

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
«Южно-Уральский государственный университет (НИУ)»  
Базовая кафедра металлургического производства

РАБОТА ПРОВЕРЕНА  
Рецензент

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой

\_\_\_\_\_ В.А. Пашнев  
\_\_\_\_\_ 2017 г.

ОТЛИЧИТЕЛЬНЫЕ ОСОБЕННОСТИ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ  
ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ СТАЛЕЙ ОТ СТАЛЕЙ  
ОБЫКНОВЕННОГО КАЧЕСТВА НА ПРИМЕРЕ ПРОИЗВОДСТВА  
СТАЛИ МАРКИ 35ХГСА

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ  
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ - 22.03.02.2017.235.00 ПЗ ВКР

Консультант  
Безопасность жизнедеятельности  
(к.т.н., доцент)  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2017 г.

Руководитель проекта  
(к.т.н., доцент)  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2017 г.

Автор проекта  
студент группы ДО-563  
\_\_\_\_\_ И.М. Овеснов  
\_\_\_\_\_ 2017 г.

Нормоконтролер  
(старший преподаватель)  
\_\_\_\_\_ Н.С.Хардукаш  
\_\_\_\_\_ 2017 г.

Челябинск 2017 г.

## АННОТАЦИЯ

Овеснов И.М. Отличительные особенности структуры и свойств стали марки 35ХГСА от сталей обыкновенного качества в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод» - Аша: ЮУрГУ, МПиО; 2017, 88 с, 18 ил., библиогр. список - 9 наим., 4 листа чертежей ф. А1

В выпускной квалификационной работе рассматривается процесс получения стали марки Сталь 35ХГСА на предприятие ПАО «Ашинский метзавод» в ЭСПЦ-2. В электросталеплавильном цеху в настоящее время установлен агрегат «ковш-печь» (АКП) и запущена машина непрерывного литья заготовки (МНЛЗ), реализовался проект: «Реконструкция сталеплавильного производства с вводом в эксплуатацию первой в России и 34 - ой в мире электропечи с непрерывной загрузкой сырья».

Технология получения сталей марки Сталь 35ХГСА предусматривает расплавление металлического лома в ДСП, выплавки полупродукта, операции легирования, доводки по составу и температуре осуществляются методами внепечной обработки.

Производим расчет материального и энергетического баланса выбранного электросталеплавильного агрегата.

Целью технологической части работы является разработка технологии выплавки стали марки 35ХГСА в условиях электросталеплавильного цеха ЭСПЦ-2 ПАО «Ашинский метзавод».

В работе также рассмотрены вопросы безопасности труда, экологии окружающей среды, ресурсно–энергосбережения и рационального природопользования

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дата</i>	<i>Отличительные особенности структуры и свойств стали марки</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разраб.</i>	<i>Овеснов</i>						6	88
<i>Провер.</i>	<i>Мелецков</i>					<i>ФГАОУ ВО ЮУрГУ</i>		
<i>Валенц</i>								
<i>Н. Контр.</i>	<i>Харлукаш</i>							
<i>Утв.</i>	<i>Мелецков</i>							

# ОГЛАВЛЕНИЕ

*ФГАОУ ВО*

ВВЕДЕНИЕ .....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	10
1.1 Назначение выплавляемой стали .....	10
1.2 Описание стали .....	10
1.3 Технология выплавки сплава 35ХГСА и работа оборудования в условиях ПАО «Ашинский метзавод».....	11
1.3.1 Выбор оборудования и огнеупорных материалов для выплавки .....	14
1.3.2 Выбор шихты для выплавки 35ХГСА .....	20
1.3.3 Технологическая карта выплавки.....	27
1.3.4 Описание отличительных особенностей структуры и свойств стали марки 35ХГСА от стали обыкновенного качества.....	29
1.3.5 Контроль качества продукции .....	31
2 РАСЧЁТНАЯ ЧАСТЬ .....	33
2.1 Энергоемкость оборудования .....	33
2.2 Нормирование технологического процесса.....	33
2.3 Расчет материального баланса выплавки стали 35ХГСА в ДСП.....	34
2.3.1 Расчет шихты.....	34
2.3.2 Период плавления .....	35
2.3.3 Окислительный период .....	48
2.3.4 Обработка стали в печи-ковше.....	53
2.4 Расчет теплового баланса .....	64
2.4.1 Приход тепла .....	64
2.4.2 Расход тепла .....	66
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	75
3.1 Возможные нарушения технологического режима и борьба с ними .....	75
3.2 Виды брака и методы борьбы с ним.....	75
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ .....	80
5 НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ПРОДУКЦИИ .....	82
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ. ....	83
6.1 Общие требования охраны труда.....	83
6.2 Охрана труда при работе на агрегатах .....	83
6.3 Водоснабжение производственного цеха. Охрана водных объектов. ....	84
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	86
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК .....	88

## ВВЕДЕНИЕ

Настоящий период развития черной металлургии характеризуется коренным изменением масштабов производства качественных и высококачественных марок стали, а также их доли в общем объеме производства металла. Наблюдаемое во всем мире развитие машиностроения и других металлопотребляющих отраслей обеспечивается мероприятиями, проводимыми металлургами с целью повышения степени чистоты стали (главным образом, за счет внепечной обработки) и выхода годного (в основном, в результате перехода на непрерывную разливку металла). Около 15 - 20 лет назад требования новых отраслей техники к качеству стали многих марок резко возросли и продолжают возрастать. Это привело к тому, что масштабы производства стали и сплавов, содержащих ничтожно малое количество газов, неметаллических включений и других нежелательных примесей, заметно увеличились.

Разработаны новые способы обработки металла как в самом агрегате, так и вне его. Возникла новая ситуация, когда масштабы выплавки стали уже не характеризуют промышленную мощь, главным становится высокое качество, чистота и надежность металлопродукции. Неизбежное при этом усложнение технологии оправдывается достигаемым результатом.

Мировой опыт настоящего периода характеризуется, прежде всего, интенсивным внедрением в практику различных методов внепечной обработки и непрерывной разливки стали.

В металлургической практике применяются три главных сталеплавильных процесса, использующих различное преобразование энергии в тепловую с последующей передачей ее шихтовым материалам и расплавленной металлической ванне: мартеновский, кислородно-конверторный и электроплавильный.

Развитие инновационной составляющей металлургии в значительной мере определяется состоянием электрометаллургии как наиболее наукоемкой, энергосберегающей и экологичной технологии.

В условиях конкуренции на мировом рынке черной металлургии одним из главных условий существования и получения стабильной прибыли на Ашинском металлургическом заводе является использование современных технологий в производстве, которые позволяют снизить себестоимость и повысить качество выпускаемой продукции.

ПАО «Ашинский металлургический завод» в настоящее время является безусловным лидером среди малых заводов чёрной металлургии Южного Урала по темпам развития, перевооружения производства, внедрения новейших технологий и последних образцов техники, организации научных исследований в области производства чёрных металлов.

На Ашинском металлургическом заводе ПАО «АМЗ» была произведена поэтапная реконструкция мартеновского цеха с последующим выходом на современный технологический уровень. Было принято решение о строительстве, отделения непрерывной разливки стали, в которое войдут агрегат «ковш-печь» и

									Лист
									8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

слябовая МНЛЗ, с последующим строительством электросталеплавильного цеха. В здании нового электросталеплавильного комплекса (ЭСПК) установлена дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120 + «CONSTEEL») с конвейерной загрузкой металлошихты.

Результатом реконструкции стало прекращение работы мартеновского цеха в составе трех мартеновских печей и перевод разливки стали в слябы на МНЛЗ вместо ее разливки в изложницы на слитки.

Целью дипломной работы является изучение современных технологий производства и возможности их применения в условиях ПАО «Ашинский метзавод». В связи с этим были определены следующие задачи:

1) изучение и описание выбранной для производства в условиях ПАО «Ашинский метзавод» марки стали.

2) изучение существующей технологии производства стали на ПАО «Ашинский метзавод».

3) осуществление и обоснование выбора типа агрегата для использования в условиях ПАО «Ашинский метзавод».

4) расчет материального и энергетического баланса выбранного электросталеплавильного агрегата.

5) описание технологической цепочки, начиная с выплавки и заканчивая разливкой стали.

Современная технология производства стали в дуговой сталеплавильной печи позволяет существенно снизить себестоимость производимой продукции. Внепечная обработка в установке ковш-печь позволяет получать металл высокого качества. Использование современных технологий при разливки стали на машине непрерывного литья заготовки также позволяет повысить качество и снизить себестоимость производимой заготовки.

									Лист
									9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР				

# 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

## 1.1 Назначение выплавляемого сплава

Сталь 35ХГСА – сталь конструкционная легированная для сварных конструкций. Заменителем является: 30ХГС, 30ХГСА, 30ХГТ, 30ХМ.

Применение: Ходовые винты, оси, валы, червяки и другие детали, работающие в условиях износа и при знакопеременных нагрузках при температурах до 200 °С.

Сортамент стали 35ХГСА:

- сортовой прокат, в том числе фасонный ГОСТ 4543-71, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 2879-2006.
- калиброванный пруток ГОСТ 4543-71, ГОСТ 8559-75, ГОСТ 8560-78.
- шлифованный пруток и серебрянка ГОСТ4543-71, ГОСТ14955-77.

## 1.2 Описание сплава

Химический состав стали Сталь 35ХГСА (ГОСТ 19282 - 73) приведен в таблице 1

Таблица 1 – Химический состав стали марки Сталь 35ХГСА (ГОСТ 4543 - 71) (в процентах)

Кремний (Si)	1,1-1,4
Марганец (Mn)	0,8-1,1
Медь (Cu), не более	0,30
Никель (Ni), не более	0,30
Сера (S), не более	0,025
Углерод (C)	0,32-0,39
Фосфор (P), не более	0,025
Хром (Cr), не более	1,1-1,4

Механические свойства стали марки Сталь 35ХГСА представлены в таблице 2

Таблица 2 – Механические свойства стали марки Сталь 35ХГСА

Режим термообработки	Сечение, мм	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	$\sigma_B$ (МПа)	$\delta_5$ (%)	$\psi$ %	КСУ (кДж / м <sup>2</sup> )
Пруток.Изометрическая закалка при 880 °С в смеси кальциевой и натриевой силитры, имеющую температуру 280-310°С,охл. на воздухе	30	1270	1620	9	40	39

									Лист
									10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР				

Продолжение таблицы 2

Поковка.Закалка+отпуск	100-300	490	660	13	40	54
		540	540	13	40	49
	до 100	590	730	14	45	59
		640	780	13	42	59

Таблица 3 – Технологические свойства стали марки Сталь 35ХГСА

Свариваемость	Ограниченно свариваемая
Флокеночувствительность	Чувствительна
Склонность к отпускной хрупкости	Склонна

1.3 Технология выплавки сплава и работа оборудования в условиях ПАО «Ашинский метзавод»

Технология производства стали на ПАО «Ашинский метзавод» включает следующие этапы:

- 1.Подготовка металлошихты (металлолом, скрап, чугун) и погрузка ее на конвейер.
- 2.Транспортировка металлошихты конвейером и загрузка ее в ДСП.
- 3.Выплавка полупродукта в ДСП.
- 4.Выпуск стали в сталь–ковш и его транспортировка на внепечную обработку стали.
- 5.Внепечная обработка полупродукта в агрегате ковш-печь (АКП) с доведением стали по химическому составу до заданной марки, температуры и окисленности, требуемой для разливки на МНЛЗ.
- 6.Транспортировка жидкой стали в отделение непрерывной разливки стали.
- 7.Разливка стали на МНЛЗ с получением стальной заготовки – слябы.
- 8.Транспортировка слябы в прокатный цех (ЛПЦ № 1 – прокатный стан № 2850).
- 9.Прокат стальной заготовки с получением годного проката.

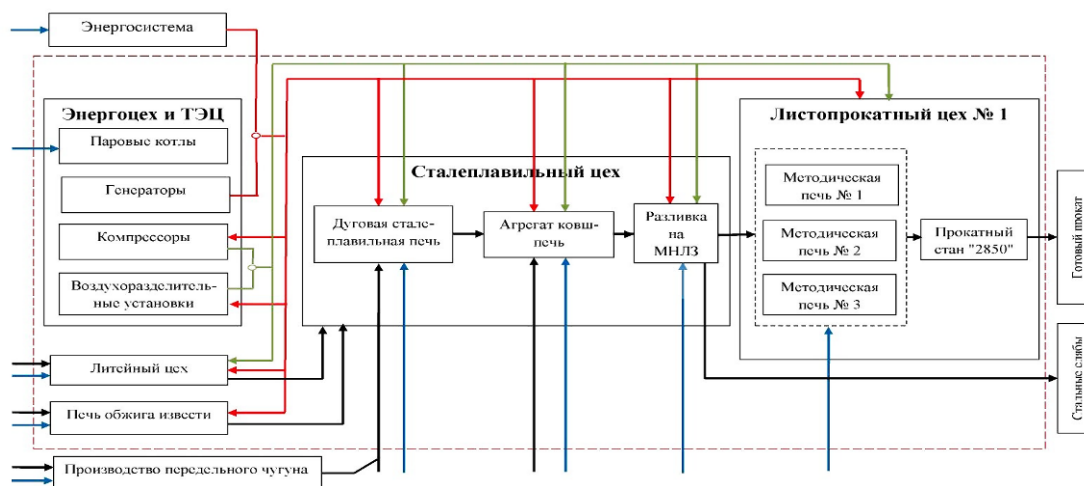


Рисунок 1 – Технология получения готовой продукции (металлопроката) в условиях ПАО «Ашинский метзавод»

Плавильным агрегатом является трехфазная ДСП-120 с водоохлаждаемым сводом и стеновыми панелями. Печь оснащена системой эркерного выпуска металла и механизмами наклона, а также механизмами подъема и поворота свода. В стене печи имеется проем, к которому примыкает газоход с конвейером для подачи в печь лома и отвода газов.

В горячей зоне конвейера происходит нагрев лома отходящими газами до среднemasсовой температуры 150–200 °С. В этой зоне лом освобождается от остатков снега, льда и частично происходит испарение влаги. Однако низкая температура газов, малая продолжительность пребывания лома в зоне нагрева (~6 мин) и неоптимальные условия теплопередачи от отходящих газов к слою шихты не позволяют, особенно в зимний период, полностью избавиться от влаги. В лотке конвейера накапливается вода, которая попадает в ванну печи. Это приводит к хлопкам в рабочем пространстве печи, а при определенных условиях и к взрывам. В связи с этим остается актуальной проблема нагрева лома до более высокой температуры и исключения попадания воды в металлический расплав.

При нахождении печи в исходном состоянии в боковой ее проем вводят переднюю (разгрузочную) часть конвейера, зажигают дуги на жидкую ванну и включают конвейер для загрузки металлолома [3, с. 164].

В течение всей плавки дуги горят на жидкую ванну и полностью экранированы шлаком. Лом погружается в жидкий расплав и растворяется в нем. Тепло, выделяющееся в дугах, передается жидкой ванне и твердой шихте в основном конвекцией. В этих условиях для исключения перегрева футеровки и стеновых панелей температуру металла не поднимают выше 1530–1560 °С. Режим вспененного шлака поддерживается в течение всей плавки, что обеспечивает защиту футеровки и стеновых панелей от теплового излучения электрических дуг. Кроме того, постоянное экранирование дуг обеспечивает более полное усвоение мощности и предотвращает насыщение стали азотом.



Для вспенивания шлака с первых минут плавки в печь вдувают порошок углеродсодержащего материала (УСМ) и начинают продувать ванну кислородом. Через 2,5 мин по системе весового дозирования начинают подавать в печь известь со скоростью 300 кг/мин, постепенно снижая ее до 200 и 100 кг/мин.

Общее количество извести, подаваемой в печь за плавку, колеблется от 5,5 до 8,0 т в зависимости от ее качества (содержания СаО и потерь при прокаливании). Подачу извести в печь прекращают одновременно с окончанием загрузки металлолома. Углеродистый материал высокого качества (УМВК) фракции 20–50 мм подают со скоростью до 100 кг/мин, общее количество подаваемого за плавку материала составляет 800–1500 кг. Ввод УМВК осуществляют 2–3 порциями с десятой по сороковую минуту плавки. Вдувание УСМ проводят через три стеновые фурмы, общее количество этого материала, подаваемого в печь за плавку, составляет 1800–2500 кг.

По рекомендации фирмы «Даниели», продувку ванны кислородом начинают с первой минуты плавки одной комбинированной фурмой-горелкой с интенсивностью 1000–1200 м<sup>3</sup>/ч. Примерно через 6–7 мин подключают вторую фурму с такой же интенсивностью продувки, затем третью и четвертую.

К середине плавления общий расход кислорода, вдуваемого в ванну, составляет 5500–5800 м<sup>3</sup>/ч. При работе газокислородных фурм в режиме кислородной продувки общий расход кислорода на четыре фурмы составляет 6400 м<sup>3</sup>/ч. Продувку ванны кислородом ведут до конца плавки. Максимальный расход природного газа на каждый модуль составляет 250 м<sup>3</sup>/ч. По мнению специалистов фирмы «Даниели», защитная «рубашка» из природного газа (система «Ко–Джет») обеспечивает когерентность кислородной струи. Для окисления указанного количества природного газа требуется 500 м<sup>3</sup>/ч кислорода.

Для предотвращения повышенного износа футеровки во второй половине плавки в печь присаживают магнезитсодержащий материал массой 500–1000 кг одной порцией со скоростью 200–300 кг/мин. При этом в шлаке поддерживают содержание оксида магния в диапазоне 6–10%, корректируя его в зависимости от основности шлака.

Шлак сливается через порог рабочего окна в шлаковый коридор, устроенный между элементами фундамента печи на уровне нулевой отметки и с трех сторон обрамленный стальными плитами. Отгрузка шлака от печи проводится гусеничным фронтальным погрузчиком.

При достижении 90–95% общей загрузки металлошихты интенсивность подачи лома уменьшают, а затем конвейер останавливают и разгрузочную часть конвейера выводят из рабочего пространства печи. Металл нагревают до температуры 1600–1640 °С. Сталеразливочный ковш с температурой футеровки не менее 1000 °С подают под печь за 10 мин до выпуска металла. После получения информации по результатам химического анализа и достижения заданной температуры стали печь наклоняют на 3° и открывают шибер эркерного отверстия. Управление наклоном печи ведется с поста управления выпуском.

						Лист
					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В случае если струя металла не появилась после открытия шибер, прожигают выпускное отверстие кислородом. После слива примерно 50 т металла в ковш присаживают раскислители и легирующие материалы через систему подачи ферросплавов. По мере наполнения ковша увеличивают угол наклона печи до 14°. Во время выпуска и не менее 2 мин после выпуска проводят продувку металла аргоном в ковше через донную фурму. Количество выпущенного в ковш металла контролируется по данным системы взвешивания на сталевозе [5, с. 71].

По окончании выпуска заданного количества металла (~120 т) печь быстро (со скоростью  $>5^\circ/\text{с}$ ) возвращают в исходное положение, а ковш с металлом передают на АКП. После этого зачищают выпускное отверстие, закрывают шибер, уплотняют его, в выпускное отверстие засыпают стартовую смесь (обычно порошок дунита), и печь готова к началу следующей плавки.

### 1.3.1 Выбор оборудования и огнеупорных материалов для выплавки

Выплавку стали предлагается производить в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) по технологии процесса Consteel. Эта технология представляет собой выплавку электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты в сталеплавильную печь.

Система непрерывной загрузки лома в печь представляет собой новый технологический процесс, применимый к существующим или новым печам.

Непрерывная загрузка лома допускает эксплуатацию печи с плоской ванной и, следовательно, позволяет значительно уменьшить броски тока и шум печи. В результате мощность, подводимая к ДСП, может быть увеличена на 20 % при неизменной мощности короткого замыкания сети и без увеличения уровня пульсаций. При непрерывной загрузке лома расход энергии сокращается примерно на 20 кВт/ч на тонну жидкой стали, так как устраняются потери тепла, вызываемые открытием свода печи для завалки лома бадьями.

Основными задачами этой технологии являются:

1. улучшение технико-экономических показателей работы печи вследствие уменьшения времени отключений и потребления электроэнергии;
2. сокращение объема технического обслуживания за счет уменьшения числа операций механического, гидравлического и электрического оборудования;
3. уменьшения неблагоприятного воздействия на окружающую среду при сокращении числа отверстий в своде печи;
4. повышение безопасности операторов при отсутствии брызг стали;
5. сокращение числа операций в сталеплавильном цехе при уменьшении количества электромостовых кранов и сталевозов.

Сущность процесса состоит в том, что скрап через конвейерный туннель непрерывно загружается в дуговую сталеплавильную печь (ДСП) через специальное загрузочное окно в кожухе печи. Навстречу движению скрапа через окно в туннель идет поток горячих печных газов, которые нагревают скрап перед загрузкой в ДСП. Конвейерная система соединяет скрапной двор с ДСП.

									Лист
									14
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

Основные технические характеристики оборудования ДСП (таблица 4).

Таблица 4 – Общие характеристики агрегата

Тип печи	переменного тока с полной платформой
Система загрузки скрапа	система непрерывной загрузки - CONSTEEL®
Тип выпуска жидкого металла	эркерный
Сталь на выпуске	120 т
Зеркало расплавленного металла	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
Емкость печи	144,5 м3
Тип электродных консолей	проводные
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м3

Таблица 5 – Технические характеристики наклонной платформы

Межцентровое расстояние люлек	7400 мм
Радиус изгиба люльки	5230 мм
Ширина люльки	400/680/600 мм
Расстояние между центровыми осями печи и люльки	350 мм
Диаметр роликов	700 мм
Тензодатчики	4 штук
Точность системы взвешивания	0.5 %

## Загрузочный конвейер ДСП «CONSTEEL»

Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 2.

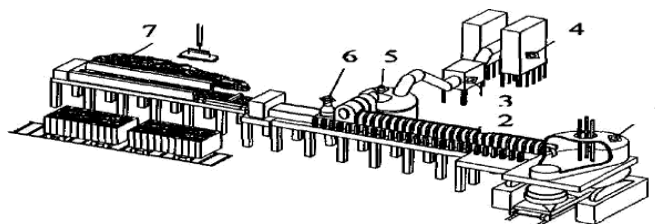


Рисунок 2 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»

1 - электродуговая печь; 2 - зона нагрева шихты печными газами; 3 - камера охлаждения отходящих газов; 4 - мешочные фильтры; 5 - камера дожигания отходящих газов; 6 - динамическое уплотнение; 7 - зона загрузки.

Для осуществления процесса «Consteel» в ДСП вдувают угольный порошок в струе кислорода. В результате в печной атмосфере образуются оксиды CO и CO<sub>2</sub>.

В конвейерный туннель (туннельный нагреватель) подают воздух для дожигания CO в печных газах. Предварительный нагрев скрапа во многом определяется процессом дожигания CO в ДСП и туннельном нагревателе. Для оптимизации процессов предварительного нагрева и плавки скрапа ДСП и туннельный нагреватель следует рассматривать как единую теплотехническую систему [4, с. 286].

Это связано с тем, что часть тепловой энергии дожигания CO остается в печи, остальное количество идет на предварительный нагрев скрапа на конвейере.

По пути к печи скрап проходит зону подогрева, где нагревается отходящими печными газами, подаваемыми в направлении, обратном движению скрапа (по принципу противотока). На участке подогрева скрапа оксид углерода (CO), содержащийся в отходящих газах, окисляется при подаче воздуха автоматической системой вдувания. При протекании экзотермических реакций выделяется дополнительное количество тепла, поглощаемое скрапом.

В процессе непрерывной загрузки скрапа металл в ванне ДСП находится в жидком состоянии, и расплавление скрапа происходит при его погружении и растворении в металле.

Электрические дуги постоянно действуют на ванну жидкого металла, а не на твердый скрап.

Поэтому горение дуг стабильно в течение всей плавки и не подвержено возмущающему влиянию коротких замыканий электродов на твердые куски скрапа, как это происходит в случае периодической загрузки шихты (с подогревом или без него).

										Лист
										16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР					

Технология «Consteel» имеет две главные особенности, которые делают ее отличной от большей части других технологий расплавления скрапа в ДСП: предварительный подогрев и непрерывная загрузка шихты. Это обеспечивает следующие преимущества для производителя металлопродукции: быструю окупаемость инвестиций; снижение производственных затрат; высокую производительность и гибкость производства; снижение отрицательного влияния на окружающую среду и безопасность для персонала.

Предварительный подогрев шихты позволяет значительно сократить расход технологической электроэнергии на расплавление. При средней температуре подогрева скрапа от 400 до 600°C и полноте расплавления от 70 до 80 % массы завалки экономия энергии колеблется от 80 кВт/ч на тонну жидкой стали на выпуске. Эти значения подтверждены опытом существующих установок «Consteel».

Постоянная модернизация сталеплавильных агрегатов привело к существенному увеличению объемов производства до 600 тыс. тонн стали. Сегодня, в связи с вводом в эксплуатацию электропечи и агрегата непрерывной разливки стали достигаются высокие показатели по качеству и стабильности характеристик в серийной продукции завода.

Загрузочный конвейер металлошихты в ДСП «CONSTEEL» состоит из трёх конвейеров и соединительного тележечного конвейера, приводимых от одного концевого привода и двух расчленённых приводных блоков.

Каждый конвейер изготовлен из стальных поддонов в сборе, смонтированных на стальной раме, подвешенной посредством тяг на опорных стойках, закрепленных на бетонном фундаменте при помощи анкерных болтов. Конвейер, опирающийся на узлы «тяга/противовес/опора», совершает колебания в горизонтальной плоскости за счёт приводного блока, закреплённого на конце узла в сборке «поддон/рама» (концевой привод).

Это дифференциальное перемещение, сообщаемое приводом, приводит к поступательному перемещению загрузки вдоль конвейера в соответствии с принципом скачкообразного движения с регулированием скорости подачи загрузки по конвейеру в пределах от 0 м/мин. до 5,5 м/мин.

Загрузочный конвейер осуществляет приёмку скрапа, загружаемого кранами скрапового двора, и передает его в подогревательную секцию.

Загрузочная часть конструкции установки амортизирует ударные нагрузки, возникающие во время загрузки металлошихты, а износостойкая стальная пластина защищает стальное днище поддона. Толстые защитные листы установлены по обеим сторонам загрузочной секции конвейера с целью упрощения погрузочных операций и защищают конструкции и мостки для осмотра от падающих кусков скрапа [7, с. 147].

									Лист
									17
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР				

Таблица 6 – Технические характеристики конвейера

Номинальный размер установки (ширина по днищу поддона)	2,000 мм
Высота конвейера	800 мм
Длина подогревательной секции установки	~ 26 м
Длина загрузочного конвейера	71 м
Длина соединительного тележечного конвейера	5 м
Регулирование скорости скрапа	Посредством инвертеров
Скорость скрапа на конвейерах	до 5,5 м/мин.
Плотность скрапа на конвейере (средняя)	0,7 т/м <sup>3</sup>

Футеровка дуговых сталеплавильных печей состоит из трёх основных частей: подины, кладки стен и свода. Основанием футеровки, вмещающим ванну печи, служит подина, играющая существенную роль при плавке стали. Она работает в тяжёлых тепловых и механических условиях. На раскалённую подину укладывается при загрузке холодная шихта; подина испытывает резкие температурные колебания, удары и давление.

Поэтому она должна иметь необходимую механическую прочность при температуре (800 — 1000)°С.

При перемешивании жидкой ванны подина подвергается размывающему действию расплавленной стали.

Наконец, подина должна иметь тепловое сопротивление, достаточное для того, чтобы обеспечить минимальный температурный перепад по глубине ванны.

Тепло в печи выделяется в дугах, у поверхности металла, и тепловой поток направлен от поверхности к подине. При установившемся тепловом режиме ванны значение этого теплового потока определяется тепловыми потерями через подину, которые обуславливают температурный перепад по высоте металла. Ввиду этого подину дуговой печи выполняют из трёх слоёв :

- внутреннего набивного, необходимого для того, чтобы образовать ванну со стенками, непроницаемыми для жидкого металла;
- среднего, состоящего из кирпичной огнеупорной кладки и воспринимающего механическую нагрузку от набивного слоя;
- наружного теплоизоляционного слоя, работающего в более легких тепловых условиях и обеспечивающего необходимое тепловое сопротивление подины.

Для футеровки ДСП применяют материалы указанные в таблице 7.

Таблица 7 – Основные огнеупорные материалы ДСП

Наименование	Марка	Назначение	Характеристики, %
Периклазовый кирпич	MZ-91	Арматурный слой, рабочая футеровка нижних частей стен	MgO $\geq$ 91,0 SiO $_2$ $\leq$ 4,0 CaO $\leq$ 3,0 Fe $_2$ O $_3$ $\leq$ 1,5
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 573-CY	Шлаковый пояс и верхние части стен	MgO $\geq$ 82,0 SiO $_2$ $\leq$ 1,8 CaO $\leq$ 1,4 Fe $_2$ O $_3$ $\leq$ 1,0
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 416-BX	Шлаковый пояс, верхние части стен. Рабочее окно	MgO $\geq$ 76,0 SiO $_2$ $\leq$ 1,25 CaO $\leq$ 1,15 Fe $_2$ O $_3$ $\leq$ 0,95
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 572-GX	Нижняя зона шлакового пояса	MgO $\geq$ 84,0 SiO $_2$ $\leq$ 1,4 CaO $\leq$ 1,2 Fe $_2$ O $_3$ $\leq$ 0,95
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 415-BX	Сталевыпускное отверстие	MgO $\geq$ 76,0 SiO $_2$ $\leq$ 1,75 CaO $\leq$ 1,25 Fe $_2$ O $_3$ $\leq$ 0,85
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 413-BX	Футеровка горячих зон	MgO $\geq$ 82,0 SiO $_2$ $\leq$ 1,8 CaO $\leq$ 1,3 Fe $_2$ O $_3$ $\leq$ 1,0
Масса периклазовая на фосфатной связке	MT-68	Масса для сборки ленточного узла	Al $_2$ O $_3$ $\leq$ 1,2 SiO $_2$ $\leq$ 1,8 MgO 63,0 – 69,0 CaO 24,0 – 30,0 Fe $_2$ O $_3$ $\leq$ 7,5
Набивная масса	JENEARTH 355D	Масса для набивки подины	MgO $\geq$ 82,0 SiO $_2$ $\leq$ 1,5 CaO 10,0 – 11,0 Фракция 0 – 6 мм Плотность, кг.дм $^3$ – 2,2
Набивная масса	JENEARTH 30BA	Масса для набивки стен и откосов	MgO $\geq$ 82,0 SiO $_2$ $\leq$ 1,5 CaO 10,0 – 11,0 Фракция 0 – 6 мм Плотность, кг.дм $^3$ – 1,9

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР

Лист

19

Продолжение таблицы 7

Порошок	Theramer Fill 226	Засыпка эркера ДСП	MgO 48,3 SiO <sub>2</sub> 42,4 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 7,4
Торкрет-масса	JEGUN 378/1	Торкрет-масса	MgO ≥ 81,0 CaO ≥ 7,0 SiO <sub>2</sub> ≥ 1,8 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ≤ 7,0 Фракция 0 – 3 мм
Заправочный материал	JEFRIT GM-1	Заправочная масса для «шлакового пояса» и подины	MgO 76,0 – 86,0 CaO 5,0 – 12,0 SiO <sub>2</sub> – 2,5 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> – 8,0 Фракция 0 – 10 мм Масло 1,0 – 2,0
Порошок	Nozolex 3136SF	Стартовая смесь для эркера	MgO - 7,5 Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> - 33,0 SiO <sub>2</sub> – 29,0 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> – 17,5 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> – 10,5

### 1.3.2 Выбор шихты для выплавки

Качество металлической шихты, легирующих, окислителей, шлакообразующих и заправочных материалов, используемых при выплавке стали, должно соответствовать требованиям нормативно-технической документации. Не допускается к использованию шихта, загрязненная цветными металлами.

Максимальная масса кусков шихты, используемой на плавку, не должна превышать 10 % от массы садки. Количество крупной шихты не должно превышать 40 % завалки (с учетом грузоподъемности завалочных устройств).

Количество стружки в шихте допускается не более 20 % от массы шихты. Недостающее количество углерода следует вводить в шихту электродным боем, электродной стружкой, коксом или чугуном.

Металлический лом и металлизированные окатыши подвергаются подогреву на ленточном конвейере системы Consteel [5, с. 298].

Суммарное содержание в шихте и легирующих остаточных элементов (примесей), не удаляемых в процессе выплавки, не должно превышать значений заданного химического состава марки стали.



Размер кусков шлакообразующих материалов не должен превышать 150 мм.

Известь на плавку необходимо применять свежееобожженную с размером кусков 20 – 80 мм. Транспортировка извести в электросталеплавильные цехи должна производиться в плотно закрытых контейнерах, исключающих попадание влаги.

Для контроля качества извести с каждого вагона не позже, чем через 30 мин. после постановки в цех, должна быть отобрана проба массой не менее 0,5 кг и отправлена в плотно закрытой банке в химлабораторию на анализ содержания CaO, CO<sub>2</sub> и H<sub>2</sub>O.

Содержание CaO должно быть не менее 88 %, CO<sub>2</sub> – не более 4 %, H<sub>2</sub>O – не более 1,5 %.

Известь с содержанием влаги более 1,5 % и до 3 % допускается использовать в плавление или окислительный период, а после прокаливания при температуре не менее 600 °С в течение не менее 40 мин — и в восстановительный период.

Известь, пригодная к применению, должна быть использована в течение 12 часов с момента поставки её в цех. Определение пригодности к использованию, контроль за расходом извести, должны производиться контрольным мастером ОТК.

Влажность газообразного кислорода должна быть не более 0,8 г/м<sup>3</sup>, что проверяется на кислородной станции и ежемесячно записывается в каждой плавильной карте контрольным мастером ОТК.

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены.

Шлакообразующие и заправочные материалы допускается готовить на плавку специальной тарированной емкостью.

В качестве тарированной емкости разрешается использовать также мульды, не имеющие наваров, прогаров, деформаций, приводящих к искажению внутреннего объема.

Перед завалкой шихты в печь мастер по плавкам должен произвести расчет шихты и занести его в плавильную карту.

В печь перед завалкой шихты и во время её плавления должны присаживаться шлакообразующие материалы: известь (или известняк) и шамот в соотношении 2: 1 в количестве 1,0 – 1,5 % от массы шихты.

При разной габаритности шихты первая завалка её должна производиться в следующем порядке: на подину заваливают часть мелкой шихты, затем более крупную и наверх — оставшуюся часть мелкой шихты.

Разрешается использовать скрап шлакового отвала — «сундуки» общей массой до 200 кг/т завалки.

Завалка металлического сырья основана на применении технологии процесса «Consteel» (непрерывная сталь). Известь и другие добавки вводятся на транспортер конвейера после подогревателя.

									Лист
									21
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

Для предупреждения возможности окисления металлической шихты горение в подогревателе контролируется по температуре и составу отходящего из него газа так, что в прилегающей к дуговой печи зоне поддерживается восстановительная атмосфера, а на входе — окислительная [4, с. 295].

### 1.3.3 Технологическая карта выплавки

При назначении марки стали на выплавку необходимо:

1. принимать во внимание марку стали предыдущей плавки и при значительном расхождении в химическом составе назначать плавку стали промежуточного химического состава или шихтовой болванки;

2. после холодного или частичного ремонта производить выплавку стали менее ответственного назначения на углеродистых отходах с окислением.

3. после капитального ремонта выплавлять не менее двух плавков стали менее ответственного назначения на углеродистых отходах с окислением.

В случае смены свода без ремонта стен сталь выплавляют по всем заказам, при этом необходимо учитывать повышенный расход тепла на прогрев свода.

Измерение температуры жидкого металла следует производить в соответствии с установленными нормами. Температура металла по ходу плавки и в ковше должна соответствовать значениям, указанным в этих нормах, либо в частных технологических инструкциях [5, с. 336].

Порядок отбора проб металла и количество анализов элементов по ходу плавки должны соответствовать требованиям.

Рекомендуется сталь выплавлять в суженных пределах заданного химического состава.

Непрерывный процесс плавления и рафинирования шихты происходит под вспененным шлаком, при этом ванна расплава обеспечивает тепловую инерцию.

#### 1.3.3.1 Период плавления

В технологии «Consteel» лом расплавляется быстро по мере его подачи в расплав, а тепло для плавления лома обеспечивается электродной дугой, экранированной вспененным шлаком, при этом в печи практически отсутствует нерасплавленный лом [6, с. 72].

Результатом этого являются большая стабилизация дуги, весьма низкие помехи в электрической системе и пониженная потребность в специальном электрооборудовании для сокращения колебаний напряжения, вызывающих фликкер - или эффект гармоник. Для полного управления поведением шлака в целях оптимизации вспенивания и минимизации эрозии футеровки печи в программном обеспечении предусмотрена специальная оптимизирующая функция «Анализа гармоник».

									Лист
									22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР				

Увеличение гармоник в токе питания электродов свидетельствует о недостаточном вспенивании шлака. С помощью функции "Анализ гармоник" ведется постоянное слежение за гармониками во всех трех фазах, и в случае их увеличения сверх допустимых величин оператору подается аварийный сигнал.

Температура ванны поддерживается в диапазоне кипения углерода, а при введении кислорода под зеркало ванны образуется окись углерода, которая способствует перемешиванию ванны и вспениванию шлака, а затем используется для сгорания в камере подогревателя.

Нагрев лома в результате сгорания СО дает большую экономию энергии от введения кислорода в ванну - в целом порядка 2,0 - 3,0 кВт/Нм<sup>3</sup> кислорода по сравнению с 1,0 кВт/Нм<sup>3</sup> в обычных ДСП.

Рабочий цикл установки «Consteel», составляет 50 - 60 минут от выпуска до выпуска, при составе 90 % лома и 10 % чугунных чушек.

Для поддержания необходимого температурного режима ванны с помощью системы управления процессом «Consteel» контролируется тепловой баланс печи.

Температура ванны в основном регулируется путем корректировки скорости загрузки лома.

Через регулярные промежутки времени производятся ручные или автоматические замеры температуры, которые сравниваются с заданными значениями.

При стабильной работе установки «Consteel» температурные замеры осуществляются всего несколько раз и в основном приходятся на последние минуты перед выпуском.

Состав стали обычно определяется дозированным смешиванием загружаемого лома и чугунных чушек.

### 1.3.3.2 Окислительный период

Окислительный период следует начинать после 80 % расплавления шихты. Шлак окислительного периода должен быть пенистым, жидкоподвижным, самотеком сходить через порог завалочного окна.

Конечная стадия плавки в ДСП включает следующие операции: отбор последней пробы металла, скачивание шлака, выход на заданную температуру (1560 °С – 1600 °С).

Скачивание плавильного шлака производят в случаях:

1. получения магниального шлака;
2. наличия повышенного содержания марганца и хрома в металле.

Происходит совмещение процесса окисления с периодом плавления.

Состав шлака периода плавления в пределах, %: 10 – 25 FeO<sub>общ</sub>; 35 – 40 CaO; 8 – 20 MgO; 10 – 25 SiO<sub>2</sub>; 5 – 10 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

Шлак окислительного периода должен наводиться (или обновляться) из извести и шамота (или боксита, отработанных флюсов ЭШП).

									Лист
									23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР				

Отбор пробы металла после окончания плавления в 90 % плавов необходим только для контроля содержания углерода. Содержание углерода в пробе металла, отобранной перед снятием окислительного шлака, должно быть не ниже нижнего предела заданного химического состава.

После получения содержания углерода, обеспечивающего нормальное проведение рафинировки, шлак окислительного периода скачивают.

Частичное удаление шлака начинается приблизительно за 10 минут до выпуска металла.

Скачивание шлака осуществляется способом перелива. Для данной операции печь можно слегка наклонить.

К концу плавки состав шлака должен иметь следующий состав, %: FeO < 10; CaO 40 – 50; MgO 3 – 12; SiO<sub>2</sub> 15 – 25; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 1,5 – 3; (CaO) / (SiO<sub>2</sub>) = 1,7 – 3,0.

После полного расплавления проводят короткую доводку в течение 10 – 15 мин без смены шлака. После выдержки ванны берут пробу металла на химанализ. Металл сливают в ковш и подвергают внепечной обработке на АКП.

### 1.3.3.3 Выпуск стали

Чтобы начать выпуск металла, печь наклоняют на 2 градуса в сторону ковша, открывается заслонка эркерного выпускного отверстия, и сталь выпускается. Печь плавно наклоняется примерно на 10 градусов до тех пор, пока в ковше не будет зарегистрирован полная масса выпуска.

Затем оператор приводит в действие механизм быстрого возврата в исходное положение.

Плавка должна выпускаться в ошлакованный ковш.

Для обработки металла на установке "ковш – печь" используют футерованные сталеразливочные ковши.

Запрещается использование ковшей без проверки работоспособности продувочной пробки и герметичности аргонной разводки.

Ковш под плавку подаётся очищенный от остатков металла и шлака, с хорошим состоянием сливного носка, допускается наличие шлакового гарнисажа в районе шлакового пояса, выступающего во внутрь ковша не более чем на 100 мм.

Ковш должен иметь температуру внутренней поверхности футеровки не ниже 1000 °С. Контроль температуры производится на стенке ковша на расстоянии от 0,5 до 1,0 м от днища, не более чем за 10 мин до начала выпуска металла из печи.

Ковш поднимают с установки высокотемпературного разогрева не более чем за 10 минут до выпуска плавки и очищают сталеразливочный канал.

В конце кампании печь можно наклонить до требуемого угла, чтобы полностью выпустить всю жидкую сталь [4, с. 299].

Металл сливают в ковш и затем подвергают внепечной обработке на АКП.

						Лист
						24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР	

Таким образом, технологическая схема выплавки стали 16ГС в условиях ОАО «АМЗ» будет выглядеть так: ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → ковш – печь → машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

#### 1.3.3.4 Обработка стали в ковше – печи

С 2005 года на предприятии пущен в эксплуатацию агрегат печь-ковш, который используется для получения требуемой марки стали и усреднения химического состава стали [6, с. 56].

Основные технические данные АКП представлены в таблице 8

Таблица 8 – Основные технические данные агрегата ковш – печь

Наименование параметра	Величина	Примечание
Емкость ковша, т	117	120 max
Диаметр кожуха ковша в верхней части, мм	3700	
Номинальная мощность трансформатора, МВА	18	+ 10%
Номинальное первичное напряжение трансформатора, кВ	10	
Диапазон вторичных напряжений, В	318,5-132,5	
Номинальная сила тока электрода, кА	32,6	+ 10%
Диаметр электрода, мм	400	
Диаметр распада электродов, мм	700	
Скорость нагрева металла, град/мин.	3-4	Расчетная
Номинальное давление рабочей жидкости гидропривода, МПа	10	
Расход охлаждающей воды (без учета трансформатора), м <sup>3</sup> /ч	220	Расчетная
Давление воды на охлаждение, МПа:		
1. свода и элементов вторичного токоподвода,	0,6	
2. трансформатора.	0,25	
Температура охлаждающей воды на сливе, град.С	не более 55	
Расход электродов, кг/т	0,3-0,5	
Расход электроэнергии, квт.ч/т	40-50	
Расход азота, нм <sup>3</sup> /ч	2100-2500	
Давление азота, МПа	0,3-0,4	
Давление воздуха, МПа	0,4-0,6	
Расход аргона на продувку металла, м <sup>3</sup> /ч	5-25	
Давление аргона на продувку металла, МПа	0,6;1,2-1,5	

Сталеразливочные ковши, используемые для обработки стали на АКП, должны быть подготовлены и разогреты в соответствии с требованиями технологической инструкции "Футеровка и сушка сталеразливочных ковшей для агрегата «печь-ковш»".

Ковш, подаваемый под плавку, должен быть очищен от остатков шлака и скрапа. Температура внутренней поверхности футеровки ковша должна быть не менее 1000 °С за 5 минут до выпуска полупродукта.

Полупродукт передается в отделение непрерывной разливки стали (ОНРС) в ковше, перевозимом на передаточной тележке (сталевозе).

С целью удаления печного шлака, ковш с полупродуктом сначала устанавливается на машину скачивания шлака (МСШ). Уровень металла должен быть не выше 400 мм от верхнего края ковша. В случае его превышения на машине скачивания шлака излишки металла сливаются в шлаковую чашу.

После скачивания шлака устанавливается очищенный от шлака ковш с металлом на сталевоз АКП. Установка ковша с металлом на стенд наклона МСШ и установка ковша на сталевоз под обработку на АКП осуществляется с помощью крана [6, с. 56].

Перед пуском АКП сталевар производит стыковку аргонопровода с ковшом для донной продувки, устанавливает сталевоз с ковшом в положение «под крышкой», опускает свод на ковш, состыковав газопровод с газоотводящим патрубком свода, создает разрежение в газопроводе до начала обработки стали и устанавливает рабочий расход аргона для продувки стали (визуально по «пятну» продувки не более 0,5м).

При нормальной работе пробки в автоматическом режиме, режимы подачи аргона должны быть согласованы с выбранным режимом нагрева (ступенью мощности) работы АКП, состоянием шлака и периодом обработки:

1. расход аргона по периодам обработки стали на АКП может изменяться в зависимости от состояния продувочного узла в пределах от 5 – 25 м<sup>3</sup>/час;

2. визуальный контроль продувки рекомендуется проводить каждые 5 - 10 минут, особенно при работе на высоких ступенях нагрева, оголение зеркала металла должно составлять не более 0,5 м в диаметре.

Для повышения стойкости футеровки шлакового пояса стальной ванны добавляют магнетитовый порошок марки ППК-88 в количестве до 0,6 кг/т.

Перед включением АКП вводят твердую шлакообразующую смесь (ТШС) в количестве 300 кг из расчета 8-12 кг/т.

Нагрев металла начинают с более низких ступеней мощности и переходят к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака. Для уменьшения прямого излучения от дуг на футеровку ковша и уменьшения износа футеровки дуга должна быть прикрыта шлаком.

По результатам химического анализа определяется последующий режим обработки и производится доводка химического состава стали вводом ферросплавов, наведением рафинирующего шлака. После получения заданного химического состава и температуры на АКП в ковш с металлом подают 1 м<sup>3</sup> теплоизоляционной смеси (ТИС) марки ТИС-250ВД. После обработки металла на АКП ковш с металлом снимается со сталевоза №2 и устанавливается на сталевоз №1 с помощью крана.

									Лист
									26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

### 1.3.3.5 Применение непрерывной разливки стали

Начиная с 2007 года, на Ашинском металлургическом заводе появилась альтернатива разливке стали в изложницы – была пущена в эксплуатацию машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). В таблице 9 указаны технологические данные слябовой МНЛЗ и температурно-скоростной режим разливки стали 35ХГСА.

Таблица 9 – Технические данные слябовой МНЛЗ. Температурно-скоростной режим разливки стали 35ХГСА

Количество ручьев, шт.	1
Радиус разливочной дуги, м.	8
Металлургическая длина машины, м.	25,68
Размерный сортамент отливаемых слябов	240x900 – 1600 мм длина слябов 4,5÷6,8 м
Скорость разливки	0,85-0,90 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Цикл разливки, мин	50-60
Емкость промежуточного ковша, т	27-30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический
Тип затравки	цепная
Вид резки заготовок	газовая
Температурно-скоростной режим разливки стали 35ХГСА	
Температура металла в проковше, °С	Скорость разливки, м/мин
1510 и ниже	0,85-0,90
1511-1520	0,80
1521-1525	0,70
более 1525	не более 0,60

При практической эксплуатации осуществляется разливка с применением защитной трубы и погружного стакана, а так же аргона с добавкой разливочного порошка.

Для проведения одной серии разливки стали на МНЛЗ требуется один промежуточный ковш вместимостью 27-30 тонн. Осуществление режима работы "плавка на плавку" требует использования двух промежуточных ковшей.

Это достигается наличием поворотного станда с независимым подъемом кронштейнов для приема стальной ковша, системой взвешивания стальной ковша и манипуляторами крышек. Для обеспечения надежной и бесперебойной работы МНЛЗ станд имеет в составе оборудования тележку промежуточного ковша полупортального типа с системой взвешивания, подъема промежуточного ковша, а так же снабжен системой управления стопором и устройством быстрой смены погружного стакана.

Устройство для приема стальной ковша и поворотный стенд МНЛЗ представлены на рисунке.

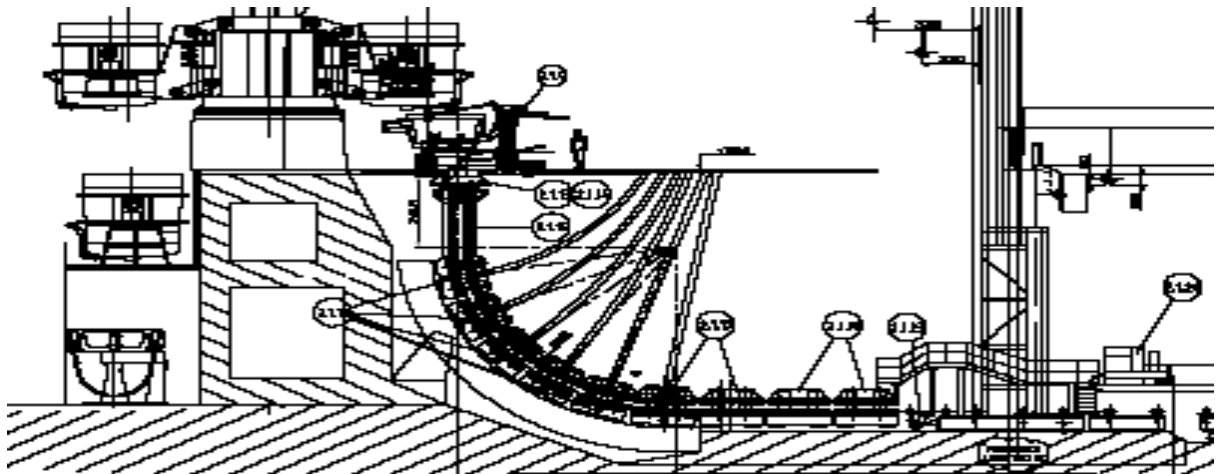


Рисунок 3 – Устройство для приема стальной ковша и поворотный стенд

Для охлаждения стали используется прямой кристаллизатор с изменением ширины и толщины, оборудованный подвесными роликами, а так же высокочастотным механизмом качания гидравлического типа с изменяемой амплитудой и формой кривой качания. Используется затравка цепного типа.

Направляющая ручья представляет собой секционированную роликовую систему с приводными и не приводными роликами, а так же гидравлическим разведением верхних траверс и автоматическим подсоединением энергоносителей. МНЛЗ имеет автоматическую систему с челночным рольгангом и системой уборки шлака. Резка непрерывнолитой заготовки на мерные длины осуществляется машиной газокислородной резки порталного типа.

Для осуществления процесса непрерывной разливки стали следует выполнить следующие операции. После предварительного охлаждения необходимо осуществить снятие крышки, стопорного механизма, стопора, системы быстрой замены погружного стакана.

Эти операции проводятся без специальных стендов и могут выполняться на любом свободном участке рабочей площадки. Операция сушки и разогрева промежуточного ковша производится на специальном стенде. Таких стендов установлено два, что обеспечивает требуемую производительность и сокращение затрат при непрерывной разливке [6, с. 59].

К подготовительным операциям так же относятся: удаление скрапа на стенде выдавливания, очистка ковша от остатков металла, шлака и торкретмассы, установка стакана дозатора, системы быстрой смены погружного стакана, уплотнение стакана дозатора огнеупорной массой, установка бойной плиты и струегасителя. После этого производится торкретирование, оборудование промежуточного ковша крышкой, установка стопорного механизма и стопора с регулировкой. Сушка и разогрев осуществляются по установленному режиму.



Во время работ по переоборудованию, которые необходимы между двумя сериями разливки, для подготовки МНЛЗ к следующей операции разливки производят следующие работы: выдачу остатка слитка после закрытия стопоров промежуточного ковша, введение затравки снизу, уплотнение головки затравки. После этого установка готова к разливке следующей серии. Продолжительность подготовительного времени зависит от скорости разливки и составляет около 65 минут [5, с. 236].

Целью непрерывной разливки стали является получение заготовок высокого качества. Заготовки отличаются однородностью как в пределах одной разлитой плавки, так и по сечению, свободны от неметаллических включений и усадочной раковины, имеют мелкозернистую, благоприятную для дальнейшей обработки первичную структуру, а так же хорошую поверхность и незначительные отходы.

#### 1.3.4 Описание отличительных особенностей структуры и свойств стали марки 35ХГСА от стали обыкновенного качества

Высококачественные стали с еще более низким содержанием серы и фосфора применяются для изготовления изделий ответственного назначения. Необходимость низкого содержания вредных примесей в высококачественных сталях приводит к дополнительному удорожанию металла и усложнению процесса его производства. Поэтому углеродистые стали предпочитают не делать высококачественными, а используют специальные легированные стали, к которым добавляются элементы улучшающие ее свойства. Для обозначения высококачественных сталей в конце марки добавляют буква А, например в нашем случае сталь 35ХГСА. Применяется качественная сталь, для важных узлов металлических изделий, изделий, которые подвергаются высоким напряжениям и длительным нагрузкам, а также в высокотехнологических отраслях промышленности. Стали высококачественные выплавляются преимущественно в электропечах, а особо высококачественные - в электропечах с электрошлаковым переплавом (ЭШП) или другими совершенными методами, что гарантирует повышенную чистоту по неметаллическим включениям (содержание серы и фосфора менее 0,03%) и содержанию газов, а следовательно, улучшение механических свойств.

По показателям качества стали классифицируются на обыкновенного качества, качественные, высококачественные и особо высококачественные. Качество стали характеризуется совокупностью свойств, определяемых процессом производства, химическим составом, содержанием газов и вредных примесей (серы и фосфора). В соответствии с ГОСТом стали обыкновенного качества должны содержать не более 0,04 % Р и 0,05 % S, качественные — не более 0,035 % Р и 0,04 % S, высококачественные — не более 0,025 % Р и 0,025 % S и особо высококачественные -не более 0,025 % Р и 0,015 % S.

						Лист
					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	29
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

При увеличении содержания углерода до 1,2% возрастают прочность, твердость, порог хладноломкости (0,1%С повышает температуру порога хладноломкости на 20<sup>0</sup>С), предел текучести, величина электрического сопротивления и коэрцитивная сила. При этом снижаются плотность, теплопроводность, вязкость, пластичность, величины относительных удлинения и сужения, а также величина остаточной индукции.

Существенную роль играет то, что изменение физических свойств приводит к ухудшению целого ряда технологических характеристик - таких, как деформируемость при штамповке, свариваемость и др. Так, хорошей свариваемостью отличаются низкоуглеродистые стали. Сварка средне и особенно высокоуглеродистых сталей требует применения подогрева, замедляющего охлаждения, и других технологических операций, предупреждающих образование трещин.

Марганец вводят в стали как технологическую добавку для повышения степени их раскисления и устранения вредного влияния серы. Марганец считается технологической примесью, если его содержание, не превышает 0,8%. Марганец как технологическая примесь существенного влияния на свойства стали не оказывает.

Кремний также вводят в сталь для раскисления. Содержание кремния как технологической примеси обычно не превышает 0,37%. Кремний как технологическая примесь влияния на свойства стали не оказывает. В сталях, предназначенных для сварных конструкций, содержание кремния не должно превышать 0,12-0,25%.

Пределы содержания серы как технологической примеси составляют 0,035-0,06%. Повышение содержания серы существенно снижает механические и физико-химические свойства сталей, в частности, пластичность, ударную вязкость, сопротивление истиранию и коррозионную стойкость. При горячем деформировании сталей и сплавов большое содержание серы ведет к красноломкости. Кроме того, повышенное содержание серы снижает свариваемость готовых изделий.

Пределы содержания фосфора как технологической примеси составляют 0,025-0,045%. Фосфор, как и сера, относится наиболее вредным примесям в сталях и сплавах. Увеличение его содержания, даже на доли процента, повышая прочность, одновременно повышает текучесть, хрупкость и порог хладноломкости и снижает пластичность и вязкость. Вредное влияние фосфора особенно сильно сказывается при повышенном содержании углерода.

Кислород и азот растворяются в ничтожно малом количестве и загрязняют сталь неметаллическими включениями (оксидами, нитридами, газовой фазой). Они оказывают отрицательное воздействие на свойства, вызывая повышение хрупкости и порога хладноломкости, а также снижают вязкость и выносливость. При содержании кислорода более 0,03% происходит старение стали, а более 0,1% - красноломкости. Азот увеличивает прочность и твердость стали, но снижает пластичность. Повышенное количество азота вызывает деформационное старение.

									Лист
									30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>				

Старение медленно развивается при комнатной температуре и ускоряется при нагреве до 250 °С.

Увеличение его содержания в сталях и сплавах приводит к увеличению хрупкости. Кроме того, в изделиях проката могут возникнуть флокены, которые развивает водород, выделяющийся в поры. Флокены инициируют процесс разрушения. Металл, имеющий флокены, нельзя использовать в промышленности.

Легирование сталей и сплавов используют для улучшения их технологических свойств. Легированием можно повысить предел текучести, ударную вязкость, относительное сужение и прокаливаемость, а также существенно снизить скорость закалки, порог хладноломкости, деформируемость изделий и возможность образования трещин. В изделиях крупных сечений (диаметром свыше 15-20 мм) механические свойства легированных сталей значительно выше, чем механические свойства углеродистых.

Все легирующие элементы, за исключением никеля, при содержании их в растворе выше определенного предела снижают ударную вязкость, трещиностойкость и повышают порог хладноломкости.

Таким образом отличие высококачественных сталей от сталей обыкновенного качества выражается в содержании легирующих элементов, каждый из которых отвечает определённым свойственным требованиям. Ещё одним важным отличием является значительное удаление примесей, неметаллических включений и газов в отличие от сталей обыкновенного качества.

### 1.3.5 Контроль качества продукции

Конечной продукцией производства ЭСПЦ-2 является сляб. В таблице 10 указаны контролируемые геометрические параметры сляба.

Таблица 10 – Контролируемые геометрические параметры

Параметр контролируемого измерения	Номинальное значение параметра	Допустимое отклонение	Наименование прибора	Пределы шкалы измерения	Класс Точности, Цена деления
Прогиб в продольном направлении	Не более +6 мм на 1 м	-	Шнур, измерительная линейка	0-500 мм	$\pm 1$ мм
Толщина	180-240 мм	$\pm 5$ мм	Штангенциркуль	0-250	$\pm 0,05$ мм
Ширина	900-1600	+5/-10 мм	Рулетка Р10НЗД	0-10000	3 кл. 1 мм
Длина	900-1800 4500-6800	$\pm 10$ мм $\pm 45$ мм			
Ромбичность сечения	не более 10 мм	-			

Продолжение таблицы 10

Трапецевидность	не более 10 мм	-	Рулетка Р10НЗД	0-10000	3 кл. 1 мм
Серповидность	не более 10 мм	-	Шнур, линейка	0-1000 мм	3 кл. 1 мм

## 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Энергоемкость оборудования

Энергоемкость оборудования (ДСП-120) – это затраты энергии для производства 1 тонны стали (полупродукта) (кВт·ч/т).

При заданном объеме производства (700 тыс.т в год), известном среднем расходе электроэнергии на 1 плавку (49,73 МВт при средней продолжительности плавки 42 мин) можно определить затраты энергии на 1 т стали.

$$W=(49,73 \cdot 1000)/117=425 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т} \quad (1)$$

Энергоемкость ДСП-120 при объеме производства 700 тыс.тонн будет равна:

$$\omega=425 \cdot 10^3 \cdot 700000=297,5 \cdot 10^9 \text{ Вт.} \quad (2)$$

### 2.2 Нормирование технологического процесса

Под нормированием технологических процессов понимают назначение технически обоснованных норм времени на продолжительность выполнения операций [2].

Технически обоснованной нормой времени называют время выполнения технологической операции в определённых организационно – технических условиях, наиболее благоприятных для данного типа производства. На основе технически обоснованных норм времени устанавливают расценки, определяют производительность труда, осуществляют планирование производства и т.п [3].

Продолжительность плавки в печи составляет 50 минут, обработки стали в печи – 45 минут, разливки на МНЛЗ – 60 минут. Подробная разметка технологического процесса по времени представлена в таблице 19.

Таблица 11 – Продолжительность операций в ЭСПЦ-2

Операция	Длительность, мин
Завалка, плавление, доводка	42
Выпуск	6
Заправка, замена электродов	12
Передача ковша на АКП	15
Обработка на АКП	45
Смена стальковшей	2
Разливка на МНЛЗ	60

Общая продолжительность цикла получения стали не превышает трех часов. 120-тонная дуговая сталеплавильная печь полностью соответствует

одноручьевой машине непрерывного литья заготовок, в отличие от предыдущих мартеновских печей, которые не обеспечивали непрерывную работу, а позволяли разливать сталь небольшими сериями.

## 2.3 Расчет материального баланса выплавки стали 35ХГСА в ДСП

### 2.3.1 Расчет шихты

Рассчитаем материальный баланс выплавки стали в ДСП-120 с непрерывной загрузкой шихты Consteel.

Химический состав стали марки 35ХГСА представлен в таблице 1.1.

Таблица 12 — Химический состав стали 35ХГСА по ГОСТ 4543-71, %

C	Mn	Si	Cr	P	S	Cu	Ni
0,32	0,8	1,10	1,1	не более			
0,39	1,1	1,4	1,4	0,025	0,025	0,30	0,30

Для того чтобы произвести расчёт шихты, необходимо в первую очередь выбрать группы отходов, требующиеся для завалки печи. Химический состав углеродистых отходов, выбранных для плавки, представлен в таблице 13.

Таблица 13 — Химический состав шихтовых материалов, %

Группа отходов	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б 1	1,5	1,78	0,95	0,018	0,015	1,8	0,16
А2	0,2	0,2	0,3	0,03	0,03	0,2	0,15
А3	0,3	0,3	0,5	0,03	0,03	0,2	0,15

Продолжение таблицы 13

Группа отходов	Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
Б 1	0,02	0,05	0,08	0,035	0,15	0,02	93,422
А2	0,03	0,08	0,05	0,02	0,20	0,04	98,47
А3	0,03	0,08	0,05	0,02	0,20	0,05	98,06

Таблица 14 — Содержание компонентов в шихте, %

Материал	Масса, кг.	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б 1	41500	622,5	738,7	394,25	7,47	6,225	747	66,4
А2	27250	54,5	54,5	81,75	8,175	8,175	54,5	40,875
А3	36250	108,75	108,75	181,25	10,875	10,875	72,5	54,375
Всего	105000	785,75	901,95	657,25	26,52	25,27	874	161,65
Всего,%	100	0,748	0,859	0,625	0,025	0,024	0,83	0,153

Продолжение таблицы 14

Материал	Масса, кг.	Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
Б 1	41500	8,3	20,75	33,2	14,525	62,25	8,3	38770,13
А2	27250	8,175	21,8	13,625	5,45	54,5	10,9	26833,07
А3	36250	10,875	29	18,125	7,25	72,5	18,125	35546,75
Всего	105000	27,35	71,55	64,95	27,225	189,2	37,325	101149,9
%	100	0,026	0,068	0,061	0,025	0,18	0,035	96,333

### 2.3.2 Период плавления

Шлак периода плавления образуется из шлакообразующей смеси в количестве 7 % от массы шихты, состоящей из извести, магнезита и магнезитохромита в соотношении 20 : 4 : 1, составляющих разрушающейся футеровки ванны, стен и свода печи, оксидов, полученных при окислении компонентов металлической шихты.

Таблица 15 — Состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, %

Материал	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	Потери при прокаливании
Известь	88,0	1,30	2,00	—	0,80	0,20	—	7,70
Плави- ко- вый шпат	0,50	3,60	—	—	0,20	1,50	94,0	0,20
Магнезит	1,00	3,00	93,0	—	1,00	2,00	—	—
Магнези- тохромит	2,00	6,50	66,0	15,0	4,00	11,5	—	—

а) Расчёт компонентов, вносимых известью в шлак. Кроме металлической части шихты, в завалку сверху добавляют известь. Для наведения шлака в завалку на 1 т металлошихты обычно дают 15...30 кг извести.

$$\text{CaO} - 88 \cdot 6,5 = 1452 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2 - 1,3 \cdot 16,5 = 21,45 \text{ кг};$$

$$\text{MgO} - 2,0 \cdot 16,5 = 33 \text{ кг};$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 0,8 \cdot 16,5 = 13,2 \text{ кг};$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,2 \cdot 16,5 = 3,3 \text{ кг}.$$

В пересчёте на FeO:

$$3,3 \cdot 112 \cdot 72 / (160 \cdot 56) = 2,97 \text{ кг}$$

Выделяется CO<sub>2</sub> в атмосферу за счёт потерь при прокаливании:

$$7,7 \cdot 16,5 = 127,05 \text{ кг}.$$

б) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП.

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формуле при механизированной заправке:

$$40 \cdot 105000^{0,17} \cdot 105 = 588,365 \text{ кг}.$$

Магнезит внесёт в шлак:

$$\text{CaO} - 1,0 \cdot 5,883 = 5,883 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2 - 3,0 \cdot 5,883 = 17,649 \text{ кг};$$

$$\text{MgO} - 93,0 \cdot 5,883 = 547,119 \text{ кг};$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 1,0 \cdot 5,883 = 5,883 \text{ кг};$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 2,0 \cdot 5,883 = 11,776 \text{ кг}.$$

В пересчёте на FeO:

$$\frac{11,776 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 10,598 \text{ кг}$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36



в) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из футеровки стен и свода.  
Примем суммарный расход магнезитохромитовых огнеупоров 1,5 кг/т стали, или 157,500 кг на 105 т.(на всю садку).

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесёт в шлак:

$$\text{CaO} - 2,0 \cdot 1,575 = 3,15 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2 - 6,5 \cdot 1,575 = 10,237 \text{ кг};$$

$$\text{MgO} - 66,0 \cdot 1,575 = 103,95 \text{ кг};$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 - 15,0 \cdot 1,575 = 23,625 \text{ кг};$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 4,0 \cdot 1,575 = 6,3 \text{ кг};$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 11,5 \cdot 1,575 = 18,113 \text{ кг}.$$

В пересчёте на FeO:

$$\frac{18,113 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 16,301 \text{ кг}$$

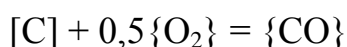
г) Поступлением в шлак золы электродов пренебрегаем в связи с низким содержанием золы в современных высококачественных графитированных электродах и сравнительно небольшим расходом электродов.

д) Расчёт поступающих в шлак продуктов окисления металлического расплава.

Таблица 16 — Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Fe
Общий	20	100	70	70	0	20	1,5	100	0	2
В шлак	0	100	80	100	0	80	0	100	0	20
В улёт	100	0	20	0	0	20	100	0	0	80

Углерод. Окислится 20 % от исходного по реакции:



$$785,75 \cdot 0,2 = 157,15 \text{ кг (угар элемента).}$$

Образуется СО:

$$\frac{157,15 \cdot 28}{12} = 366,68 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода:

$$366,68 - 157,15 = 209,53 \text{ кг}$$

Масса элемента в расплаве:

$$785,75 - 157,15 = 628,6 \text{ кг}$$

Кремний при совмещении периода плавления с окислительным периодом кремния окислится 100 % от исходного содержания.

Реакция:



Образуется:

$$\text{SiO}_2 - \frac{901,95 \cdot 60}{28} = 1932,75 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$1932,75 - 901,95 = 1030,8 \text{ кг}$$

Марганец. Окислится 70 % от исходного; из этого количества 20 % теряется с газами, а 80 % переходит в шлак.

Образуется MnO:

$$\frac{460,075 \cdot 71}{55} = 593,915 \text{ кг}$$

С газами теряется:

$$\text{MnO} - 593,915 \cdot 0,2 = 118,783 \text{ кг}$$

из них Mn:

$$460,075 \cdot 0,2 = 92,015 \text{ кг.}$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

В шлак переходит MnO:

$$593,915 \cdot 0,8 = 475,132 \text{ кг}$$

из них Mn:

$$460,075 \cdot 0,8 = 368,06 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление марганца:

$$593,915 - 460,075 = 133,84 \text{ кг}$$

Сера. Принимаем, что в период плавления сера из шихты не удаляется.

Хром. В период плавления окислится 20 % хрома от исходного; из этого количества 20 % теряется с газами, а 80 % переходит в шлак.

Образуется оксида хрома  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  :

$$\frac{174,8 \cdot 152}{104} = 255,47 \text{ кг}$$

С газами теряется  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  :

$$255,47 \cdot 0,2 = 51,09 \text{ кг}$$

из них Cr:

$$174,8 \cdot 0,2 = 34,96 \text{ кг}$$

Переходит в шлак  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ :

$$255,47 \cdot 0,8 = 204,376 \text{ кг}$$

из них Cr:

$$174,8 \cdot 0,8 = 139,84 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление хрома  $255,47 - 174,8 = 80,67 \text{ кг}$

Никель. Принимаем, что в период плавления испарится 1,5 % никеля, имеющегося в шихте:

$$161,65 \cdot 0,015 = 18,589 \text{ кг}$$

Титан. Считаем, что в период плавления окисляется 100 % титана, имеющегося в шихте. Оксид титана полностью переходит в шлак.

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

Образуется  $TiO_2$  :

$$\frac{27,35 \cdot 80}{48} = 45,58 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления титана:

$$45,58 - 27,35 = 18,23 \text{ кг}$$

При окислении алюминия образуется глинозём:

$$\frac{37,325 \cdot 102}{54} = 70,502$$

Потребуется кислорода для окисления алюминия:

$$70,502 - 37,325 = 33,177 \text{ кг}$$

Молибден, медь, ванадий, вольфрам. Принимаем, что в период плавления эти элементы из шихты не удаляются.

Железо. Считаем, что в период плавления окисляется 2 % железа, 80 % окислившегося железа теряется с газами, а 20 % переходит в шлак.

Образуется  $FeO$ :

$$\frac{2022,998 \cdot 72}{56} = 2600,99 \text{ кг}$$

С газами теряется  $FeO$ :

$$2600,99 \cdot 0,8 = 2080,79 \text{ кг}$$

из них Fe:

$$2022,998 \cdot 0,8 = 1618,3984 \text{ кг}$$

Переходит в шлак  $FeO$

$$2600,99 \cdot 0,2 = 520,198 \text{ кг}$$

из них Fe:

$$2022,998 \cdot 0,2 = 404,599 \text{ кг}$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

Потребуется кислорода на окисление железа:

$$2600,99 - 2022,998 = 577,992$$

Таблица 17-Масса элементов с учётом угара

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержится в металле, %
C	785,75	157,15	628,6	0,621
Si	901,95	901,95	0	0
Mn	657,25	460,075	197,175	0,194
P	26,52	–	26,52	0,026
S	25,27	–	25,27	0,024
Cr	874	174,8	699,2	0,69
Ni	161,65	18,589	143,061	0,141
Ti	27,35	27,35	0	0
W	71,55	0	71,55	0,07
Mo	64,95	0	64,95	0,06
Cu	189,2	0	189,2	0,186
Al	37,325	37,325	0	0
V	27,225	0	27,225	0,026
Fe	101149,9	2022,998	99126,902	97,951
Всего	105000	3800,237	101199,653	100,000

Металл. В конце периода плавания в печи остаётся следующее количество металла (с учетом угаров элементов):

$$101199,653 \text{ кг}$$

Таким образом, содержание углерода в металле составит:

$$0,621 \%$$

Содержание кислорода в металле :

$$[O] = \left( \frac{0,0026}{0,621} \right) + 0,00884 = 0,005 \%$$

									Лист
									41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР				

Определяем содержание кислорода, которое пошло на насыщение металла:

$$\frac{101199,653 \cdot 0,005}{100} = 5,059 \text{ кг}$$

Содержание FeO в шлаке должно быть 15,1 %. Определим количество FeO в шлаке, шлак к концу периода плавления составляет 6 % от массы металла или :

$$\frac{(101199,653 + 5,059) \cdot 6}{100} = 6072,282 \text{ кг}$$

Определим количество FeO в шлаке:

$$\frac{6072,282 \cdot 15,1}{100} = 916,914 \text{ кг}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны:

$$916,914 - (2,97 + 10,598 + 16,301 + 520,198) = 366,847 \text{ кг FeO}$$

На образование такого количества FeO потребуется Fe:

$$\frac{366,847 \cdot 56}{72} = 285,325 \text{ кг};$$

и кислорода:

$$366,847 - 285,325 = 81,522 \text{ кг}$$

Фосфор. Высокая окисленность шлака, довольно высокая основность и низкая температура, в условиях интенсивного перемешивания образующимися при окислении углерода пузырьками CO, а также постоянное частичное обновления шлака в результате его вытекания из печи и присадок извести, способствуют быстрой и глубокой дефосфорации (60 – 80%). Принимаем степень дефосфорации равную 70%.

В период плавления окислится фосфора:

$$0,7 \cdot 26,52 = 18,564 \text{ кг}$$

Определяем количество оставшегося в металле фосфора:

$$26,52 - 18,564 = 7,956 \text{ кг}$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

При этом образуется  $P_2O_5$  :

$$\frac{18,564 \cdot 142}{62} = 42,517 \text{ кг}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода :

$$42,517 - 18,564 = 23,95 \text{ кг}$$

Баланс кислорода в период плавления, кг:

- 1) на окисление углерода — 209,53;
  - 2) на окисление кремния — 1030,8;
  - 3) на окисление марганца — 133,84;
  - 4) на окисление хрома — 80,67;
  - 5) на окисление титана — 18,23;
  - 6) на окисление железа — 577,992;
  - 7) на окисление фосфора — 23,95;
  - 8) на насыщение металла — 5,059;
  - 9) на образование FeO — 81,522;
- Всего — 2161,593 кг

В период плавления часть кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, и остальная часть подаётся с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка от 20 – 30 кг/час, принимаем 25,5 кг/час. Если принять, что продолжительность плавления составляет 0,83 часа, то за это время усвоится кислорода:

$$25,5 \cdot 24,63 \cdot 0,83 = 408,3 \text{ кг,}$$

где 24,630-общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м<sup>2</sup>.

Следовательно, газообразного кислорода следует внести:

$$2161,593 - 408,3 = 1640,299 \text{ кг}$$

Таблица 18 — Количество и состав печного шлака в конце периода плавления

Источник поступления, кг	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Σ
Известь	21,45	1452	-	2,97	-	13,2	33	-	-	1522,62
Футеровка ванны	17,649	5,883	-	10,598	-	5,883	547,119	-	-	587,132

Продолжение таблицы 18

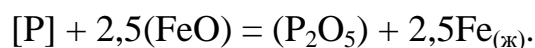
Футеровка стен и свода	10,237	3,15	-	16,301	23,625	6,3	103,95	-	-	163,563
Оксиды из металлической ванны	782,9	-	475,132	520,198	204,376	—	—	45,58	42,517	3220,547
Всего	832,236	1464,033	475,132	550,067	228,001	25,383	684,069	45,58	42,517	5493,862
%	19,45	34,15	8,648	10,012	4,15	0,462	12,45	0,829	0,77	100

Таблица 19 — Баланс металла периода плавления

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	785,75	-	157,15	628,6	0,598
O		-		5,059	0,004
Si	901,95	901,95	-	0	0
Mn	657,25	368,06	92,015	197,175	0,187
P	26,52	18,564	-	7,956	0,007
S	25,27	-	-	25,27	0,024
Cr	874	139,84	34,96	699,2	0,665
Ni	161,65	-	18,589	143,061	0,068
Ti	27,35	27,35	-	0	0
W	71,55	-	-	71,55	0,07
Mo	64,95	-	-	64,95	0,061
Cu	189,2	-	-	189,2	0,180
Al	37,325	37,325	-	0	0
V	27,225	-	-	27,225	0,025
Fe	101149,9	404,599	1618,398	99126,903	94,406
Всего	105000	1897,688	1921,112	101186,149	100,000



Окислительная дефосфорация при выплавке стали. Рафинирование стали от фосфора обычно осуществляется путем его окисления и перевода образующегося оксида фосфора в шлак:



По экспериментальным данным получено уравнение

$$\lg K_P = \lg \frac{x_{P_2O_5} \cdot \gamma_{P_2O_5}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \cdot f_P} = \frac{1120}{T} - 1,385,$$

При 1873 К:

$$\lg K_P = -0,787; K_P = 0,163.$$

Выразим состав шлака в мольных ( $x_{RO}$ ) или в ионных ( $x_R$ ) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов  $n_{RO}$  и число катионов  $n_R$  шлака:

Таблица 20 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	FeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Σ
$M_{RO}$	56	60	71	72	152	102	40	71	–
$n_{RO}$	0,475	0,601	0,121	0,139	0,027	0,004	0,311	0,01	1,688
$X_{RO}$	0,281	0,356	0,071	0,082	0,015	0,002	0,184	0,005	1,000
$n_{R+}$	0,475	0,601	0,121	0,139	0,054	0,008	0,311	0,02	1,729
$X_{R+}$	0,274	0,347	0,069	0,08	0,03	0,004	0,179	0,011	1,000

По теории регулярных растворов В. А. Кожеурова найдем значения коэффициентов активности  $\gamma_{FeO}$  и  $\gamma_{P_2O_5}$ :

$$\lg \gamma_{FeO} = \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P]$$

$$\lg \gamma_{FeO} = 0,539$$

$$\gamma_{FeO} = 3,459$$

$$\lg \gamma_{P_2O_5} = \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{T} \times X_{Ca}$$

$$\lg \gamma_{P_2O_5} = -0,997$$

$$\gamma_{P_2O_5} = 0,1$$

Значение  $f_P$  определим по параметрам взаимодействия первого порядка при 1873 К:

$$\begin{aligned} \lg f_P = & 0,13 \cdot 0,743 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,187 + 0,062 \cdot 0,007 + 0,028 \cdot 0,027 - \\ & 0,044 \cdot 0,665 - 0,059 \cdot 0,068 - 0,023 \cdot 0,07 - 0,017 \cdot 0,061 - 0,035 \cdot 0,180 - 0,042 \cdot \\ & 0,025 = 0,049 \end{aligned}$$

$$f_P = 1,119$$

После преобразования формулы получим выражение для коэффициента распределения фосфора между металлом и шлаком:

$$L_P = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P \cdot K_P \cdot f_P \cdot (x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot \sum n_{RO}}{\gamma_{P_2O_5}}$$

где  $\mu_P$  – атомная масса фосфора.

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,119 \cdot (0,082 \cdot 3,459)^{2,5} \cdot 1,688}{0,1} = 4,08$$

По известному значению  $L_P$  определим конечную концентрацию фосфора в металле  $[P_K]$ , %:

$$[P_K] = \frac{100 \cdot [P_H] \cdot \lambda \cdot (P_H)}{100 + \lambda \cdot L_P},$$

где  $(P_H) = \frac{\mu_P}{\mu_{P_2O_5}} \cdot (P_2O_5)$  – начальные концентрации фосфора в металле и шлаке соответственно, %;

$\mu_P$  и  $\mu_{P_2O_5}$  – молекулярные массы  $P_2O_5$  соответственно;

						Лист
					22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР	46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$\lambda = \frac{m_{\text{ш}}}{m_{\text{м}}} \cdot 100$  – кратность шлака, %;

$m_{\text{ш}}$  и  $m_{\text{м}}$  – массы шлака и металла, кг.

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,007 \cdot \frac{5493,862}{101186,149} \cdot 0,77 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{5493,862}{101186,149} \cdot 4,08} = 0,00011$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{101186,149 - x}{7,956 - x} = \frac{100}{0,00011}$$

$$x \approx 7,844 \text{ кг}$$

При этом образуется:

$$P_2O_5 = \frac{7,844 \cdot 142}{62} = 17,96 \text{ кг.}$$

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг:

Получено, кг:

а) шихты — 105000, из неё:

а) металла — 101186,149;

1) отходы Б1 — 41500;

б) шлака — 5493,862;

2) отходы А2 — 27250;

в) пыли — 2269,252 в том числе:

3) отходы А3 — 36250;

1) MnO — 118,783;

б) шлакообразующих — 2395,865 в том числе:

2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 51,09;

1) извести — 1650;

3) Ni — 18,589;

2) магнезита — 588,365;

4) FeO — 2080,79;

3) магнезитохромита — 157,500.

в) кислорода из воздуха — 408,858;

г) газов — 493,73, в том числе:

г) кислород газообразный — 1640,299.

1) CO — 366,68;

2) CO<sub>2</sub> — 127,05.

Всего: 109445,022

Всего: 109442,993

Невязка: 109445,022 - 109442,993 = 2,029 кг или:

$$\frac{2,029 \cdot 100}{109445,022} = 0,002 \%$$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

									Лист
									47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

### 2.3.3 Окислительный период

Сразу после окисления жидкого шлака его начинают вспенивать, и по мере наполнения ванны печи жидким металлом часть шлака через рабочее окно самотеком покидает рабочее пространство печи. С ним удаляется значительная часть фосфора. Потери шлака в течение всей плавки компенсируют небольшими присадками извести, поддерживая необходимый уровень шлака и его основность.

Задачами окислительного периода являются:

- окисление углерода и фосфора в металле до их требуемого содержания в готовом полупродукте и частично удаление серы;
- нагрев металла до необходимой температуры.

Окисление металла проводят продувкой техническим кислородом с чистотой не менее 99,5 %. В случае затруднений с удалением фосфора в ванну печи можно присадить железную руду. В нашем случае для получения не более 0,12...0,20 % фосфора в металле достаточно поддерживать в этот период основность не ниже 2,7...3,0 при содержании FeO в шлаке около 12...15 %.

Для интенсификации массо- и теплопереноса в сталеплавильной ванне, способствующей нормальному развитию в ней физических и физико-химических процессов, в это время необходимо обеспечить возможность окисления не менее 0,3...0,5 % углерода.

б) Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,30 %.

Тогда массу окислившегося кислорода определяем по пропорции:

$$101186,149 - 5,059 = 101181,09 \text{ кг}$$

$$\frac{101181,09 - m_{\Delta c}}{628,6 - m_{\Delta c}} = \frac{100}{0.30}$$

$$m_{\Delta c} = 326,02 \text{ кг}$$

Образуется СО:

$$\frac{326,02 \cdot 28}{12} = 760,712 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода:

$$760,712 - 326,02 = 434,69 \text{ кг}$$

в) Расчёт поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава

									Лист
									48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

Таблица 21 — Угары элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	As	Fe
Общий	20	100	70	0	0	1,5	0	100	0	100	0	0	0	0	1,5
В шлак	0	100	80	0	0	95	0	100	0	100	0	0	0	0	70
В улёт	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	0	30

Кремний. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, кремния окислилось 100 %.

Марганец. Принимаем, что в окислительный период теряется 70 % марганца. Из этого количества 20 % теряется с газами, а 80 % переходит в шлак.

Всего окислится марганца:

$$197,175 \cdot 0,7 = 138,022 \text{ кг}$$

В шлак перейдёт:

$$138,022 \cdot 0,8 = 110,418 \text{ кг}$$

Теряется с газами:

$$138,022 \cdot 0,2 = 27,6044 \text{ кг}$$

Образуется MnO:

$$\frac{138,022 \cdot 71}{55} = 178,216 \text{ кг}$$

С газами теряется MnO:

$$178,216 \cdot 0,2 = 35,643 \text{ кг}$$

В шлак переходит MnO:

$$178,216 \cdot 0,8 = 142,57 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода:

$$178,216 - 138,022 = 40,194 \text{ кг}$$

Остаётся марганца в металле:

$$197,175 - 138,022 = 59,153 \text{ кг}$$

																			Лист	
																				49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата																

22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР

Фосфор. Принимаем, что фосфор из металла во время продувки не удаляется.

Сера. Принимаем, что сера из металла не удаляется.

Никель. Принимаем, что никель во время продувки не удаляется.

Хром. Окислится 1,5 % хрома от исходного или  $699,2 \times 0,015 = 10,488$ ; из этого количества 5 % теряется с газами, а 95 % переходит в шлак.

В шлак перейдёт:

$$9,963 \text{ кг}$$

Теряется с газами:

$$0,524 \text{ кг}$$

Образуется  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ :

$$\frac{10,488 \cdot 152}{104} = 15,33 \text{ кг}$$

В шлак переходит  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ :

$$15,33 \cdot 0,95 = 14,56 \text{ кг}$$

С газами теряется  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ :

$$15,33 \cdot 0,05 = 0,767 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления хрома:

$$15,33 - 10,488 = 4,842 \text{ кг}$$

Остаётся хрома в металле :

$$699,2 - 10,488 = 688,712 \text{ кг}$$

Титан, алюминий. Эти элементы полностью окислились в период плавления.

Молибден, медь, вольфрам, ванадий. Принимаем, что в окислительный период эти элементы из металла не удаляются.

Железо. Окислится 1,5 % железа от исходного, из этого количества 30 % теряется с газами, а 70 % переходит в шлак.

Тогда окислится железа:

$$99126,903 \cdot 0,015 = 1486,903 \text{ кг}$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

Теряется с газами:

446,07 кг

Переходит в шлак :

1040,832 кг

Образуется оксида железа FeO:

$$\frac{1486,903 \cdot 72}{56} = 1911,73 \text{ кг}$$

С газами теряется FeO:

$$1911,73 \cdot 0,3 = 573,52 \text{ кг}$$

Переходит в шлак FeO:

$$1911,73 \cdot 0,7 = 1338,211 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление железа:

$$1911,73 - 1486,903 = 424,827 \text{ кг}$$

Остаётся железа в металле:

$$99126,903 - 1486,903 = 97640 \text{ кг}$$

На основании полученных данных определяем количество и состав печного шлака в конце окислительного периода (таблица 22) и составляем баланс металла окислительного периода (таблица 23).

Таблица 22 — Масса и состав шлака в конце окислительного периода

Источник поступления, кг	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Σ
Плави́льный шлак	1982,0 86	1464,0 33	475,1 32	550,06 7	228,00 1	25,3 83	684,0 69	45,5 8	42,5 17	5493,8 62
Металл	—	—	142,57	1338,2	14,56	—	—	—	—	1495,33

Продолжение таблицы 22

Всего	832,236	1464,0 33	617,70 2	888,267	242,561	25,3 83	684,0 69	45,5 8	42,5 17	6989,19 2
%	14,41	25,3	8,838	27,02	3,471	0,363	9,788	0,65 2	0,608	100

Таблица 23 — Баланс металла окислительного периода

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	628,6	-	326,02	302,58	0,305
O	5,059	-	-	5,059	0,005
Si	0	-	-	0	0
Mn	197,175	110,418	27,604	59,153	0,06
P	7,956	-	-	7,956	0,008
S	25,27	-	-	25,27	0,025
Cr	699,2	9,963	0,524	688,713	0,694
Ni	143,061	-	-	143,061	0,144
Ti	0	-	-	0	0
W	71,55	-	-	71,55	0,072
Mo	64,95	-	-	64,95	0,065
Cu	189,2	-	-	189,2	0,191
Al	0	-	-	0	0
V	27,225	-	-	27,225	0,027
Fe	99126,903	1040,832	446,07	97640,001	98,403
Всего	101186,149	1161,213	800,218	99224,718	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

Израсходовано, кг:

а) металла — 101186,149;

б) шлака — 5493,862;

в) кислорода — 904,553 в том числе:

1) на окисление C — 434,69;

2) на окисление Mn — 40,194;

3) на окисление Fe — 424,827;

Получено, кг:

а) металла — 99224,718;

б) шлака — 6989,192;

в) пыли — 609,93, в том числе:

1) MnO — 35,643;

2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 0,767;

3) FeO — 573,52;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР

Лист

52



4) на окисление Cr — 4,842.  
Всего: 107584,6

г) газов CO — 760,712.  
Всего: 107584,6

Невязка: 107584,6 - 107584,6= 0 кг или:

$$\frac{0}{107584,6} \cdot 100 = 0 \%$$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

### 2.3.4 Обработка стали в печи-ковше

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остаётся 10 % металла и 99% шлака. В ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести в количестве 25 кг/т и плавикового шпата в количестве 6 кг/т.

Таблица 23 — Количество и состав металла в ковше

Элемент	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	272,322	0,305
O	4,553	0,005
Si	0	0
Mn	53,238	0,06
P	7,160	0,008
S	22,743	0,025
Cr	619,842	0,694
Ni	128,755	0,144
Ti	0	0
W	64,395	0,07
Mo	58,455	0,065
Cu	170,28	0,191
V	24,503	0,027
Fe	87876,001	98,403
Всего	89302,247	100

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР

Лист

53

Таблица 24— Количество и состав шлака в ковше после выпуска, кг

Источник поступления, кг	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Σ
Плавильный шлак	832,0	1464,0 33	617,70 2	1888,267	242,561	25,3 83	684,069	45, 58	42,517	6989,19
Осталось в ДСП	823,68	1449,39	611,52	1869,38	240,13	25,12 9	677,22	45,1 2	42,09	6920,99
Всего	9,8	14,64	6,2	18,8	2,4	0,3	7,0	0,5	0,4	69,89
%	14,33	20,94	8,87	26,899	3,43	0,429	10,016	0,71 5	0,572	100,000

а) Расчёт компонентов, вносимых известью в шлак, химсостав которого представлен в таблице 1.4:

$$25 \cdot 10^{-3} \cdot 89302,247 = 2232,556 \text{ кг}$$

$$\text{CaO} - 0,88 \cdot 2232,556 = 1964,65 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2 - 0,013 \cdot 2232,556 = 29,023 \text{ кг};$$

$$\text{MgO} - 0,02 \cdot 2232,556 = 44,651 \text{ кг};$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 0,008 \cdot 2232,556 = 17,860 \text{ кг};$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,002 \cdot 2232,556 = 4,465 \text{ кг}.$$

В пересчёте на FeO:

$$\frac{4,465 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,01 \text{ кг}$$

Выделяется в атмосферу за счёт потерь при прокаливании:

$$0,077 \cdot 2232,556 = 171,906 \text{ кг CO}_2$$

б) Расчёт компонентов, вносимых плавиковым шпатом в шлак, химсостав которого представлен в таблице 1.4:

$$6 \cdot 10^{-3} \cdot 89302,247 = 535,813 \text{ кг}$$

$$\text{CaO} - 0,005 \cdot 535,813 = 2,679 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2 - 0,036 \cdot 535,813 = 19,289 \text{ кг};$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 0,002 \cdot 535,813 = 1,07 \text{ кг};$$

$$\text{CaF}_2 - 0,94 \cdot 535,813 = 503,664 \text{ кг};$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,015 \cdot 535,813 = 8,037 \text{ кг},$$

В пересчёте на FeO:

$$\frac{8,037 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 7,23 \text{ кг}$$

Кроме того, выделится в атмосферу при прокаливании CO<sub>2</sub>:

$$0,002 \cdot 535,813 = 1,072 \text{ кг}$$

в) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из футеровки ковша.

Принимаем, что за время раскисления шлака количество поступившей в шлак разрушившейся магнезитохромитовой футеровки АКР составит 2 кг/т металла, то есть:

$$89302,247 \cdot 10^{-3} \cdot 2 = 178,604 \text{ кг}$$

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесёт в шлак, химсостав которой представлен в таблице 1.4:

$$\text{CaO} - 0,02 \cdot 178,604 = 3,572 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2 - 0,065 \cdot 178,604 = 11,609 \text{ кг};$$

$$\text{MgO} - 0,66 \cdot 178,604 = 117,87 \text{ кг};$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 - 0,15 \cdot 178,604 = 26,791 \text{ кг};$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 0,04 \cdot 178,604 = 7,14 \text{ кг};$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,115 \cdot 178,604 = 20,539 \text{ кг,}$$

В пересчёте на FeO:

$$\frac{20,539 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 18,486 \text{ кг}$$

г) Раскисление шлака и металла. Предварительное легирование.

В конце окислительного периода в металле при содержании углерода 0,305% содержится 0,005 % или 4,553 кг кислорода.

Чтобы провести первоначальное раскисление, вводим в печь на средний уровень ферромарганец, ферросилиций. Химсостав раскислителей, легирующих представлен в таблице 25.

Таблица 25 — Химический состав раскислителей и легирующих

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	Fe
ФС65	-	65,0	0,4	0,05	0,02	0,4	2,00	32,13
ФМн 78	7,0	6,0	78,0	0,05	0,02	-	-	8,93
ФХ004	0,04	1,0	-	0,02	0,03	68,0		30,91
А 7	-	0,15	-	-	-	0,01	99,70	0,14

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65, Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$M_{\text{КРЕМНИЙ}} = \frac{89302,247 \cdot (1,25 - 0)}{100} = 1116,28$$

$$M_{\text{МАРГАНЕЦ}} = \frac{89302,247 \cdot (0,95 - 0,06)}{100} = 794,789$$

$$M_{\text{ХРОМ}} = \frac{89302,247 \cdot (1,25 - 0,694)}{100} = 496,520$$

$$M_{\text{НИКЕЛЬ}} = \frac{89302,247 \cdot (0,3 - 0,144)}{100} = 139,311$$

$$M_{\text{ОБЩ}} = 1116,28 + 794,789 + 496,52 + 139,311 + 89302,247 = 91849,147 \text{ кг}$$

Принимаем:

$$M_{\text{ОБЩ}} = 91850 \text{ кг}$$

$$\frac{91850 \cdot (1,25 - 0)}{65} = 1776,346 \text{ кг}$$

$$\frac{65 \cdot 1776,346}{100} = 1148,125 \text{ кг Si}$$

При этом 20 % кремния идёт на раскисление и 80 % усваивается металлом.  
Выгорает:

$$1148,125 \cdot 0,2 = 229,625 \text{ кг кремния}$$

и алюминия:

$$1776,346 \cdot 0,02 = 35,52 \text{ кг}$$

Это количество кремния свяжет кислорода:

$$\frac{229,625 \cdot 32}{28} = 262,428$$

алюминий свяжет:

$$\frac{35,52 \cdot 48}{54} = 31,573$$

При этом образуется и перейдёт в шлак:

$$\frac{229,625 \cdot 60}{28} = 492,053 \text{ кг} - \text{SiO}_2$$

$$\frac{35,52 \cdot 102}{54} = 67,093 \text{ кг} - \text{Al}_2\text{O}_3$$

ФС65 внесёт в металл, кг:

$$\text{Si} \text{ — } 1776,346 \cdot 0,8 \cdot 0,65 = 923,7 \text{ кг};$$

$$\text{Mn} \text{ — } 1776,346 \cdot 0,004 = 7,105 \text{ кг};$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

$$P — 1776,346 \cdot 0,0005 = 0,888 \text{ кг};$$

$$S — 1776,346 \cdot 0,0002 = 0,355 \text{ кг};$$

$$Cr — 1776,346 \cdot 0,004 = 7,105 \text{ кг};$$

$$Al — 1776,346 \cdot 0,025 = 44,408 \text{ кг};$$

$$Fe — 1776,346 \times 0,3213 = 570,740 \text{ кг}.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78:

$$\frac{91850 \cdot (0,95 - 0,06)}{78} = 1048,032 \text{ кг}$$

При этом 20 % кремния переходит в шлак а 80 % кремния и 100 % прочих элементов усваивается металлом.

Выгорает :

$$1048,032 \cdot 0,06 \cdot 0,2 = 12,576 \text{ кг кремния}$$

Это количество свяжет кислорода:

$$\frac{12,576 \cdot 32}{28} = 14,373$$

При этом образуется и перейдёт в шлак:

$$\frac{12,576 \cdot 60}{28} = 26,95 \text{ кг} - \text{SiO}_2$$

Ферромарганец вносит, кг:

$$C — 0,07 \cdot 1048,032 = 73,362 \text{ кг};$$

$$Si — 0,06 \cdot 0,8 \cdot 1048,032 = 50,306 \text{ кг};$$

$$P — 0,0005 \cdot 1048,032 = 0,524 \text{ кг};$$

$$S — 0,0002 \cdot 1048,032 = 0,21 \text{ кг};$$

$$Mn — 0,78 \cdot 1048,032 = 817,465 \text{ кг};$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

$$\text{Fe} — 0,0893 \cdot 1048,032 = 93,589 \text{ кг.}$$

Хром. Определяет среднеуглеродистый расход феррохрома ФХ004:

$$\frac{91850 \cdot (1,25 - 0,694)}{68} = 751,01$$

При этом 20 % кремния переходит в шлак а 80 % кремния и 100 % прочих элементов усваивается металлом.

Выгорает:

$$751,01 \cdot 0,01 \cdot 0,2 = 1,502 \text{ кг кремния}$$

Это количество свяжет кислорода:

$$\frac{1,502 \cdot 32}{28} = 1,717$$

При этом образуется и перейдет в шлак:

$$\frac{1,502 \cdot 60}{28} = 3,219 \text{ кг} - \text{SiO}_2$$

Феррохром вносит в металл кг:

$$\text{C} — 0,0004 \cdot 751,01 = 0,3 \text{ кг};$$

$$\text{Si} — 0,01 \cdot 0,8 \cdot 751,01 = 6,01 \text{ кг};$$

$$\text{P} — 0,0002 \cdot 751,01 = 0,15 \text{ кг};$$

$$\text{S} — 0,0003 \cdot 751,01 = 0,225 \text{ кг};$$

$$\text{Cr} — 0,68 \cdot 751,01 = 510,7 \text{ кг};$$

$$\text{Fe} — 0,309 \cdot 751,01 = 232,14 \text{ кг.}$$

д) Десульфурация стали. Учитывая высокую основность шлака, низкое содержание оксидов железа, хрома и содержания фторида кальция больше 10 %, принимаем коэффициент распределения серы между металлом и шлаком  $L_s=100$ .

Считаем, что из металла в шлак перейдет  $x$  кг серы, в металле останется

$$(22,743 - x) \text{ кг серы.}$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

Концентрация серы в шлаке будет равна :

$$\frac{x}{6989,192} ,$$

а концентрация серы в металле:

$$\left[ \frac{22,743 - x}{91850} \right]$$

Зная, что  $L_s=100$ , составим уравнение:

$$\left[ \frac{\frac{x}{6989,192}}{\left[ \frac{20,047 - x}{91850} \right]} \right] = 100$$

Решив уравнение, получим:

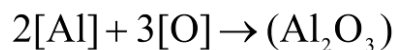
$$x = 17,718 \text{ кг}$$

В металле остаётся серы :

$$22,743 - 17,718 = 5,024 \text{ кг}$$

е) Окончательное раскисление стали. Для окончательного раскисления стали используем алюминий. Необходимо понизить количество кислорода до 0,004 % ( $0,00004 \times 91850 = 3,674$ ) то есть связать:

$$4,553 - 3,674 = 0,879 \text{ кг}$$



Для этого потребуется алюминия:

$$\frac{0,879 \cdot 54}{48} = 0,99 \text{ кг}$$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак  $Al_2O_3$ :

$$\frac{0,99 \cdot 102}{54} = 1,87 \text{ кг}$$

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60



Необходимо получить остаточное содержание алюминия в металле 0,02 % (91850×0,0002=18,37 кг), общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным:

$$18,37 + 0,879 = 19,249 \text{ кг}$$

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А7

$$\frac{19,249 \cdot 100}{99,7} = 19,307$$

А7 также внесет в металл, кг:

$$\text{Si} — 19,307 \cdot 0,0015 = 0,029 \text{ кг};$$

$$\text{Cr} — 19,307 \cdot 0,0001 = 0,0019 \text{ кг};$$

$$\text{Fe} — 19,307 \cdot 0,0014 = 0,027 \text{ кг}.$$

Таблица 26 — Баланс металла после доводки и десульфурации

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Металл	272,322	-	53,238	7,160	22,743	619,842	128,755
ФС65	-	923,7	7,105	0,888	0,35	7,105	-
ФМн 78	73,362	50,306	817,465	0,524	0,21	-	-
ФХ004	0,3	6,01	-	0,15	0,225	510,7	-
А 7	-	0,029	-	-	-	0,0019	-
Десульфурация	-	-	-	-	-17,718	-	-
Раскисление	-	-	-	-	-	-	-
92642,283	345,984	980,045	877,808	8,722	5,815	1137,635	128,755
100 %	0,37	1,1	0,947	0,009	0,006	1,227	0,138

Продолжение таблицы 26

Материал	W	Al	Mo	Cu	V	Fe	O
Металл	64,395	-	58,455	170,28	24,50	87876,00	4,55
ФС65	-	44,40	-	-	-	570,74	-
ФМн 78	-	-	-	-	-	93,589	-
ФХ004	-	-	-	-	-	232,14	-
А 7	-	19,30	-	-	-	0,027	-

Продолжение таблицы 26

Десульфурация	–	–	–	–	–	–	–
Раскисление	–	–	–	–	–	–	0,87
92642,283	64,395	63,715	58,455	170,28	24,503	88772,497	3,67
100%	0,069	0,068	0,063	0,183	0,026	95,823	0,003

Химический состав стали полностью соответствует заданному.

Таблица 27 — Масса и состав конечного шлака

Источник поступления	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	CaF <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Футеровка печи-ковша	3,572	11,609	117,87	7,14	18,486	–	26,791
Известь	1964,65	29,023	44,651	17,860	4,01	–	–
Плавленый шпат	2,679	19,289	–	1,07	7,23	503,664	–
Продукты раскисления	–	492,053	–	67,093	–	–	–
3338,74	1970,901	551,974	162,521	93,163	29,726	503,664	26,791
100%	59,031	16,532	4,867	2,790	0,890	15,085	0,802

Суммарный материальный баланс восстановительного периода:

Израсходовано, кг:

- а) металла — 99224,718;
- б) шлака — 6990,0 ;
- в) шлакообразующие — 3126,0 , в том числе:
  - 1) известь — 2232,556;
  - 2) плавленый шпат — 535,813;
  - 3) футеровка ковша — 357,208;
- д) легирующих и раскислителей – 3359,0 , в том числе:
  - 1) алюминий — 19,307;
  - 2) ФС65 — 1554,301;
  - 3) ФМн78 — 1035,456.
  - 4) ФХ004 - 749,525
- е) кислорода на окисление

Получено, кг:

- а) металла — 102564,754, в том числе:
  - 1) в ДСП — 9922,471;
  - 2) в ковше— 92642,283;
- б) шлака — 10259,73, в том числе:
  - 1) в ДСП — 6920,99;
  - 2) в ковше — 3338,74;
- в) газов — 172,978, в том числе:
  - СО<sub>2</sub> (известь) — 171,906 ;
  - СО<sub>2</sub>(плавленый шпат) — 1,072.
- Всего: 112997,462

кремния и алюминия —  
(262,428+31,573+3,674) = 298,0

Всего: 112997,718

Невязка:

$$112997,718 - 112997,462 = 0,256 \text{ кг}$$

$$\frac{0,256}{112997,718} \cdot 100 = 0,0002 \%$$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

При составлении баланса учтены все источники поступления металлосодержащих материалов и все потери металла в течение плавки.

Суммарный материальный баланс плавки:

Израсходовано, кг:

- 1) отходов:
    - А3 — 36250;
    - Б1 — 41500;
    - А2 — 27250;
  - 3) ферросилиция ФС65 — 1554,301;
  - 4) ферромарганца ФМн78 — 1035,456;
  - 5) феррохрома ФХ004 - 749,525
  - 6) алюминия — 19,307;
  - 7) извести — 3883 (1650 + 2232,56);
  - 8) плавикового шпата — 535,813;
  - 9) футеровки печи — 745,865  
(588,365+157,500);
  - 10) футеровка печи-ковша — 357,208;
- Всего — 117131,475.

Получено, кг:

- 1) металла — 102564,754;
  - 2) шлака — 10259,73;
  - 3) пыли, уносимой с газами —  
2879,182 (2269,252 + 609,93);
  - 4) газы (СО, СО<sub>2</sub>) — 1427,42  
(493,73+760,712+172,978);
- Всего — 117131,086

Невязка: 117131,475 - 117131,086 = 0,389 кг или:

$$\frac{0,389}{117131,475} \cdot 100\% = 0,0003 \%$$

Полученная невязка находится в допустимых пределах .

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63

## 2.4 Расчет теплового баланса

### 2.4.1 Приход тепла

#### 2.4.1.1 Тепло, вносимое электрической энергией $Q_1$

Дуговая сталеплавильная печь является агрегатом периодического действия, в котором потребление энергии в процессе работы сильно колеблется. В процессе нагрева и плавления существенно меняются теплофизические характеристики материалов внутри печи, поэтому составление полного энергетического баланса работы агрегата затруднено. В дуговых печах преобразование электрической энергии в тепловую, необходимую для расплавления шихты и проведения физико-химических процессов, осуществляется в основном за счет горения электрических дуг. При составлении теплового баланса необходимо исходить из условия, что в процессе работы агрегата количество введенной в агрегат энергии равно количеству энергии, затраченной на проведение технологических операций с учетом тепловых потерь. В процессе плавки происходит нагрев и плавление металла и шлака до заданной температуры (полезно используемое тепло), а также нагрев конструкций печи и окружающего воздуха, нагрев воды в стеновых и сводовых панелях, нагрев воздуха в печи и унос тепла с ним в систему газоочистки; помимо того тепло теряется со шлаком.

Рассчитаем тепловой баланс плавки стали 35ХГСА в дуговой печи. Расчет проведем на 120 кг металла, исходя из рассчитанного выше материального баланса плавки. Для этого определим приход и расход тепла в печи.

Статьи прихода тепла. Тепло, вносимое электрической энергией,  $Q_1$ .

На ПАО «Ашинский метзавод» расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии. Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП-120 в ЭСПЦ – 2  $\eta = 90\%$ . Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 480 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

Расчет проведем на 105 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 480 кВт·ч/т стали, или 49 МВт·ч на 105 т (56 МВт·ч на 120 т). Тогда с учетом электрического КПД  $\eta = 0,9$ :

$$Q_1 = 49 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 158,7 \text{ МДж.}$$

Тепло, вносимое газокислородными горелками,  $Q_2$ .

Вносимое горелками тепло определяется по формуле:

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6,$$

									Лист
									64
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

где  $N_{гор}$  – число горелок на печи, шт.;

$\tau$  – время работы горелки, ч;

$P_{гор}$  – мощность горелки, кВт;

3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 10 минут (0,17 часа).

$$Q_{гор(2)} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8,078 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами,  $Q_3$ .

Расчет энтальпии ведется по формуле:

$$\Delta H_k = ((M_{A2-3} \cdot c_{A2-3}) + (M_{B1} \cdot c_{B1})) \cdot \Delta t_k$$

где  $\Delta H_k$  – изменение энтальпии соответствующего компонента;

$M_k$  – масса компонента;

$c_k$  – теплоемкость компонента;

$\Delta t_k$  – изменение температуры компонента.

Энтальпия лома, заваливаемого в печь, подогретого до 400 °С составит

$$H_l = ((63,5 \cdot 10^3 \cdot 0,490 \cdot 10^{-3}) + (41,5 \cdot 10^3 \cdot 0,586 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 22,187 \text{ ГДж.}$$

Энтальпией остальных компонентов пренебрегаем, т. к. их подается очень мало.

Итого энтальпия шихты составит:

$$Q_3 = \Delta H = 22,187 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций,  $Q_4$ .

В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (в первую очередь Si, Mn, C и Fe). Точно учесть количество тепла, выделившееся при их протекании, на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты. Кроме того, при введении в печь избытка кислорода происходит избыточное окисление железа, а при введении малого количества кислорода часть углерода может не окислиться.

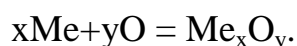
$$Q_4 = M_{Si}q_{Si} + M_{Mn}q_{Mn} + M_{C}q_{C} + M_{Fe}q_{Fe} + M_{Cr}q_{Cr},$$

где  $M_i$  – масса соответствующего элемента, окислившегося за всю плавку по материальному балансу;

$q_i$  – тепловой эффект реакции его окисления.

									Лист
									65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

В расчете условно принимаем, что все элементы окисляются по реакции:



С учетом материального баланса запишем, что окислится:

$$\text{Si до SiO}_2: 901,95 \cdot 28,4 = 25615,5 \text{ МДж};$$

$$\text{Mn до MnO: } (460,075 + 138,022) \cdot 6,99 = 4180,7 \text{ МДж};$$

$$\text{Cr до Cr}_2\text{O}_3: (174,8 + 10,488) \cdot 11 = 2038,2 \text{ МДж};$$

$$\text{Fe до FeO: } (404,599 + 2022,998) \cdot 4,76 = 11555,36 \text{ МДж};$$

$$\text{Fe до Fe}_2\text{O}_3: (404,599 + 446,07) \cdot 7,36 = 6260,92 \text{ МДж};$$

$$\text{C до CO: } (326,02 + 628,6) \cdot 11,3 = 10787,2 \text{ МДж}.$$

Итого:

$$Q_4 = 60,437 \text{ ГДж}.$$

В процессе плавки часть графита окисляется до CO, часть – до CO<sub>2</sub>, часть попадает в металл, а часть выносится в виде пыли с отходящими газам. При составлении теплового баланса принимают те же допущения, что и при составлении материального баланса (расход электродов 2 кг/т, 2/3 этого количества попадает в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до CO).

Итого за плавку приход тепла в печь:

$$Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ Дж},$$

$$Q_{\text{п}} = 158,7 + 8,078 + 22,187 + 60,437 = 249,45 \text{ ГДж}.$$

#### 2.4.2 Расход тепла

Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок, Q<sub>5</sub>.

В процессе плавки происходит расплавление лома, шлакообразующих и легирующих элементов (если они вводятся в шихту). Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$H_M = M_M \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_M + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})],$$

где M<sub>M</sub> – масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку;

					Лист
					66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР

$c_1$  – средняя теплоемкость этого материала в интервале температуры от загрузки до плавления;

$c_2$  – средняя температура металла в интервале температуры от плавления до выпуска;

$t_o$  – температура скрапа при завалке;

$t_{пл}$  – температура плавления стали;

$t_{вып}$  – температура стали на выпуске;

$q_M$  – теплота плавления металла.

Теплоемкость компонентов определяется по справочным данным. Средняя теплоемкость определяется следующим образом. Так как лом подогревали до 400 °С, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от 400 °С до температуры плавления.

Для стали рядовых марок можно принять:

$$q_M = 284 \text{ кДж/кг},$$

$$q_{шл} = 58 \text{ кДж/кг},$$

$$c_{жидк.ст} = 0,79 \text{ кДж/град},$$

$$c_{шл} = 1,05 \text{ кДж/кг}.$$

Температура плавления углеродистой стали 1350 °С, образующего шлака – 1550 °С.

Средняя теплоемкость для стали Зсп:

$$c_1 = (0,536 + 0,670)/2 = 0,603 \text{ кДж/град},$$

тогда

$$N_{Лег.отх.} = 41500 \cdot [0,603 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 45,803 \text{ ГДж}.$$

Для стали 65Г:

$$c_1 = (0,683 + 0,540)/2 = 0,612 \text{ кДж/град},$$

тогда

$$N_{Угл.отх.} = 63500 \cdot [0,612 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 68,99 \text{ ГДж}.$$

Для сталеплавильного шлака можно принять сумму энтальпий нагрева и плавления:

$$q = 1890 \text{ кДж/кг}$$

									Лист
									67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР				

и записать уравнение:

$$H_{\text{шл}} = 10259,73 \cdot [1890 + 1,05 \cdot (1630 - 1550)] = 20,25 \text{ ГДж.}$$

Итого:

$$Q_5 = 45,803 + 68,99 + 20,25 = 135,046 \text{ ГДж.}$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций,  $Q_6$ .

Данная статья определяется по материальному балансу плавки и включает в себя потери тепла на разложение карбонатов извести.

Согласно материальному балансу, при прокаливании недообоженной извести выделяется 127,05 кг (в период плавления)  $\text{CO}_2$ . При нормальных условиях это количество газа займет:

$$22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 127,05 / 44 = 64,68 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$$

На это потребуется:

$$64,68 \cdot 10^{-3} \cdot 7,21 = 0,5 \text{ МДж}$$

Итого:

$$Q_6 = 0,5 \text{ МДж.}$$

Потери тепла через футеровку,  $Q_7$ .

Для удобства расчета всю печь делят на 3 основные элемента – подину, стены и свод. В печи в ЭСПЦ – 2 на ОАО «АМЗ» футерована только подина, а стены и свод, кроме центральной керамической части, представляют собой конструкции из сборных водоохлаждаемых панелей, расчет потерь тепла в которых приведен отдельно.

В условиях постоянно действующего металлургического производства можно считать, что печь работает в стационарных условиях и аккумуляции тепла футеровкой не происходит, т. к. ее температура изменяется незначительно. Можно считать, что все тепло, подводимое к футеровке внутри печи, передается теплопроводностью к ее наружной поверхности. Поэтому достаточно рассчитать количества тепла, передаваемого теплопроводностью через какой-либо слой футеровки, или рассчитать теплоотдачу с внешней поверхности (кожуха печи).

Тепло, переданное теплопроводностью через слой футеровки  $Q_{\text{сл}}$ , можно определить по уравнению

$$Q_{\text{сл}} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta,$$

где  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности материала слоя, Дж/(м·ч·К);

						Лист
						68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР	



$t_1, t_2$  – температура на внутренней и внешней поверхностях слоя, К;  
 $F$  – площадь поверхности теплообмена, м<sup>2</sup>;  
 $\tau$  – время, ч;

$\delta$  – толщина слоя, м.

Тепло, отдаваемое поверхностью кожуха  $Q_{\text{кож}}$ , можно определить по уравнению:

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_k - t_b) \cdot F \cdot \tau,$$

где  $\alpha$  – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м·ч·К);

$t_k$  – температура на внешней поверхности кожуха, К;

$t_b$  – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры  $t_k$  геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки  $t_{\text{вн}}$  для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение  $\alpha$  зависит от другой неизвестной – температуры кожуха  $t_k$ . Значение же  $t_k$  в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому  $Q_7$  рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха  $t_k$ . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции  $t_k$  равно 100 °С.

Затем определяем среднюю температуру футеровки:

$$t_{\text{ср}} = (t_{\text{вн}} - t_k)/2.$$

По справочной литературе для данной  $t_{\text{ср}}$  находим коэффициент теплопроводности материала  $\lambda$  по рис. 6 определяем значение  $\alpha$ , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока  $q_7 = Q_7/F$  и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке  $q_{\text{окр}}$ .

Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит 1500 °С, продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха ~ 6,85 м<sup>2</sup>:

$$t_{\text{ср}} = (1500 - 100) = 700 \text{ °С}.$$

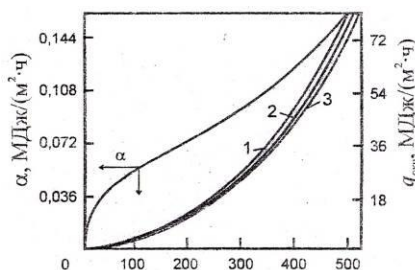


Рисунок 4 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_{\text{в}}$ : 10 °С – 1; 20 °С – 2; 30 °С – 3;

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магнезиальной футеровки при 700 °С:

$$\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{°С}).$$

По рис. 1 находим:

$$\alpha = 0,059 \text{ МДж}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}.$$

Тогда

$$Q_{\text{кож}} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 24,25 \text{ МДж}.$$

Проверяем:

$$q = 24,25/6,85 = 3,54 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}).$$

Согласно рис. 4:

$$q_{\text{окр}} \sim 3,85 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}).$$

Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем:

$$Q_{\text{кож}} = 24,25 \text{ МДж}.$$

С учетом того, что расчет выполняется на 105 т:

$$Q_7 = 21,21 \text{ ГДж}$$

Потери тепла через водоохлаждаемые панели,  $Q_8$ .

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются непосредственно.

					22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

Температура воды на входе 20 °С, на выходе температура воды 40 ° С, чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau,$$

где  $c_B$  – теплоемкость воды, 4,2 МДж/(м<sup>3</sup>·К);

$V_B$  – часовой расход воды через элемент (или всю печь), м<sup>3</sup>/ч;

$t_{\text{вых}}$  – температура воды на выходе, °С;

$t_{\text{вх}}$  – температура воды на входе, °С;

$\tau$  – время, ч.

Анализ работы ДСП на ОАО «Ашинский метзавод» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 580 м<sup>3</sup>/ч, и 350 м<sup>3</sup>/ч на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{ст}} = 4,2 \cdot 580 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 36,540 \text{ ГДж}$$

на плавку (120 т) или в пересчете на 105 т:

$$Q_{\text{ст}} = 31,97 \text{ ГДж}$$

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{\text{св}} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 25,200 \text{ ГДж}$$

на плавку (120 т) или в пересчете на 105 т:

$$Q_{\text{св}} = 22,050 \text{ ГДж.}$$

Итого:

$$Q_8 = 31,97 + 22,050 = 52,9 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла излучением через открытые окна и отверстия,  $Q_9$ .

Во время плавки рабочее окно постоянно закрыто, поэтому потерями тепла через рабочее окно можно пренебречь.

Потери тепла с отходящими газами,  $Q_{10}$ .

Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Прежде чем попасть в газоочистку, поток горячего воздуха проходит через горячую зону конвейера Consteel и подогревает собой металлошихту. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

На печи в системе газоходов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор  $\Delta p$ , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формуле:

									Лист
									71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_r}};$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F;$$

$$V_o = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}},$$

где  $\omega$  – скорость газового потока, м/с;

$g$  – ускорение свободного падения (9,81 м/с<sup>2</sup>);

$\Delta p$  – скоростной напор, Па;

$\rho_r$  – плотность уходящих газов, кг/м<sup>3</sup>;

$V_1$  – количество газов, уходящих из печи (фактически), м<sup>3</sup>/ч;

$F$  – площадь сечения патрубка, м<sup>2</sup>;

$V_o$  – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0 °С), м<sup>3</sup>/ч;

$T_{yx}$  – температура уходящих газов, К.

Количество тепла, уносимого из печи с газовым потоком, можно определить по формуле:

$$Q_{10} = V_o \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau,$$

где  $c_{\text{сух}}$  – средняя теплоемкость уходящих газов, Дж/(м<sup>3</sup>·К).

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м<sup>3</sup>, площадь сечения патрубка газоотсоса из печи – 6 м<sup>2</sup>, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С. Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

$$V_1 = 3600 \cdot 5,1 \cdot 9 = 165240 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$V_o = 273 \cdot 165240/1200 = 37592,1 \text{ м}^3.$$

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку:

$$Q_{10} = 37592,1 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 48,381 \text{ ГДж}$$

или в пересчете на 105 т:

$$Q_{10} = 41,3 \text{ ГДж}.$$

						Лист
					22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР	72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Итого за плавку расход тепла:

$$Q_p = 135,046 + 0,5 + 21,21 + 52,9 + 41,3 = 250,95 \text{ ГДж.}$$

Полученный тепловой баланс плавки стали 35ХГСА в ДСП-120 приведен в таблице 28. Невязка 0,419 %.

Таблица 28 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
Электроэнергия	158,7 (63,64 %)	Энтальпия продуктов	135,04 (53,92 %)
Тепло горелок	8,07 (3,24 %)	Тепло эндотермических реакций	21,2 8,47 %)
Энтальпия шихты	22,18 (8,89 %)	Потери с охлаждающей водой	52,9 (21,12 %)
Тепло экзотермических реакций	60,44 (24,24 %)	Потери с отходящими газами	41,3 (16,49 %)
Итого	249,39	Итого	250,44

Невязка:

$$250,44 - 249,39 = 1,05 \text{ ГДж}$$

$$\frac{1,05 \cdot 100}{250,44} = 0,419 \%$$

Проведен расчет теплового баланса ДСП-120 на 100 кг металла. В приведенном расчете рассчитан приход тепла:

- тепло, вносимое электрической энергией  $Q_1 = 158,7$  МДж
- тепло, вносимое газокислородными горелками  $Q_2 = 8,07$  МДж
- тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами (сумма энтальпий компонентов, вводимых в печь),  $Q_3 = 22,18$  МДж
- тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций,  $Q_4 = 60,44$  МДж

А также расход тепла:

- тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок,  $Q_5 = 135,04$  МДж
- тепло, идущее на протяжение эндотермических реакций  $Q_6 = 21,02$  МДж
- потери тепла через футеровку  $Q_7 = 21,02$  МДж
- потери тепла через водоохлаждаемые панели  $Q_8 = 52,9$  МДж
- потери тепла излучением через открытые окно и отверстия  $Q_9 = 0$  МДж

- потери тепла с отходящими газами  $Q_{10} = 41,3$  МДж  
Невязка 0,419% - допустимое значение, значит расчет проведен верно.

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		74

### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

#### 3.1 Возможные нарушения технологического режима и борьба с ними

В таблице 29 указаны виды нарушений и методы борьбы с ними.

Таблица 29 – Способы нарушения технологического режима и методы борьбы с этими нарушениями

Виды нарушений	Методы борьбы
ДСП – Использование негабаритного лома и сыпучих материалов.	Контролировать размер лома и сыпучих материалов
ДСП – вводимые материалы не должны быть влажными	Массовая доля влаги не > 1,0%
Низкая основность шлака	Замер хим. состава. В случае низкой основности добавить известь
Недогрев или перегрев металла	Замерять температуру перед выпуском
Не попадание в хим. состав	Замер проб
АКП - повышенный расход аргона	Избегать работу на повышенных ступенях мощности
АКП – непопадание в заданный химический состав стали	Наводить рафинирующий шлак, производить вовремя отбор проб металла
МНЛЗ – резкий перепад температур по толщине сляба в момент затвердевания металла, заплески и переливы жидкого металла в кристаллизаторе	Соблюдение соответствия расхода воды со скоростью разливки, осуществление постоянного контроля за состоянием кристаллизатора

#### 3.2 Виды брака и методы борьбы с ним

Кристаллическая структура непрерывнолитого слитка схожа со структурой слитков, полученных разливкой в изложницы – наружная корка из мелких неориентированных кристаллов (ее толщина 10 – 20 мм), далее столбчатые кристаллы и в осевой части слитка различно ориентированные равноосные кристаллы; в слитках мелкого сечения зона столбчатых кристаллов может простираться до центра слитка. Целесообразно уменьшение зоны столбчатых кристаллов, обладающей пониженной прочностью и пластичностью и расширение центральной зоны равноосных кристаллов; это достигается при снижении температуры разливаемого металла, электромагнитном перемешивании жидкой фазы слитка и при снижении интенсивности вторичного охлаждения.

Непрерывный слиток благодаря малой толщине и быстрому вследствие этого затвердеванию отличается меньшим развитием химической неоднородности, более равномерным распределением неметаллических включений.

От слитков, разливаемых в изложницы, он отличается также более чистой и гладкой поверхностью.

Ниже перечислены основные дефекты слитков, получаемых непрерывной разливкой. Сильно развита в них осевая пористость, что объясняется наличием в кристаллизующемся слитке очень глубокой и узкой лунки жидкого металла. Образование в ней «моста» сросшихся кристаллов может привести к появлению больших по протяженности зон, в которых металл кристаллизуется без доступа жидкой стали сверху, и, следовательно, к появлению пустот. Особенно сильно осевая пористость проявляется в квадратных и круглых слитках; в плоских слитках она развита слабее, так как усадка металла здесь рассредоточена по продольной оси поперечного сечения слитка. Осевая пористость заметно усиливается при увеличении перегрева металла и повышенной скорости разливки, иногда переходя в осевые усадочные пустоты. Заметно выражена в непрерывных слитках осевая ликвация, при этом по длине слитка располагаются отдельные участки увеличенной ликвации; это объясняется тем, что ликвирующие примеси скапливаются в пустотах под сросшимися кристаллами осевой части слитка.

В слитках криволинейных и особенно горизонтальных УНРС наблюдается некоторая несимметричность структуры и распределения составляющих стали, поскольку зона затвердевания последних порций металла, а следовательно, и усадочная пористость, и скопление ликвирующих примесей смещены к верхней грани слитка; у верхней грани наблюдается также повышенное содержание неметаллических включений вследствие их всплывания [7, с. 351].

Иногда наблюдается искажение формы слитка. Для слитков квадратного сечения характерна ромбичность – искажение профиля слитка в кристаллизаторе, когда квадратное сечение деформируется в ромбическое. Причины: перекося слитка к кристаллизатору под воздействием несоосно расположенных с ним опорных роликов, неравномерное охлаждение различных граней слитка в кристаллизаторе. Раздутие слитка (выпуклость его поперечного сечения) возникает под воздействием ферростатического давления столба жидкой стали в слитке; возникновению дефекта способствуют повышенные скорость разливки и температура металла, что уменьшает толщину затвердевшей корки; недостаточная интенсивность вторичного охлаждения; отклонения в настройке опорных роликов; увеличенное расстояние между опорными роликами.

Распространенным дефектом являются трещины – поверхностные и внутренние. Продольные поверхностные трещины на гранях слитка имеют длину до 1-1,5 м и более и глубину до 10-15 мм. Эти трещины являются результатом усадочных напряжений и образуются при неравномерном прилегании формирующейся корки к стенкам кристаллизатора в местах уменьшенной ее толщины, которые возникают из-за снижения теплоотвода там, где корка отходит от стенок (например, в результате ее деформации или коробления стенок кристаллизатора). Трещины представлены на рисунке 5. Местное уменьшение толщины корки и образование трещин может также

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76



происходить вследствие размывания корки струей металла, особенно при его подаче в кристаллизатор вертикальной струей [8, с. 171].

Вероятность возникновения продольных трещин повышается при перегреве стали и увеличении скорости разливки, при увеличении содержания серы в металле и снижении величины отношения  $[Mn]/[S]$ , при увеличении ширины плоского слитка и при содержании углерода в нелегированных сталях в пределах 0,18-0,25 %.

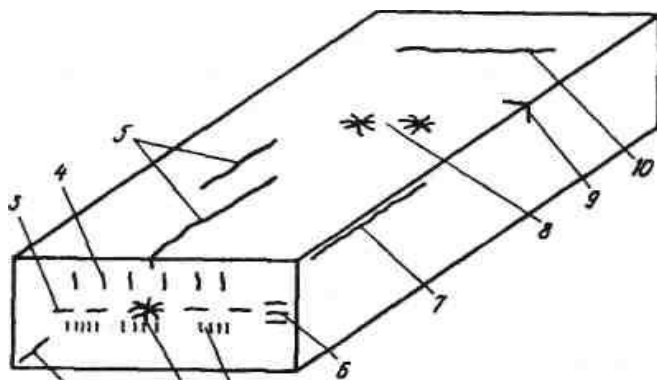


Рисунок 3 – Основные виды трещин в вытягиваемом из кристаллизатора УНРС слитке.

1 – центральная трещина; 2 – диагональные трещины; 3 – осевые; 4 – внутренние трещины перпендикулярные широким граням слитка; 5 – продольные поверхностные трещины на гранях слитка; 6 – трещины, перпендикулярные узким граням слитка; 7 – продольные трещины по ребрам (углам); 8 – паукообразные и сетчатые трещины; 9 – поперечные трещины в углах слитка; 10 – поперечные поверхностные трещины (надрывы корки).

Действенным средством борьбы с этим дефектом является разливка с защитным шлаковым покрытием, поскольку образующаяся между коркой и стенками кристаллизатора тонкая шлаковая прослойка существенно снижает неравномерность теплоотвода [7, с. 432].

Продольные трещины по ребрам (углам), образуются в квадратных слитках при искажении профиля в кристаллизаторе (ромбичность). В слябах такие трещины возникают на расстоянии  $\sim 350$  мм от уровня металла в кристаллизаторе в случае отхода корки слитка от узкой стенки кристаллизатора вследствие ее износа или изменения угла ее наклона (неправильная установка кристаллизатора).

Поперечные поверхностные трещины 10 (надрывы корки) возникают в кристаллизаторе вследствие усиленного трения при недостаточной смазке стенок и вследствие зависания корки при наличии на стенках кристаллизатора царапин, вмятин. Такие трещины могут также возникать при изгибании или выпрямлении слитка на МНЛЗ с криволинейной осью. Поперечные трещины в углах слитка 9 могут также образовываться в результате слишком интенсивного вторичного охлаждения.

Паукообразные и сетчатые трещины, схожи, каждая трещина распространяется из одного центра в нескольких направлениях. Паукообразные трещины возникают в кристаллизаторе при неравномерном прилегании корки к его стенкам в местах плотного прилегания, т. е. в участках наиболее сильного охлаждения. Пораженность этими трещинами снижается при разливке со шлаковым покрытием в кристаллизаторе, так как шлаковая прослойка предотвращает непосредственный контакт стенок с коркой, уменьшая неравномерность ее охлаждения. Сетчатые трещины образуются в зоне вторичного охлаждения при температурах 700-900 °С в результате чередования нагревов и охлаждений поверхности слитка (охлаждение у форсунок и разогрев за счет внутреннего тепла слитка при его движении между форсунками). Количество этих трещин сильно снижается при переходе от водяного к более мягкому водовоздушному вторичному охлаждению.

Многообразные внутренние трещины образуются в результате совместного воздействия термических напряжений в охлаждаемом слитке и механических усилий от опорных, тянущих и изгибающих роликов. Распространены внутренние трещины, перпендикулярные широким граням слитка основной причиной их возникновения считают механическое воздействие роликов на затвердевающую корочку слитка и средством борьбы с ними – правильную настройку роликовой проводки и сохранение постоянства расстояния между роликами. Такие трещины могут также возникать из-за термических напряжений при неравномерном вторичном охлаждении (например, при разогреве поверхности после интенсивного охлаждения). [6, с. 66].

Гнездообразные трещины – скопления мелких, схожих с трещинами типа и располагающихся ближе них к центру слитка образуются при разгибании слитка с жидкой сердцевиной.

Осевые трещины в слябах располагаются по их большой оси в зоне смыкания фронтов кристаллизации. Считают, что эти трещины образуются в результате усадки стали, если она не компенсируется сжимающим усилием опорных роликов; особенно они проявляются при выпучивании широких граней слитка, когда сжимающие усилия явно недостаточны. В слитках квадратного сечения, где усадка сконцентрирована в центре слитка, форма осевых трещин иная.

Трещины, перпендикулярные узким граням и расположенные вблизи от них, возникают при выпучивании широких граней слитка, т. е. при недостаточном поддержании оболочки слитка опорными устройствами. Диагональные трещины на стыке кристаллов, растущих от двух смежных граней, встречаются преимущественно в слитках квадратного сечения при искажении профиля (ромбичности) в тупых углах.

Газовые пузыри в корковом слое слитка возникают при недостаточно раскисленном металле, высоком содержании в нем водорода, повышенном содержании влаги в защитной шлаковой смеси, вводимой в кристаллизатор. Ряд поверхностных дефектов слитка связан с неудовлетворительной организацией разливки.

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

Шлаковые включения на поверхности возникают при заливке жидким металлом прилипающих к стенкам кристаллизатора частиц шлака или размытых огнеупоров. Ужимины (поперечные углубления на поверхности слитка) возникают в результате резкого изменения напора струи и колебаний уровня металла в кристаллизаторе, при местном размывании корки струей металла и в участках неплотного прилегания корки к стенкам кристаллизатора.

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		79

#### 4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Конструкционную сталь 35ХГСА производят не только в России, но и за рубежом. Зарубежные аналоги приведены в таблице 30.

Таблица 30 – Зарубежные аналоги стали 35ХГСА

Болгария	Польша
35GhGSA	35HGS

Из таблицы видно, сталь 35ХГСА производят в Болгарии, Польше.

В Польше в последние годы проводилась реорганизация черной металлургии в соответствии с совместной программой правительства страны и Еврокомиссии. При этом основные инвестиции были направлены на модернизацию и внедрение современного оборудования для выплавки и разлива стали, ввод в эксплуатацию новых прокатных станов для производства листа и катанки, создание новых сервисных центров и реализацию проектов по защите окружающей среды. В 2007г. принятые в Польше меры, такие как приватизация компаний, расширение производственных мощностей, внедрение новых технологий, совершенствование организации труда и увеличение его производительности позволили повысить конкурентоспособность польской продукции на мировом рынке.

В стране в 2007г. впервые за последние несколько лет удалось добиться роста рентабельности предприятий черной металлургии [3, с. 87].

В 2007 г. на металлургических предприятиях Польши было произведено 10,6 млн.т. стали (на 6% больше, чем в 2006 г.), из них нелегированной – 94%, легированной – 6%, в т.ч. коррозионностойкой – 0,06%. Конвертерным способом было выплавлено 58% стали (6,2 млн.т., на 8% больше, чем в 2006г.), а с использованием электродуговых печей – 42% (4,4 млн.т., на 5% больше, чем в 2006 г.).

Выпуск листового проката достиг 8 млн.т. (на 4% больше, чем в 2006г.), из них на полосу приходилось 39% (3,089 млн.т.). Производство стальных труб составило 414 тыс.т., холоднокатаного проката – 401 тыс. В группе холодной переработки в 2007г. по сравнению с 2006г. было зафиксировано снижение выпуска листовой и ленточной стали на 3%, а также оцинкованного листа – на 14%. В результате модернизации и расширения производства листовой и ленточной стали с гальваническим покрытием было выпущено на 56% больше, чем в 2006г.

На внутренний рынок страны в 2007г. было поставлено 12 млн.т. продукции черной металлургии (на 12% больше, чем в 2006г.), из них на лист приходилось 51%.

Польский импорт черных металлов достиг в 2007г. 8 млн.т. (на 24% больше, чем в 2006г.), а экспорт – 5 млн. (на 22% больше, чем в 2006г.). При этом в 2007г. по сравнению с 2006г. рост доходов предприятий отрасли увеличился на

20%, а чистая прибыль – на 30%, а число занятых в металлургической промышленности уменьшилось до 28 тыс. (в 2006г. – 30 тыс.).

Эти заводы имеют в своей структуре технологический модуль, состоящий из мощной дуговой сталеплавильной печи с массой плавки 100 тонн и более (цикл плавки 55–70 минут) или кислородного конвертера, агрегат «ковш–печь» для доводки стали, (иногда и вакууматор), многоручьевую (4–6 ручьев) высокоскоростную сортовую МНЛЗ, а также группой проволочных и сортопрокатных станах. Широкие возможности по ассортименту – от арматуры, сварных матов для армирования железобетона до труб и листа.

Металлургический комбинат «ИСД Хута Ченстохова» — крупнейшее и наиболее модернизированное предприятие Польши по производству толстого листа. Стратегической целью предприятия является сохранение лидерских позиций в производстве сталей специального назначения и листового проката. Производственная мощность: более миллиона тонн листового проката в год и 100 тысяч тонн металлоконструкций и префабрикатов. Завод производит более 65% всех выпускаемых в Польше стальных листов. Кроме того, «ИСД Хута Ченстохова» является признанным производителем в своей области в странах Европы (4–5% производства).

«Хута Ченстохова» производит сталь уже более 100 лет. С приходом «ИСД» в 2005 году комбинат упрочил свою репутацию надежного, ответственного и бережного производителя стали. Международные продажи осуществляются через крупную металлотрейдерскую сеть «Дуферко».

Продукция завода используется в кораблестроении, возведении металлоконструкций, горнодобывающем секторе, энергетическом секторе, строительстве.

Ведущую роль в координации НИОКР в металлургической промышленности играет основанная в дек. 2005г. Polska Platforma Technologiczna Stall (PPTS), членами которой являются металлургические заводы, научные организации и другие объединения, действующие в интересах развития польской металлургии (всего 41 организация). В 2008–09гг. руководство PPTS планирует сформировать Наблюдательный комитет в количестве 12 чел. и поручить НИИ черной металлургии Польши (г. Гливице) функции отраслевого координатора [4, с. 32].

## 5 НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ПРОДУКЦИИ

Зонды являются комбинацией из 2 или более «стандартных» зондов. Обычно, широко известна комбинация из термопары с пробоотборником, называемая СЕТ. Но также имеются такие, как Т + Кислород + пробоотборник (СЕТ-ОХ) и Т + зонд углерода (ТЕСАРВ). Они рекомендуются для систем автоматического замера. Данные зонды также применяются для ручного использования. Позволяют рабочему получить наибольшую уверенность по отношению к замеру. Например, когда необходимо получить замер температуры, имеется всегда возможность проверить (т.е. с пористым шлаком), что показанная температура является температурой шлака, в то время как с помощью зонда СЕТ, если проба верная, значит и показанная температура – действительная температура стали.

Зонды для измерения углерода используются для экономии времени во время производства, быстро сообщая в течении 4 секунд значение углерода в стали, в то время как для получения пробы и последующего его анализа необходимо от 4 до 8 минут. SIDERMES предлагает 2 типа зондов, INCARB (только углерод) и ТЕСАРВ (углерод и температура стали). Оба типа используют термопары высокой точности для анализа кривой охлаждения и нахождения точки остановки, которая указывает углерод. Зонды для измерения кислорода, углерода и термопары производства SIDERMES могут быть использованы на одном и том же универсальном измерительном жезле SIDERLANCE. Цифровой измерительный прибор SIDERTOP автоматически распознает, если надет на жезл зонд измерения кислорода, зонд для углерода или термопара.

Также к направлениям модернизации можно отнести следующее

1. Использование на ДСП разборных газокислородных горелок:

недостатки: уплотнительные кольца в процессе эксплуатации приходят в негодность, что является причиной прорыва кислорода в полость газа, следствием которого является повреждение горелки и остановки агрегата.(не разборная)

2. Замена водоохлаждаемого змеевика малого свода ДСП-120 т в отдельности, вместо замены всего малого свода, это уменьшит затраты на ремонт оборудования участка ДСП, а также сократит время ремонта малого свода и периодичность его замены.

3. Использование карбида кремния вместо ферросилиция, что позволяет снизить себестоимость готового продукта.

									Лист
									82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

## 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ.

### 6.1 Охрана труда и техника безопасности

Перед запуском механизма в работу необходимо подать предупреждающий сигнал. После сигнала перед пуском механизма необходимо сделать некоторую выдержку и убедиться в уходе людей в безопасное место. Уходя с рабочего места, отключить механизм. Не оставлять без надзора работающий механизм хотя бы на короткое время во избежание аварии и несчастных случаев. Проверить исправность защитных ограждений, блокировок, освещенность рабочего места.

Ремонт, чистку и смазку механизмов производить только после их остановки и отключения.

Своевременно крепить и ремонтировать ограждения. Твердо помнить, что защитное приспособление или ограждение на механизмах является одной из важнейших и обязательных ее частей и сохраняет жизнь рабочего.

### 6.2 Охрана труда при работе на агрегатах

Все открытые движущие части оборудования и передаточные механизмы, расположенные на высоте до 2,5 м от уровня пола или доступные для случайного прикосновения с рабочих площадок, а также контргрузы, не размещенные внутри оборудования, должны иметь сплошные или сетчатые ограждения с размером ячеек 20·20 мм.

Зубчатые и цепные передачи независимо от высоты их расположения и скорости вращения должны иметь сплошное ограждение.

Площадки, расположенные на высоте 0,6 м и более от уровня пола, переходные мостики, лестницы, открытые прямки, люки, колодцы, проемы в перекрытиях и дренажные каналы должны иметь перильное ограждение высотой не менее 1,0 м со сплошной обшивкой по низу на высоту 0,14 м.

Для обслуживания запорной и прочей арматуры, а также механизмов, расположенных на высоте 2 м и более от уровня пола должны быть устроены стационарные площадки и лестницы к ним.

Работать разрешается только на механизмах, обслуживание которых входит в круг обязанностей. Допускать к работе посторонних лиц запрещается.

Перед началом работы необходимо проверить исправность оборудования ограждений, защитных средств и приспособлений.

Нельзя отвлекать внимание работающих на механизмах и мешать им работать.

Ремонт, чистка, смазка, осмотр механизма производится при полной его остановке с разобранной схемой электропитания.

Рабочие, обслуживающие электрифицированное оборудование, должны иметь квалификационную группу по электробезопасности в соответствии с

									Лист
									83
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР				

требованиями ПТЭ и ПТБ при эксплуатации электроустановок потребителей.

### 6.3 Водоснабжение производственного цеха. Охрана водных объектов.

На ПАО «Ашинский метзавод» разработана независимая система производственного водоснабжения и пожарно-питьевого водоснабжения.

Цеховая система водоснабжения включает насосную станцию, создающую требуемое давление воды, сети (трубопроводы) для подвода воды к потребителям и оборудование оборотных циклов водоснабжения. Для обеспечения бесперебойного снабжения на водоподводящей сети два трубопровода; Системы водоснабжения определяют максимальный расход воды и в соответствии с ним рассчитаны определённые сечения водопроводов, также разработана система прокладки трубопроводов с установкой необходимой запорной арматуры.

Система оборотного водоснабжения включает циркуляционную насосную станцию, сеть трубопроводов, устройства для очистки воды от взвесей или растворенных примесей и при необходимости охладительные устройства (бассейны с брызгальными устройствами, градирни). Для очистки от взвесей имеются радиальные отстойники, которые оборудуют шламовой насосной станцией для удаления шлама из отстойников. Система оборотного водоснабжения ЭСПЦ-2 является, системой замкнутого контура (циркуляция жидкости; потери воды составляют лишь только на её испарение).

В 1997 г. правительство России утвердило «Положение об осуществлении государственного контроля за использованием и охраной водных объектов», в соответствии с которым указанный контроль осуществляют Министерство природных ресурсов (МПР), отделы государственного контроля за использованием и охраной водных объектов территориальных органов (бассейновых органов, которые функционируют на территории субъекта Российской Федерации).

Основной задачей МПР является осуществление государственного контроля за соблюдением требований водного законодательства России, стандартов, нормативов, правил и иных правовых актов, имеющих обязательную силу для всех пользователей водными объектами при проведении ими всех видов работ, связанных с использованием и охраной водных объектов, в том числе внутренних морских вод и территориального моря РФ. Вместе с органами Госсанэпиднадзора Министерство осуществляет государственный контроль за изучением, использованием и охраной подземных водных объектов, а совместно с органами федерального горного промышленного надзора — водных объектов, содержащих природные лечебные ресурсы.

Государственные инспекторы по контролю за использованием и охраной водных объектов наделены широкими полномочиями, в частности они имеют право: посещать без предварительного уведомления объекты и организации, являющиеся водопользователями и водопотребителями, а также при необходимости военные, оборонные и другие объекты с учетом установленного режима их посещения; давать обязательные для использования предписания по

									Лист
									84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				



устранению выявленных в ходе проверок нарушений режима пользования водными объектами и контролировать их исполнение; осматривать и при необходимости задерживать суда (в том числе иностранные), допустившие незаконный сброс загрязняющих веществ или не принявшие необходимые меры по предотвращению загрязнения водных объектов; предъявлять организациям (в том числе режимным) и физическим лицам требования провести мероприятия по улучшению состояния, использования и охраны водных объектов и по организации контроля за сточными водами и их влиянием на водные объекты; рассматривать дела об административных правонарушениях и налагать административные взыскания на лиц, виновных в нарушении водного законодательства.

Следует иметь в виду, что решения органов государственного контроля за использованием и охраной водных объектов являются обязательными для исполнения всеми водопользователями; они могут быть обжалованы только в гражданский или арбитражный суд.

Таким образом термин охраны водных объектов подразумевает исполнение следующих функций:

- разработку соответствующих законодательных актов;
- организацию мониторинга водных объектов;
- охрану поверхностных и подземных вод, включая очистку промышленных и бытовых стоков;
- подготовку воды, используемой для питьевых и хозяйственных целей;
- государственный контроль за использованием и охраной водных ресурсов;

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Настоящий период развития черной металлургии характеризуется коренным изменением масштабов производства качественных и высококачественных марок стали, а также их доли в общем объеме производства металла. Требования новых отраслей техники к качеству металла резко возросли и продолжают возрастать.

В данном дипломном проекте авторами изучен химический состав и рассмотрены отличительные особенности структуры и свойств стали 35ХГСА от сталей обыкновенного качества а также проведён анализ технологии выплавки стали. Разработана технология выплавки данной марки стали по схеме ДСП→сталеразливочный ковш → ковш – печь → МНЛЗ. Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки.

На современном этапе развития экономики нашей страны снижение энерго- и материалоёмкости является одним из решающих условий повышения эффективности общественного производства. В этом отношении в электротермии имеются крупные резервы экономии сырья, топливо-энергетических и трудовых ресурсов.

Электроплавка, как одна из разновидностей электронагрева, развивалась в нашей стране в прошедший период главным образом в связи с возрастающими потребностями в высококачественном металле, получение которого в других агрегатах было либо невозможно, либо неэкономично.

К основным преимуществам электроплавки следует отнести:

1. применение высокотемпературного источника энергии,
2. исключение смешивания технологических газов с продуктами сгорания топлива, что позволяет работать в вакууме или защитной атмосфере при резком уменьшении выброса газов в атмосферу;
3. резкое сокращение в электроплавке расхода ферросплавов (из-за уменьшения угара хрома, марганца и особенно ванадия и кремния);
4. облегчение управлением выделения тепла, что позволяет значительно сократить тепловые потери и повысить термический к.п.д. печей;
5. улучшение условий труда обслуживающего персонала;
6. снижение себестоимости и уменьшение капитальных затрат.

Основным направлением развития электронагрева является повышение единичной мощности крупнотоннажных печей. Однако в связи с повышением расхода мощности на единицу продукции ухудшаются условия службы футеровки стен и свода печей из-за теплового воздействия на кладку.

Применяя различные типы электротермических устройств, можно обеспечить равномерный прогрев различных материалов и изделий не только с целью повышения их пластичности перед деформацией (ковкой, штамповкой или прокаткой) и придания им специальных свойств, но и нагреть только поверхность изделий или отдельные их участки (например для поверхностной или частичной термообработки).

									Лист
									86
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 235 00 ПЗ РКР				

Таким образом отличие высококачественных сталей от сталей обыкновенного качества выражается в содержании легирующих элементов, каждый из которых отвечает определённым свойственным требованиям. Ещё одним важным отличием является значительное удаление примесей, неметаллических включений и газов в отличие от сталей обыкновенного качества.

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		87

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие / А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.
- 2 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие / И.В. Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
- 3 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом / И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116 с.
- 4 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: «ООО “Юго – Восток, Лтд”», 2003. - 300с.
- 5 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.
- 6 Инструкция по эксплуатации и техническому обслуживанию для ДСП-120 т. ПАО «Ашинский метзавод»., 2009. – 72 с.
- 7 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480 с.
- 8 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.
- 9 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.

					<i>22 03 02 2017 235 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88