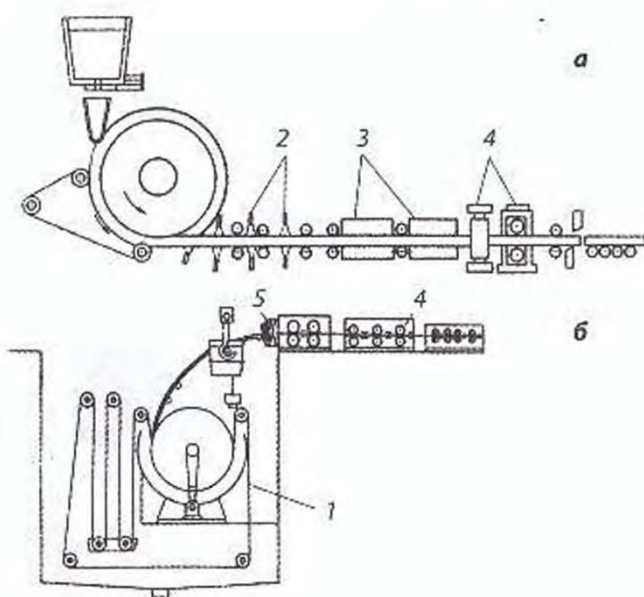
Второе направление представлено агрегатами роторного типа с одно- и двухвалковыми литейными машинами. Ряд разработок одновалковых (колесно-ленточных) машин выполнен в США. На рисунке 7.18, а показан агрегат фирмы Ameristccl, где литье осуществляют из сталеразливочного ковша через промежуточный ковш.

Кристаллизатором служит колесо диам. 2,44 м с выемкой, перекрываемой охлаждаемой лентой. Тонкая заготовка направляется в приводные валки 5 и далее в непрерывный прокатный стан 4. Другой вариант АПА с колесной литейной машиной разработан фирмой Hitachi (Япония).



□ - прокатное оборудование; ■ - литейное оборудование

Рисунок 9.16. Удельные капитальные затраты производства при использовании традиционной технологии (а) и ЛПА (б).



а - фирмы Ameristeel (США); б - фирмы Hitachi (Япония)

Рисунок 9.17. Литейно-прокатные агрегаты с роторными МНЛЗ.

Как и при производстве сортового проката, ЛПА характеризуются типом и конструктивными особенностями МНЛЗ и параметрами разливаемой заготовки, конструкцией и количеством прокатных клетей. Обязательным условием является наличие моталок для смотки готовой продукции. Особое внимание при проектировании подобных агрегатов уделяется средствам для равномерного охлаждения и контроля плоскостности полосы.

Для выравнивания температуры по длине и сечению сляба перед прокаткой применяют туннельные печи с роликовым подом, газовым или индукционным нагревом. Оба варианта нагрева успешно используются в

промышленных агрегатах, в том числе разработанных одной и той же фирмой.

9.3.1. Литейно-прокатные агрегаты со среднеслябовыми МНЛЗ

Несмотря на значительные успехи, достигнутые в производстве тонкого плоского проката из заготовок уменьшенной толщины, в эксплуатации находятся и при этом получают дальнейшее развитие ЛПА со слябовыми МНЛЗ, на которых производят заготовки обычной и средней толщины. Их конкурентоспособность обеспечивается высоким качеством заготовки и применением черновой прокатки с высокими степенями обжатия. ЛПА с МНЛЗ для слябов средней толщины (150 мм) находят применение при производстве толстых листов большой ширины (до 2500-3500 мм) с использованием стана Стеккеля. Преимущественной областью их применения являются металлургические комбинаты с полным циклом, однако производство толстых листов постепенно осваивается мини-заводами.

Японской фирмой Sumitomo Metal Industries разработан процесс QSP (Quality- Strip Production - производство высококачественной полосы). Слябы толщиной 90-100 мм, выходящие из вертикального кристаллизатора, изгибают по радиусу 3,5 мм и затем подвергают обжатию до толщины 70-80 мм. После прохождения туннельной нагревательной печи сляб подвергают обжатию до 17-25 мм в черновой группе, и полученный раскат сматывают с помощью промежуточного перемоточного устройства, позволяющего сократить длину технологической линии и уменьшить тепловые потери при прокатке в чистовой группе. Скорость разлива составляет 4,5 м/мин, что вдвое превышает скорость разлива на ранее применяемой тонкослябовой МНЛЗ. Увеличенная толщина сечения получаемого сляба стабилизирует положение мениска, значительно уменьшает опасность прорывов металла. Оборудование позволяет включать мягкое обжатие избирательно при производстве топких или широких полос из высокопрочной стали. Применение данной технологии дает возможность получать тонкие полосы наивысших категорий качества.

Другой вариант современного ЛПА для производства полосы с применением слябовой МНЛЗ, разработанный американской фирмой Tippins и южно-корейской Samsung, получил название TSP (Tippins Samsung Process). Плавки массой 80-130 т в течение 45-60 мин разливают

на слябы толщиной 100-125 мм и шириной 500-2000 мм, которые поступают в печь для выравнивания температуры наружной поверхности и сердцевины, а также для подогрева до температуры 1100-1250°C в зависимости от толщины готового листа. Теплоаккумулирующие свойства сляба средней толщины, зависящие от отношения поверхности к объему, в 2,5 раза выше, чем у тонкого сляба толщиной 50 мм. Это позволяет уменьшить затраты тепла и при этом снизить количество окалины ввиду малого времени пребывания сляба в печи. Длина сляба в зависимости от его толщины и требуемой удельной массы рулона (15-20 кг/мм) может составлять от 15,5 до 20,5 м. Предусмотрена возможность как горячего, так и холодного посада слябов в печь. Прокатка осуществляется в реверсивном одноклетьевом стане Стекеля усовершенствованной конструкции.

Агрегат TSP производительностью 400-1200 тыс. т/год может быть применен при получении горячекатаной полосы толщиной 1,5-20 мм и шириной от 1 до 3 м из коррозионностойких, низколегированных, трубных и других сталей. По мнению разработчиков, использование слябов средней толщины исключает любые проблемы, связанные с качеством поверхности, которые характерны для тонких слябов. Широкий марочный и размерный сортамент продукции, производимой на этом агрегате, представляет особый интерес для развивающихся стран с недостаточно развитой металлургической промышленностью.

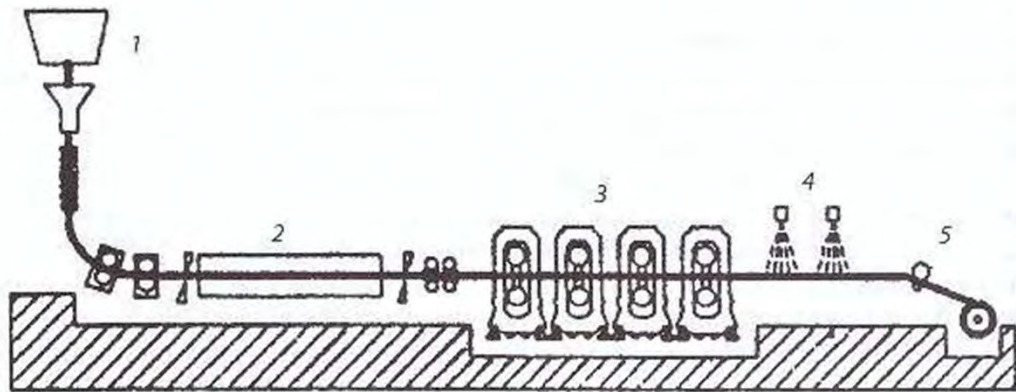
9.3.2 Литейно-прокатные агрегаты с тонкослябовыми МНЛЗ

Литейно-прокатные агрегаты CSP. Первый промышленный ЛПА с тонкослябовой МНЛЗ введен в эксплуатацию в 1989 г. на заводе фирмы Nucor в г. Кроуфордсвилле (США) (рисунок 9.18). Агрегат, разработанный фирмой Schloemann Siemag, получил название CSP (Compact Strip Production - компактное производство полосы).

На МНЛЗ разливают тонкие слябы толщиной 50-90 мм, которые без промежуточного охлаждения прокатываются на горячекатаную полосу. С целью расширения сортамента прокатываемых сталей предусмотрено применение дополнительных компактных участков охлаждения за чистой клетью прокатного стана, а также перед подпольными моталками, что позволяет достичь высоких скоростей охлаждения.

На металлургическом мини-заводе с использованием агрегата CSP, включающего машину литья тонких слябов в комплексе с широкополосовым станом горячей прокатки, при годовой производительности 1 млн т можно иметь такой же уровень удельных затрат на 1 т горячекатаной полосы, как на заводе с полным металлургическим циклом с годовой производительностью более 4 млн т. Его характерным признаком является плоский вертикальный кристаллизатор с выпуклой верхней частью и плоскими стенками в нижней части. За МНЛЗ расположена печь длиной более 100 м с газовым подогревом, необходимая для выравнивания температуры по сечению и выдерживания слябов толщиной 50 мм при температуре прокатки. Выходящие из МНЛЗ тонкие слябы режут на длины, соответствующие получению рулонов требуемой массы. В установившемся режиме при скорости разливки 5,5 м/мин тонкий сляб поступает в печь с роликовым иодом со средней температурой 1080°C, а выходит с температурой 1100-1120°C, т.е. необходимая для прокатки тепловая энергия в значительной степени обеспечивается за счет тепла отливаемого слитка. Благодаря возможности выдержки заготовок в печи осуществляется согласование производительности МНЛЗ и прокатного стана при различии скоростей литья и прокатки. Слябы шириной до 1350 мм прокатывают на четырехклетевом стане до минимальной толщины 2-3 мм.

Энергетический баланс процесса приведен на рисунке 9.19. Из полученного вместе с жидкой сталью тепла 35,6% расходуется на охлаждение для обеспечения возможности затвердевания металла. Затем до входа в нагревательную печь вследствие излучения и контакта с роликами тянущего устройства МНЛЗ расходуется еще 10,3% тепла на подогрев металла до температуры прокатки и еще 6,2% на компенсацию тепловых потерь печи, остальное тепло расходуется в различных элементах прокатного оборудования.



1 - машина непрерывного литья заготовок; 2 - туннельная печь для выравнивания температуры; 3 прокатный стан; 4 - участок охлаждения; 5 - моталка

Рисунок 9.18. Литейно-прокатный агрегат CSP фирмы SMS для производства полосы.

Вслед за успешным освоением первого литейно-прокатного комплекса на заводах фирмы Nucor установлены второй и третий агрегаты CSP. Затем была пущена линия CSP в Мексике, а в январе 1996 г. вышел на проектную мощность 1,5 млн т в год металлургический завод Butler фирмы Steel Dynamics, на котором реализована технология CSP второго поколения.

Новая технология CSP представляет собой полунепрерывный процесс с мягким обжатием и длиной сляба более 260 м, позволяющий стабильно получать высококачественную горячекатаную полосу толщиной менее 1,0 мм, что ранее было возможно только при холодной прокатке. Последним достижением в этом направлении является получение горячекатаной полосы толщиной 0,78 мм на полунепрерывном стансе, созданном фирмой SMS Siemag, на заводе Uanyan Iron and Steel Group (Lysteel, КНР). Это открывает новые экономические возможности для горячекатаной полосы на рынке металлопродукции с учетом широкого марочного состава сталей, которые можно получать на совмещенных литейно-прокатных агрегатах CSP (мягкие углеродистые стали, конструкционные нормальной прочности и высокопрочные для магистральных трубопроводов, термически улучшаемые, пружинные, инструментальные, износостойкие, магнитомягкие электротехнические, коррозионностойкие и другие виды стали ответственного назначения).

Высокое качество продукции обеспечивается благодаря разливке в узком интервале температур, оригинальной гидравлической системе качания кристаллизатора, эффективному контролю толщины и плоскостности полосы.

Для получения высококачественной продукции контролируются и регулируются все параметры технологического процесса - от выплавки стали до смотки полосы в рулоны, включая уровень жидкой стали в кристаллизаторе, расход порошка в кристаллизаторе, параметры качания кристаллизатора, условия нагрева непрерывнолитого сляба в туннельной нагревательной печи, смазки и очистки сляба при горячей прокатке и др.

По сравнению с обычной технологией получения горячекатаной полосы обеспечивается экономия 75% энергоносителей, 25% эксплуатационных и 50% капитальных затрат.

Технология и оборудование компактного производства полосы CSP со времени создания постоянно совершенствовались и сегодня находятся в ряду наиболее важных для производства продукции из высококачественной стали. С использованием данной технологии получают около 10% производимой в мире горячекатаной полосы.

Литейно-прокатные агрегаты ISP. Фирма MDZ (Mannesmann Demag Zak) совместно с фирмой Finarvedi для завода фирмы Arvedi в г. Кремона (Италия) в 1992 г. построила агрегат (рисунок 9.20), получивший название по технологии ISP (Inline Strip Production - непрерывное получение полосы), где непрерывнолитая заготовка в процессе затвердевания равномерно обжимается в роликовых секциях с толщины 60 мм до 40 мм (мягкое обжатие) со степенью деформации, не приводящей к образованию внутренних трещин. Далее после полного затвердевания осуществляют обжатие в трехклетевой группе до толщины 20-15 мм, при которой полосу уже можно сматывать.

Концепция агрегата ISP предусматривает после обжатия на трехклетевом стане индукционный нагрев полосы до температуры последующей прокатки, прежде чем она поступит в отапливаемую газом печь с моталкой, в которой эта температура поддерживается. Изменение толщины слитка в процессе разливки с мягким обжатием показано на рисунке 9.21.

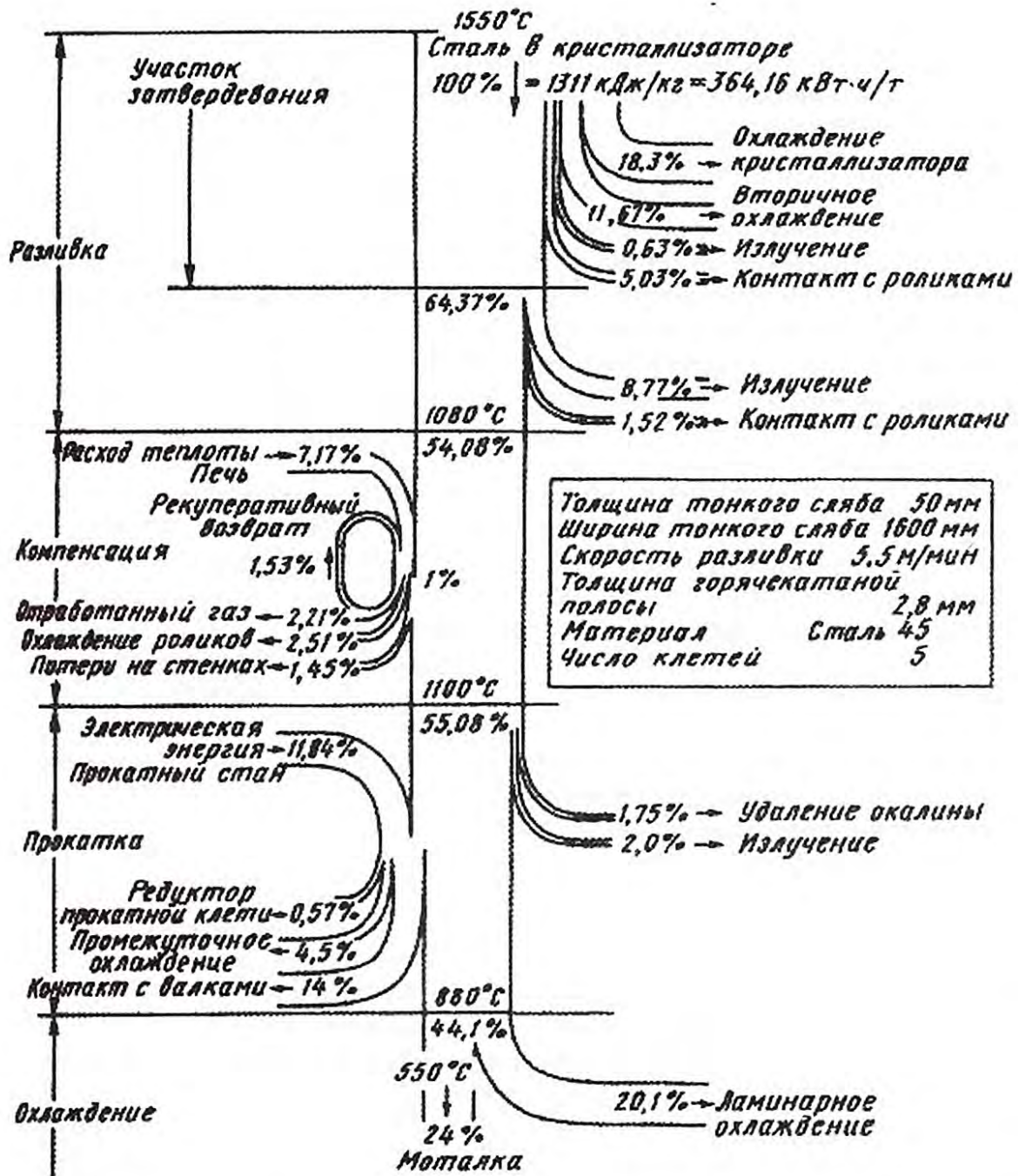
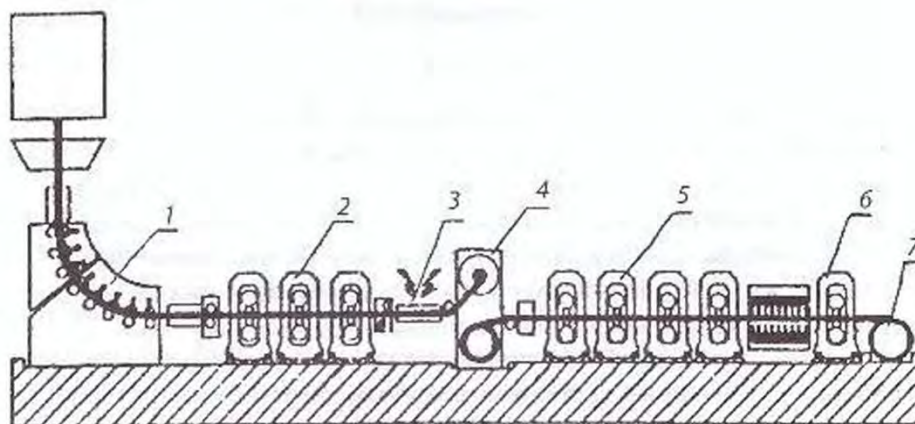


Рисунок 8.19 – Баланс энергии литейно-прокатного агрегата CSP с одноручьевой тонкослябовой МНЛЗ.

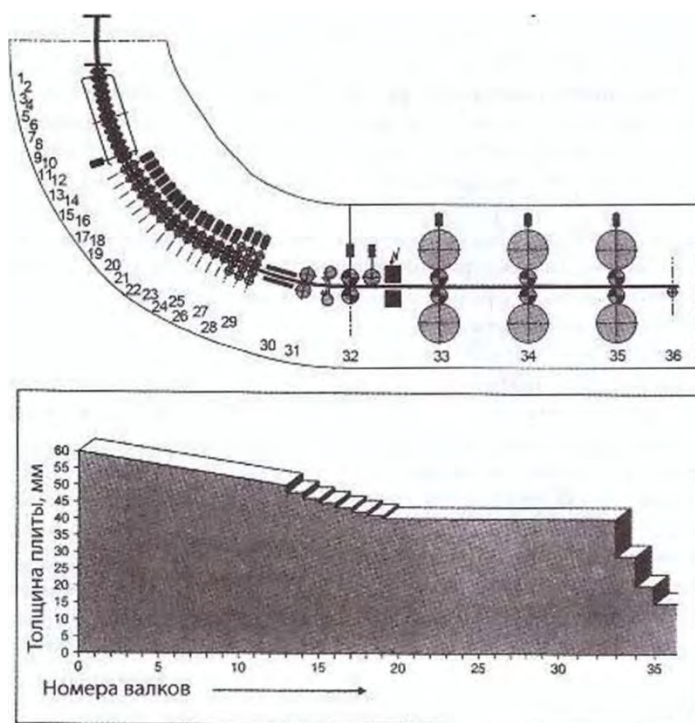
ЛПА рассчитан на производство 0,5 млн т в год качественной горячекатаной полосы, 0,3 млн т в год конструкционной стали и 0,2 млн т в год сталей нержавеющей марок. По технологии ISP южно-корейской фирмой Posco построено два мини-завода. Для повышения производительности и более полной загрузки стана чистовой прокатки разливка ведется в два ручья (рисунок 9.22). При этом толщина сляба на

входе в кристаллизатор составляет 85 мм. Эта толщина уменьшается до 60 мм в последней секции кристаллизатора, которая имеет оригинальную конструкцию. Аналогичную задачу решала японская фирма Sumitomo Metal Industries для обжатия слябов толщиной 100 мм до толщины 70 мм.



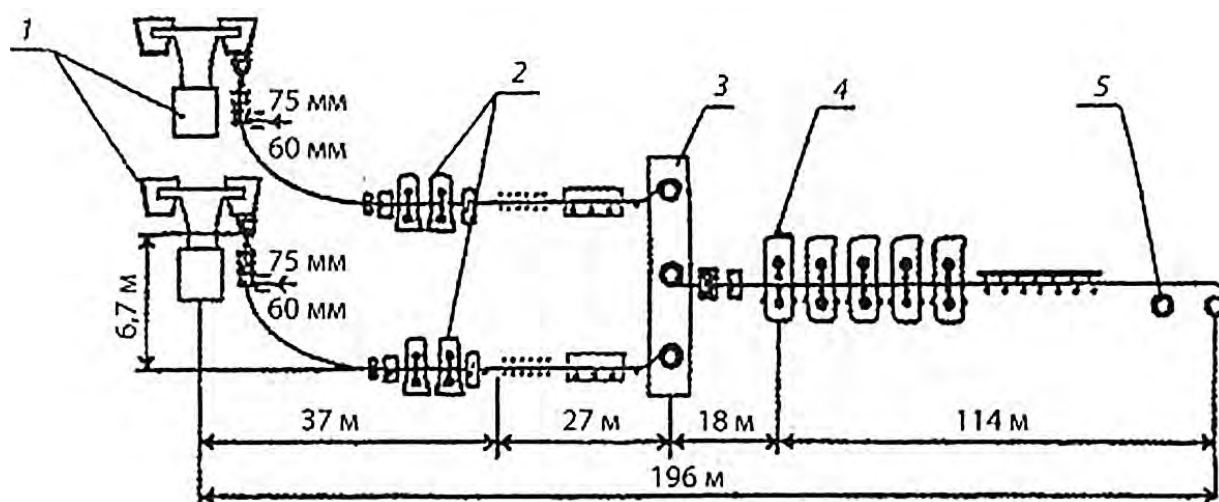
1 - машина непрерывно литья заготовок; 2 - трехкотолая группа;
3 - индуктор; 4 - печные моталки; 5 черновая группа прокатных
клетей; 6 - чистовая клеть; 7- моталка

Рисунок 9.21 – Литейно-прокатный агрегат ISP фирмы MDS.



**Рисунок 9.21 –
Изменения толщины
сляба при мягком
обжатии в процессе
ISP**

Другим примером реализации технологии ISP является мини-завод фирмы Saldanha Steel в ЮАР (рисунок 9.22). Годовая производительность первой очереди литейно-прокатного комплекса 1,4 млн т. Усовершенствованный процесс совмещенного литья и прокатки позволяет получить горячекатаную полосу минимальной толщины - 1,0 мм при ширине 900-1500 мм. После первичного обжатия сляба с жидкой (незатвердевшей) сердцевиной на выходе из МНЛЗ получают заготовку толщиной 70-90 мм и шириной 900-1560 мм. Максимальная скорость литья составляет 5 м/мин. Полностью затвердевший сляб, вышедший из МНЛЗ, режут на мерные длины и подвергают гомогенизации в печи с роликовым иодом. Длина печи составляет 182 м. Затем с поверхности полосы удаляют окалину и направляют в черновую группу из двух клеток, где в зависимости от заданной конечной толщины подвергают обжатию до толщины 20-30 мм. Полосу сматывают на моталке Coilbox. После размотки и вторичного удаления окалины раскат передают в пятиклетевую чистовую группу, где его прокатывают до конечной толщины. Для низкоуглеродистых сталей предусмотрена минимальная конечная толщина полосы 1 мм. После прокатки горячекатаная полоса охлаждается и сматывается. При этом толщина литых слябов после кристаллизатора составляет 90 мм, а на выходе из тянущей клетки 75 мм.



1 - машина непрерывного литья слябов; 2 - группа обжимных широкополосных клеток; 3 - система транспортировки рулонов; 4 - широкополосный стан горячей прокатки; 5 - подпольные моталки
Рисунок 9.22 – Литейно-прокатный агрегат ISP с двухручьевого МНЛЗ.

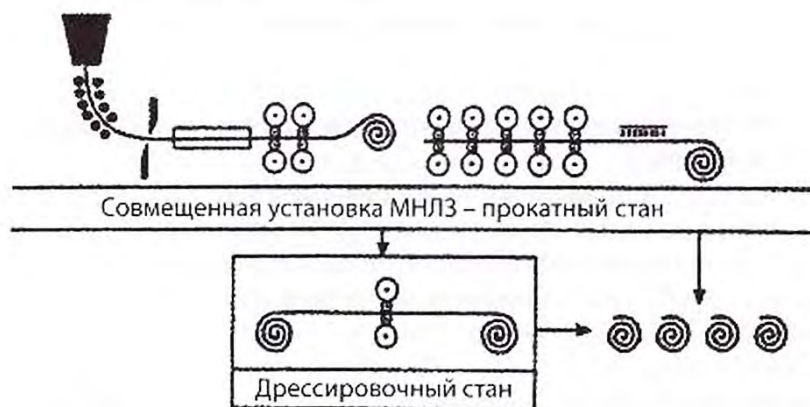


Рисунок 9.23 - Современный литейно-прокатный агрегат ISP, установленный на интегрированном мини-заводе Saldanha Steel.

В литейно-прокатных агрегатах ISP для регулирования температуры заготовок используют как индукционный нагрев (Arvedi, Pohang Iron and Steel), так и газовый (Saldanha). Отмечены преимущества индукционного нагрева, заключающиеся в гибкости управления нагревом в зависимости от условий разливки, толщины и структуры прокатываемой полосы, а также в экономичности (использование индукционного нагрева обеспечивает экономию энергии до 56 кВт*ч/т).

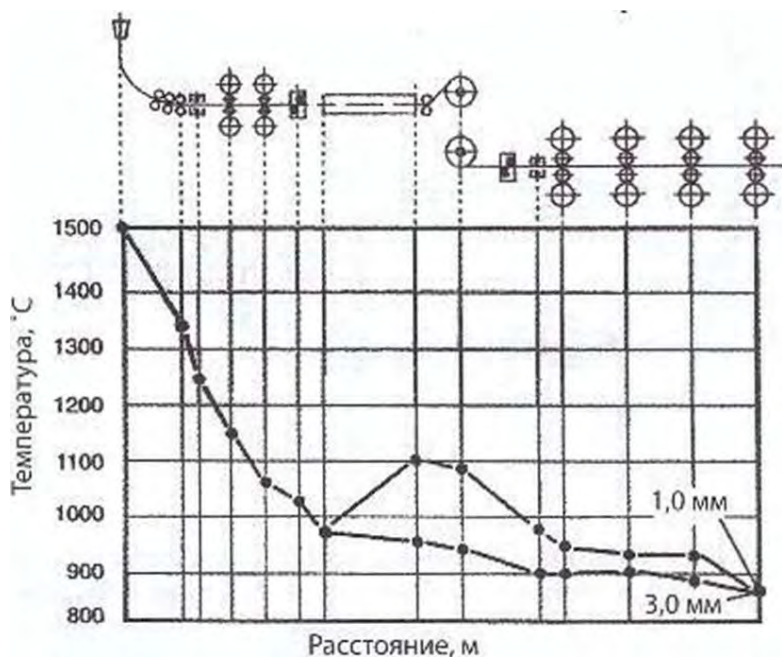


Рисунок 9.24 - Температурный режим процесса ISP при получении полос толщиной 1 и 3 мм.

На рисунке 9.25 показано изменение температуры в процессе ISP с использованием индукционного нагрева.

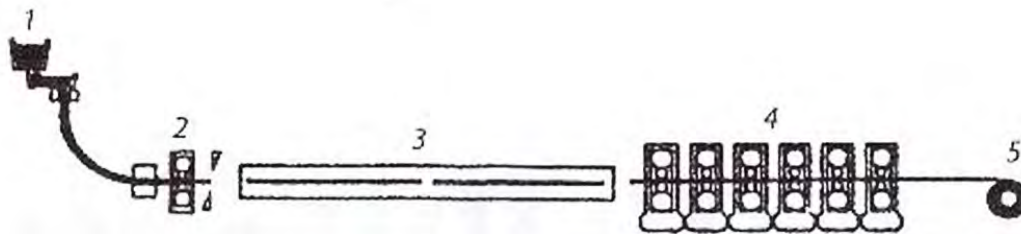
Как видно из приведенных примеров, литейно-прокатные агрегаты ISP могут существенно различаться по составу и расположению оборудования. Соответственно длина агрегата (расстояние между осями кристаллизатора и моталки для смотки готовой полосы) может изменяться от 180 до 380 м.

Технология ISP по сравнению с традиционным способом прокатки на ШСГП позволяет снизить расход энергии на 10-15% на 1 т горячекатаной полосы, расходы на переделу (без учета амортизационных отчислений и процентов на капитал) до 50%, капитальные вложения до 40%.

Сравнение агрегатов CSP и ISP показывает их примерно одинаковые технические возможности по производительности и сортаменту выпускаемой полосы.

Литейно-прокатный агрегат Conroll. В середине 1980-х годов австрийская фирма VAI начала разработку технологии литья тонких слябов и их прокатки. В 1988 г. была введена в эксплуатацию первая комбинированная МНЛЗ этой фирмы для получения толстых и тонких слябов высоколегированных коррозионно-стойких сталей на заводе фирмы Avesta - Sheffield (Швеция). На этой МНЛЗ радиального типа получают тонкие слябы сечением $(1420 \div 2100) \times 80$ мм, из них прокатывают толстый и тонкий горячекатаный листы, производство которых получается дешевле, чем при обычной технологии.

На основе опыта эксплуатации этой первой МНЛЗ фирма VAI разработала способ Conroll (Continuous Slab Casting and Rolling Technology) для обычных углеродистых сталей, который позволяет совместить МНЛЗ с прокатным станом (рисунок 9.26). На МНЛЗ в кристаллизаторе с прямыми плоскопараллельными стенками получают сляб толщиной 70 мм. Конструкция кристаллизатора позволяет регулировать ширину отливаемого сляба. Для получения наилучшего качества продукции сляб в незатвердевшем состоянии не деформируют.



1 - машина непрерывного литья тонких слябов; 2 - клеть SCG; 3 - печь с роликовым подом; 4 - широкополосный стан чистовой прокатки; 5 - моталка

Рисунок 9.26 – Литейно-прокатный агрегат Conroll фирмы VAI.

Непосредственно после вторичного охлаждения установлена клеть SGC (Strand Gage Control), перед которой расположено устройство индукционного нагрева кромок сляба с роторной установкой для гидроудаления окалины. Клеть служит для уменьшения толщины сляба, если необходимо прокатать полосу такой толщины, которая не может быть получена из сляба толщиной 70 мм на шестиклетевом чистовом стане. В этой клетке сляб можно деформировать до толщины 50 мм. Вследствие относительно высоких температур после вторичного охлаждения, меньшей скорости деформации и пониженных значений сопротивления деформации литой структуры установка клетки SGC значительно экономичнее, чем установка дополнительной клетки в чистовой линии, что позволяет при последующей прокатке получать полосы толщиной до 1,5 мм.

По достижении требуемой длины тонкие слябы режут гидравлическими ножницами и подогревают в печи с роликовым подом до температуры прокатки. После прокатки на шестиклетевом стане полоса сматывается на моталке. Литейно-прокатный агрегат Conroll позволяет получать горячекатаную полосу толщиной от 1,5 до 16 мм при ширине до 1600 мм в рулонах массой до 30 т из сталей различных марок. Головая производительность при одноручьева МНЛЗ составляет 0,9 млн т, при двухручьевой 1,8 млн т.

Литейно-прокатный агрегат DSP. Литейно-прокатный агрегат DSP (Direct Sheet Plant - прямое производство листа) (рисунок 9.27), разработанный фирмой Corus Strip Products Ijmuiden (Нидерланды),

отличается конфигурацией промежуточной емкости. Благодаря оригинальной форме промежуточной емкости упрощается смена ковшей при серийной непрерывной разливке и уменьшается содержание неметаллических включений в стали. Для получения слябов толщиной 70 мм используют мягкое обжатие НЛЗ с жидкой сердцевиной. Скорость разливки составляет 5,6 м/мин. Туннельная нагревательная печь длиной 315 м, летучие ножницы и карусельная моталка обеспечивают возможность полунепрерывной прокатки слябов длиной до 240 м.

а - схема агрегата; б - конфигурация промежуточной емкости

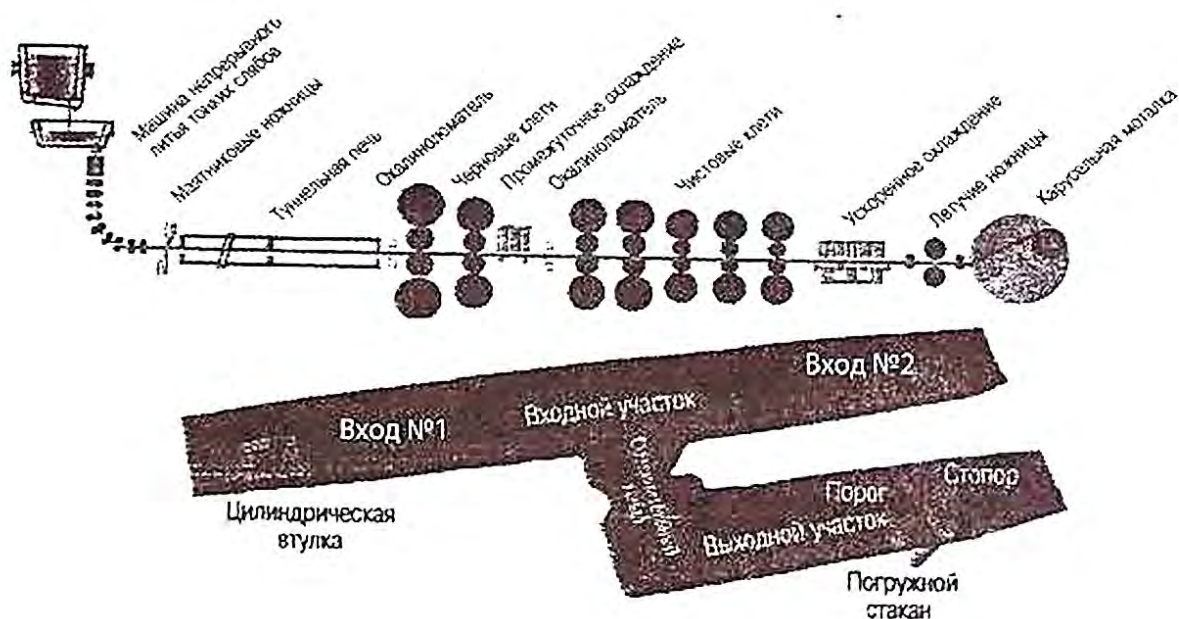


Рисунок 9.27 – Литейно-прокатный агрегат DSP

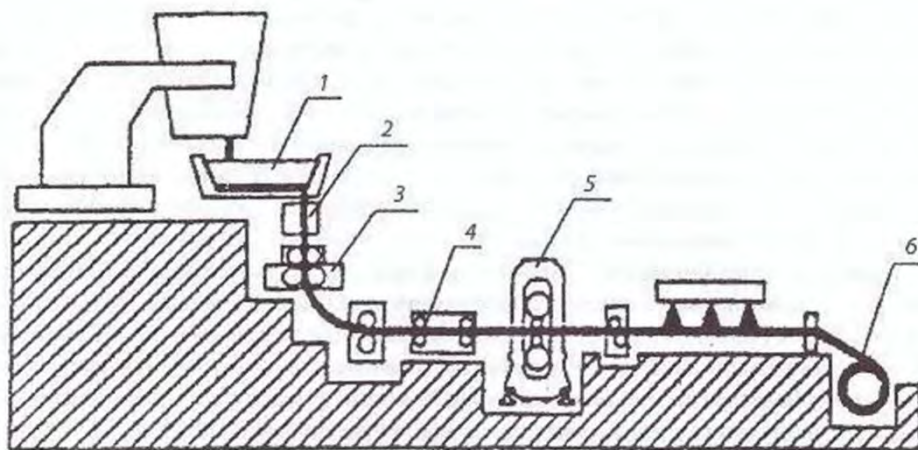
Семиклетьевой стан горячей прокатки оборудован устройствами для противоизгиба валков. Максимальная выходная скорость готового проката достигает 1200 м/мин. С целью сокращения занимаемой площади и длительности производственного цикла полосу подвергают ускоренному охлаждению в ванне с водой вместо обычного холодильника. Прокатанную полосу режут на мерные длины непосредственно перед подачей в моталку в соответствии с заданной массой рулона. Толщина готовой полосы из низкоуглеродистой стали составляет 0,8 мм, из высокопрочной стали - 1,0 мм.

Литейно-прокатный агрегат CPR. Литейно-прокатный агрегат CPR (Casting, Pressing, Rolling - литье, обжатие, прокатка) разработан для

мини-заводов производительностью 400-500 тыс. т/год германской компанией Thyssen совместно с SMS и французской фирмой Usinor.

Отличительной особенностью показанного на рисунке 9.28 литейно-прокатного агрегата фирм Thyssen и SMS, созданного с использованием этого процесса, является то, что непосредственно под кристаллизатором установлены две пары валков, которые обжимают не затвердевшую заготовку толщиной 50 мм с жидкой сердцевиной в первой паре до 19,5-12,7 мм, а во второй - до 8,5 мм при ширине 1190 мм. После этого металл подогревается в небольшой индукционной печи (длиной 3,05 м) и подается на прокатку. Благодаря уменьшению капитальных затрат продукция такого агрегата может конкурировать по себестоимости с более высокопроизводительными агрегатами.

ЛПА для производства бесконечных полос. Наиболее перспективным является непрерывный способ передачи тонкого сляба от МНЛЗ к прокатному стану. Дальнейшее развитие полосовых литейно-прокатных агрегатов с тонкослябовыми МНЛЗ связано с разработкой и внедрением полностью непрерывных процессов UTHS (Ultra Thin Hot Strip - особо тонкая горячекатаная полоса) и FSP (Endless Strip Production



производство бесконечной полосы) (рисунок 7.30) [7.44].

1 - промежуточная емкость; 2 - кристаллизатор; 3 - пара обжимных роликов; 4 индукционная печь; 5 - прокатный стан; 6 моталка

Рисунок 9.28 - Литейно-прокатный агрегат CPR фирм Thyssen и SMS с обжатием заготовки под кристаллизатором.

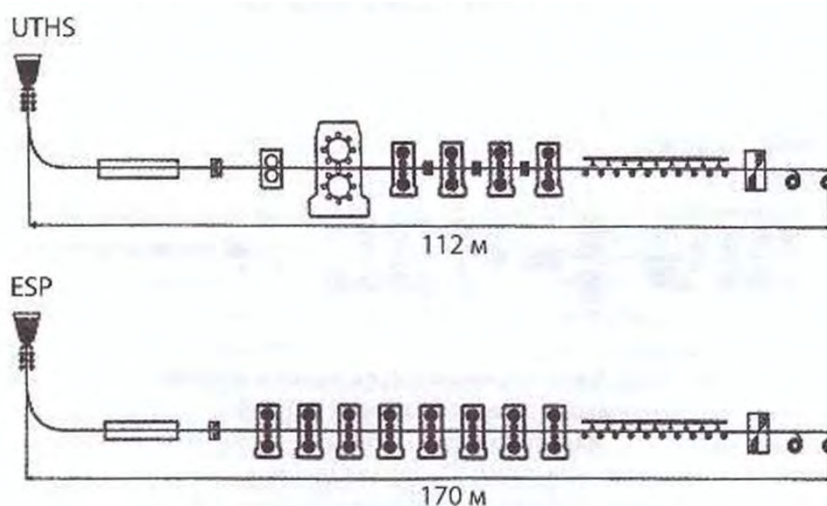


Рисунок 9.29 – Полностью непрерывные процессы получения горячекатаной полосы.

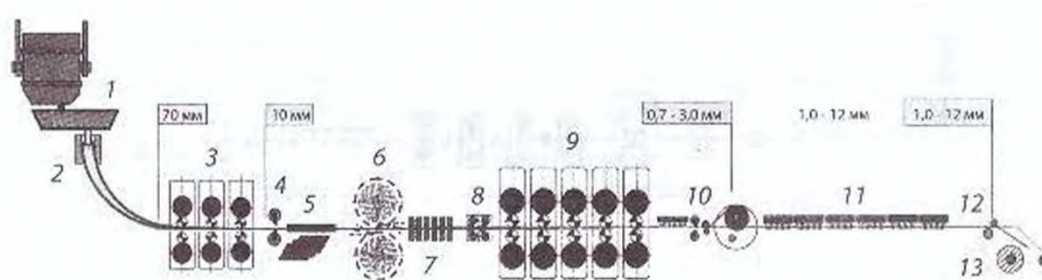
Процесс UTHS, разработанный совместно фирмами Mannesmann Demag и Chaparral Steel (США), основан на использовании планетарного прокатного стана Платцера с высокой степенью обжатий, работающего на низких скоростях, соответствующих скорости литья. Дальнейшее обжатие выполняется в клетях кварто, между которыми предусмотрен подогрев полосы. Минимально возможная конечная толщина полосы составляет 0,7 мм. Недостатками такого способа являются сложность конструкции стана сверхвысоких обжатий и низкое качество поверхности полосы после прокатки.

Процесс ESP (Arvedi ESP) разработан фирмами Arvedi и Siemens-VAI на основе многолетнего опыта эксплуатации агрегата ISP в г. Кремона (Италия). Он отличается отсутствием промежуточного нагрева (за исключением индукционной печи для выравнивания температуры по сечению слитка) и смотки подката. Это позволило сократить общую длину с 430 до 190 м, вдвое уменьшить продолжительность рабочего цикла, снизить энергопотребление на 20-30% и в 1,3 раза уменьшить издержки производства.

Процесс ESP представляет собой прямое совмещение МНЛЗ и непрерывной группы прокатки из восьми клетей кварто. Такая установка (см. рисунок 9.29, б) позволяет получать горячекатаную полосу толщиной 0,6 мм из литого сляба толщиной 100 мм (скорость литья

составляет 4,6 м/мин). После выхода из МНЛЗ сляб поступает в печь для выравнивания температуры, затем в систему гидросбива окалины, далее в прокатные клетки, за которыми расположены участок охлаждения, ножницы и моталка. Основными недостатками такого процесса совмещения являются недоиспользование мощности прокатного стана и быстрый выход валков из строя.

На рисунок 9.30 показана схема расположения оборудования линии производства полосы Arvedi.



1 - разливочная площадка; 2 тонкослябовая МНЛЗ; 3 - стан с высокой степенью обжатия; 4 - маятниковые ножницы; 5 - сталкиватель и укладчик листа; 6 - обрезные ножницы; 7 индукционная нагревательная печь для выравнивания температуры; 8 - окалиноломатель высокого давления; 9 - чистовая группа клеток; 10 - обрезные ножницы; 11- линия охлаждения; 12 - высокоскоростные летучие ножницы; 13 - подпольные моталки

Рисунок 9.30 - Линия производства полосы Arvedi.

Литейно-прокатный агрегат нового поколения отличается способностью бесконечно катать непрерывно разливаемые тонкие слябы для получения широкого ассортимента высококачественной сверхтонкой горячекатаной полосы - толщиной менее 1 мм. Расчетная производительность составляет до 2 млн т в год.

Новая линия, сооружаемая в г. Кремона в дополнение к существующему ЛПК на основе технологии ISP, состоит из четырех основных участков, а также вспомогательного оборудования. Первый участок включает тонкослябовую МНЛЗ, соединенную выходной секцией с трехклетевым станом с высокой степенью обжатия слитка. На втором участке температура подката выравнивается в индукционной

нагревательной печи в соответствии с требованиями конечной прокатки. Третий участок представляет собой чистовую группу клетей кварто, предназначенную для прокатки полосы толщиной от 12 до 1 мм и менее при максимальной ширине 1570 мм. Установка систем ускоренного охлаждения на выходной секции чистовой группы является основой для расширения марочного сортамента выпускаемого проката. Четвертый участок состоит из высокоскоростных летучих ножниц и подпольных моталок, где полоса сматывается в рулоны массой до 32 т.

Впервые в мировой практике производство высококачественной сверхтонкой полосы осуществлено без применения холодной прокатки, что в сочетании с непосредственным совмещением литья и прокатки обеспечивает минимальные габариты оборудования, значительную экономию капитальных и эксплуатационных затрат (до 30%). При этом в обжимную группу добавляют несколько клетей, количество которых определяется минимальной толщиной производимой полосы.

9.3.3 Литейно-прокатные агрегаты с планетарными станами

Разработана концепция компактного литейно-прокатного агрегата, предназначенного для производства из расплава узких полос (лент) толщиной 2-5 мм, шириной до 120 мм. Производительность агрегата 10-20 тыс. т в год, масса оборудования 100-120 т, установленная мощность 400-460 кВт, длина 20-27 м, ширина 10-16 м, высота 3-5 м. При необходимости может быть разработан агрегат для производства полос шириной до 400 мм [7.47]. Предпосылкой создания такого агрегата служат теория полосовой планетарной прокатки и методика энергосиловых расчетов. В 1968 г. создан лабораторный планетарный стан 150, на котором были проведены экспериментальные исследования. Позже, в 1970-1974 гг. на стане 150 регулярно осуществлялась прокатка партий полос из магнитомягких, коррозионностойких, жаростойких и высокопрочных сплавов.

Фирма Krupp в литейно-прокатном агрегате использует планетарный стан Платцера с установленной за ним группой чистовых клетей. Агрегат производит полосы толщиной 1,5-8,0 мм из заготовки 80x350 мм при массе оборудования 500 т. Производительность и занимаемая площадь такие же, как у предыдущего агрегата.

По способу фирм Chaparral-Desmag в литейно-прокатном агрегате также использован планетарный стан Платцера, на котором сляб

толщиной 160 мм прокатывают в полосу толщиной до 1,0 мм, что позволяет конкурировать со способом прямого литья тонкой полосы. В качестве примера промышленного применения этого процесса можно назвать литейно-прокатный агрегат в составе машины непрерывного литья заготовок сечением 100x380 мм и полосового планетарного стана Сендзимира с приводом через опорные валки, производящего полосы толщиной 1,5-3,5 мм. Годовая производительность агрегата достигает 100 тыс. т, масса оборудования 450 т, установленная мощность 1200 кВт, занимаемая площадь 2000 м².

На рисунке 9.31 показан вариант литейно-прокатного агрегата производительностью 270 т/ч с машиной литья тонких слябов типа «Хазелетт» и планетарным станом Сендзимира. Непрерывнолитые слябы толщиной 50 мм, производимые на МНЛЗ типа «Хазелетт», после нагревательной печи поступают в планетарный стан и затем в дрессировочную клетку. Скорость сляба на выходе из МНЛЗ составляет 7,5 м/мин, а полосы на выходе из планетарного стана и дрессировочной клетки - 1,7 и 1,8 м/с.

При использовании тонких непрерывнолитых слябов скорость прокатки на планетарном стане выше, чем при использовании слябов обычной толщины. Для обжатия боковых граней слябов и обеспечения более точного центрирования сляба перед планетарным станом устанавливается вертикальная клетка, с помощью которой выдерживаются узкие допуски на ширину сляба и обеспечивается ровная кромка готовой полосы.

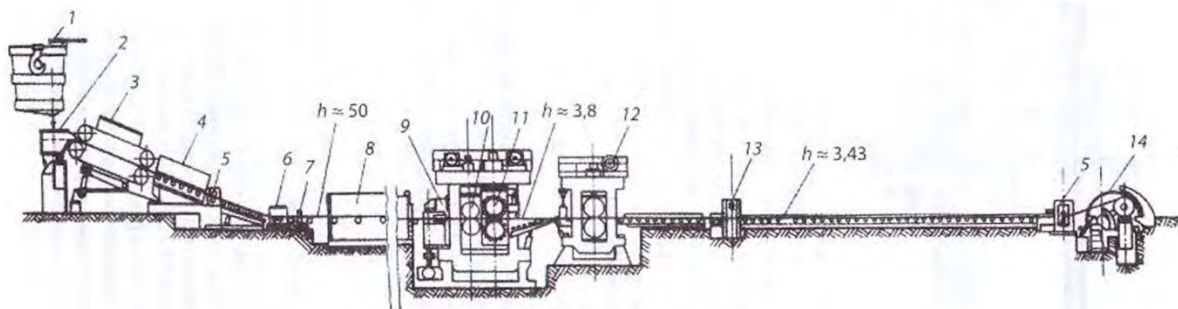
9.3.4 Литейно-прокатные агрегаты с прямым литьем полосы

Еще большую экономию средств можно получить в результате производства стальных полос с применением литейно-прокатных агрегатов с прямым литьем металла на бесконечную ленту или в зазор между вращающимися охлаждаемыми валками.

Эволюция технологических средств, применяемых для получения полосы, показанная на рисунке 9.15, демонстрирует преимущества применения двухвалковой литейной машины.

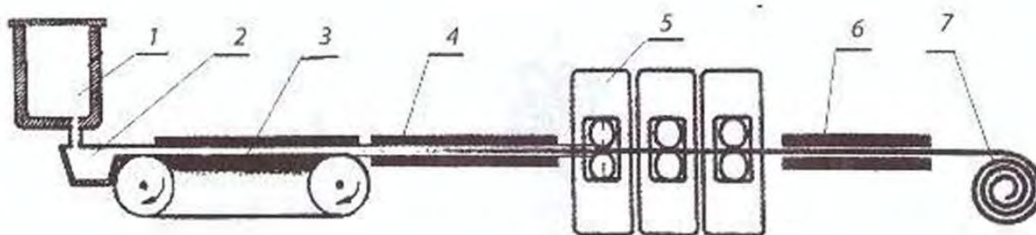
Стремление к сокращению капитальных затрат за счет уменьшения толщины подката привело к разработке различных вариантов литейно-прокатных агрегатов с прямым литьем полосы.

По способу DSC (Direct Strip Casting), разработанному фирмой Krupp (рисунок 9.32), жидкая сталь поступает на движущуюся в горизонтальном направлении бесконечную ленту, где происходит ее первичное охлаждение. Затем заготовка проходит зону вторичного охлаждения и поступает в прокатный стан, после чего готовая полоса сматывается па моталке.



1 - сталеразливочный ковш; 2 - промежуточный ковш; 3 - МНЛЗ типа «Хазелетт»; 4 - теплоизолирующий колпак; 5 - тянущие ролики; 6 - правильная машина; 7 - резак; 8 - нагревательная печь; 9 - вертикальная клеть; 10 - задающие ролики; 11 - опорные валки планетарной клетки; 12 прогладочная клеть; 1.3 - ножницы; 14 - моталка; h - толщина металла

Рисунок 9.31 – Схема расположения оборудования при совмещении МНЛЗ тонких слябов и планетарного стана:



1 - сталеразливочный ковш; 2 промежуточная емкость; 3 - ленточная машина непрерывного литья; 4 - вторичное охлаждение; 5 - прокатный стан; 6 - окончательное охлаждение; 7- моталка

Рисунок 7.33. Литейно-прокатный агрегат DSC фирмы Krupp с прямым литьем полосы.

Процесс DSC при металлургической длине 10 м, которая соответствует длине участка, охлаждаемого литейного агрегата, дает возможность достичь скорости литья до 60 м/мин при толщине подката

10 мм. На пилотных установках уже реализована скорость литья 45 м/мин. Таким образом по способу DSC возможна прямая прокатка в двух-трех клетях до конечного размера без подогрева полосы. Следовательно, отпадает необходимость в установке подогревательных печей или системы печных моталок типа Coilbox, что существенно повышает экономичность способа.

Наиболее успешным вариантом, реализованным на практике, является процесс Castrip, включающий получение полосы на двухвалковой литейной машине с последующим охлаждением и смоткой (рисунок 9.33).

Процесс разработан фирмами BlueScope (Австралия) и Ishikawa Heavy Industries (ИИ, Япония), и впервые применен в 2002 г. для получения полосы толщиной 0,8-1,0 мм на заводе фирмы Nucor Steel в г. Кроуфордсвилль (штат Индиана, США).

Сталеразливочный ковш размещают непосредственно над промежуточным ковшом малой емкости и передаточным устройством, обеспечивающим минимальный ферростатический напор жидкой стали и распределяющим поток металла по длине бочки валков кристаллизатора. Отливаемая полоса на выходе из валков образует свободную петлю. Скорость разливки составляет приблизительно 80 м/мин, а толщина затвердевшей литой полосы обычно 1,6 мм и менее. С целью ограничения образования окалины на поверхности полосы, на участке от кристаллизатора до прокатной клетки ее помещают в подогреваемую камеру с защитной атмосферой. Клеть для горячей прокатки полосы обеспечивает обжатию 30-50%.

Компаниями MAIN и MTAG Martie-Technologie (Швейцария) совместно с SMS Demag (Германия) разработана новая концепция промышленного литейно-прокатного агрегата непрерывного получения полосы с применением двух валковой литейной машины MAINSTRIP. Особенностью агрегата является совмещение литейных валков непосредственно с приводами их вращения. Статор привода устанавливается неподвижно, а ротор является частью вращающегося блока, состоящего из медной гильзы с фиксированными подшипниковыми узлами на торце этой гильзы. Валки вместе с приводами установлены на общей опорной конструкции и представляют собой отдельный переносной блок.

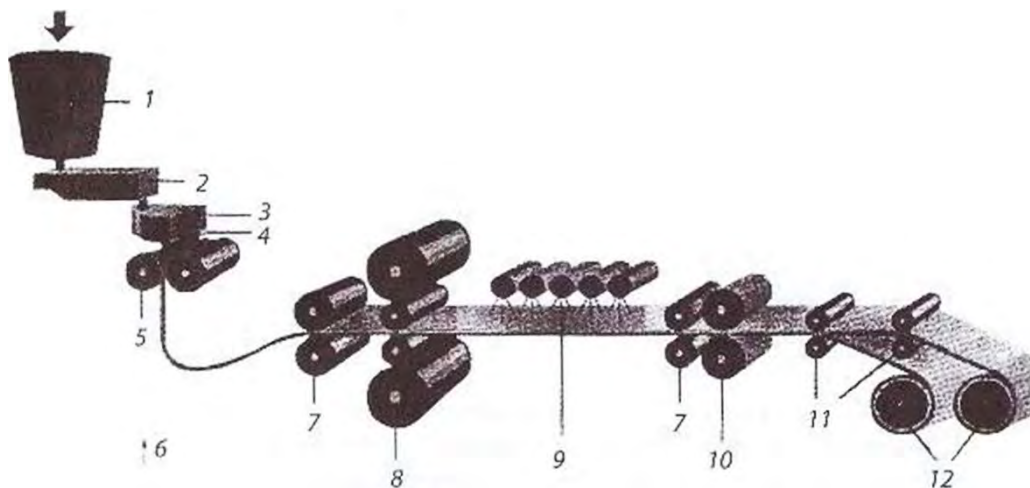
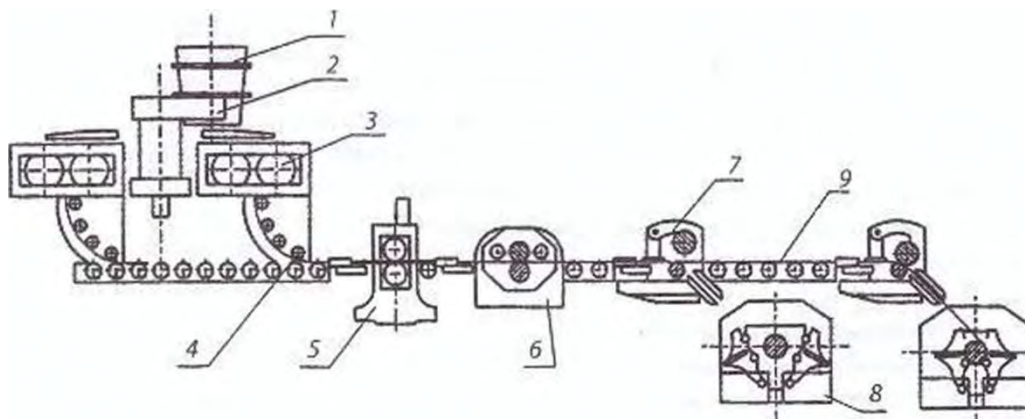


Рисунок 9.33 - Схема процесса Castrip:

1 - сталеразливочный ковш; 2 промежуточный ковш; 3 - передаточное устройство; 4 разливочный стакан; 3 - валковый кристаллизатор; 6 термокамера; 7 - тянущие ролики; 8 клеть горячей прокатки; 9- зона водяного охлаждения; 10 - ножницы; 11 - направляющие ролики; 12 - моталки



1 - сталеразливочный ковш; 2 - подъемно-поворотный стенд; 3 - двухвалковая литейная машина; 4 - вторичное охлаждение; 5 - обжимная клеть; 6 - тянущие ролики; 7 - летучие ножницы; 8 - моталка; 9 - полоса

Рисунок 9.34 – Двухвалковый литейно-прокатный агрегат.

Для обеспечения максимальной эксплуатационной готовности предусмотрены два блока валков-кристаллизаторов, один из которых находится в рабочей позиции, а другой - в резервной позиции, где подвергается очистке и подготавливается к работе.

Техническая характеристика агрегата Castrip

Вместимость сталеразливочного ковша, т	110
Вместимость промежуточного ковша, т	18
Диаметр литейных валков, мм	500
Максимальная ширина полосы, мм	1345
Размеры рабочих валков, мм	475x2050
Размеры опорных валков, мм	1550x2050
Масса рулона (макс.), т	25
Производительность, тыс. т/год	540

Конструкция полосового литейно-прокатного агрегата с двухручьевой двухвалковой литейной машиной представлена на рисунке 9.34). Техническая характеристика агрегата приведена ниже:

Масса плавки, г	12
Масса металла в промежуточной емкости, т	2,5
Производительность, т/ч	24
Размеры готового листа, мм: ширина	1000
толщина	до 3
Параметры рабочих валков:	
диаметр, мм	1800
длина рабочей части, мм	1000
материал бандажей	Сталь 17X18Н9, Бронза БрХ-1, БрХ-8, Бр11ХК
Скорость литья, м/с	до 1,5
Высота ванны металла η створе валков, мм	450-500
Мощность привода рабочих валков, кВт	110
Диаметр валков тянущей клетки, мм	400
Мощность привода тянущей клетки, кВт	36
Температура листа при разрезании на ножницах, °С	1000
Мощность привода ножниц, кВт	225
Относительное обжатие листа в прокатной клетке, %	~20
Усилие прокатки, кН	до 2850
Температура листа при прокатке, °С	800
Мощность привода прокатной клетки, кВт	315
Диаметр барабана моталки, мм	550
Мощность привода моталки, кВт	50
Масса рулона, т	2,5

9.4 Основные тенденции развития литейно-прокатных агрегатов

К настоящему времени совмещение литья с прокаткой в единых агрегатах прошло длительную проверку в промышленных условиях, рассматривается специалистами как неотъемлемая часть современного металлургического производства и имеет весьма благоприятные перспективы для развития при производстве разнообразной металлопродукции, особенно на многочисленных эксплуатируемых и создаваемых металлургических мини-заводах.

Широкий круг инженерных задач вытекает из непрерывного ужесточения требований по качеству выпускаемой продукции, постоянно расширяющегося марочного сортамента, появлению новых, весьма сложных марок стали. Это предъявляет повышенные требования к диапазону технологических возможностей оборудования, средствам контроля и автоматизации, предполагает обязательное применение термообработки и отделки проката. Особое значение приобретают гибкость технологии, возможность оперативного изменения сортамента выпускаемой продукции и экономичного производства небольших партий проката. Наблюдается устойчивый спрос на литейно-прокатные агрегаты производительностью от 30 до 1000 тыс. т в год. Однако апробированные комплексные технические решения по ЛПА относительно малой производительности отсутствуют, поэтому назрела необходимость разработки и промышленного освоения серии сверхкомпактных литейно-прокатных агрегатов на основе машин литья заготовок горизонтального типа, двухвалковых литейных машин, станов планетарной и винтовой прокатки. Одним из технических приемов, способствующих сокращению габаритов оборудования, может служить ограничение скорости прокатки, что в сочетании с возможностью порезки прокатываемых прутков на мерные длины в ходе прокатки способствует резкому сокращению длины холодильника и ЛПА в целом.

Вместе с тем повышение рентабельности производства неразрывно связано со снижением удельных показателей расхода материалов, энергоносителей, трудозатрат, металлоемкости, занимаемой площади и т.д. Эксплуатируемые и создаваемые литейно-прокатные агрегаты находятся в процессе непрерывного совершенствования. Наблюдается все более широкое применение полунепрерывных и полностью

непрерывных процессов, в полосовых ЛПА - увеличение ширины отливаемого тонкого сляба при одновременном увеличении скорости разливки и ужесточении требований по качеству слитков, широкое применение прогрессивных технологических приемов и устройств: внепечной обработки стали в промежуточном ковше, МНЛЗ, электромагнитного перемешивания, водовоздушного охлаждения, мягкого обжатия, ламинарного охлаждения прокатанной полосы и т.д. Созданные различными фирмами разновидности ЛПА в значительной степени повторяют одни и те же основные технические решения.

Технологические и конструктивные требования к литейно-прокатным агрегатам во многом противоречивы. Тенденция максимального приближения сечения отливаемой заготовки к сечению готового проката находится в противоречии с необходимостью глубокой проработки структуры металла путем многократного обжатия. Высокая производительность плохо сочетается со стремлением обеспечить минимальные габариты оборудования и сократить занимаемую площадь.

Использование мини-заводами в качестве основного сырья металлолома, качество которого непрерывно ухудшается, отрицательно сказывается на возможности производства высококачественной продукции и требует значительных капитальных вложений в подготовку сырья, выплавку и внепечную обработку металла, а это, в свою очередь, ухудшает экономические показатели.

Основная задача при совершенствовании как сортовых, так и слябовых МНЛЗ заключается в дальнейшем повышении скорости литья. На отдельных тонкослябовых МНЛЗ планируется довести скорость вытягивания заготовки до 8 м/мин за счет увеличения металлургической длины, совершенствования конструкции кристаллизатора путем увеличения диаметра входной воронки и зазора между погружным стаканом, применения более эффективной порошкообразной смазки, электромагнитного перемешивания, интенсификации охлаждения в верхней, наиболее нагруженной зоне кристаллизатора, совершенствования контроля и регулирования положения уровня металла в кристаллизаторе.

Значительные технико-экономические показатели двухвалковых литейных машин будут способствовать их широкому распространению

по мере решения некоторых технических проблем и накопления опыта эксплуатации первых промышленных агрегатов.

Дальнейшее совершенствование нагревательных устройств связано с повышением их производительности, степени равномерности нагрева и точной регулировки температуры, уменьшением отходов в виде окалины и снижением затрат на энергоносители. Значительно меньшее образование окалины, улучшенные экологические показатели и возможность эффективного управления температурой нагрева дают основание предполагать в дальнейшем расширение применения в сортовых литейно-прокатных агрегатах индукционного нагрева.

В современных сортовых ЛПА большое внимание уделяется расширению сортамента производимого проката и повышению гибкости технологического процесса с возможностью оперативной настройки оборудования на выпуск новой продукции. Так, например, в составе ЛПА, эксплуатируемого на заводе фирмы Halyvorgiki в Греции, применен так называемый супергибкий прокатный стан, способный производить из заготовок сечением 130x130 мм низко- и среднеуглеродистой стали арматурный профиль диам. 8-40 мм, прокат круглого сечения диам. 10-40 мм и эквивалентный сортовой прокат квадратного сечения, катанку диам. 6-16 мм для предварительно напряженных конструкций, обыкновенную катанку диам. 5,5-16 мм, уголки размером полки 25-50 мм, эквивалентные по площади швеллеры, Т-образные профили и сортовой плоский прокат. Поставка круглого проката осуществляется в пакетах массой 3 т, других профилей в стопах массой по 5 т, катанки - в бунтах массой от 1,5 т при стандартной прокатке до 3 т при бесконечной прокатке с применением метода EWR. При этом на прокатном стане используется многониточная система прокатки-разделения с применением специальной калибровки валкой и направляющих проводок для формирования и продольной резки раската.

Одной из основных тенденций развития прокатного оборудования, входящего в состав полосовых литейно-прокатных агрегатов в ближайшее время, очевидно, будет расширение технологических возможностей за счет широкого применения термообработки и отделочных операций, холодной прокатки, волочения и деталепрокатных станов.

Эволюция станов горячей прокатки полос идет по пути увеличения числа чистовых клетей и скорости прокатки, автоматизации, совершенствования способов и систем регулирования толщины и профиля горячекатаной полосы. Если в первых литейно-прокатных агрегатах для получения тонкой горячекатаной полосы обычно применялись четыре клетки, то в настоящее время их количество достигает пяти или шести, а при получении особо тонкого листа (толщиной менее 1 мм) - семи. Вместе с тем, по некоторым оценкам, непрерывные широкополосные станы, наиболее широко применяемые в полосовых ЛПА, достигли предельно возможной эффективности и будут эксплуатироваться без существенных изменений. В современных полосовых ЛПА особое внимание уделяется обеспечению равномерного распределения температуры по длине, ширине и толщине полосы в нагревательной печи, а также эффективному охлаждению полосы с точным соблюдением температурного режима, необходимого для конкретных марок стали.

Важным условием получения продукции высокого качества является удаление окалины струями воды, подаваемой под высоким давлением, перед входом заготовки в нагревательную печь и в прокатный стан,

И в сортопрокатном, и в листопрокатном производстве актуальной остается задача создания компактных станов, способных эффективно работать при относительно небольших скоростях прокатки.

Наряду с поиском новых эффективных технических решений на основе применения наукоемких технологий особое значение приобретает рациональный выбор основных конструктивных элементов. Модульный принцип позволяет из широкого набора известных, отработанных на практике машин и устройств, выбрать наиболее отвечающие конкретным условиям производства.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов.- М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. – 511с.
2. Соколов А.М. Скоростная плавка стали в дуговых электропечах. - М.: «Машгиз», 1963. -273с.
3. Семин А. Е., Кочетов А.И., Косырев К. Л. Выплавка стали в открытых дуговых печах. Уч. пособие.- М.: МИСиС, 1997. – 32с.
4. Айзатулов Р. С. Харлашин П. С., Протопопов Е. В., Назюта Л. Ю. Теоретические основы сталеплавильных процессов.- М.: МИСиС, 2004. -320с.
5. Эллиот Д.Ф., Глейзер М., Рамакришна В. Термохимия сталеплавильных процессов. М.: «Металлургия», 1969. - 252с.
6. Белова Т. Г., Афанасьев М. И., Никольский В. С. Metallургия стали. Лаб. практикум.- Электросталь, ЭПИ МИСиС, 2006. -126с.
7. Мастрюков Б.С. Расчеты металлургических печей.- М.: Metallургия, 1986. -376с.
8. Авдеев В.А., Друян В. М., Кудрин Б. И. Основы проектирования металлургических заводов. Справочник.- М.: Интернет Инжиниринг, 2002. -464с.
9. Сталь на рубеже столетий/ Колл. авторов, ред. Карабасов Ю. С. – М.МИСиС, 2001. – 664с.
10. Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. Общая металлургия. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 768с.
11. Шмарихин В.К. Учебное пособие по экономическим и организационным вопросам в дипломном проектировании для студентов специальностей 12.04. - М.: МИСиС, 1988. – 116с.
12. Самарин А.М. Электрометаллургия. – М.: ГНТЧМ, 1943. – 516с.
13. Шерашевский И.А. Конструирование промышленных зданий и сооружений. – Л.:Стройиздат, 1976. - 152с.
14. Новик Л.М. Внепечная вакуумная металлургия стали. М.: - Наука, 1986. -192с.
15. Поволоцкий Д. Я., Гудим Ю. А. Выплавка легированной стали в дуговых печах. – М.: Metallургия, 1987. – 138с.
16. Зальцман Э. С. Изложницы для легированных сталей. - Электросталь: ЭПИ МИСиС, 2004.-208с.
17. Соколов Г. А. Внепечное рафинирование стали. – М.: Metallургия, 1977. -208с.
18. Кудрин В.А. Metallургия стали. – М.: Metallургия, 1989. -560с.

19. Черепанов К. А., Черныш Г. И. и др. Утилизация вторичных материальных ресурсов в черной металлургии. – М.: Металлургия, 1994. – 224с.
20. Арутюнов В. А., Егоров А. В., Стомахин А. Я. Дожигание горючих компонентов в рабочих камерах промышленных печей. Известие ВУЗОВ. Ч.М. – 2003. №3, 46 – 55с.
21. Поволоцкий Д.Я. Кудрин В.А. Вишкарев А.Ф. Внепечная обработка стали. – М.: «МИСиС», 1995. – 256с.
22. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали.- М.: «Мир», 2003. – 528с., ил.
23. Зайцев Н.Л. Экономика организации.- М.: «Экзамен», 2004. – 624с.
24. Физико – химические расчеты электросталеплавильных процессов: Сб. задач с решениями / В.А.Григорян, А.Я.Стомахин, Ю.И.Уточкин и др. – М.: МИСиС, 2007. – 318 с.
25. Звонарев В.П., Щербаков С.И. и др. Глубокое восстановление хрома из шлаков в ДСП при производстве коррозионно-стойких сталей. Сталь.- 2007 - №6, -30.
26. Кузьмин М.Г. Чередниченко В.С. Отечественный агрегат ковше-печь для внепечной обработки стали.- Сталь, 2006. - №6, -.38с.
27. Балландино В. Джордж К. Комплексная обработка стали в ковше-печи: практический подход.- Сталь, 2007. - №11, – 52с.