

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

**ФАКУЛЬТЕТ ИНЖЕНЕРНОЙ МЕХАНИКИ И МАШИНОСТРОЕНИЯ**

**КАФЕДРА «МЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ЗАВОДОВ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ»  
ИМ. ПРОФ. СЕДУША В.Я.**

## **МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

**к проведению практических занятий**

**по дисциплине вариативной части**

**по выбору вуза профессионального цикла**

## **ВВЕДЕНИЕ В СПЕЦИАЛЬНОСТЬ**

**для студентов всех форм обучения**

**направления подготовки 15.03.02**

**«Технологические машины и оборудование»**

**ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

**ФАКУЛЬТЕТ ИНЖЕНЕРНОЙ МЕХАНИКИ И МАШИНОСТРОЕНИЯ**

**КАФЕДРА «МЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ЗАВОДОВ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ»  
ИМ. ПРОФ. СЕДУША В.Я.**

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**  
**к проведению практических занятий**  
**по дисциплине вариативной части**  
**по выбору вуза профессионального цикла**  
**ВВЕДЕНИЕ В СПЕЦИАЛЬНОСТЬ**  
**для студентов всех форм обучения**  
**направления подготовки 15.03.02**  
**«Технологические машины и оборудование»**

Рассмотрены на заседании  
кафедры «Механическое оборудование  
заводов черной металлургии»  
им. проф. Седуша В.Я.  
Протокол № 11 от 03.04.2017 г.

Утверждены на заседании  
учебно-издательского совета ДОННТУ  
Протокол № \_\_\_ от \_\_.\_\_. 20\_\_ г.

Донецк  
ДОННТУ  
2017

УДК 669. (075.8)

Методические указания к проведению практических занятий по дисциплине вариативной части по выбору вуза профессионального цикла «Введение в специальность» для студентов всех форм обучения направления подготовки 15.03.02 «Технологические машины и оборудование» / сост.: С. А Бедарев. – Донецк : ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет», 2017. – 70 с.

Отображены цель и задачи практических занятий по курсу «Введение в специальность», их структура, порядок подготовки к ним, последовательность действий преподавателя и студентов, направленных на достижение требуемых результатов в усвоении теоретического материала.

*Составители:* Бедарев С.А., к.т.н., доцент, доцент кафедры «Механическое оборудование заводов черной металлургии» им. проф. Седуша В.Я.

*Рецензенты:* д.т.н., профессор А.П. Кононенко  
к.т.н., профессор В.А. Сидоров

Ответственный за выпуск:

к. т. н., профессор А. Л. Сотников

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
ТЕМА 1. ИСТОРИЯ ЗАРОЖДЕНИЯ И РАЗВИТИЯ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.	5
ТЕМА 2. СЫРЬЕ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ И ПОДГОТОВКА ИХ К ПЛАВКЕ.	9
ТЕМА 3. ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА (ДОМЕННЫЙ ПРОЦЕСС).	12
ТЕМА 4. ВНЕДОМЕННАЯ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ ЧУГУНА.	18
ТЕМА 5. КОНВЕРТЕРНОЕ ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ.	23
ТЕМА 6. КИСЛОРОДНО-КОВЕРТЕРНИЙ ПРОЦЕСС С ДОННОЙ ПРОДУВКОЙ.	27
ТЕМА 7. КОНСТРУКЦИЯ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТЕРА.	32
ТЕМА 8. МАРТЕНОВСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ.	34
ТЕМА 9. ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В ЭЛЕКТРОПЕЧАХ.	37
ТЕМА 10. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА СТАЛИ.	41
ТЕМА 11. СПОСОБЫ РАЗЛИВКИ СТАЛИ.	49
ТЕМА 12. ПРОКАТНОЕ ПРОИЗВОДСТВО В СТРУКТУРЕ МЕТАЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА И СОРТАМЕНТ.	57
ТЕМА 13. КЛАССИФИКАЦИЯ РАБОЧИХ КЛЕТЕЙ.	
ТЕМА 14. НАГРЕВАТЕЛЬНЫЕ АГРЕГАТЫ ПРОКАТНЫХ ЦЕХОВ.	60
ТЕМА 15. РОЛЬ ГАНГИ.	63
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	66
	69

## ВВЕДЕНИЕ

Преподавание дисциплины «Введение в металлургические процессы и оборудование» базируется на действующем учебном плане подготовки бакалавров по направлению подготовки «Машиностроение» с вариативной частью «Металлургическое оборудование»; учитывает результаты методических и научно-исследовательских работ, выполненных сотрудниками кафедры «Механическое оборудование заводов черной металлургии».

*Целью* преподавания данной дисциплины является приобретение студентами теоретических знаний и практических навыков, необходимых для решения разнообразных задач, встречающихся в практической деятельности в металлургическом производстве.

В конспекте представлены основные теоретические знания относительно металлургической промышленности. Приведены основные металлургические процессы и агрегаты.

## ТЕМА 1: ИСТОРИЯ ЗАРОЖДЕНИЯ И РАЗВИТИЯ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

В истории развития материальной культуры человечества выделяют каменный, бронзовый и железный века, в каждом из которых для изготовления орудий труда употреблялись существенно разные материалы.

В период неолита (4-3 тыс. лет до н.э.) наряду с каменными орудиями труда появились изделия из меди. Первоначально применяли главным образом самородную медь. В бронзовом веке (3 – 1 тыс. лет до н.э.) применение получили изделия и орудия труда из сплавов меди с оловом. Начало железного века относят к первой половине 1 тысячелетия до н.э. Изделия из метеоритного железа были известны в Египте в эпоху 4 – 3 тыс. лет до н.э., но они были редки и дороги.

Плавка железа и изготовление из него орудий труда в больших масштабах, требующих более высокого уровня развития техники металлургии по сравнению с бронзой, стали возможными на Ближнем Востоке, в Индии и Южной Европе лишь на рубеже 2 и 1 тысячелетия до н.э. В то время для плавки железных руд сооружали небольшие шахтные печи – сыродутные горны, в которых получали тестообразное кричное железо. Сыродутный горн строили обычно на склоне холма, что позволяло использовать естественную тягу воздуха. Высота горна 2 – 2,5 м.

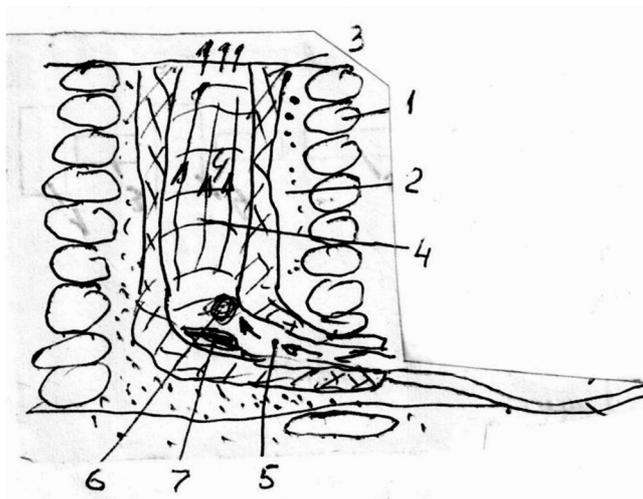


Рисунок 1.1 – Схема сыродутного горна

1 – камни; 2 – уплотняющий слой из песка или глины; 3 – рабочий слой из огнеупорной глины; 4 – рабочее пространство горна; 5 – открытая шлаковая летка; 6 – зона горения древесного угля; 7 – крица; 8 – яма для шлака.

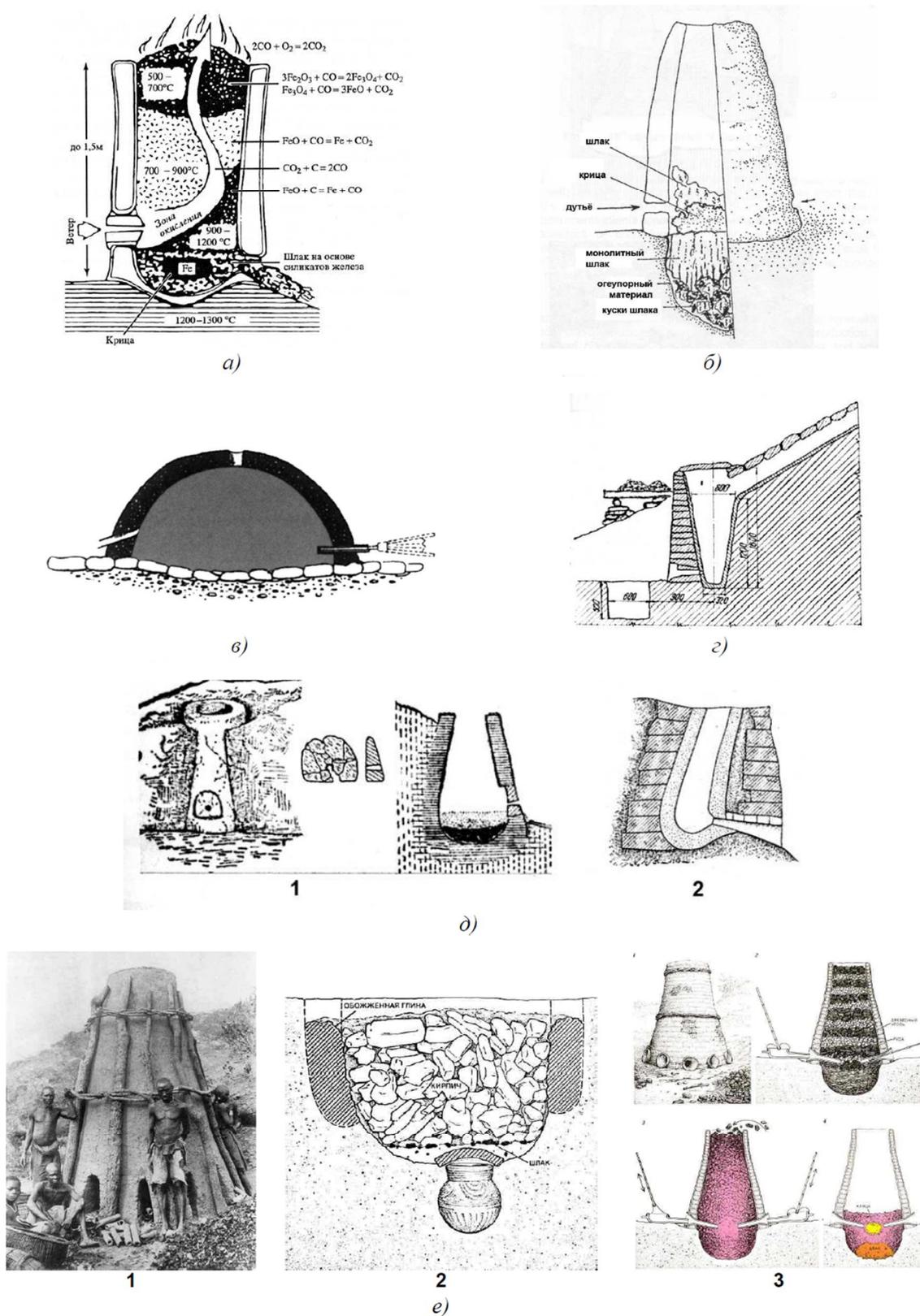


Рисунок 1.2 – Конструкции сыродутных горнов (а – принципиальная схема сыродутного процесса; б – печь со шлакоприёмником (Закарпатская Украина, начало I тыс. н.э.; в – переходная форма от «волчьей ямы» к «низкому» горну; г – сыродутный горн из горных районов Румынии, IX–X вв.; д – горны времён Римской Империи (1 – Дакия, 2 – Альпийский регион); е – «высокий» горн (конструкция используется народом фипа, Танзания, 1 – фото нач. XX в., 2 – поперечный разрез, 3 – принципиальная схема процесса)

Горение древесного угля перед шлаковой леткой происходило при малом количестве воздуха, поэтому температура в наиболее горячей части горна не превышала 1200 – 1250°C.

В шихту сыродутных горнов, кроме древесного угля, входили только руды, поскольку флюсы еще не были известны. В сыродутных горнах из каждой 1000 кг металлошихты в крицу переходило не более 600 – 700 кг. Остальная часть терялась со шлаком. Восстановление железа шло во всем объеме горна, однако из-за недостаточной температуры реакции эти не шли до конца. Конечный шлак содержал до 50 – 55% FeO, 10 – 15% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

Практически вся содержащаяся в руде сера переходила в крицу, поэтому чистый металл получали из чистых по сере руд.

Эволюция кричного способа за счет применения поддува воздуха привела к появлению домниц – низкошахтных печей и получению в них чугуна, неспособного к горячей деформации. Однако опыт показал, что нагревание чугуна в горнах вместе с рудой, шлаком или окалиной приводит к окислению углерода и получению ковкого железа.

Революция в металлургии стали, под влиянием растущей потребности промышленности в стальных изделиях, произошла в середине XIX века.

В 1856 г появился способ получения стали путем продувки через расплавленный чугун воздуха. Его изобрел английский механик Генри Бессемер. Процесс получил название бессемеровского. Однако из-за кислой футеровки (динас) из чугуна во время плавки нельзя было удалять серу и фосфор. В 1878 г этот способ усовершенствован для переработки высокофосфористых чугунов (до 2% P). Кислая футеровка была заменена основной (доломит), т.е. стало возможным вводить в расплав известь для дефосфорации. Процесс назвали томасовским в честь его изобретателя англичанина Томаса.

В 1863 г во Франции появился новый способ производства стали в расплавленном состоянии на поду в пламенных печах, изобретенный Пьером Мартеном. П. Мартен использовал принцип подогрева горючих газов и воздуха отходящими из плавильного пространства печи продуктами горения –

процесс регенерации тепла, предложенный братьями Сименс. Мартеновский процесс стремительно развивался на протяжении целого столетия.

В конце XIX столетия появились первые дуговые электропечи. Но в то время из-за дороговизны этот процесс использовался только для получения высококачественной стали.

Новый этап в развитии производства стали начался после второй мировой войны, когда был освоен простой и дешевый способ получения кислорода из воздуха (10000 – 36000 м<sup>3</sup>/ч) в одном агрегате. С использованием кислородной продувки связан новый высокопроизводительный процесс – кислородно-конвертерный, который постепенно вытеснил мартеновский.

Современное развитие металлургии характеризуется изменением в структуре сталеплавильного производства. Ежегодно растет примерно на 5 – 7% доля легированного металла. Классические технологические схемы выплавки стали претерпевают существенные изменения. В настоящее время в сталеплавильном агрегате получают лишь полупродукт – расплав с регламентированным содержанием углерода, а операции по его доводке до кондиции готовой стали и ее рафинированию осуществляют на установках ковшепечь и вакууматорах (речь идет о вторичной металлургии или внепечной обработке стали).

В 2006 году впервые в истории объем произведенной стали превысил 1 млрд. т. На первом месте находится Китай, на предприятиях которого было произведено 350 млн.т стали. Причем, только за последний год прирост производства в этой стране составил 50 млн.т. Украина с 37 млн. т занимает 7 почетное место в иерархии производителей черного металла.

В обозримом будущем сталь будет оставаться главным, а точнее основным технологическим материалом в промышленном производстве, строительстве и других отраслях экономики развитых стран.

## ТЕМА 2: СЫРЬЕ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ И ПОДГОТОВКА ИХ К ПЛАВКЕ

### 1. Топливо металлургических печей

**Кокс** – топливо современных доменных печей – получают нагревом измельченных каменных углей до температур 1100 – 1200° С без доступа воздуха. Угли перед коксованием измельчают и обогащают с целью снижения в 2 – 3 раза его зольности.

Качество кокса определяют по содержанию летучих (вещества, способные переходить из твердого или жидкого состояния в газообразное), золы, вредных примесей (серы и фосфора) и влаги. В нормальном коксе содержится от 0,9 до 1,25% летучих.

Зола - весьма нежелательная примесь, так как уменьшает содержание углерода в коксе, требует дополнительного расхода флюса для ошлакования, добавочного тепла на плавление и шлакование окислов. Содержание золы колеблется от 8 до 12 – 14%.

В разных сортах кокса содержится от 0,5 до 2% серы и от 0,01 до 0,03% фосфора.

Влаги в коксе содержится от 2 до 6%. Температура воспламенения кокса 600 – 750° С.

Физико-механические свойства кокса определяются: а) механической прочностью; б) термической стойкостью; в) ситовым составом; г) газопроницаемостью.

Металлургический кокс имеет крупность более 25 мм. Пористость кокса от 49 – 53%.

**Пылевидное топливо** – угольная пыль, измельченная до 0,25 – 0,05 мм, благодаря чему быстро сгорает с выделением большого количества тепла. В основном используется в доменных печах в качестве замены дорогостоящего

и дефицитного кокса.

**Мазут и смола.** Мазут - высококалорийное топливо, предварительно подогреваемое паром до 65 – 95°С для снижения вязкости. Содержание серы в мазуте для отопления мартеновских печей не должно превышать 0,5%. Смола применяется для карбюрации (повышения светимости) пламени за счет повышенного содержания сажистого углерода).

**Генераторный газ** - продукт газификации различных видов топлива. Имеет малую калорийность.

**Доменный газ** - или колошниковый имеет малую калорийность, поэтому его смешиваются коксовым газом в соотношении 50 – 60% / 40 – 50%.

**Коксовый газ** - продукт высокотемпературной перегонки каменного угля, очищенный от влаги, смолы, аммиака – используется для отопления мартеновских печей.

**Природный газ** – самый высококалорийный и применяется для отопления мартеновских печей и вдувания в доменные печи.

## **2. Шихтовые материалы**

**Железные руды.** Из громадного количества железных минералов промышленный интерес составляют:

Безводная окись железа, или гематит  $Fe_2O_3$ , содержащая 70,1% железа.

Водная окись железа представляет химическое соединение  $Fe_2O_3 \cdot nH_2O$  с переменным количеством сорбированной воды. Содержание железа от 52 до 66,1%.

Магнетит или магнитный железняк  $Fe_3O_4$  содержит 72,4% железа.

Железные руды содержат различные примеси. Полезные: марганец, ванадий, титан, никель, медь, хром. Вредные: сера, фосфор, цинк, свинец.

Свинец опасен тем, что не переходит в металл, а накапливается в горне и разъедает кладку, проникая в ее швы.

**Флюсы.** Для удаления из расплава пустой породы руды или концентрата, а также вредных примесей в состав сырья вводят флюсы – материалы, образующие с пустой породой легкоплавкие соединения. Расплав пустой породы с флюсами и золой кокса при производстве чугуна или флюса с окислами,

сульфидами и другими соединениями при варке стали называют шлаками. Шлак имеет меньшую плотность, поэтому он всплывает и его можно удалить с поверхности металла путем скачивания.

Шлаки и флюсы подразделяют на кислые (содержат  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ) и основные ( $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ). В качестве кислых флюсов применяют кварцевый песок или плавиковый шпат. Основными флюсами являются известняк и доломит. При высоких температурах шлаки могут взаимодействовать с футеровкой. В связи с этим когда применяется основная футеровка, нельзя вводить кислые флюсы, а при кислой футеровке – основные.

**3. Подготовка руд к плавке.** Основная масса руды (примерно 95%) проходит стадию предварительной подготовки к плавке, включающей в себя дробление, сортировку, обогащение и окускование.

Дробление руды осуществляют на конусных и щековых дробилках, после чего ее сортируют. Пригодными для плавки считаются куски размером 40...100 мм. Более 80% всех руд подвергается обогащению. Основным методом обогащения руд является сепарация, которая заключается в том, что в магнитном поле происходит отделение магнитной части руды от немагнитной. Предварительным обжигом руды при температуре 600 – 800°C немагнитные окислы переводят в магнитные.

Рудная мелочь и тонкоизмельченные концентраты подвергают окускованию агломерацией и окатыванием.

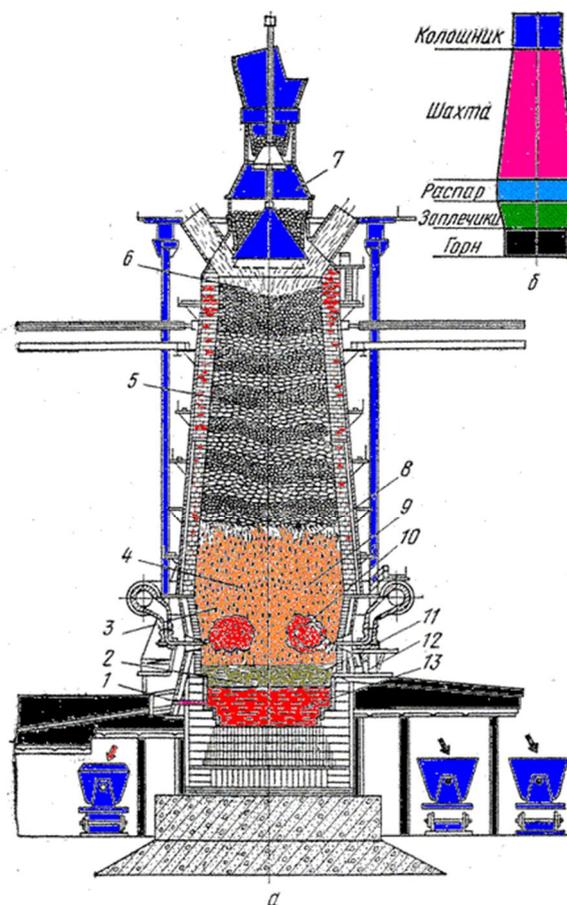
Агломерация – спекание концентрата руды, рудной мелочи и пыли в пористые куски при температуре 1300 – 1500°C на агломашинах. При этом удаляется до 85 – 95% серы.

Окатывание – новый прогрессивный способ подготовки сырья. Смесь тонкоизмельченных концентратов флюса, топлива увлажняют и обрабатывают во вращающихся барабанах или тарельчатых грануляторах. В результате получают шарики – окатыши диаметром 20 – 30 мм. Окатыши сушат при температуре 200 – 400°C и затем обжигают при температуре 1200 – 1400°C для придания им прочности.

## ТЕМА 3: ПРОИЗВОДСТВО ЧУГУНА (ДОМЕННЫЙ ПРОЦЕСС)

### 1. Устройство и работа доменной печи.

Чугун из железных руд выплавляют в доменных вертикальных печах шахтного типа. Контур вертикального сечения рабочего пространства домены называют профилем.



Разрез (а) и профиль рабочего пространства доменной печи (б):  
 1 — чугунная летка; 2 — горн; 3 — запечки; 4 — распар; 5 — шахта; 6 — колошник; 7 — засыпной аппарат; 8 — горизонт образования чугуна; 9 — горизонт образования шлака; 10 — зона горения кокса; 11 — слой шлака; 12 — шлаковая летка; 13 — расплавленный чугун.

Рисунок 3.1 – Разрез и профиль рабочего пространства доменной печи

Высота доменной печи достигает 35 м и примерно в 2,5 ...3 раза больше ее диаметра. Рабочее пространство печи состоит из колошника, шахты, распара, запечиков и горна. В верхней части горна равномерно по окружности размещается 16...36 фурменных устройств, через которые под давлением подается подогретый в воздухонагревателях (кауперах) до 1100 – 1300°C воз-

дух. В горне имеются летки для выпуска шлака и чугуна. Стенки доменной печи футеруются высококачественным шамотным кирпичом, горн – углеродистыми или графитизированными блоками. Снаружи печь имеет сварной стальной кожух.

Основными характеристиками доменной печи являются ее полезная высота и полезный объем. Первый параметр определяет расстояние от лещади до нижнего конуса засыпного аппарата, а второй рабочий объем, заполненный шихтой и продуктами плавки. Современные доменные печи имеют полезный объем 2000...5000 м<sup>3</sup> и суточную производительность 3000...10000 т, полезную высоту до 35 м.

Доменная печь относится к печам непрерывного типа. Она работает до капитального ремонта в течении 5...10 лет.

## 2. Доменный процесс

Доменная печь работает по принципу противотока. Шихтовые материалы – агломерат, кокс и др. – загружают сверху при помощи засыпного (загрузочного) аппарата. Навстречу опускающимся материалам снизу вверх движется поток горячих газов, образующихся при сгорании топлива (кокса), а также природного газа.

В доменной печи протекают следующие основные процессы.

Восстановление железа. Этот процесс происходит последовательно от высших окислов к низшим и далее к чистому металлу (принцип А.А. Байкова):  $\text{Fe}_2\text{O}_3 - \text{Fe}_3\text{O}_4 - \text{FeO} - \text{Fe}$ .

Главными восстановителями железа в доменной печи являются окись углерода и твердый углерод кокса. Некоторое количество железа восстанавливается водородом.

Восстановление окисью углерода называется косвенным (непрямым) восстановлением и происходит по реакциям





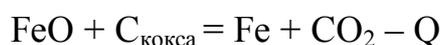
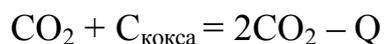
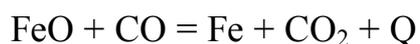
Восстановление  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  начинается при сравнительно низких температурах (400-500° С) в верхней части шахты печи. По мере опускания рудных материалов повышаются температура и содержание CO в доменных газах; при этом создаются условия для окончательного восстановления железа. Эти процессы заканчиваются в нижней части шахты печи при температурах около 900-950° С.

Одновременно в шахте печи происходит также косвенное восстановление окислов железа водородом по реакциям, аналогичным реакциям восстановления окисью углерода (например,  $3\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{H}_2 = 2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{H}_2\text{O}$  и т. д.).

Значение косвенного восстановления очень велико. В зависимости от условий работы печи окисью углерода CO и водородом восстанавливается 60-80% всего железа. Остальная часть железа восстанавливается твердым углеродом.

Восстановление твердым углеродом называется прямым восстановлением. Оно происходит при температурах выше 950-1000° С (зона распара печи) по реакции  $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO} - Q$ .

Следует отметить, что эта реакция отражает лишь конечный результат процесса прямого восстановления, который протекает в две стадии:



Таким образом, при прямом восстановлении расходуется только углерод кокса, хотя реагентом, взаимодействующим с FeO, является окись углерода CO. Непосредственное восстановление окислов железа при контакте с углеродом кокса практически не происходит. В прямом восстановлении могут также участвовать водород и сажистый углерод.

Науглероживание железа. Восстановление железа начинается при 400-500° С и заканчивается при 1300-1400°С (в распаре печи). При этих темпера-

турах железо ( $T_{пл.} = 1539^{\circ} \text{C}$ ) находится в твердом состоянии в виде пористой губчатой массы.

Уже в шахте доменной печи при температурах выше  $400-500^{\circ} \text{C}$  наряду с восстановлением железа происходит и его науглероживание за счет окиси углерода  $\text{CO}$  по реакции  $3\text{Fe} + 2\text{CO} = \text{Fe}_3\text{C} + \text{CO}_2 + \text{Q}$ .

Карбид железа  $\text{Fe}_3\text{C}$  хорошо растворяется в твердом железе и постепенно образуется сплав железа с углеродом. С увеличением содержания углерода температура плавления сплава значительно понижается и достигает минимального значения  $1147^{\circ} \text{C}$  при 4,3%. В зонах печи с высокими температурами – обычно в нижней части шахты – начинается плавление сплава. Жидкий сплав – чугуны, стекая вниз, омывает куски раскаленного кокса и дополнительно интенсивно науглероживается. В нем также растворяются восстановленный марганец, кремний, сера и другие примеси. Конечный состав чугуна устанавливается в горне. При этом большое значение имеют состав, свойства и количество шлака.

Восстановление других элементов. В доменную печь с шихтовыми материалами попадают марганец, кремний, сера и другие элементы в виде различных химических соединений. Эти элементы частично или полностью восстанавливаются и входят в состав чугуна, улучшая или ухудшая его свойства.

Постоянными полезными примесями чугуна являются марганец и кремний, вредными – сера и фосфор.

Шлакообразование начинается примерно в распаре печи. Первичный шлак образуется в результате сплавления  $\text{CaO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и других окислов, находящихся в составе флюса и пустой породы руды. При определенных соотношениях по массе эти тугоплавкие окислы могут образовывать легкоплавкие смеси – сплавы с  $T_{пл.} = 1150-1200^{\circ} \text{C}$ . Стекая вниз и накапливаясь в горне, шлак существенно изменяет свой состав. В результате взаимодействия с расплавленным чугуном и остатками несгоревшего кокса в шлаке восстанавливаются окислы железа и марганца, в нем растворяются  $\text{FeS}$ ,  $\text{MnS}$ , зола кокса и т.д. Химический состав шлака определяет состав чугуна и поэтому

при выплавке передельных, литейных и других чугунов всегда подбирают шлак соответствующего состава. Типовой состав шлака: 40-50% CaO; 38-40% SiO<sub>2</sub>; 7-10% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

### **3. Продукты доменного производства**

Расплавленный чугун выпускают через одну-две чугунные летки по 10-18 раз в сутки. В ковшах-чугуновозах емкостью 80-100т его по железнодорожным путям подают либо в сталеплавильный цех для передела в сталь, либо на разливочную машину. В первом случае чугун сливают в миксеры (копильники) емкостью до 2000т, отапливаемые газом. При выдержке в миксере выравниваются химический состав и температура чугуна, происходит дополнительное удаление серы.

Разливочная машина представляет собой конвейер с укрепленными на нем формами (мульдами); в них получают небольшие слитки – чугунные чушки (до 55 кг), которые направляют на другие заводы.

Чугуны и ферросплавы. В доменных печах выплавляют передельные и литейные чугуны, а также некоторые ферросплавы.

Доменный шлак – побочный продукт плавки – по мере его накопления выпускают в расплавленном состоянии через шлаковые летки в ковши-шлаковозы емкостью 30т, транспортируемые по железнодорожным путям. Еще сравнительно недавно шлаки направляли в отвал. В настоящее время шлак все шире используют для получения строительных материалов.

Широкое применение нашла мокрая грануляция шлаков: при вылинии жидкого шлака в воду он превращается в мелкозернистый материал. Гранулированный шлак используют для производства цемента, шлаковых строительных кирпичей и блоков. Из доменного шлака получают также щебень, литые изделия и т.д.

Доменный или колошниковый газ выделяется в больших количествах и непрерывно удаляется через газоотводы в колошнике из доменной печи.

При сгорании 1т кокса образуется около 5000 м<sup>3</sup> газа. Таким образом, в

крупных печах объемом 3000-3200 м<sup>3</sup> в сутки выделяется примерно 15-17 млн. м<sup>3</sup> газа. Он содержит значительное количество горючих составляющих, его теплотворная способность около 850-950 кал / м<sup>3</sup>. После очистки от пыли (частиц руды, топлива, флюсов) доменный газ используют как топливо для нагрева воздухонагревателей доменных печей, водяных и паровых котлов. В смеси с более высококалорийным коксовым или природным газами его применяют также для отопления мартеновских и нагревательных печей. Колошниковая пыль содержит 45-50% Fe и ее используют при агломерации.

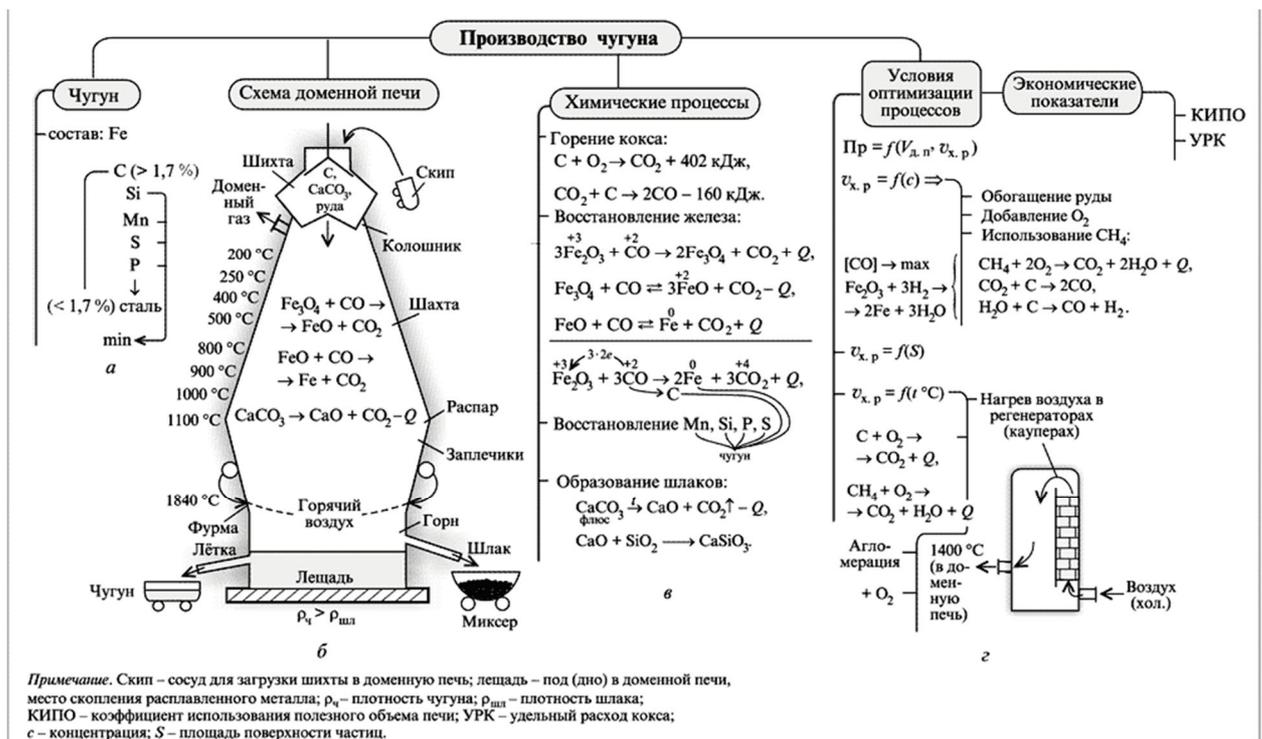


Рисунок 3.2 – Схема доменного процесса

Основными методами интенсификации доменного процесса являются:

1. совершенствование способов подготовки и улучшение качества сырых материалов;
2. высокотемпературный нагрев дутья;
3. увлажнение дутья;
4. обогащение дутья кислородом;
5. вдувание в горн углеводородосодержащих добавок;
6. комбинирование дутья;
7. повышение давления газов в рабочем пространстве доменной печи.

## **ТЕМА 4: ВНЕДОМЕННАЯ ДЕСУЛЬФУРАЦИЯ ЧУГУНА**

### **Введение**

В настоящее время масштабы внепечной десульфурации чугуна по-прежнему возрастают, что обусловлено необходимостью повышения эффективности доменного производства, увеличения объемов выпуска качественных сталей и разливки их на МНЛЗ.

Сравнивая тенденции развития процессов внедоменной десульфурации чугуна за прошедшее 50-летие, необходимо отметить, что основная часть капиталовложений направлялась и направляется на расширение и совершенствование способов внепечной обработки, рациональному выбору десульфураторов и разработку высокоэффективных способов их ввода в расплав.

### **Основные десульфураторы, нашедшие промышленное применение**

Из значительного числа десульфураторов, прошедших широкие промышленные испытания (магний, магнийсодержащие реагенты, кальцинированная сода, известь, карбид кальция, карбонат кальция и пр.) все большее предпочтение отдается гранулированному магнию, а также промышленным смесям на базе нескольких десульфураторов. Вместе с этим в США и Западной Европе по-прежнему в значительных количествах используют карбид кальция.

Главными преимуществами применения магния в сравнении с карбидом кальция являются:

- уменьшение расхода реагента в 3-12 раз, в зависимости от состава смеси магния с другими материалами;
- низкие удельные затраты на обработку чугуна;
- уменьшение капитальных затрат из-за большей безопасности магниевого реагента, образующегося шлака и выделяющегося дыма;

- повышение степени десульфурации при обработке чугуна с низкой температурой;
- возможность достижения конечного содержания серы на уровне 0,003%;
- сокращение длительности внепечной обработки примерно в 2 раза;
- меньшее проявление негативного влияния на футеровку ковша;
- уменьшение в 3-10 раз количества образующегося шлака.

После обработки чугуна карбидом кальция шлак содержит не вступивший в реакцию карбид, который при взаимодействии с влагой образует ацетилен, что требует принятия ряда предохранительных мер.

### **Кинетические условия процесса десульфурации чугуна магнием**

При оценке эффективности магния как модификатора учитывают термодинамические характеристики реакций его взаимодействия с компонентами расплава, кинетические условия протекания указанных реакций, условия эвакуации их продуктов из расплава и технологические возможности введения в него реагентов.

Термодинамические предпосылки применения магния для рафинирования жидкого чугуна определяются его низкой температурой плавления, составляющей  $650^{\circ}\text{C}$ , и высоким химическим сродством к сере и кислороду, являющимися вредными примесями.

Кинетические условия протекания реакций взаимодействия магния с компонентами чугуна определяются тем, что магний находится в газообразном состоянии, поэтому имеет чрезвычайно развитую контактную поверхность с расплавом, улучшающую условия подвода реагента в зону реакции.

Условия эвакуации продуктов реакции из расплава определяются их плотностью, вязкостью расплава, а также его перемешиванием в процессе обработки. Сравнительно низкая плотность и высокая температура плавления сульфида ( $2,3\text{ г/см}^3$  и  $2000^{\circ}\text{C}$ ) и оксида ( $3,57\text{ г/см}^3$  и  $2800^{\circ}\text{C}$ ) магния определяют быстрое всплытие твердых частиц этих соединений.

Для более полного проявления положительных свойств магния как десульфурующего, рафинирующего и модифицирующего реагента большое значение имеет способ ввода его в расплав. В промышленных условиях используют магний в виде слитков, гранул и порошка. Желаемая эффективность использования десульфуратора обеспечивается в случае регулируемого ввода магния в струе транспортирующего газа.

Наиболее дешевым, удобным (безопасным) в хранении и доступным в поставке является слитковый магний, выпускаемый предприятиями цветной металлургии. Для ввода слиткового магния в жидкий чугун сотрудниками кафедры МОЗЧМ Донецкого политехнического института (ныне ДонНТУ) под руководством профессора В.И. Мачикина разработана и использована на нескольких металлургических предприятиях Украины установка, схематично представленная на рис. 4.1.

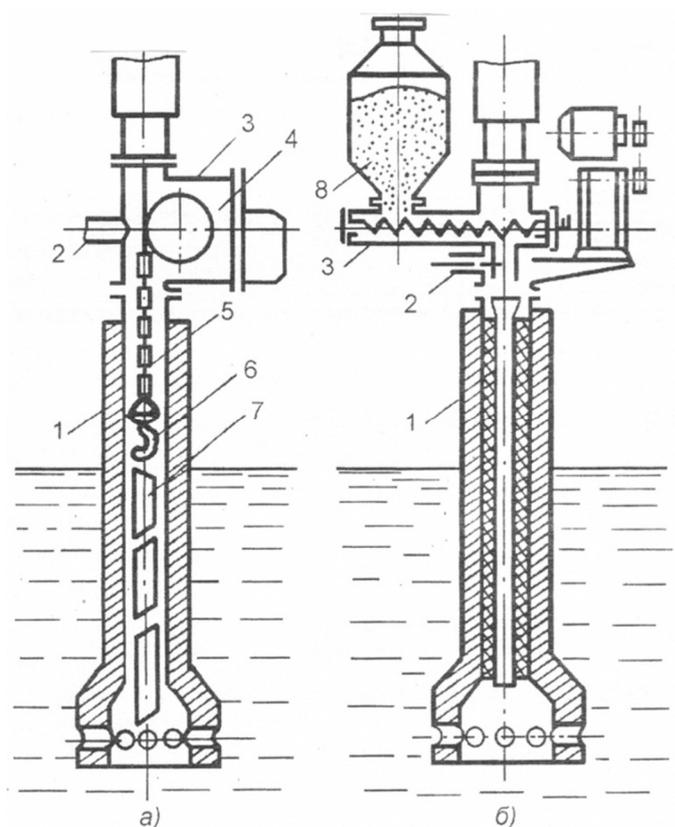


Рисунок 4.1 – Схема ввода слиткового (а) и гранулированного (б) магния в жидкий чугун: 1 – испаритель; 2 - патрубок для подвода газа; 3 – корпус дозатора; 4 – барабан; 5 – цепь; 6 – крюк; 7 – слитки магния; 8 – бункер для гранул магния

Слитки магния, соединенные в гирлянду, перед началом обработки надевают на крюк и с помощью приводного барабана, размещенного в герметичном корпусе, втягивают внутрь полой штанги испарителя так, чтобы нижний край слитка находился примерно на уровне отверстий в колоколе или несколько выше. Испаритель погружают в ковш с чугуном, подавая в него через патрубок воздух или азот с расходом, обеспечивающим скорость подъема давления внутри корпуса штанги, соответствующую скорости увеличения глубины погружения испарителя в расплав. После достижения испарителем заданной глубины погружения расход газа уменьшают и начинают медленно подавать слитки магния к поверхности металла внутри колокола испарителя. В реальных условиях скорость испарения магния изменяют в диапазоне 0,05 – 0,20 кг/с, что на стандартных слитках массой 8 кг и длиной 0,48 м достигается при скорости их опускания 0,003 – 0,012 м/с. Расход газа, подаваемого в испаритель в процессе обработки, выбирают из условия предотвращения возможности проникновения паров магния в штангу испарителя и вытеснения этих паров в чугун через отверстия в колоколе. При использовании азота или воздуха достаточным является расход, соответственно 20-40 и 40-80 м<sup>3</sup>/час.

Применительно к гранулированному магнию разработан способ реализации технологии десульфурации, получивший название «магний-газ». Схема установки для подачи гранулированного магния показана на рис.2. Процесс десульфурации в этом случае осуществляется более гибко. При этом упрощается работа по зарядке устройства магнием, уменьшается сечение штанги и расход газа, подаваемого в испаритель.

Оптимальная скорость ввода магния определяется в зависимости от допустимого времени пребывания испарителя в расплаве, количества загруженного магния и степени наполнения ковша жидким чугуном. На практике при обработке чугуна слитковым магнием она обычно составляет 0,07 - 0,12 кг/с, гранулированным 0,01 – 0,2 кг/с.

На заводах США и Западной Европы в настоящее время гранулированный магний со специальным соевым покрытием, включающим в своем составе смесь хлорида натрия и хлорида калия.

Помимо гранулированного магния на ряде заводов используют технологию вдувания порошкообразного магния. Магний вдувают в жидкий чугун через футерованную огнеупорным материалом фурму вместе с наполнителем – известью или доломитом. Наилучшее отношение магния и наполнительной смеси 1:3. Расход воздуха на транспортирование смеси составляет 70 – 120 м<sup>3</sup>/час, расход смеси 50 – 80 кг/мин. Удельный расход магния 0,7 – 0,95 кг/т обеспечивает достаточно полное удаление серы.

Десульфурация чугуна соединениями кальция получила широкое распространение благодаря низкой себестоимости и доступности реагента. С целью увеличения реакционной поверхности, десульфуратор предварительно измельчают, а затем вдувают через погружную фурму. При надлежащей интенсивности перемешивания расплава во время подачи в него извести с расходом 5 кг/т чугуна и исходном содержании серы 0,05% степень десульфурации может достигать 80%.

В последние годы на зарубежных предприятиях стали применять десульфураторы на основе CaCO<sub>3</sub>, разложение которого приводит к интенсивному перемешиванию жидкой ванны в результате выделения углекислого газа, что создает благоприятные условия для развития процесса десульфурации. Обработка жидкого чугуна в ковше флюсом, содержащим 70% CaCO<sub>3</sub>; 22% CaO; 5% C; 3% CaF<sub>2</sub>, позволяет уменьшить содержание серы в расплаве до 0,002%.

## **ТЕМА 5: КОНВЕРТЕРНОЕ ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ**

### **Краткие исторические сведения о развитии конвертерного производства**

Начало конвертерного производства относят к 1856 году, когда Генри Бессемер разработал способ получения стали путем продувки жидкого чугуна сжатым воздухом. Плавильный агрегат представлял собой сосуд грушевидной формы, футерованный диоксидом кремния. В 1878 году кислая футеровка была заменена Томасом на основную (доломит), что позволяло добавлять известь и перерабатывать чугун с повышенным содержанием фосфора. Продувку в обоих процессах вели снизу – через фурму, расположенные в днище конвертера. Качество стали было низким (большая загазованность металла, высокая загрязненность оксидом железа, значительное содержание серы и фосфора, а главное низкие температуры (менее 1700° С) процесса не позволяли перерабатывать металллом.

В современном конвертерном процессе, получившем название кислородно-конвертерный, благодаря применению интенсивного кислородного дутья, удалось довести содержание вредных примесей до уровня мартеновской стали. В связи с тем, что часовая производительность конвертера в несколько раз превышает мартеновской печи, доля конвертерной стали неуклонно растет.

### **Шихтовые материалы кислородно-конвертерного процесса**

В состав шихты кислородно-конвертерного процесса входят жидкий чугун, металлический лом, известь, твердые окислители (железная руда, окатыши, агломерат) и плавиковый шпат. Расход этих материалов определяется составом чугуна, его температурой и маркой выплавляемой стали. В настоящее время расход металлической части шихты для выплавки 1 т стали составляет: чугуна 780 – 820 кг, металллома 280 – 300 кг.

Передельный чугун, используемый кислородно-конвертерном производстве, содержит 4,0 – 4,7 % С, 0,5 – 1,1 % Si, 0,5 – 1,1 % Mn, 0,03 – 0,05 % S, 0,01 – 0,03 % P.

Температура чугуна, заливаемого в конвертер, должна быть не ниже 1320° С. Низкая температура приводит не только к снижению расхода металлолома, но и к холодному ходу плавки, что замедляет процесс шлакообразования и снижает скорость окисления углерода.

К металлолому предъявляют требования по насыпной массе, его размерам и чистоте.

Основным шлакообразующим материалом ККП является известь. Качество извести определяет условия шлакообразования, стойкость футеровки и степень рафинирования стали по сере и фосфору. Размер кусков извести должен быть в пределах 10 – 30 мм, а содержание фракции менее 10 мм не должно превышать 10%.

Плавленый шпат используют для ускорения шлакообразования и получения шлака требуемой жидкотекучести. Содержание  $\text{CaF}_2$  в нем должно быть не менее 75%. Размер кусков не должен превышать 100 мм в поперечнике.

### **Технологический цикл плавки в кислородном конвертере**

Кислородный конвертер имеет грушевидную форму и может поворачиваться вокруг горизонтальной оси в вертикальной плоскости на 360°. Кожух конвертера сварен из листовой стали толщиной 40 – 110 мм и футерован основными огнеупорами. Горловина служит для ввода в конвертер фурмы, отвода газов, заливки чугуна и слива технологического шлака.

Вместимость конвертеров составляет 60 – 400 т. Кислород подается в конвертер через медную водоохлаждаемую фурму под давлением 0,9 – 1,4 МПа.

Температура в реакционной зоне достигает 2200 – 2500° С, что позволяет перерабатывать металлический лом.

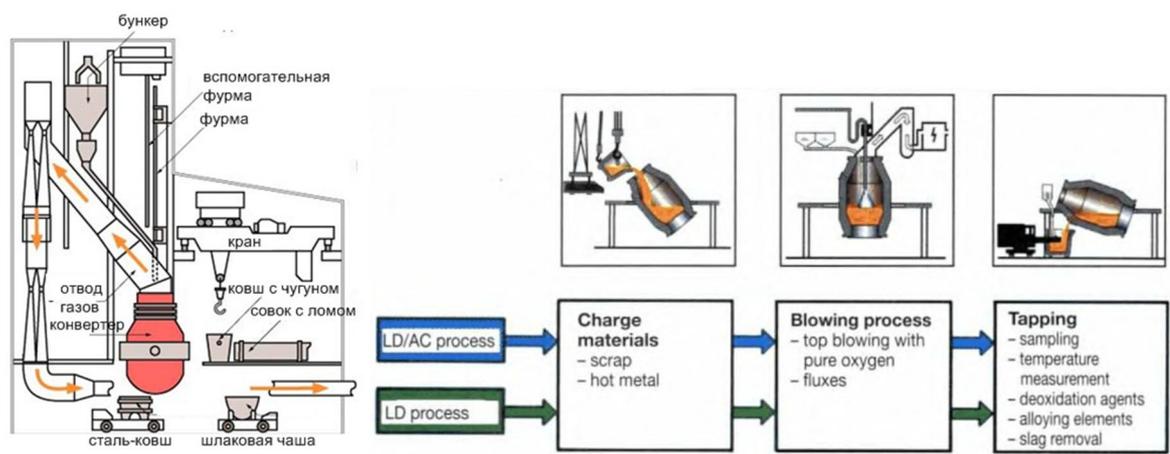


Рисунок 5.1 – Схема кислородно-конвертерного процесса

Технологический цикл кислородно-конвертерной плавки складывается из следующих операций: осмотра конвертера после выпуска предыдущей плавки, загрузки лома, заливки чугуна, продувки, отбора проб металла и шлака, замера температуры, выпуска стали и слива шлака. Продолжительность всех этих операций не зависит от вместимости конвертера определяется главным образом качеством исходных шихтовых материалов, интенсивностью продувки и составом выплавляемой стали. Общая продолжительность плавки колеблется в пределах 30 – 50 мин.

Перед загрузкой шихтовых материалов для обеспечения необходимого теплового режима плавки температура футеровки конвертера должна быть не менее  $1000^{\circ}\text{C}$ . Для загрузки лома конвертер поворачивают на определенный угол в сторону загрузочного пролета. Во избежание разрушения футеровки вначале загружают легковесный лом, а затем тяжеловесный. Для равномерного распределения лома конвертер наклоняют в противоположную сторону. Для заливки чугуна конвертер снова наклоняют в сторону загрузочного пролета. Заливку ведут с максимальной скоростью одним ковшом. После перевода конвертера вертикальное положение в него опускают фурму и включают подачу кислорода. Давление кислорода перед соплами фурмы должно быть 1,0 – 1,3 МПа, т.е. в цеховой магистрали 1,5 – 1,8 МПа. Продувку осуществляют многосопловыми фурмами с числом сопел 4 и более. Интенсивность продувки  $3 - 6 \text{ м}^3/(\text{т Мин})$ .

По ходу продувки производится присадка шлакообразующих материалов. Первую порцию извести (30 – 60%) присаживают в конце завлвки или в начале продувки. Остальную часть извести порциями вводят в первой половине продувки. Для корректировки жидкоподвижности шлака вводят плавиковый шпат в середине продувки. Продувку заканчивают по достижении необходимого содержания углерода в расплаве и его температуры. Для их контроля отбирают пробы металла и измеряют температуру. Металл выпускают в ковш через сталевыпускной канал, стараясь при этом не допускать попадания большого количества конечного шлака во избежание рефосфорации и вторичного окисления металла под действие оксидов шлака.

Раскисление, легирование, науглероживание (при необходимости) осуществляют в ковше во время слива металла. Ввод реагентов должен быть закончен при наполнении ковша на  $\frac{3}{4}$  его высоты.

### **Качество и назначение кислородно-конвертерной стали**

Надлежащее качество кислородно-конвертерной стали обеспечивают:

- тщательной подготовкой шихтовых материалов (десульфурация чугуна, использование синтикома);
- поддержанием нормального теплового режима плавки с исключением передувки металла;
- обеспечением высокой чистоты кислорода (содержание  $O_2$  более 99,6% и азота менее 0,02 %).

Этим способом можно выплавлять все углеродистые и легированные стали. Конвертерную сталь используют при производстве листа для автомобильной промышленности, сортового проката (балки, швеллеры, уголки, рельсы и т.д.).

## **ТЕМА 6: КИСЛОРОДНО-КОВЕРТЕРНЫЙ ПРОЦЕСС С ДОННОЙ ПРОДУВКОЙ**

### **Варианты процессов с донной продувкой**

Первые попытки осуществить продувку жидкого чугуна в конвертере чистым кислородом через донную фурму были проведены в СССР в сороковых годах прошлого века, но оказались безуспешными вследствие низкой стойкости футеровки днища и фурм.

В 1954 – 1956 гг на 10-тонном конвертере одного из заводов СССР были опробованы новые конструкции фурм с открытой системой охлаждения (интенсивный отвод тепла от сопла фурмы и днища конвертера инертными к реакции горения газами: азотом, углекислым газом, водяным паром и т.д.). Фурмы представляли собой концентрически установленные металлические трубки. При этом по центральной трубе подавали кислород, а концентрическая щель служила для подачи охлаждающего газа.

В одном из конвертерных цехов Франции была реализована продувка кислородом чугуна с использованием в качестве охлаждающего агента водяного пара. В этом случае несколько повысилась стойкость днища по сравнению с продувкой через дно воздухом и улучшилось качество металла вследствие снижения содержания азота при одновременном повышении производительности.

В ФРГ в конце 60-х годов минувшего столетия был промышленно опробован кислородно-конвертерный процесс с продувкой техническим кислородом через дно в защитной оболочке из топлива. При этом в качестве охлаждающего агента может быть использовано как жидкое (мазут, дизельное топливо), так и газообразное (природный газ, нефтяной газ, пропан ) и др. топливо.

### **Особенности гидродинамики ванны при донной продувке**

Характер взаимодействия кислородной струи вдуваемой в расплав через

донные сопла, подчиняются в целом тем же закономерностям, что и при продувке чугуна воздухом в бессемеровском или томасовском конвертерах. К этим закономерностям относятся: истечение газовой струи в среду высокой плотности, неполная ассимиляция газа расплавом и большая скорость струи, обладающей значительным запасом энергии. При внедрении струи в среду большой плотности создается дополнительная подъемная сила, вызываемая разностью плотностей, и, следовательно, добавочное ускорение газового потока. При малых давлениях газового потока внедряющаяся в жидкость струя почти сразу разбивается на отдельные пузыри, поднимающиеся вверх под действием выталкивающей силы. По мере увеличения избыточного давления струя внедряется в жидкую среду, образуя вытянутую вверх газовую полость – «факел» над соплом, высота которого зависит от динамического напора струи, плотности и вязкости жидкости. При очень большом давлении газа длина факела может быть равна глубине ванны, что может привести к образованию газовых каналов с выбросом значительной части жидкости из объема ванны, что особенно часто наблюдается при продувке очень вязких жидкостей. Увлечение жидкости вверх под действием струи и поднимающихся пузырей приводит к образованию циркуляционных потоков и перемешиванию ванны. Количественная оценка интенсивности перемешивания, выполненная для конвертеров с различной схемой подвода дутья, показывает, что продувка снизу обеспечивает более высокую интенсивность перемешивания в сравнении с верхней подачей дутья.

### **Комбинированные способы продувки в кислородных конвертерах**

Преимущества конвертерного процесса с донной продувкой (перемешивание металла и шлака в процессе продувки, быстрое выравнивание химсостава и температуры ванны) и продувки сверху (быстрое наведение шлака) побудили к разработке процессов с комбинированным подводом дутья, объединяющих достоинства обоих способов (рис.6.1).

В настоящее время внедрены или проходят опытно-промышленное опро-

бование ряд разработок по использованию принципов донной продувки в конвертерах с продувкой сверху. Эти варианты комбинированных процессов можно разделить на три группы:

- 1) подача кислорода сверху, инертного газа через днище;
- 2) подача основной части кислорода сверху, остальная доля кислорода с топливом или инертным газом через днище;
- 3) сочетание обоих процессов во всех деталях и с вдуванием через донные фурмы порошкообразной извести.

При подаче через днище инертного газа в количестве  $0,01 - 0,1 \text{ м}^3/\text{т}$  в кислородный конвертер с продувкой сверху улучшаются условия перемешивания конвертерной ванны и достигается однородность химического состава и температуры расплава, предотвращается переокисление шлака, снижается вероятность выбросов, увеличивается выход годного.

Однако следует отметить, что при всех преимуществах использования комбинированных способов продувки, в которых для экранирования кислородной струи используют углеводороды, наблюдается заметное увеличение содержания водорода в металле.

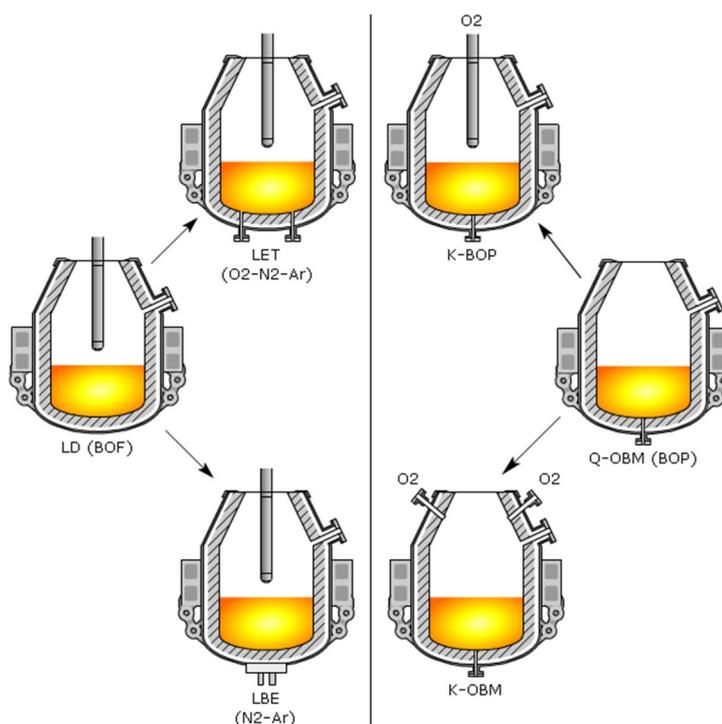


Рисунок 6.1 – Схемы конвертеров с комбинированной продувкой

## **Перечень обозначений новых кислородно-конвертерных процессов, принятых за рубежом**

AOD – процесс - продувка металла в конвертере смесью, состоящей из кислорода и аргона (аргон в некоторых случаях полностью или частично заменяют азотом).

AOD-СВ-процесс - продувка металла в конвертере аргонно-кислородной смесью снизу при одновременной подаче кислорода сверху с целью частичного дожигания окиси углерода.

ВАР-процесс - продувка чугуна в конвертере кислородом сверху с одновременным вводом снизу инертного газа (10-30% от вводимого кислорода) для улучшения перемешивания ванны и интенсификации процесса.

ВОР-процесс - продувка чугуна кислородом в конвертерах с основной футеровкой.

CLU-процесс - получение низкоуглеродистой стали продувкой в конвертере с донными фурмами смесью кислород-пар полупродукта, полученного в электропечи.

СОIN-процесс - вдувание кислородно-угольной смеси в металл в конвертере, в котором плавят скрап или восстановленное отходящими газами губчатое железо.

Kaldo-процесс - передел высокофосфористого чугуна в наклонном к вертикали конвертере, вращающемся вокруг своей оси симметрии, путем продувки кислородом сверху.

К-ВОР-процесс - сверху подается кислород, а снизу кислород совместно с порошкообразной известью.

KG-LI-процесс - комбинированный процесс продувки металла, в котором известь вдувают сверху в струе кислорода, а снизу подают аргона или азот.

KMS-процесс - кислородно-конвертерный передел шихты с высокой долей лома. Сверху вдувают кислород, а снизу порошки угля или кокса, углеводороды, кислород, аргон, а также известь.

KS-процесс - донная продувка в конвертере с использованием в качестве

шихты только лома.

LD-процесс - продувка чугуна в конвертере через верхнюю водоохлаждаемую фурму.

LD-AB-процесс - вдувание сверху кислорода, снизу аргона.

LD-AC-процесс - продувка кислородом сверху с тонкоизмельченной известью. При этом используют конечный шлак предыдущей плавки и промежуточное скачивание шлака, богатого фосфором.

LD-NC-процесс – комбинированная продувка в конвертере кислородом сверху и кислородом и азотом снизу.

LD-CL-процесс - продувка сверху с помощью фурмы, описывающей движение по конусу для рассредоточения высокотемпературной реакционной зоны.

LD-OB-процесс - продувка кислородом сверху и снизу.

LBE- (или LEB)- процесс - продувка кислородом сверху, а снизу через газопроницаемые кирпичи инертным газом с малой интенсивностью в конце и после окончания продувки.

## ТЕМА 7: КОНСТРУКЦИИ КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТЕРОВ

### 1. Общие сведения о конвертерах

В настоящее время в странах СНГ находятся в эксплуатации конвертеры вместимостью 50, 100, 130, 250, 300, 350 и 400 т.

Конвертеры большой вместимости отличаются большими размерами корпуса (высота до 12 м, диаметр до 8 м), значительной массой (порядка 2000-2500 т).

Условия работы конвертеров характеризуются действием больших статических и динамических нагрузок, высоким и неравномерным температурным нагревом корпуса и опорного кольца, большими силовыми и температурными напряжениями в элементах металлоконструкций.

Удельный объем (отношение внутреннего объема к массе металла) для мощных конвертеров находится в пределах 0,7 - 1,1 м<sup>3</sup>/т. Глубина ванны металла для современных конвертеров составляет 1,6 – 1,9 м.

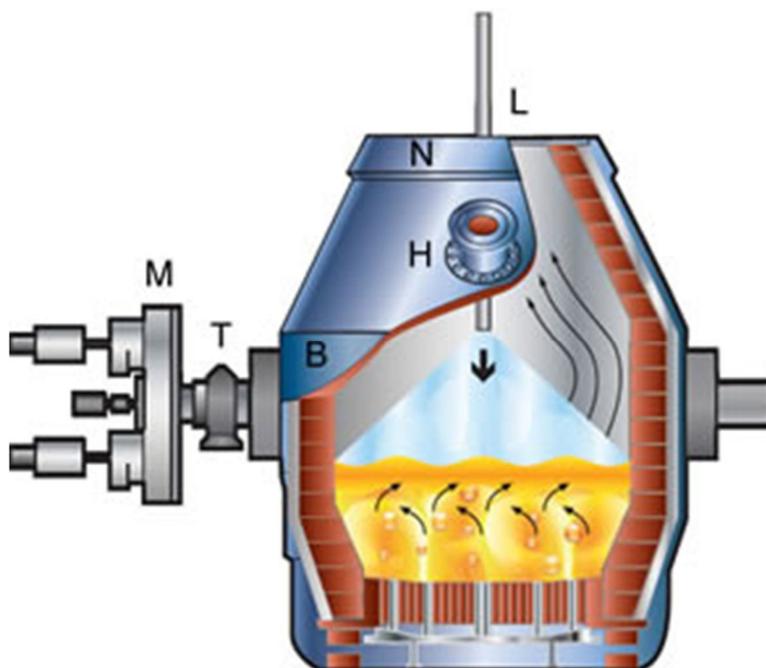


Рисунок 9.1 – Типовая конструкция конвертера: горловина (N), кислородная фурма (L), цапфенное кольцо (В), цапфы (Т), механизм наклона (М) и летку(Н).

Конвертер (рис.9.1) состоит из стального кожуха с внутренней футеровкой из огнеупорного кирпича (магнезитового или доломитового). Конвертер крепится на прочном стальном опорном кольце, снабженном цапфами, вал которых соединен с механизмом наклона. Внутренний объем конвертера в 7-12 раз превышает объем обрабатываемой в нем стали, это обусловлено всплесками и выбросами металла при кислородной продувке, а также увеличением шлака в объеме во время вспенивания.

Цикл обработки от выпуска до выпуска составляет около 30 минут, при этом кислородная продувка занимает 15 минут.

## ТЕМА 8: МАРТЕНОВСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ

Мартеновский способ получения стали получил наибольшее распространение и до недавнего времени значительная часть металла в станах СНГ производилась в мартеновских печах. Этот способ получения стали разработан во Франции в 1864 г П. Мартеном. В России первая такая печь была построена в 1870 году. Самые большие мартеновские печи садкой 900 т эксплуатировались в бывшем СССР на Магнитогорском металлургическом комбинате.

### 1. Сущность мартеновского процесса

При мартеновском способе получения стали используют пламенные отражательные регенераторные печи. Высокую температуру в рабочем(плавильном) пространстве обеспечивает регенерация (восстановление) тепла. Это достигается применением регенераторов – камер с огнеупорной насадкой, в которых нагревается газ и воздух. С каждой стороны мартеновской печи имеются регенераторы газовый и воздушный. Когда отходящие из печи по каналам газы, имеющие температуру 1500 – 1600°С, нагревают насадку регенераторов до 1250 – 1350°С, противоположная пара, охлаждаясь, нагревает подаваемый воздух и газ. Через каждые 15 – 20 мин осуществляют переключение клапанов, в результате чего в рабочее пространство печи то слева, то справа подается нагретая до температуры 1100 – 1200°С смесь из газа и воздуха. При сгорании смеси температура в рабочем пространстве печи достигает 1800 – 1900°С.

Большинство печей имеет основную футеровку пода (магнезитовый кирпич с набивкой магнезитовым и доломитовым порошком. Свод печи, не соприкасающийся с металлом и шлаком, выкладывают динасом, магнезитом или хромомagneзитом как в основной, так и в кислой печи. Под кислой печи готовят из динаса с набивкой кварцевым песком.

Завалку шихты в печь осуществляют через окна в передней стенке, выпуск стали через отверстие в задней стенке. Длительность плавки от 3 – 18ч.

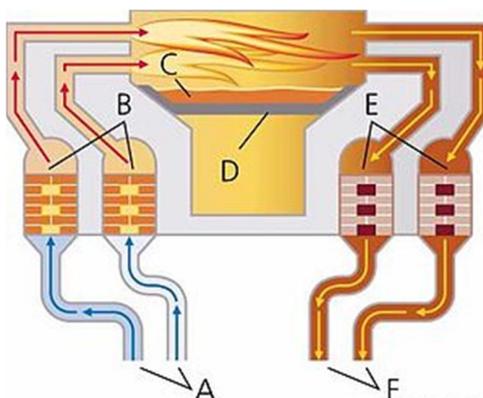
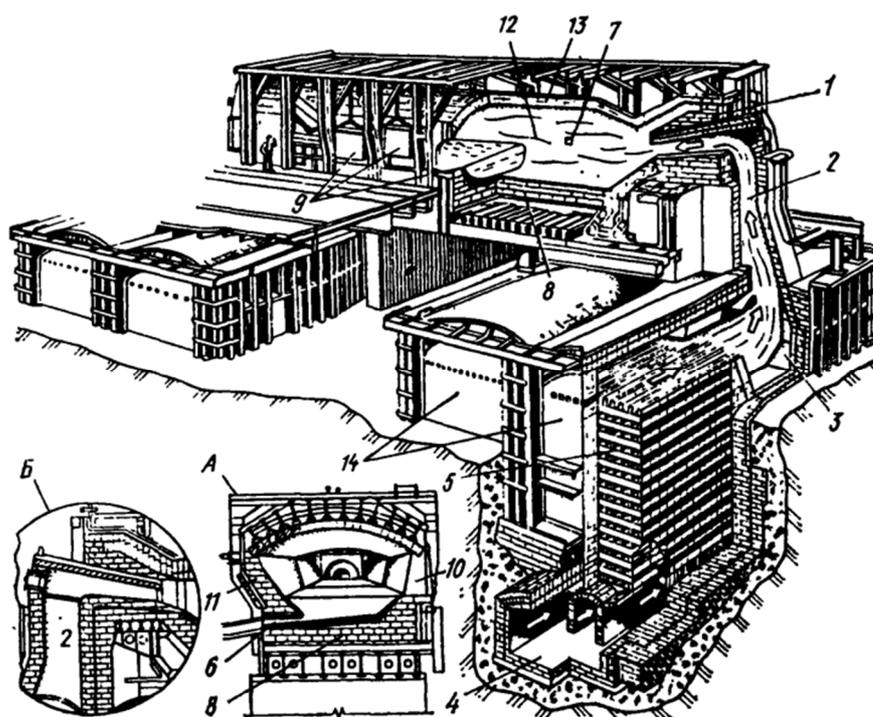


Рисунок 8.1 – Схема работы мартена: А. Вдувание газо-воздушной смеси В. Теплообменник (нагрев) С. Жидкий чугун D. Горн E. Теплообменник (охлаждение) F. Выхлоп сгоревших газов



1 – головка; 2 – вертикальный канал; 3 – шлаковик; 4 – борова; 5 – насадка газового регенератора; 6 – сталевыпускное отверстие; 7 – отверстие в задней стенке печи для спуска шлака; 8 – под; 9 – завалочные окна; 10 – передняя стенка; 11 – задняя стенка; 12 – рабочее пространство; 13 – свод; 14 – регенераторы (газовый и воздушный); А – поперечный разрез рабочего пространства печи; Б – разрез по "головке" печи

Рисунок 8.2 – Схема конструкции мартеновской печи

## 2. Основные виды мартеновского процесса

В зависимости от состава шихты различают скрап-рудный, рудный и скрап процессы. При скрап-рудном процессе в мартеновскую печь вводят 60 – 75% жидкого чугуна, 40 – 25% скрапа и до 15% железной руды. Окисление примесей чугуна происходит за счет кислорода руды. Если металлическая

шихта состоит из жидкого чугуна и в твердом виде добавляют только руду, то процесс называют рудным. При скрап-процессе шихта состоит из 60 – 70% стального лома и 40 – 30% чушкового передельного чугуна. Скрап-процессом в большинстве случаев сталь получали в основных печах, а в кислых печах выплавляли только высококачественную сталь. В основных печах флюсами служат известняк, бокситы, плавиковый шпат. В кислых печах – кварцевый песок и шамотный бой.

Плавка при основном скрап-рудном процессе делится на следующие периоды: заправка печи, завалка шихты, прогрев шихты, заливка чугуна, плавление, кипение, раскисление и выпуск готовой стали.

После осмотра и заделке поврежденных участков подины (заправки) печи в нее загружают железную руду и известняк, прогревают и осуществляют завалку скрапа. После вторичного прогрева выполняют заливку жидкого чугуна, взаимодействие которого с рудой и скрапом в период плавления приводит к окислению примесей и образованию шлака. По окончании расплавления шихты наступает период кипения ванны, в течение которого после добавки руды или вдувания кислорода интенсивно выделяется окись углерода. Временное отключение подачи топлива и воздуха вызывает понижение давления в рабочем пространстве печи. При этом происходит бурное выделение окиси углерода, приводящее к вспениванию шлака, который через порог завалочного окна вытекает в шлаковую чашу. Вместе со шлаком уходит сера и фосфор. Для наведения нового шлака вновь добавляют известь и включают подачу топлива и воздуха. В период кипения начинают раскисление стали и заканчивают его в ковше при выпуске. Легирующие вводят после раскисления.

### **3. Методы интенсификации мартеновского процесса**

Разработано несколько методов интенсификации мартеновской плавки: использование природного газа в место генераторного, обогащение дутья кислородом, продувка через сводовые фурмы кислородом, продувка ванны через пористые блоки, размещенные в футеровке подины.

## ТЕМА 9: ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

Доля стали, выплавленной в электропечах, составляет примерно 10% от общего производства. Высокая температура процесса, отсутствие окислительной атмосферы в рабочем пространстве печи позволяют получить чистый от вредных примесей и газов металл, используя легирующие элементы любой тугоплавкости. В основном применяют два типа электропечей – дуговые и индукционные.

**Дуговые печи** (рис. 9.1) предполагают использование тепла электрической дуги, образующейся между графитовыми электродами и металлической ванной. Печь состоит из футерованного изнутри кожуха со сферическим днищем. Свод печи выкладывают динасом или хромомagneзитовым кирпичем. Печь имеет загрузочное окно и выпускное отверстие. В своде печи выполнены отверстия для электродов, подъем и опускание которых в процессе плавки осуществляется автоматически. К электродам медными шинами подводят трехфазный переменный ток. При помощи специального привода корпус печи может наклоняться на угол  $40 - 45^\circ$  в сторону выпускного отверстия для слива металла и на  $10 - 15^\circ$  в сторону рабочего окна для скачивания шлака.

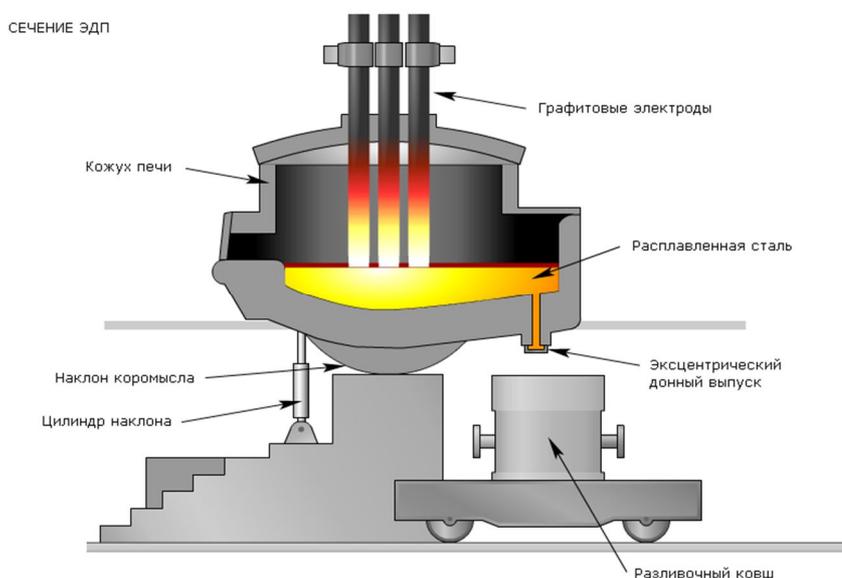


Рисунок 9.1 – Схема дуговой печи

## Технология выплавки стали

Технологический процесс выплавки стали в электродуговой печи по классическому варианту включает следующие периоды: завалку шихты, плавление, окислительный период, восстановительный период, выпуск.

Завалку металлического лома в дуговую печь осуществляют через верх, предварительно отведя свод. Для этой цели используют специальные бадьи или саморазгружающиеся короба, подаваемые краном из шихтового пролета после их взвешивания.

Период плавления является самым длительным по сравнению с другими периодами плавки (40 – 70% от общей ее продолжительности). Для сокращения периода плавления шихту подогревают вне печи или в самой печи за счет тепла сжигаемых газов. Современные печи вместимостью 100 т имеют удельную мощность трансформатора на 1 т жидкого металла 600 – 750 кВА/т. Наиболее быстро плавление идет при компактной укладке шихты.

В процессе плавления окисляются кремний, марганец железа, а в печах с основной футеровкой частично удаляется фосфор. К концу периода плавления ванна имеет нормальный шлаковый покров по массе не более 4% от массы плавки.

Окислительный период начинается скачиванием 60 – 75% шлака, образовавшегося в период плавления, и наводкой нового. Задачами этого периода являются удаление фосфора, дегазация, нагрев металла и выравнивание его температуры во всем объеме ванны.

На некоторых заводах окисление углерода проводят путем продувки ванны кислородом через стальную трубку диаметром 1/2 – 1<sup>1</sup>, футерованную огнеупорной обмазкой. Расход кислорода 3 – 9 м<sup>3</sup>/мин при давлении 0,3 – 1,2 МПа. На других эту задачу решают путем присадки кусковой (25 – 60 мм) железной руды в количестве 0,2 – 0,5% от общей массы металла. В конце окислительного периода температура металла, как правило, выше температуры его выпуска из печи. Содержание углерода должно быть на нижнем пределе заданной марки стали. Окислительный период продолжи-

тельностью 30 – 90 минут заканчивается сливом окислительного шлака. Далее наступает восстановительный период, длительность которого составляет 30 – 60 минут. Во время этого периода осуществляют раскисление металла, удаление серы, доведение химсостава стали до заданного, корректировка температуры. После присадки ферросилиция или восстановления кремния сталь раскисляют ферромарганцем. Как правило, его вводят в печь. Конечное раскисление обычно проводят алюминием, присаживаемым в виде чушек в количестве 0,02 – 0,2 от массы металла в ковше.

Температура металла в печи перед выпуском 1700 – 1730° С. Перед выпуском металла ее наклоняют таким образом, чтобы вначале был слит в ковш металл, а потом шлак.

Общая продолжительность плавки в электропечи 4 - 6 часов.

### **Индукционные плавильные печи**

В индукционных тигельных печах (рис.9.2) выплавляют наиболее качественные коррозионно-стойкие, жаропрочные и другие стали и сплавы. Вместимость от десятков килограммов до 30 тонн.

Печь состоит из водоохлаждаемого индуктора 3, внутри которого находится тигель 4 (основные или кислые огнеупорные материалы) с металлической шихтой, через индуктор от генератора высокой частоты проходит однофазный переменный ток повышенной частоты (500...2000 Гц).

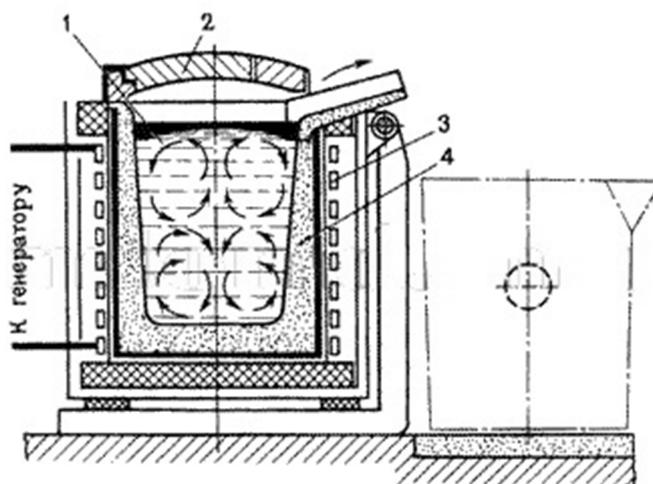


Рисунок 9.2 – Схема индукционной тигельной печи

При пропускании тока через индуктор в металле 1, находящемся в тигле, индуцируются мощные вихревые токи, что обеспечивает нагрев и плавление металла. Для уменьшения потерь тепла, печь имеет съемный свод 2. Тигель изготавливают из кислых (кварцит) или основных (магнезитовый порошок) огнеупоров. Для выпуска плавки печь наклоняют в сторону сливного желоба.

Под действием электромагнитного поля индуктора при плавке происходит интенсивная циркуляция жидкого металла, что способствует ускорению химических реакций, получению однородного по химическому составу металла, быстрому всплыванию неметаллических включений, выравниванию температуры.

В индукционных печах выплавляют сталь и сплавы из легированных отходов методом переплава, или из чистого шихтового железа и скрапа с добавкой ферросплавов методом сплавления.

## ТЕМА № 10: ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА СТАЛИ

Современная техника предъявляет все более высокие требования к качеству стали. В тех случаях, когда проведение операций, обеспечивающих требуемое качество металла, непосредственно в самом агрегате связано с потерей его производительности и недостаточно эффективно, операции переносят в ковш или во вспомогательную емкость. Проведение технологических операций вне плавильного агрегата называют *вторичной* металлургией (ковшовой металлургией, внеагрегатной обработкой, внепечной обработкой, ковшевым рафинированием). Основную цель вторичной металлургии можно сформулировать как осуществление ряда технологических операций быстрее и эффективнее по сравнению с решением аналогичных задач в обычных сталеплавильных агрегатах.

Существуют различные варианты внепечной обработки, их выбор в условиях конкретного сталеплавильного цеха зависит от производимых марок стали и доступного пространства.

### *Перемешивание*

- Продувка сверху через фурму
- Донная продувка через пористую пробку
- Электромагнитное перемешивание (EMS)

### *Печь-ковш*

#### *Введение реагентов в ковш*

- Порошок
- Проволока

### *Вакуумирование*

- Порционный вакууматор
- Вакууматор для вакуумирования стали в потоке
- Циркуляционный вакууматор
- Порционный вакууматор Дортмунда-Хердера

## CAS-OB

### Продувка и гомогенизация

Перемешивание жидкого металла в ковше является основной операцией внепечной обработки стали, направленной на:

- гомогенизацию состава расплава;
- гомогенизацию температуры расплава;
- активизацию взаимодействий между шлаком и металлом, которые крайне важны для таких процессов, как десульфурация;
- ускорение процесса удаления включений из стали.

На практике используются следующие технологии перемешивания:

- Продувка жидкой стали аргоном через погружаемые фурмы или пористые пробки в днище ковша;
- Электромагнитное перемешивание - EMS

### Аргонная продувка, верхняя (рис.10.1)

#### Преимущества

- простота
- хороший контакт между шлаком и металлом, за счет чего эффективно удаляются сера и фосфор
- не разрушается футеровка ковша
- более низкие капитальные и эксплуатационные затраты, чем на EMS

#### Недостатки

- турбулентная поверхность
- насыщаемость азотом и водородом
- окисление и угар легирующих
- более низкая чистота легирующих
- продувка только на агрегате

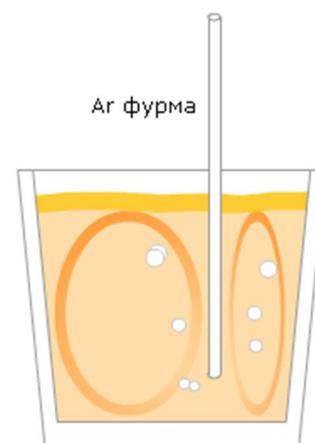


Рисунок 10.1 – Продувка аргоном через фурму сверху

- воздействие ферростатического давления несколько ниже, чем при продувке через пористую пробку
- довольно большая "мертвая зона" в нижней части ковша (мертвые зоны - это те зоны расплава, где циркуляции не происходит вообще или она незначительна)

### Аргонная продувка, донная (рис.10.2)

Сейчас большинство ковшей снабжены донными пробками для продувки аргоном.

#### *Преимущества*

- минимальная "мертвая зона" (мертвые зоны - это те зоны расплава, где циркуляции не происходит вообще или она незначительна)
- равномерное перемешивание
- максимальное воздействие ферростатического давления
- интенсивная периферийная циркуляция
- отличный контакт между шлаком и металлом, за счет чего эффективно удаляются сера и фосфор
- умеренная насыщаемость азотом и водородом
- более чистая сталь
- возможность непрерывного перемешивания металла в ковше в любом месте
- более низкие капитальные и эксплуатационные затраты, чем на EMS



Рисунок 10.2 – Продувка аргоном через пористую пробку

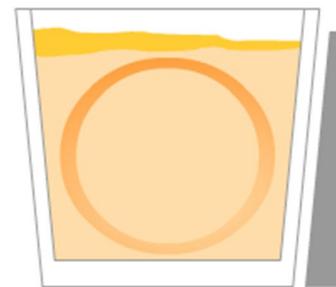
#### *Недостатки*

- сильный локальный износ огнеупоров
- необходима более стойкая кирпичная кладка
- есть опасность прорыва металла

## Электромагнитное перемешивание (EMS) (рис.10.3)

### Преимущества

- минимум всплесков, это означает, что сталь меньше подвергается воздействию атмосферы, и не нужен большой "свободный борт" (т.е. высота стенки ковша над зеркалом ванны)
- плавная и однородная циркуляция
- реверсивная циркуляция - это удобно для ввода легирующих добавок
- минимальная "мертвая зона" (мертвые зоны - это те зоны расплава, где циркуляции не происходит вообще или она незначительна)
- крайне низкая насыщаемость азотом и водородом
- наиболее чистая сталь
- низкое окисление и угар легирующих
- возможность непрерывного перемешивания металла в ковше при помощи EMS-тележки
- пониженный износ огнеупорной футеровки
- максимальная надежность и простота выполнения кирпичной кладки



Катушка установки  
аргонной продувки

Рисунок 10.3 – Электромагнитное перемешивание

### Недостатки

- высокие капитальные и эксплуатационные затраты
- не обеспечивается хороший контакт между шлаком и металлом, поэтому сера и фосфор удаляются менее эффективно, чем при продувке аргоном

## Циркуляционный вакууматор

Циркуляционный (RH) вакууматор (рис.10.4) используется для удаления углерода и других примесных элементов.

В его состав входит две погружных трубы, которые опускаются в жид-

кую сталь.

Давление в камере понижается до 1-3 торр (1 торр = 1 мм рт.ст.).

Аргон вдувается через фурмы в одной из погружных труб, вытесняя сталь вверх в камеру, затем она снова поступает в ковш через другую погружную трубу.

Некоторые агрегаты предусматривают подачу кислорода через фурму для содействия процессу обезуглероживания.

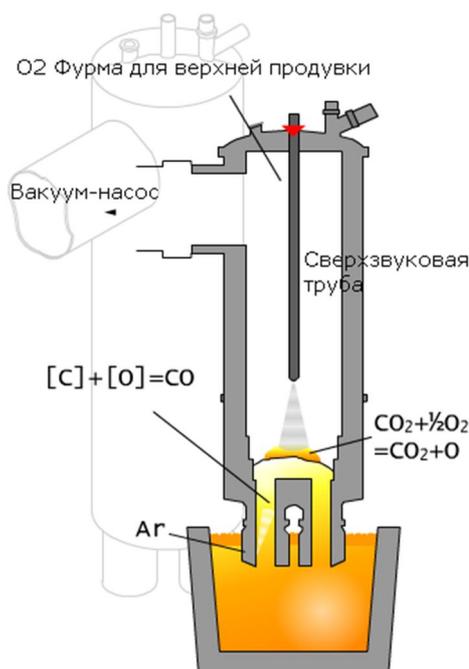


Рисунок 10.4 – Циркуляционный вакууматор

### **Комбинированная аргонная и кислородная продувка (CAS-OB)**

Процесс CAS-OB (Корректировка химсостава путем продувки аргоном и кислородом) (рис.10.5) позволяет добавлять легирующие в среде инертного газа.

Это устройство опускается в жидкую сталь над "пузырем" в шлаке, образовавшемся при продувке аргоном.

В частности, это позволяет одновременно добавлять Al и вдувать O<sub>2</sub> через фурму сверху. Эти элементы вступают в реакцию, образуя Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, при этом выделяется большое количество тепловой энергии - таким образом тем-

пературу стали можно увеличивать до  $10^{\circ}\text{C}$  в минуту.

Таким образом, процесс CAS-OB используется для ХИМИЧЕСКОГО ПОДОГРЕВА. Однако впоследствии необходимо удалить  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

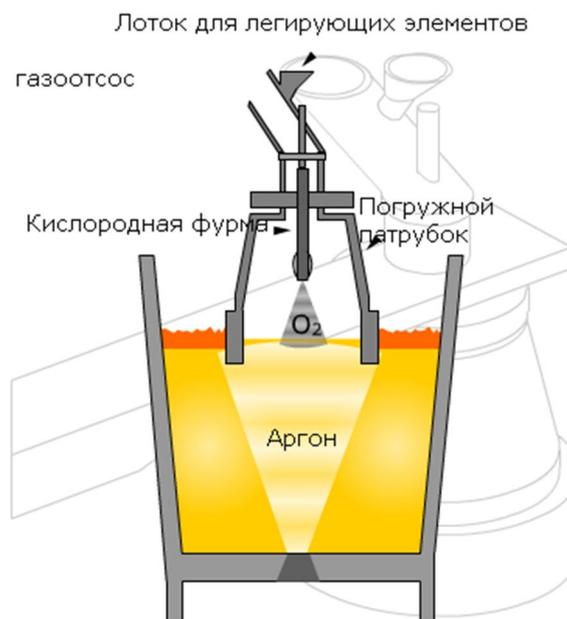


Рисунок 10.5 – CAS OB процесс

### Дуговая печь-ковш (рис.10.6)

Печь-ковш используется для подогрева стали. Для гомогенизации состава и температуры стали используется продувка аргоном.

Подогрев до  $3^{\circ}\text{C}$  в минуту осуществляется при помощи графитных электродов, которые опускаются в шлаковый слой, непосредственно над стальным расплавом.

Печь-ковш может также использоваться как агрегат выдержки металла после обработки в кислородном конвертере и до передачи на УНРС.

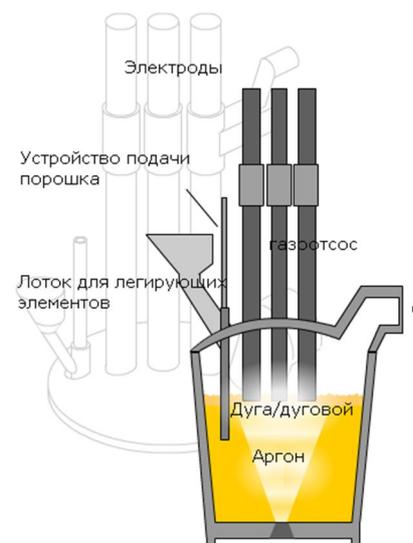


Рисунок 10.6 – Печь-ковш

### Порционный вакууматор

Порционный вакууматор (рис.10.7) используется для удаления из стали газообразных элементов и серы.

Удаление серы осуществляется за счет реакций между шлаком и металлом, стимулируемых продувкой аргоном (барботажем) в вакуумной среде.

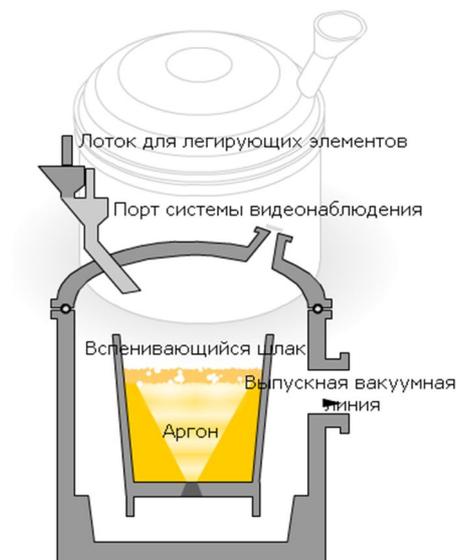


Рисунок 10.7 – Порционный вакууматор

### Подача проволоки (рис.10.8)

Некоторые ферросплавы, алюминий и кальций можно добавлять посредством ввода порошковой проволоки, которая представляет собой стальную оболочку с наполнителем .

Изначально эта технология была разработана для ввода кальция, так как температура кипения кальция Ca ( $1491^{\circ}\text{C}$ ) ниже температуры расплава.

Порошковые проволоки могут также использоваться для ввода добавок, которые:

- имеют меньшую плотность, чем расплав, и могут всплывать на поверхность при другом способе ввода в расплав;
- имеют ограниченную растворимость;
- имеют высокое давление пара;
- имеют высокое сродство к кислороду;
- требуют больших затрат и/или добавляются в небольших количествах ;
- являются токсичными;

Алюминий часто добавляется в виде порошковой проволоки для увели-

чения усвоения этого элемента, контроля содержания Al и повышения чистоты стали.

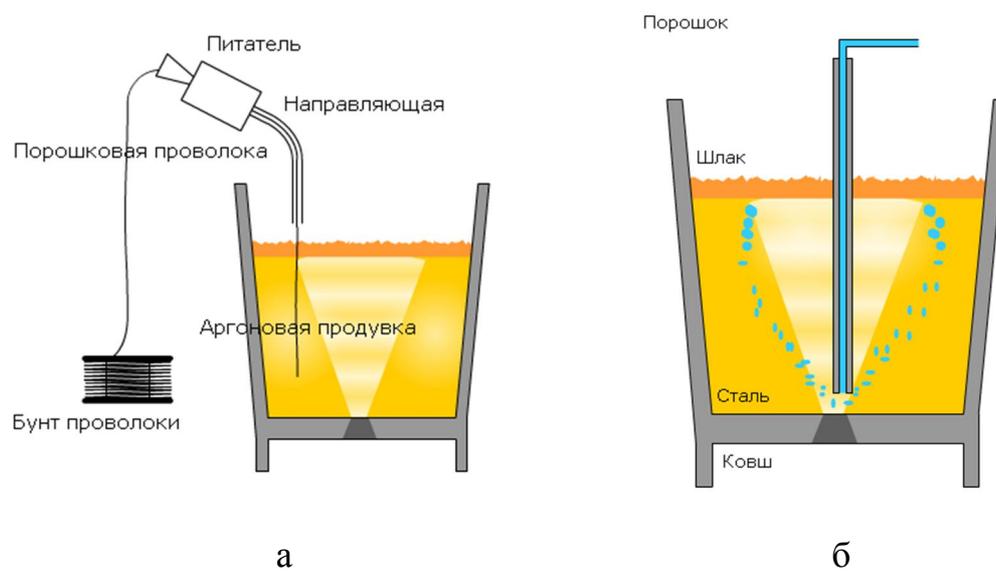


Рисунок 10.8 – Введение проволоки (а) и порошка (б)

## ТЕМА № 11: СПОСОБЫ РАЗЛИВКИ СТАЛИ

*Способы разливки стали* - в настоящее время разливку стали ведут преимущественно в изложницы или на установках непрерывной разливки (МНЛЗ).

**1. Способ разливки стали в изложницы** делят на: разливку стали сверху или сифонную разливку стали. При разливке сверху металл поступает в изложницу 1 непосредственно из сталеразливочного ковша 2 (рис. 11.1 а,б) или через промежуточное устройство 3. В случае сифонной разливки (рис. 11.1 в) жидкая сталь из сталеразливочного ковша 1 попадает в центровую 2 и затем по сифонной проводке 3 снизу поступает в изложницы 4, установленные на поддоне 5.

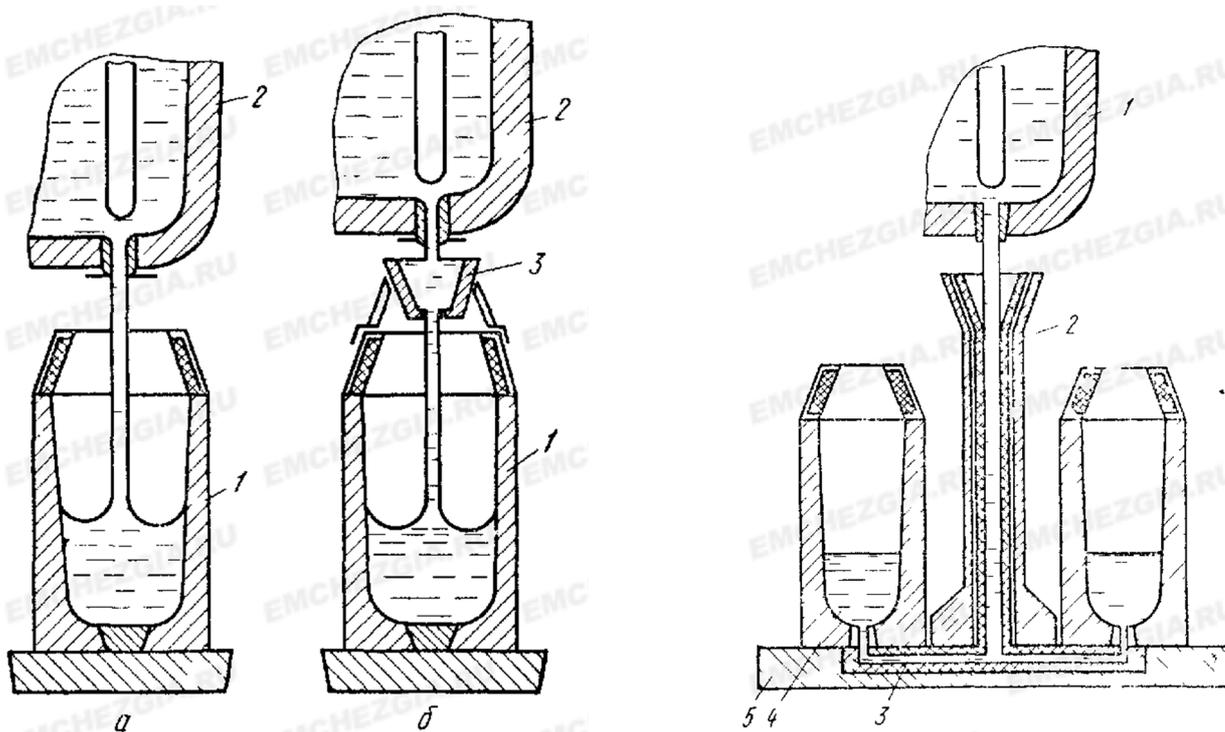


Рисунок 11.1 – Разливка стали сверху (а,б) и сифонная разливка (в)

Исторически сложилось так, что разливка сверху явилась первым способом отливки стальных слитков. В дальнейшем с повышением требований к качеству поверхности слитков, улучшением технологии изготовления огне-

упорных изделий и увеличением емкости сталеплавильных агрегатов сифонный способ разливки стали получил широкое распространение на заводах, где не были установлены мощные обжимные станы и поэтому отливали мелкие слитки.

Как показали результаты неоднократно проведенных сравнительных исследований, качественные показатели металла (механические свойства, макроструктура, содержание неметаллических включений и т. д.), а также величина брака из-за дефектов металла в прокатных цехах и на машиностроительных заводах практически не зависят от способа разливки.

В то же время сифонная разливка стали имеет следующие преимущества перед разливкой сверху.

Преимущества сифонной разливки стали:

- Возможность одновременной (на одном поддоне) отливки четырех — шести слитков массой 3—7 т и до шестидесяти более мелких слитков, что позволяет плавки большой массы разливать с меньшей общей продолжительностью.
- Удобство наблюдения за поверхностью поднимающегося в изложнице уровня металла и возможность регулирования скорости разливки стали в относительно большом интервале в зависимости от температуры и состава металла.
- Лучшая поверхность слитков и уменьшение в 2,5—4 раза затрат труда на зачистку слитков и прокатанных заготовок.

Недостатки сифонной разливки стали:

- Уменьшение из-за потерь с литниками выхода годного металла 4 на 0,9—1,3% в зависимости от массы слитка.
- Увеличенный расход огнеупорных изделий на центровые и сифонные проводки, обслуживание и содержание дополнительного оборудования и повышенные затраты труда на подготовку поддонов, сборку центровых.

Хотя поверхность слитков при сифонном способе разливки стали заметно

чище и поэтому требует значительно меньшего времени на зачистку металла, все же при применении этого способа разливки суммарные часовые затраты труда на 1 тонну стали, расходуемые на подготовку изложниц и зачистку металла, оказываются в 1,5—5 раза выше, чем при разливке сверху.

Преимуществами разливки сверху являются:

- простая подготовка оборудования к разливке и меньшая его стоимость;
- отсутствие расхода металла на литники;
- температура металла перед разливкой может быть ниже, чем при сифонной разливке.

Вместе с тем разливке сверху присущи следующие недостатки:

- образование плен на поверхности нижней части слитков, что является следствием разбрызгивания металла при ударе струи о дно изложницы. Застывшие на стенках изложницы и окисленные с поверхности брызги металла не растворяются в поднимающейся жидкой стали, образуя дефекты поверхности – плены, которые не свариваются с металлом при прокатке. В результате этого поверхность прокатных заготовок приходится подвергать зачистке.
- большая длительность разливки;
- из-за большой длительности разливки снижается стойкость футеровки ковша и ухудшаются условия работы шибера затвора.

В целом, оценивая различные способы разливки стали следует признать, что разливка стали сверху в условиях современных сталеплавильных цехов большой производительности, где стали разливают в крупные слитки, имеет несомненные преимущества, и этот способ чаще всего предусматривается в проектах вновь строящихся заводов.

На заводах качественной металлургии и заводах, где металл разливают в слитки мелкого и среднего развеса, следует признать целесообразным сохранение сифонного способа. Что касается разливки высоколегированных сталей и сплавов, требующих обязательной обдирки слитков перед последующим переделом, то ее осуществляют сверху, поскольку это позволяет

устранить потери металла в виде литников.

Высококачественные углеродистые и легированные стали разливают, главным образом, сифоном. Сифонную разливку используют также при разливке углеродистой стали обыкновенного качества в слитки малого развеса. При сифонной разливке и разливке стали сверху потери металла в виде скрапа и недоливов составляют 0,6 – 1,9%. При сифонной разливке 0,7 – 2,5% разливаемой стали дополнительно теряется в виде литников.

## **2. Непрерывная разливка стали**

Наиболее распространен способ непрерывной разливки, заключающийся в том, что жидкую сталь непрерывно заливают в водоохлаждаемую изложницу без дна — кристаллизатор, из нижней части которого вытягивают затвердевший по периферии слиток с жидкой сердцевиной. Далее слиток движется через зону вторичного охлаждения, где полностью затвердевает, после чего его разрезают на куски определенной длины. Основа этого способа — вытягивание формирующегося слитка из кристаллизатора, т.е. скольжение слитка по его стенкам с возникновением при этом значительных сил трения, что является определенным недостатком способа; из-за трения возникают разрывы затвердевающей оболочки движущегося слитка, что ограничивает скорость разливки. Этим способом в настоящее время получают преимущественно литые заготовки (слитки) толщиной от 100—150 до 250—300 мм, что позволило ликвидировать два энергоемких этапа металлургического производства — прокатку на обжимных станах и нагрев слитков перед этой прокаткой в нагревательных колодцах.

Интенсивно ведутся исследования по дальнейшему совершенствованию и разработке новых оборудования и технологии непрерывной разливки. Одно из важных разрабатываемых направлений — получение литых заготовок значительно меньшей толщины, чем в настоящее время (например, тонких слябов и полос) и заготовок, приближающихся по сечению к конечному прокату, что позволит применять для их прокатки станы меньшей мощности, обеспечивая экономию энергозатрат.

Другим важным направлением является начавшееся внедрение способа непрерывной разливки, предусматривающего перемещение рабочей поверхности кристаллизатора (в виде вращающихся колес, лент и др.) вместе со слитком в насущественно увеличить скорость разливки (скорость движения слитка).

Еще одно перспективное и уже давно разрабатываемое направление — создание литейно-прокатных агрегатов, позволяющих сочетать непрерывную разливку с прокаткой. Непрерывным способом разливают преимущественно спокойную сталь, поскольку при разливке кипящей стали не достигается существенного увеличения выхода годного и трудно получить достаточную толщину беспузыристой корки в слитке из-за большой скорости разливки и сложности обеспечения необходимой степени окисленности металла.

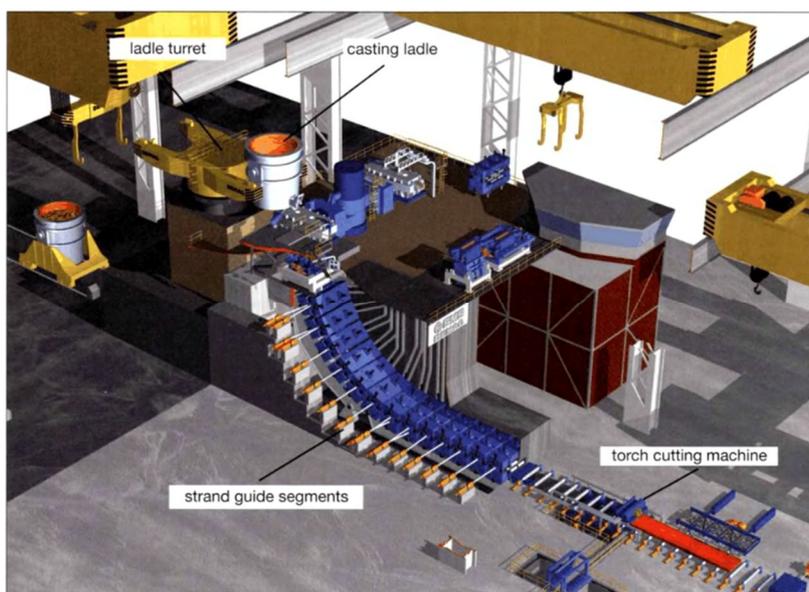


Рисунок 11.2 – Схема оборудования МНЛЗ

Основные преимущества непрерывной разливки по сравнению с разливкой в изложницы:

1) существенно повышается выход годного металла. Так, для спокойной стали получение слябов или блюмов путем непрерывной разливки вместо разливки в изложницы с последующей прокаткой обеспечивает повышение выхода годного на 10—15 % от массы разливаемой стали. Объясняется это тем, что верхняя часть каждого слитка (13—20 %) идет при прокатке в обрызг из-

за наличия усадочной раковины, а при непрерывной разливке образуется одна усадочная раковина в конце разливки плавки;

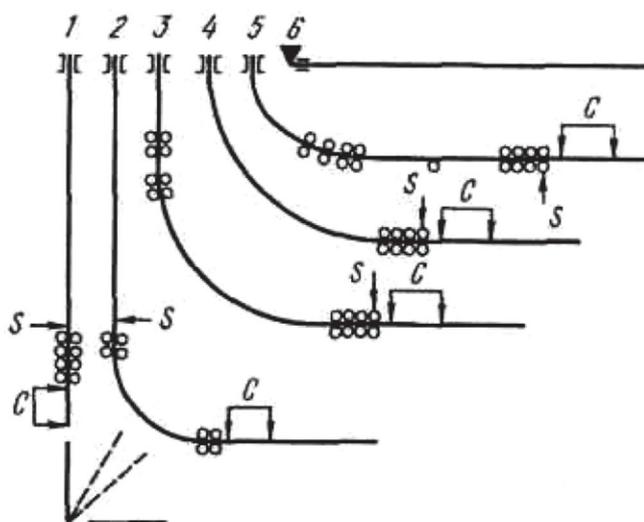
2) упрощается и удешевляется производство по заводу в целом, т.к. исключаются два энергоемких этапа технологического процесса — прокатка слитков на обжимных станах (блюмингах или слябингах) и нагрев слитков до  $\sim 1100^{\circ}\text{C}$  в нагревательных колодцах перед прокаткой; при этом отпадает необходимость в блюмингах и слябингах, уменьшаются энергетические затраты, потребность в рабочей силе и площадь завода;

3) повышается качество металла, в первую очередь вследствие снижения химической неоднородности из-за более быстрого затвердевания малых по толщине слитков;

4) уменьшаются затраты ручного труда и улучшаются условия труда при разливке;

5) создаются условия для автоматизации процесса разливки.

Комплекс оборудования и механизмов для непрерывной разливки — называют установкой непрерывной разливки стали УНРС или машиной непрерывного литья заготовок — МНЛЗ.



*1 – вертикального типа; 2 – вертикального типа с изгибом; 3 – с вертикальным кристаллизатором, с короткой вертикальной частью и последующим изгибом по определенному радиусу; 4 – радиального типа; 5 – с изогнутым кристаллизатором и возрастающим радиусом изгиба (криволинейного типа); 6 – горизонтального типа; C – зона порезки заготовки; S – конец затвердевания*

Рисунок 11.3 – Принципиальные схемы УНРС

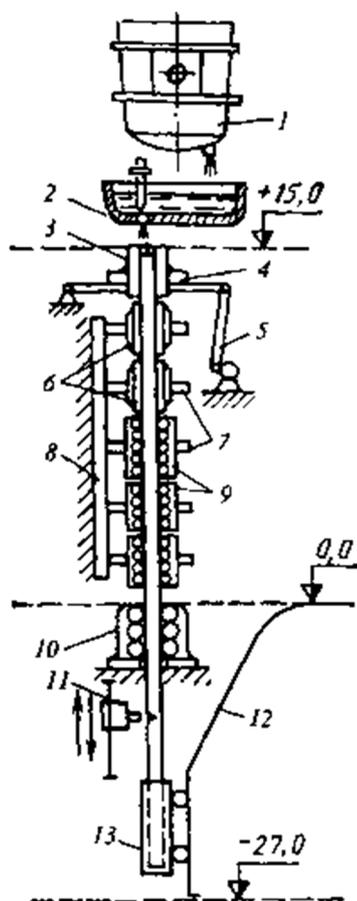


Рисунок 11.4 – Схема УНРС вертикального типа:

1 — сталеразливочный ковш; 2 — промежуточный ковш; 3 — кристаллизатор; 4 — опорная рама кристаллизатора; 5 — механизм качания кристаллизатора; 6 — секции опорных брусьев; 7 — механизмы прижатия и перемещения брусьев и роликов; 8 — опорная колонна; 9 — секции опорных роликов; 10 — тянущая клеть; 11 — газорезка; 12 — путь подъемной тележки; 13 — тележка для подъема слитков

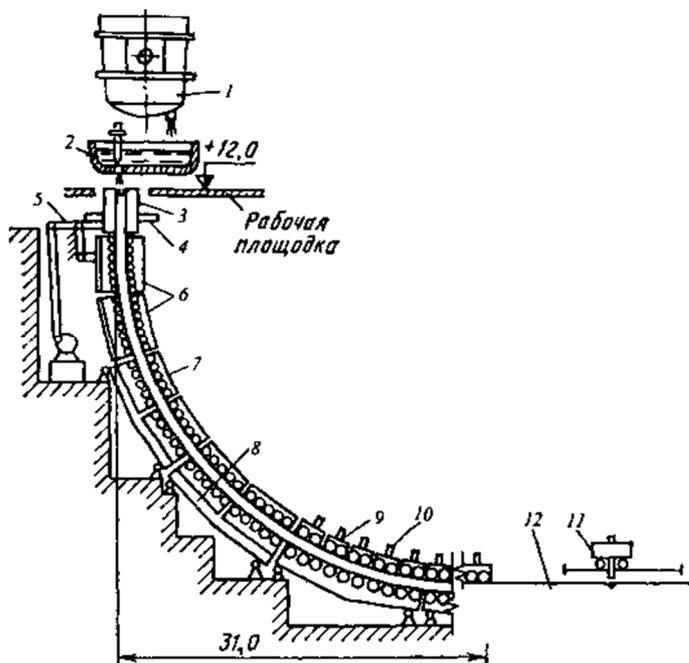


Рисунок 11.4 – Криволинейная слябовая УНРС: 1-сталеразливочный ковш, 2 - промежуточный ковш, 3 - кристаллизатор, 4 - опорная рама кристаллизатора, 5 - механизм качания кристаллизатора, 6, 7, 9 - секции роликовой проводки (соответственно четырнадцати-, десяти- и четырехроликовые), 8 - опорные балки, 10 - механизм прижатия и перемещения роликов, 11 — газорезка, 12 — рольганг

10 - механизм прижатия и перемещения роликов, 11 — газорезка, 12 — рольганг

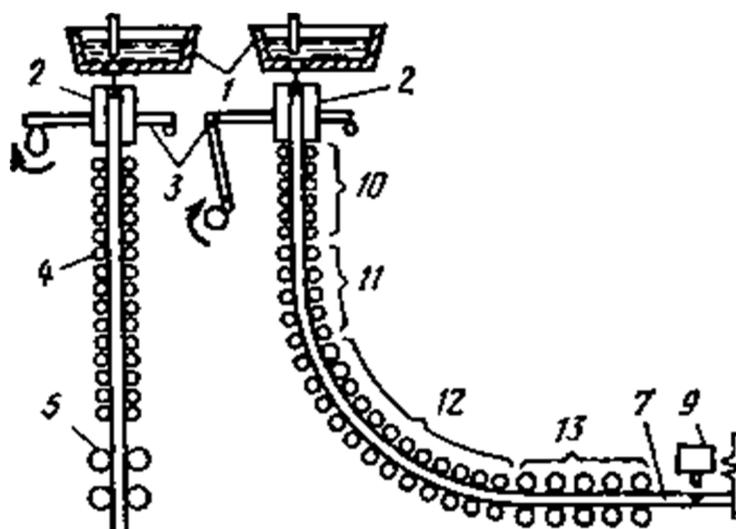


Рисунок 11.5 – Схема УНРС с изгибом затвердевшего слитка (а) и вертикально-радиальной УНРС (б): 1 — промежуточный ковш; 2 — вертикальный кристаллизатор; 3 — механизм качания кристаллизатора, 4 — опорные ролики, 5 — тянущая клеть; 6 — изгибающий валок; 7 — слиток; 8 — тянуще-правильквя клеть; 9 — газорезка; 10–12 —  $ff$  участки роликовой проводки соответственно вертикальный, изгибающий и радиальный; 13 — правильная машина

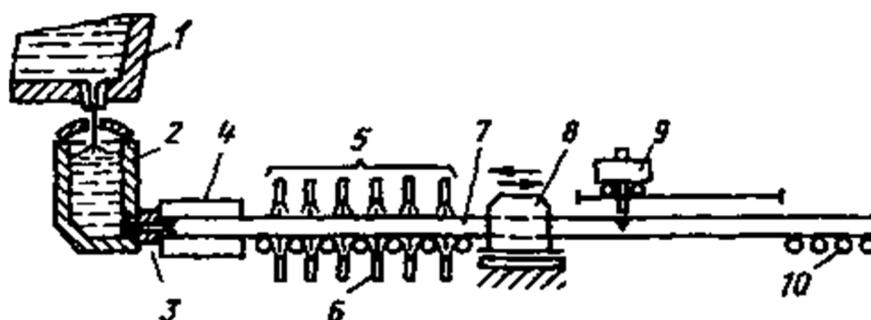


Рисунок 11.6 – Схема горизонтальной УНРС:

1 — сталеразливочный ковш; 2 — металлоприемник; 3 — огнеупорное разделительное кольцо; 4 — кристаллизатор; 5 — зона вторичного охлаждения; 6 — водяные форсунки; 7 — слиток; 8 — механизм вытягивания слитка, 9 — газорезка; 10 — рольганг

## **ТЕМА 12: ПРОКАТНОЕ ПРОИЗВОДСТВО В СТРУКТУРЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА И СОРТАМЕНТ ВЫПУСКАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ**

Практически вся сталь, получаемая в плавильных цехах, проходит дальнейшую переработку в готовую продукцию в прокатных цехах металлургического предприятия и только незначительная ее часть поступает в литейные и кузнечные цехи. Технологический процесс получения готового проката является завершающей стадией металлургического производства.

Для прокатки металла на предприятиях устанавливают прокатные станы различного типа и назначения. Прокатный стан – это комплекс машин и агрегатов, предназначенных для осуществления пластической деформации в валках, дальнейшей его обработки и транспортирования.

В зависимости от состава прокатных станов и сортамента продукции все предприятия подразделяют заводы листового, сортового и смешанного профиля.

Технологический процесс прокатного производства на современном металлургическом предприятии состоит из двух стадий: получение полупродукта (заготовки) и переработка полупродукта в готовый прокат.

Основными задачами при производстве готового проката являются получение продукции заданных размеров и формы в максимально возможном количестве, с наименьшими затратами и обеспечение ее высокого качества, которое характеризуется не только физико-механическими свойствами, но и состоянием поверхности. Указанные задачи могут быть выполнены только при точном соблюдении режима всех технологических операций, к которым относятся: подготовка исходных материалов к прокатке; нагрев материалов перед прокаткой; прокатка; отделка (включая резку, охлаждение, правку, удаление поверхностных дефектов).

Прокатную продукцию в зависимости от формы поперечного сечения

можно разделить на четыре основные группы: листовой прокат; сортовой прокат; трубы и специальные профили.

Листовой прокат по толщине подразделяют на толстолистовую сталь (более 4 мм) и тонколистовую (менее 4 мм).

В зависимости от формы поперечного сечения сортовой прокат подразделяют на простые и фасонные профили. Простые профили имеют форму круга, квадрата и полосы. К фасонным профилям относят шестигранные профили, равнобокие и неравнобокие уголки, швеллеры, двутавровые балки. Условно весь сортовой прокат может быть разделен на четыре группы: сталь крупносортовая, среднесортовая, мелкосортовая и катанка.

К фасонным профилям специального назначения относят прокат сложного поперечного сечения, применяемый в различных отраслях.

Трубы подразделяют на две группы: бесшовные и сварные.

На специализированных прокатных станах получают оси, валы, шары, втулки, зубчатые колеса сверла и ряд других профилей.

Гнутые профили, изготавливаемые из листа и ленты толщиной 0,2 – 20 мм, широко применяют в различных отраслях промышленности. По сравнению с горячекатаными гнутые профили обеспечивают большую точность, имеют меньшую толщину и (при необходимости) закрытую форму, которую невозможно получить прокаткой.

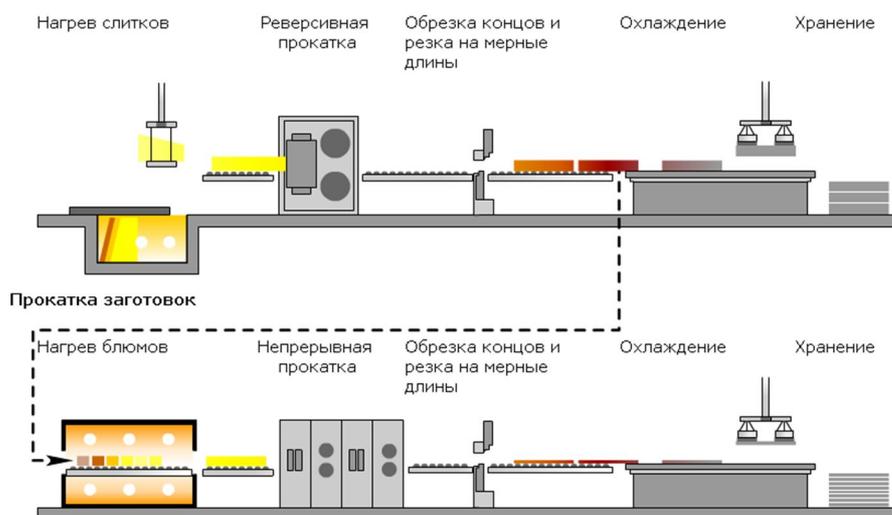


Рисунок 12.1 – Прокатка слябов/блужков

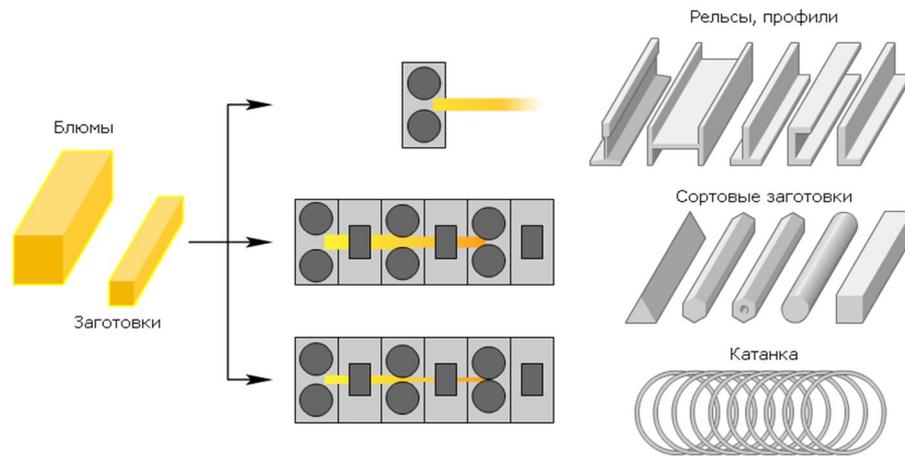


Рисунок 12.2 – Прокатка сортового проката

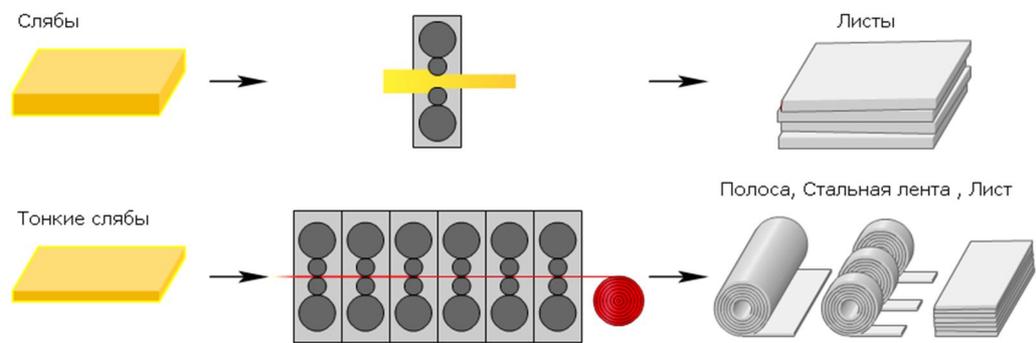


Рисунок 12.3 – Прокатка плоского проката

## **ТЕМА 13: КЛАССИФИКАЦИЯ РАБОЧИХ КЛЕТЕЙ**

Рабочей клетью называется устройство, являющееся основной частью прокатного стана, служащее для прокатки металла. В зависимости от конструкции и расположения валков рабочие клетки прокатных станов можно разделить на шесть групп: двухвалковые, трехвалковые, четырехвалковые, многовалковые, универсальные и клетки специальной конструкции.

### **Клетки двухвалковые**

Двухвалковые клетки применяют как нереверсивные и как реверсивные. Нереверсивные – с постоянным направлением вращения валков и с обоими приводными валками. Эти клетки получили широкое применение в станах непрерывных, шахматных и кросс-коунтри. В каждой клетке этих станов осуществляется только по одному пропуску металла в одном направлении.

Реверсивные двухвалковые клетки с переменным направлением вращения валков и с обоими приводными валками. В этих клетях валки реверсируются, т.е. периодически изменяют направление вращения и прокатываемый металл проходит через валки вперед и назад несколько раз. Клетки этого типа применяют в блюмингах, слябингах, толстолистовых станах и т.д.

### **Клетки трехвалковые (нереверсивные).**

Сортовые трехвалковые клетки широко применяют, так как на их валках можно расположить значительно больше калибров, чем на валках двухвалковых клеток. Металл движется в одну сторону между нижним и средним валками, а в обратную сторону - между средним и верхним. Для подъема прокатываемой полосы и задачи ее между верхним и средним валками перед клетью устанавливают подъемно-качающиеся столы.

Листовые трехвалковые клетки (клетки Лаута) применяют для прокатки толстых и средних листов в виде полос длиной 10 -20 м. Металл движется в том же направлении, что и в сортовых трехвалковых клетях. Средний валок имеет меньший диаметр и он не приводится во вращение от двигателя, а

прижимается то к нижнему, то к верхнему валку и вращается ими благодаря трению между контактирующими поверхностями. Перед клетью и за нею расположены подъемно-качающиеся столы.

### **Клети четырехвалковые**

В рабочей четырехвалковой клети валки расположены один над другим. При этом два средних валка меньшего диаметра являются рабочими, а нижний и верхний большего диаметра – опорными. Опорные валки предназначены для уменьшения прогиба рабочих валков. Станы с четырехвалковыми клетями получили широкое применение при прокатке тонких и толстых листов и полос, а также при производстве броневых плит.

Четырехвалковые клети могут быть реверсивными и нереверсивными.

### **Клети многовалковые**

Шестивалковые клети с двумя рабочими и четырьмя опорными валками ввиду жесткости самой рабочей клети и меньшего прогиба опорных валков служат для холодной прокатки тонких полос и узких лент в рулонах с точными допусками по толщине.

Двенадцати- и двадцативалковые клети широко применяют при прокатке тончайшей ленты (5 – 100 мкм) шириной 100 – 1500 мм из высокоуглеродистой стали с допуском по толщине 1 – 5 мкм. Рабочие валки у таких клетей являются неприводными из-за невозможности передачи на них крутящего момента, поэтому они опираются на ряд приводных валков большего диаметра, которые в свою очередь опираются на ряд опорных роликов.

### **Универсальные клети**

Универсальными являются клети с горизонтальными и вертикальными валками. Обычные универсальные клети применяют как реверсивные двухвалковые или четырехвалковые. На этих клетях обжатие металла осуществляют как горизонтальными. Так и вертикальными валками. Вертикальные валки располагают с одной стороны рабочей клети (передней или задней).

Универсальные балочные клети снабжены вертикальными валками, являющимися неприводными и располагающимися между опорными подшип-

никами рабочих валков. Такие станы применяют только для прокатки высоких (600 – 1000 мм) двухтавровых балок с широким (300 - 400 мм) полками. Указанные балки предназначены для строительства зданий и мостов и других громоздких сооружений.

### **Клетки специальной конструкции**

К этой группе относятся клетки, с помощью которых получают продукцию узкого назначения: колесопрокатные, бандажепрокатные, кольцепрокатные, шаропрокатные и т.д.

## ТЕМА 14: НАГРЕВАТЕЛЬНЫЕ АГРЕГАТЫ ПРОКАТНЫХ ЦЕХОВ

### Нагревательные колодцы.

Нагревательные колодцы рекуперативного типа с одной верхней горелкой объединены в отдельные группы по четыре ячейки в каждой и служат для нагрева слитков перед их прокаткой на блюмингах. Размеры ячеек (длина x ширина x глубина) 9850x3300x4430 мм. Вместимость одной ячейки до 180 т. Количество загружаемых в колодец слитков зависит от их массы и изменяется от 10 до 20. Слитки устанавливаются на под колодца вертикально на равных расстояниях один от другого (не менее 300 мм) у продольных стенок. Первые слитки размещают на удалении 1500 мм от горелочной стены. Слитки с размерами по широкой грани менее 1000 мм устанавливают узкой гранью к стенке колодца, более 1000 мм - широкой гранью. Слитки массой до 10 т, уширенные книзу могут быть посажены в колодцы попарно (вплотную один к другому) за один захват колодцевым краном с клещевым устройством.

Топливо колодцев – смесь доменного и природного газов теплотой сгорания 8,38 МДж/м<sup>3</sup>. Максимальная тепловая мощность одной ячейки 34800 МДж/ч. Инжектируемый воздух подогревается до 800 – 900 °С в керамическом рекуператоре с поверхностью нагрева 575 м<sup>2</sup>.

При посадке в колодцы слитки по температуре поверхности делят на горячий всад (более 600 °С), теплый (от 600 до 205 °С), холодный (менее 200 °С). По режиму нагрева стальные слитки подразделяют на четыре группы: 1,2,3 - углеродистые с содержанием углерода менее 0,30 %; 0,31 – 0,45 %; более 0,45% соответственно – низколегированные. Контрольные температуры нагрева слитков 1270 – 1300 °С. Продолжительность нагрева слитков в зависимости от их массы и количества в ячейке может колебаться от 2 до 17 часов.

Посадка и выдача слитков из колодцев осуществляется колодцевыми

клещевыми кранами грузоподъемностью 32/50 т. Нагретые слитки доставляют к приемному рольгангу слитковозами. Слитковоз имеет грузоподъемность 24 т и скорость передвижения 4 м/с. При работе на близких к стану группах колодцев и в случае аварийной остановки слитковоза, слитки подают на приемный рольганг непосредственно колодцевыми кранами. Через промежуточную плиту приемного рольганга слитки сталкивают толкателем на подающий рольганг, с помощью которого затем транспортируют к рабочей клетки.

### Нагревательные печи

Нагревательные печи используют для нагрева холодных заготовок. На подводящем рольганге нагревательных печей визуально контролируется маркировка каждой заготовки перед ее поступлением на загрузочные устройства, которые обеспечивают ее сталкивание на загрузочный стол. С загрузочного стола заготовки поштучно захватываются шагающими балками печи.

Нагревательные печи методические с торцевой загрузкой и выдачей работают на холодном всаде. Средняя производительность печи 100 – 150 т/ч. Топливо печи - природный газ с минимальной теплотой сгорания 36,87 МДж/м<sup>3</sup>. Печь обеспечивает нижний нагрев посредством боковых и торцевых горелок, верхний нагрев – излучением свода.

Горелки плоскопламенные с регулируемой длиной факела и длиннопламенные малогабаритные распределены по шести зонам: двум подогревательным, двум нагревательным и двум томильным.

Печи обеспечивают качественный нагрев блюмов до температуры прокатки 1250 °С с отклонением 20 ° по длине и сечению заготовки. .

Печи оборудованы системами управления и автоматизации, обеспечивающими автоматическое поддержание заданного режима нагрева.

Блюмы в печи транспортируют шагающими балками. Одновременно на балках размещается 600 – 700 т блюмов. Вертикальный подъем балок 200 мм, Шаг перемещения 460 мм, продолжительность цикла 51 с. Окалина непре-

ривно убирается скребками и отводится и отводится в поперечный желоб, откуда один раз в сутки скребковым транспортером удаляется в окалино-сборник.

Нагретые до заданной температуры блюмы при помощи механизма выдаются на отводящий рольганг.

## ТЕМА 15: РОЛЬГАНГИ

Рольганги служат для транспортирования прокатываемого металла к прокатному стану, задачи металла в валки, приема его из валков и передвижения к вспомогательным машинам (ножницам, пилам, правильным машинам). Общая длина рольгангов весьма значительна, а их масса иногда достигает 20 030 % от массы механического оборудования всего прокатного стана.

По своему назначению рольганги разделяют на рабочие и транспортные. Рабочим называют рольганги, расположенные непосредственно у рабочих клетки стана и служащие для задачи прокатываемого металла в валки и приема его из валков. Транспортными называют все остальные рольганги, установленные перед рабочей клетью и за нею и связывающие между собой отдельные вспомогательные машины и устройства стана.

По своей конструкции рольганги выполняют с групповым и индивидуальным приводом роликов и с холостыми роликами.

При групповом приводе роликов одна секция рольганга, состоящая из 4 – 10 роликов и более, снабжена приводом от одного электродвигателя через конические шестерни и трансмиссионный вал. Групповой привод применяют только для рольгангов, работающих в тяжелых условиях, например подводящих рольгангов блюмингов.

При индивидуальном приводе каждый ролик (или два) данной секции рольганга приводится от отдельного электродвигателя. Они проще в изготовлении и эксплуатации. Их широко применяют в качестве транспортных рольгангов для передвижения металла, длина которого после прокатки значительна, а также в качестве первых роликов рабочих рольгангов у обжимных станов.

Рольганги с холостыми роликами применяют как транспортные. Их располагают с небольшим уклоном к горизонтали и перемещение металла по ним происходит под действием собственной силы тяжести, поэтому эти

рольганги называют гравитационными.

Ролики рольгангов изготавливают цельноковаными, литыми или из труб.

### **Рольганги блюмингов и слябингов**

В соответствии с выполняемыми операциями на блюминге различают рольганги: приемный, рабочие и транспортные.

Приемный рольганг принимает слиток от слитковоза и передает на подводный рольганг, который транспортирует его к рабочему рольгангу. Первые ролики этого рольганга принимают на себя удары при опрокидывании на них слитков, поэтому их выполняют цельноковаными.

Практика эксплуатации приемных рольгангов с групповым приводом роликов через конические шестерни от трансмиссионного вала показала, что им свойственны существенные недостатки: быстрый износ зубчатых зацеплений, затруднительная и требующая существенных временных затрат смена вышедших из строя роликов.

Поэтому в последнее время стали применять групповые приводы от встроенных или отдельных редукторов с цилиндрическими шестернями.

### **Станинные ролики**

Станинными называют первые ролики, расположенные слева и справа от валков стана (по одному или по два с каждой стороны). Обычно подшипники этих роликов установлены в самих станинах прокатной клетки. Станинные ролики применяют только на крупных обжимных станах, предназначенных для прокатки слитков и заготовок относительно небольшой длины, и на черновых клетях толстолистовых станов. При помощи станинных роликов металл задают в валки со скоростью, близкой к окружной скорости валков, и принимают по выходе из них. На приеме металла ролики должны вращаться с той же скоростью, с какой металл выходит из валков, иначе они сами могут оказаться приводными, что повлечет за собой быстрый износ их и даже

поломку деталей привода.

Указанным требованиям удовлетворяют станинные ролики от индивидуальных электродвигателей, скорость которых регулируют в соответствии со скоростью прокатки.

Станинные ролики работают в очень тяжелых условиях, так как они должны задавать слитки массой от 15 до 40 т в валки и воспринимать удары при выходе слитка из валков. При этом сам валок и его подшипниковые опоры находятся под воздействием высокой температуры (1200 – 1250 °). Опоры станинных роликов применяют двух типов: с пружинными амортизаторами и жесткие.

### **Пакетирующие рольганги**

Пакетирующие рольганги устанавливают обычно перед ножницами для подачи (на порезку профилей пачками) или за ножницами (для передачи пачек профилей на холодильник). Ролики таких рольгангов расположены под углом по отношению к движению металла, поэтому поступающий рольганг металл движется одновременно вдоль и поперек его.

### **Рольганг-холодильник**

Такой рольганг применяют для транспортирования толстых горячих листов к ножницам и правильным машинам. Особенность этих рольгангов состоит в том, что их ролики выполнены ребристыми. Диски роликов соприкасаются частью своей поверхности с горячим металлом, поэтому коробление роликов незначительно. Кроме того, над рольгангом и под ним установлены коллекторы с форсунками для охлаждения толстого листа и роликов.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Общая металлургия / Е.В. Челищев, П.П. Арсентьев, Д.И. Рыжонков и др.- М.: Металлургия, 1971.- 480 с.
2. Кудрин В.А. Металлургия стали.- М.: Металлургия, 1981.- 488 с.
3. Металлургические мини-заводы / А.Н.Смирнов, В.М.Сафонов, Л.В.Дорохова и др.- Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2005.- 450 с.
4. Еронько С.П., Быковских С.В. Разливка стали. Технология. Оборудование.- К.: Техніка, 2003.- 236 с.
5. Попандопуло И.К., Михневич Ю.Ф. Непрерывная разливка стали.- М.: Металлургия, 1990.- 295 с.
6. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия: - 6-изд., перераб и доп. - М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. - 768 с.
7. Валуев Д.В. Технологический процесс разливки стали: – Томск.: Томский политехнический университет, 2011. – 256 с.
8. Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменев А.А. Металлургия черных металлов: – М.: Металлургия, 1986. – 360 с.