

Министерство науки и высшего образования РФ  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
«ЮЖНО-УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ  
(национальный исследовательский университет)»  
Факультет «Материаловедения и металлургических технологий»  
Кафедра «Литейное производство»

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой,  
д. т. н. профессор  
/Б. А. Кулаков  
«\_\_»\_\_\_\_\_2020г.

Оборудование и технология производства стали марки ШХ15 в условиях  
электросталеплавильного цеха предприятия ПАО «Мечел»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА  
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ-22.03.02.2020.437.00.00 ПЗ ВКР

Нормоконтролер  
доцент, к.т.н.  
А.В. Карпинский  
«\_\_»\_\_\_\_\_2020г.

Руководитель проекта  
доцент, к.т.н.  
П.А. Гамов  
«\_\_»\_\_\_\_\_2020г.

Автор проекта  
студент группы  
П-437  
В.И. Шмелевский  
«\_\_»\_\_\_\_\_2020г.

## АННОТАЦИЯ

Шмелевский В.И. Оборудование и технология производства стали марки ШХ15 в условиях электросталеплавильного цеха предприятия ПАО «Мечел». – Челябинск: ЮУрГУ, П-437; 2020, 73 с. 10 ил., библиогр. список – 7 наим., 6 прил., 4 листа графического материала ф. А4

Дипломный проект выполнен с целью разработки технологии производства стали марки ШХ15 в условиях ПАО «Мечел». В дипломном проекте описаны технико-экономическое обоснование и структура цеха, приведены расчеты основного и вспомогательного технологического оборудования, расчет материального баланса производства сплава, разработана технология производства сплава.

Также рассмотрены дефекты непрерывнолитой заготовки. Установлены требования к охране труда и технике безопасности.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР			
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата				
Разраб.		Шмелевский В.И.			Оборудование и технология производства стали марки ШХ15 в условиях электросталеплавильного цеха предприятия ПАО «Мечел»	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Гамов П.А.				К	3	73
Т.конт.						ЮУрГУ Кафедра ЛП		
Н.конт.		Карпинский А.В.						
Утв.								

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	7
1 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЕКТНОГО РЕШЕНИЯ.....	9
1.1 Технологические свойства стали ШХ15.....	10
1.2 Особенности легирования.....	11
1.3 Применение и условия эксплуатации изделий из стали ШХ15.....	12
2 ОПИСАНИЕ ЦЕХА (УЧАСТКА)	
2.1 Организация работ в цехе.....	13
2.1.1 Шихтовый пролет.....	13
2.1.2 Печной пролет.....	13
2.1.3 Бункерный пролет.....	14
2.1.4 Пролет внепечной обработки стали.....	15
2.1.5 Пролет МНЛЗ.....	15
2.1.6 Пролет хранения и отгрузки заготовок.....	16
2.2 Транспорт электросталеплавильного цеха.....	17
2.3 Подготовка металлошихты, сыпучих материалов, их транспортировка в ЭСПЦ.....	17
2.4 Краткое описание узлов и механизмов ДСП.....	17
2.4.1 Кожух печи.....	17
2.4.2 Стеновые панели.....	18
2.4.3 Водоохлаждаемый свод.....	18
2.4.4 Футеровка печи.....	18
2.4.5 Механизм наклона печи.....	19
2.4.6 Механизм перемещения электродов.....	20
2.4.7 Механизмы подъема и поворота свода.....	21
2.4.8 Электрод графитированный.....	21
2.4.9 Схема выпуска.....	21

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		4

2.4.10 Короткая сеть.....	22
3 РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ.....	24
4 ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА СПЛАВА.....	27
5 РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПРОИЗВОДСТВА СПЛАВА	
5.1 Расчет материального баланса плавки стали	
5.1.1 Период плавления.....	28
5.1.2 Период окисления.....	31
5.1.3 Раскисление и легирование без обработки на печи-ковше.....	35
5.2 Расчет баланса обработки стали в ковше-печи.....	40
5.2.1 Раскисление и легирование.....	42
5.2.2 Состав и количество шлака.....	44
5.2.3 Десульфурация.....	46
5.2.4 Количество газа.....	46
5.2.5 Выход жидкой стали.....	47
6 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ «ДЕФЕКТЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ»	
6.1 Понятие дефектности продукции.....	49
6.2 Характеристика основных дефектов	
6.2.1 Дефектов поверхности непрерывнолитой заготовки.....	49
6.2.2 Дефекты внутренней структуры непрерывнолитых заготовок.....	51
6.2.3 Дефекты профиля непрерывнолитой заготовки.....	52
7 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	
7.1 Опасные и вредные производственные факторы.....	54
7.2 Уровни и концентрации опасных и вредных производственных факторов.....	55
7.3 Требования безопасности, предъявляемые к организации производственного процесса.....	56
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	58
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	59

## ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение А. План цеха.....	60
Приложение Б. Плавильный агрегат.....	62
Приложение В. Технологическая схема производства.....	64
Приложение Г. Результаты расчетов материального баланса.....	65
Приложение Д. Схема газоочистки.....	66
Приложение Е. Таблица «Поверхностные дефекты непрерывнолитых заготовок» .....	67

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		6

## ВВЕДЕНИЕ

ПАО «Мечел» – одна из ведущих мировых компаний в горнодобывающей и металлургической отраслях. В компанию входят производственные предприятия, находящиеся в 11 регионах России, а также за рубежом.

ПАО «Мечел» объединяет более 20 промышленных предприятий – это производители угля, железной руды, стали, проката, ферросплавов, тепловой и электрической энергии. Все предприятия работают в единой производственной цепочке: от добычи сырья до продукции с высокой добавленной стоимостью.

ПАО «Мечел» является крупнейшим производителем специальных сталей и сплавов в России, в том числе стали марки ШХ15.

В промышленности шарико-подшипниковая сталь ШХ15 получила широкое распространение. Особые эксплуатационные характеристики стали позволяют применять металл при создании подшипников и лезвия. Практически все подшипники изготавливаются из стали марки ШХ15, что и обуславливает название стали.

В соответствии с установленными стандартами ГОСТ марка стали ШХ15 хорошо поддается различным видам обработки и обладает стойкостью к смятию. К тому же, поверхность характеризуется очень высокой твердостью. Температура критических точек довольно высока, что учитывается при проведении термической обработки.

Основное применение стали марки ШХ15:

- для производства бесшовных холодно- и горячедеформированных труб, предназначенных для изготовления колец шариковых и роликовых подшипников;
- шариков диаметром до 150 мм, роликов диаметром до 23 мм;
- втулок плунжеров, плунжеров;
- нагнетательных клапанов;
- корпусов распылителей;
- роликов толкателей и многих других деталей, от которых требуется высокая

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		7

твёрдость, износостойкость и контактная прочность;

– для производства круглой отожженной проволоки диаметром 1,4...10,0 мм для изготовления шариков, роликов и колец подшипников.

Цель работы состоит в изготовлении стали марки ШХ15 в условиях ПАО «Мечел». Используем плавку в дуговой сталеплавильной печи (далее – ДСП). Для этого в работе был приведен расчет основного и вспомогательного технологического оборудования, а также материальный баланс производства стали.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		8

# 1 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЕКТНОГО РЕШЕНИЯ

Общая информация о стали ШХ15 приведена в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Общая информация о стали ШХ15

Марка:	ШХ15
Заменитель:	ШХ9, ШХ12, ШХ15СГ
Классификация:	Сталь конструкционная подшипниковая
Применение:	Для производства бесшовных холодно- и горячедеформированных труб, предназначенных для изготовления колец шариковых и роликовых подшипников

Химический состав в процентах материала ШХ15 указан в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Химический состав в % материала ШХ15 [1]

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Fe
0,900... 1,050	0,170... 0,370	0,200... 0,400	до 0,300	до 0,020	до 0,027	1,300... 1,650	до 0,250	~ 96,000

Температура критических точек материала ШХ15 указана в таблице 1.3.

Таблица 1.3 – Температура критических точек материала ШХ15, °С

Критическая точка	°С
Ac1	724
Ac3(Acm)	900
Mn	210



Обозначения к таблице 1.3:

- А с1 – температура начала превращения перлита в аустенит при нагреве;
- А с3 - температура окончания превращения феррита в аустенит при нагреве;
- Мп - температура начала превращения аустенита в мартенсит при охлаждении.

### 1.1 Технологические свойства стали ШХ15

Технологические свойства стали ШХ15 указаны в таблице 1.4.

Таблица 1.4 – Технологические свойства стали ШХ15 [1]

Сортамент	Размер	$s_B$	$s_T$	$d_5$	$y$	КСУ
-	мм	МПа	МПа	%	%	$\frac{\text{кДж}}{\text{м}^2}$
Круг сталь, ГОСТ 2590-06	-	590	370	20,0	-	-

Твердость ШХ15 горячекатаного – НВ  $10^{-1} = 179$  МПа.

Обозначения к таблице 1.4:

- $s_B$  – Предел кратковременной прочности, МПа;
- $s_T$  – Предел пропорциональности (предел текучести для остаточной деформации), МПа;
- $d_5$  – Относительное удлинение при разрыве, %;
- $y$  – Относительное сужение, %;
- КСУ – Ударная вязкость, кДж / м<sup>2</sup>.

Несмотря на тот факт, что сталь ШХ15 была разработана специально для шарико-подшипникового производства, данная сталь нашла широкое применение в качестве материала для изготовления ножей и клинков благодаря низкой стоимости и высоким прочностным характеристикам. Стойкость стали к истиранию и способность «держат лезвие» в прямом смысле покорили многих мастеров. Именно поэтому сталь ШХ15 часто используется и в кустарном производстве для изготовления ножей и клинков. Однако, здесь следует помнить о низкой коррозионной стойкости данной стали. Это означает, что изделия из неё требуют

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		10

особого ухода и условий хранения, предотвращающих коррозию.

Основной формой выпуска является круг различных диаметров.

Безопасная и слаженная работа практически всех машин и механизмов во многом зависит от качества элементов шарико-подшипниковых соединений, поэтому к свойствам стали ШХ15 предъявляют повышенные требования.

Основные требования предъявляются к микроструктуре стали. Немаловажны также неметаллические включения и свойства обезуглероженного слоя, такие как глубина и твердость. Именно эти показатели во многом определяют качество изготавливаемой продукции, её способность служить долго и без проблем, определяют износостойкость изготовленных частей, их контактную прочность.

При использовании данной стали в производстве имеется основная сложность – недопущение обезуглероживания и сохранение её структуры. В связи с этим сталь ШХ15 требует особенно умелого профессионального подхода к процессам закаливания и отпуска, которые подбираются в зависимости от свойств начальной заготовки, особенностей конечного продукта и непосредственно самого производства.

К данной стали предъявляются высокие требования по чистоте. Присутствие неметаллических включений, металлургических дефектов, а также крупных неравномерно распределенных карбидов недопустимо, особенно в поверхностных слоях. Такие дефекты служат концентраторами напряжений, которые вызывают образование трещин и выкрашивание, что, в свою очередь, приводит к преждевременному разрушению подшипника. Также характерным признаком шарикоподшипниковой стали ШХ15 является то, что это высокоуглеродистая сталь, и наличие в ней углерода в количестве 0,95...1,05 % обеспечивает получение заданного уровня твердости [2].

## 1.2 Особенности легирования

В соответствии с химическим составом основным легирующим элементом стали марки ШХ15 является хром. В современном производстве хром является дешевым и доступным легирующим элементом, который обеспечивает в стали

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		11

хорошую закаливаемость и прокаливаемость. Хром понижает критическую скорость закали, и для того, чтобы сталь легко принимала закалку в масло, ее легируют хромом. После закали по всему объему металла должна быть мартенситная структура. Присутствие других структур ухудшают упругие свойства металла. Кроме того, хром в стали увеличивает прокаливаемость. Легирование стали хромом оправдано, в первую очередь, для обеспечения прокаливаемости до 55 мм.

### 1.3 Применение и условия эксплуатации изделий из стали ШХ15

Назначение – шарики диаметром до 150 мм, ролики диаметром до 23 мм, кольца подшипников с толщиной стенки до 14 мм, втулки плунжеров, плунжеры, нагнетательные клапаны, корпуса распылителей, ролики толкателей и многие другие детали, от которых требуется высокая твердость, износостойкость и контактная прочность.

В соответствии с ГОСТ 520-2011 [3] сталь ШХ15 используется для колец и роликов подшипников качения и имеет твердость, указанную в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Твердость колец и роликов подшипников качения, HRC [3]

Твердость колец и роликов подшипников качения, HRC	
Кольца с толщиной стенки до 35 мм и ролики диаметром до 55 мм	Кольца с толщиной стенки свыше 35 мм и ролики диаметром свыше 55 мм
62...66	59...63

Подшипники качения работают преимущественно при трении качения.

## 2 ОПИСАНИЕ ЦЕХА (УЧАСТКА)

### 2.1 Организация работ в цехе

Здание электросталеплавильного цеха состоит из шести основных пролетов: шихтового, печного, бункерного, внепечной обработки стали, разливочного (МНЛЗ) и пролет хранения и отгрузки заготовок. Бадью с шихтой передают в печной пролет с помощью железнодорожного транспорта.

#### 2.1.1 Шихтовый пролет

Шихта (металлический лом, шлакообразующие материалы и т. д.) поступает железнодорожным транспортом. В шихтовом пролете происходит сортировка и загрузка шихты в завалочные бадьи.

#### 2.1.2 Печной пролет

Работа печного пролета заключается в выполнении следующих задач:

- поставка и загрузка в печь шихты, шлакообразующих и ферросплавов;
- заправка печи, доставка электродов и наращивание их по мере расхода;
- уборка шлака, выпуск стали в сталеразливочный ковш, осуществление ремонтных работ печи.

В печном пролете размещена одна сталеплавильная печь вместимостью 120 т, с мощностью трансформатора 120 МВА, и дополнительные механизмы, применяемые для сталеплавильных процессов и для осуществления контроля за состоянием печи. Электросталеплавильная печь оборудована двумя стеновыми газокислородными горелками.

Завалка в электропечь производится с помощью завалочной бадьи (рисунок 2.1).

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		13

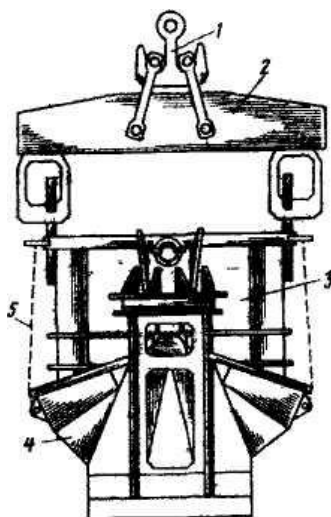


Рисунок 2.1 – Завалочная бадья грейферного типа: 1 – крюк главного подъемного крана; 2 – траверса; 3 – корпус; 4 – челюсти; 5 – кант

Выпуск стали производят в сталеразливочный ковш через сталевыпускное отверстие в эркере. Сталеразливочный ковш расположен на самоходном сталевозе.

Вывод шлака производят через порог окна печи. Шлак сам по себе стекает из печи в шлаковню, стационарно установленную под печью.

Во время работы печи образующиеся газы отводятся из рабочего пространства через газоотводный патрубок, установленный на своде печи, далее – на газоочистку, оснащенную электрофилтрами. Доставка электродов к печи и их наращивание осуществляются с помощью завалочного крана. Наращивание электродов происходит в специальных станках, расположенных рядом с печью.

### 2.1.3 Бункерный пролет

ЭСЩ потребляет большое количество различных материалов: углеродистый и легированный лом, чугун, известь, известняк, плавиковый шпат, никель, железная руда и агломерат, ферросплавы многих марок, кокс. Каждый материал должен быть доставлен в необходимом количестве к нужному месту в заданное время, с наименьшими затратами ручного труда и капитальных вложений.

Необходимый определенный запас сыпучих компонентов, таких как шлакообразующие, окислители, ферросплавы, заправочные и др., хранится в расходных бункерах, размещенных над рабочей площадкой в специальном бункерном пролете, который находится между печным пролетом и пролетом внепечной обработки.

#### 2.1.4 Пролет внепечной обработки стали

Современный ЭСПЦ, выплавляющий большой сортамент конструкционных марок стали, имеет агрегаты, способные проводить внепечную обработку стали как при атмосферном давлении, так и в состоянии вакуума. Кроме того, данный пролёт предназначен для внепечной обработка стали, ломки изношенной футеровки ковшей, изготовления новой футеровки сталеразливочных ковшей, сушки ковшей, а также подачи ковшей под печь. Ширина пролета внепечной обработки составляет 30 м.

В пролете внепечной обработки стали имеется одна АКП, позволяющая производить в нем сплав с нужным химическим составом, а также заданной температурой выпуска в ковш. Пролёт внепечной обработки обслуживается двумя разливочными кранами.

#### 2.1.5 Пролет МНЛЗ

Данный пролет предназначен для выполнения следующих операций: разливка металла на МНЛЗ для получения заготовок, уборка шлаковых чаш, осмотр и ремонт промковшей. Также в пролете находятся поворотные стенды МНЛЗ, телеги с промковшами, тянущие правильные клетки, агрегат резки заготовок, стенд для ломки футеровки промковшей, стенд для охлаждения промковшей, стенд для кладки футеровки промковшей, стенд для сушки промковшей. Краны участвуют в монтаже и демонтаже клеток, производят доставку и уборку промковшей. Грузоподъемность крана определяется весом промковшей, тянущеправильных клеток и составляет 50/12 т.

В пролете установлена шестиручьева блюмовая МНЛЗ, выпускающая

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		15

квадратную заготовку 125×125 мм (рисунок 2.2).

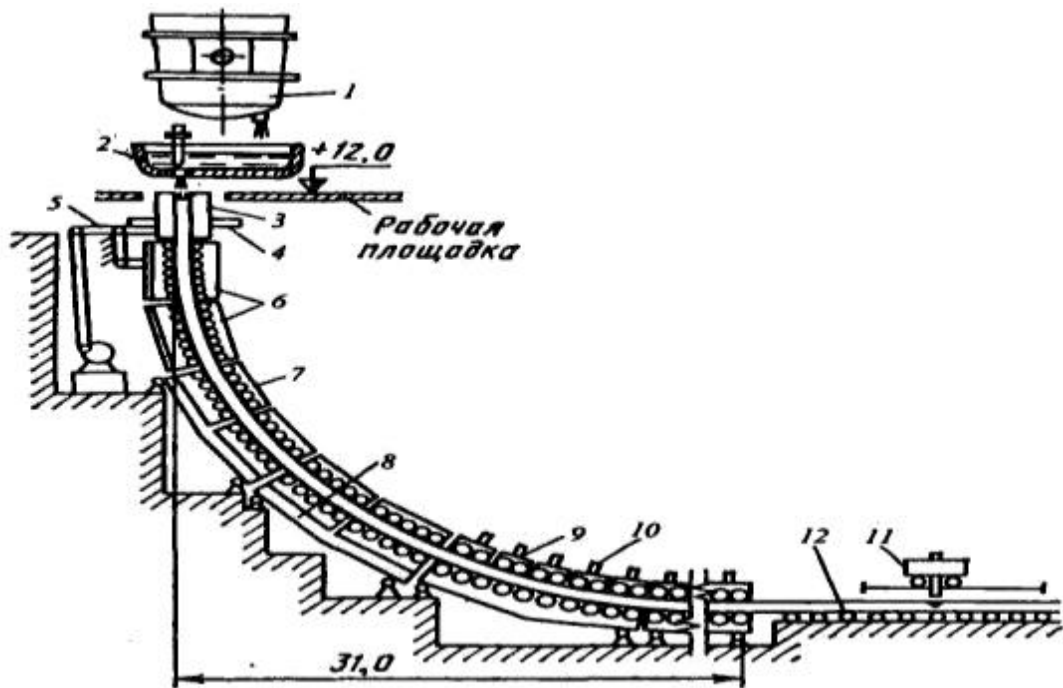


Рисунок 2.2 – МНЛЗ: 1 – сталеразливочный ковш; 2 – промежуточный ковш; 3 – кристаллизатор; 4 – опорная рама кристаллизатора; 5 – механизм качения кристаллизатора; 6,7,9 – секции роликовой проводки; 8 – опорные балки; 10 – механизм прижатия и перемещения роликов; 11 – газорезка; 12 – рольганг

При разливке на МНЛЗ сталь из стальковша сливают в промковш, из промежуточного ковша в кристаллизатор, далее из которого заготовка вытягивается тянущими валками. В кристаллизаторе и в зоне вторичного охлаждения происходит охлаждение и затвердевание заготовки. Машины сконструированы таким образом, чтобы горизонтальное движение слитка осуществлялось на уровне пола цеха, где производят резку слитка.

#### 2.1.6 Пролет хранения и отгрузки заготовок

Здесь хранятся заготовки после холодильных установок. После достаточного накопления происходит отгрузка заготовок на железнодорожный состав. Данный

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		16

пролет оснащен двумя мостовыми электрическими кранами с подхватами грузоподъемностью 15 т каждый.

## 2.2 Транспорт электросталеплавильного цеха

Транспорт всего металлургического производства подразделяется на внешний и внутренний. К внешнему транспорту относится железнодорожный транспорт, доставляющий материалы из внешних источников снабжения. К внутреннему транспорту относятся: автомобильный транспорт, железнодорожный транспорт, конвейерный транспорт и пневматический транспорт.

## 2.3 Подготовка металлошихты, сыпучих материалов, их транспортировка в ЭСПЦ

Дозировка шихты готовится в отделении подготовки лома (ОПЛ), затем шихта поставляется в цех железнодорожным и непрерывным транспортом.

## 2.4 Краткое описание узлов и механизмов ДСП

### 2.4.1 Кожух печи

Кожух печи имеет цилиндрикоконическую форму со сферическим днищем, изготавливается разъёмным на уровне откосов по горизонтали. Нижняя часть кожуха, являющаяся опорой, изготовлена из стального листа. Верхняя часть кожуха, являющаяся опорой стеновых водоохлаждающих панелей, выполнена в виде решетчатого каркаса. К верхней части кожуха приваривается кольцевой желоб (рисунок 2.3), который наполняется песком для герметичного соединения со сводом (песочный затвор).

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		17



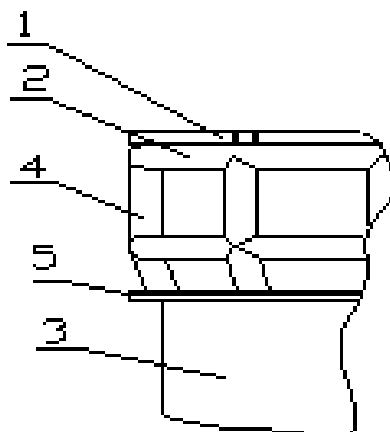


Рисунок 2.3 – Кольцевой желоб: 1 – песочный затвор; 2 – пояс жесткости; 3 – кожух; 4 – ребро жесткости; 5 – плоскость разъема

#### 2.4.2 Стеновые панели

Внутри решетчатого каркаса стен по всему периметру закреплены водоохлаждаемые панели, имеющие самостоятельный подвод и отвод воды. Такие панели эффективно отводят тепло от стен печи, благодаря чему увеличивается срок службы футеровки печи.

#### 2.4.3 Водоохлаждаемый свод

В ЭСПЦ ПАО «Мечел» применяется трубчатый куполообразный свод, который имеет водоохлаждаемый несущий каркас, состоящий из верхнего и нижнего трубчатых колец, соединенных пилонами. К каркасу снизу примыкают трубчатые водоохлаждаемые панели, на которые нанесён слой теплоизоляции.

#### 2.4.4 Футеровка печи

Футеровка подины состоит из двух слоев – теплоизоляционного и рабочего. Структура теплоизоляционного слоя: укладываемый на металлическое днище кожуха слой листового асбеста, далее выравнивающий слой шамотной крупки и за

тем слой кладки из шамотного кирпича. Рабочий слой изготовлен из нескольких рядов магнезитового кирпича и верхнего набивочного слоя из магнезитового порошка, который спекается в монолитную массу (рисунок 2.4).

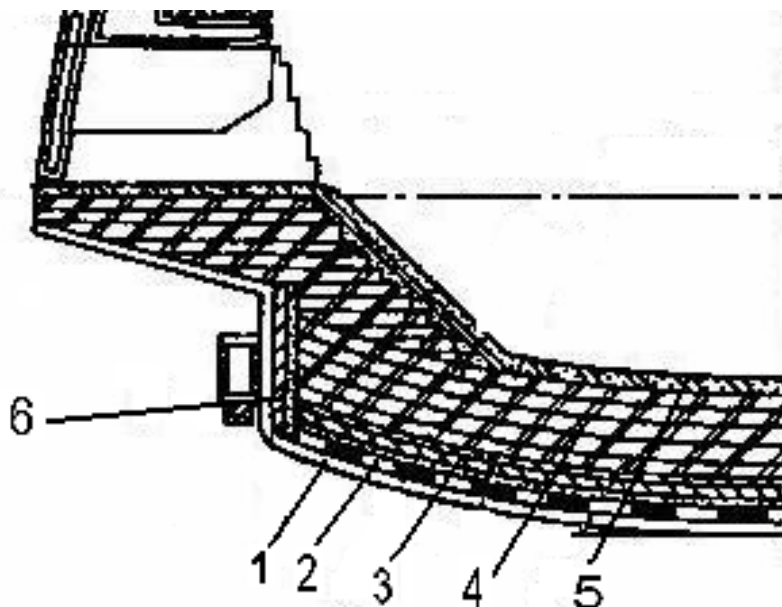


Рисунок 2.4 – Разрез рабочего пространства печи: 1 – кожух; 2 – листовой асбест; 3 – шамотный кирпич; 4 – магнезитовый кирпич; 5 – слой шамотного порошка; 6 – шамотный кирпич

#### 2.4.5 Механизм наклона печи

На печи применяется гидравлический механизм наклона, состоящий из двух гидроцилиндров. В связи с тем, что печь оборудована эркерным выпуском металла, угол её наклона составляет около  $12^\circ$  (рисунок 2.5).

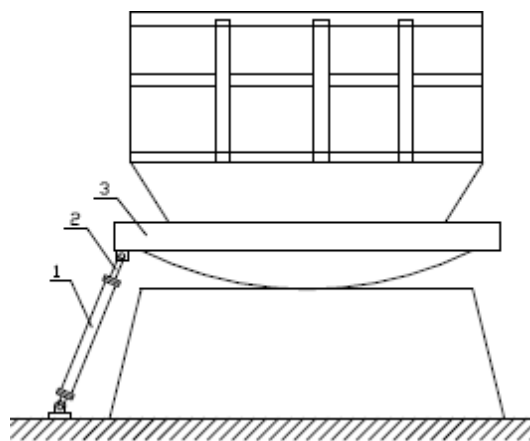


Рисунок 2.5 – Механизм наклона печи: 1 – гидроцилиндр; 2 – шток; 3 – люлька

#### 2.4.6 Механизм перемещения электродов

Каждый из трех электродов имеет свой независимый механизм зажима и перемещения (рисунок 2.6). На печи применен механизм перемещение электродов с телескопической стойкой. Перемещение осуществляется гидравлическим механизмом.

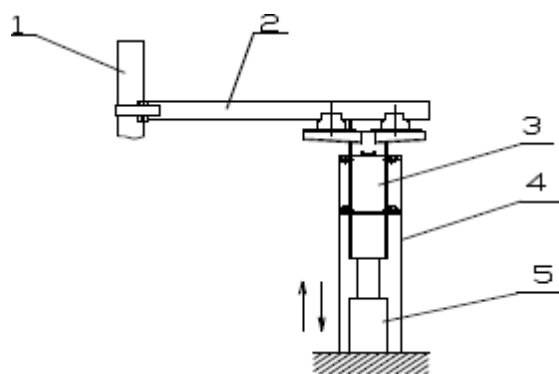


Рисунок 2.6 – Механизм перемещения электродов: 1 – электрод; 2 – рукав электрододержателя; 3 – подвижная стойка; 4 – неподвижная стойка; 5 – гидроцилиндр

#### 2.4.7 Механизмы подъема и поворота свода

Механизм подъема свода производит подъем свода на 150...300 мм. Печь снабжена гидравлическим механизмом подъема свода. После подачи рабочей жидкости в гидроцилиндр плунжер гидроцилиндра поднимает опорно-поворотный вал, который входит в зацеп с полупорталом, со скоростью 1...2 м/мин. Поворот свода осуществляется гидроцилиндром двустороннего действия (рисунок 2.7).

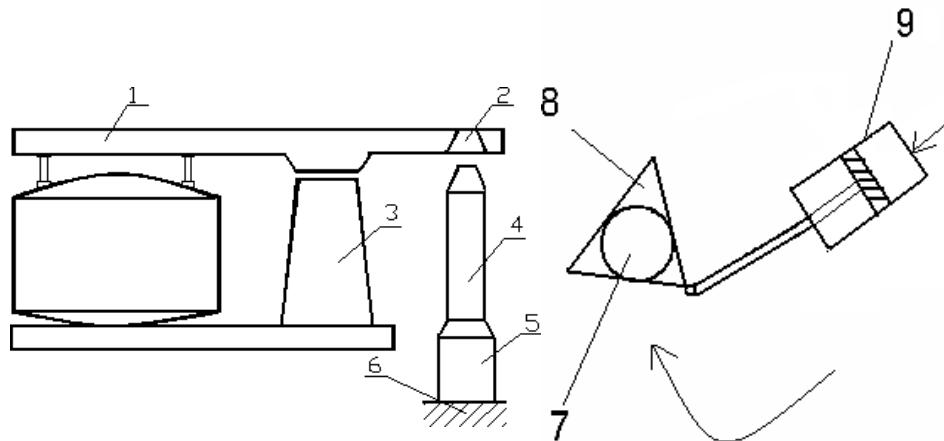


Рисунок 2.7 – Механизм подъема и поворота свода: 1– полупортал; 2 – гнездо под опорно-поворотный вал; 3 – стойка; 4,7 – опорно-поворотный вал; 5 – гидроцилиндр; 6 – фундамент; 8 – хомут; 9 – гидроцилиндр

#### 2.4.8 Электрод графитированный

На ДСП используют электроды круглого сечения диаметром 710 мм. Потери электроэнергии в значительной степени зависят от качества электродов и способа подвода к ним электрического тока и составляют до 10 % и более всей подводимой к печи мощности.

#### 2.4.9 Схема выпуска

Печь с эркерным выпуском имеет с противоположной стороны рабочего окна выступ (эркер), в котором во время выплавки находятся металл и шлак. В эркере находится сталевыпускное отверстие. Дно с отверстием находится на такой высоте, что для слива металла достаточен наклон печи на 10...12 ° (рисунок 2.8).

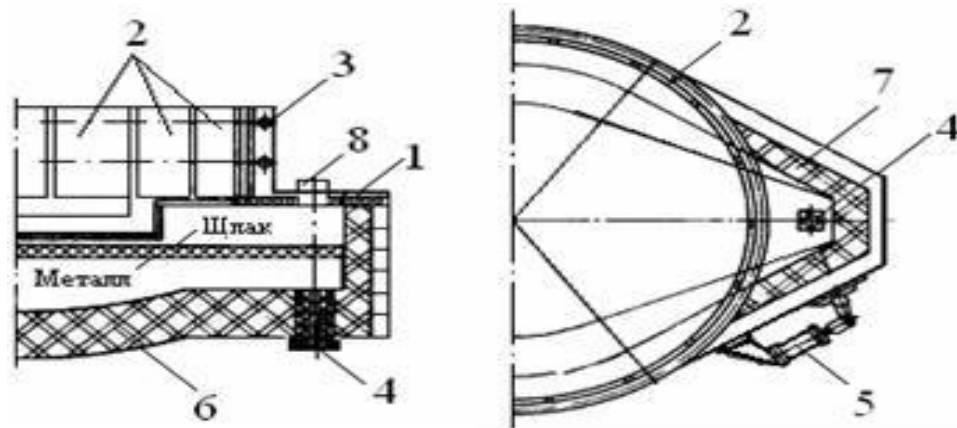


Рисунок 2.8 – Рабочее пространство печи с эркерным выпуском: 1 – сводик эркера; 2 – стеновые водоохлаждаемые панели; 3 – трубчатый каркас стены; 4 – сталевыпускное отверстие; 5 – привод запорного устройства; 6 – футеровка пола; 7 – футеровка эркера; 8 – лючок для обслуживания эркерного отверстия

#### 2.4.10 Короткая сеть

Короткой сетью именуется токоподвод, идущий от трансформатора до головки электродержателя, которая, в свою очередь, включает: шины, идущие от трансформатора через стены трансформаторного отделения; гибкие кабели от неподвижного башмака до подвижного башмака; водоохлаждаемые трубы, идущие над рукавом электродержателя.

Жесткий участок токоподвода изготавливается из медных труб с водяным охлаждением. Гибкая часть короткой сети изготавливается из медных водоохлаждаемых кабелей. Токоподводящие трубы от подвижного башмака к электроду выполняются медными, они являются водоохлаждаемыми.

Подвижный и неподвижный башмаки предназначены для соединения жесткой части с гибкой частью и гибкой части с токоподводящими трубами. Башмак – это водоохлаждаемая медная пластина со специальными креплениями (рисунок 2.9).

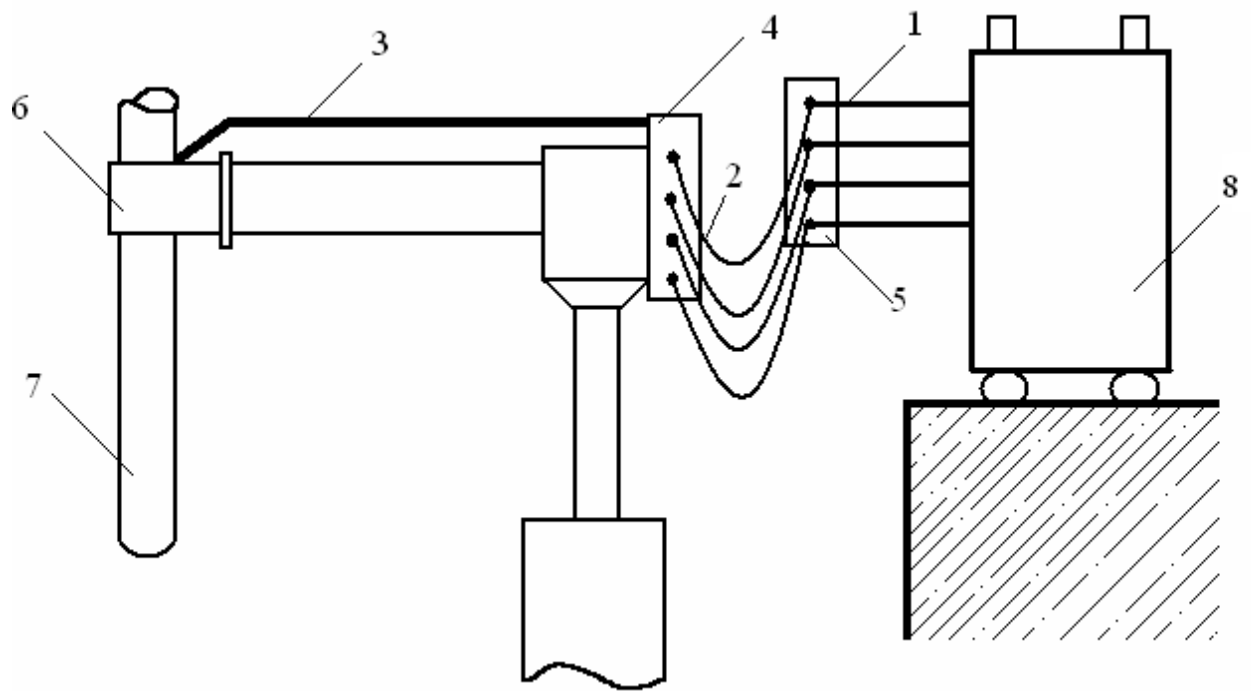


Рисунок 2.9 – Башмак: 1 – жесткая часть токоподвода; 2 – гибкая часть токоподвода; 3 – токоподводящие трубы; 4 – подвижный башмак; 5 – неподвижный башмак; 6 – головка электрододержателя; 7 – электрод; 8 – трансформатор

Схема цеха представлена в Приложении А.

Схема плавильного агрегата представлена в Приложении Б.

Технологическая схема производства представлена в Приложении В.

Схема газоочистки представлена в Приложении Д.

### 3 РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

#### Определение числа и вместимости ДСП

Производительность цеха 1,1 млн тонн в год. В цехе установлена одна высокоомощная ДСП вместимостью 120 т с выпуском 100 т жидкой стали.

Число загрузочных корзин рассчитывается по формуле (3.1):

$$n = \frac{(k \cdot t_{об} \cdot 2 \cdot A_{п})}{1440}, \quad (3.1)$$

где  $k = 1,2$  – коэффициент запаса;

$t_{об} = 60$  – длительность оборота загрузочных корзин,

$$n = \frac{(1,2 \cdot 60 \cdot 2 \cdot 25)}{1440} = 2,5 \text{ шт.}$$

Принимаем количество загрузочных корзин  $n = 4$  шт. (с учетом резервной)

Число сталеразливочных ковшей рассчитывается по формуле (3.2):

$$nk = 1,25 \cdot (n_{об} + n_{ср} + n_{кр}), \quad (3.2)$$

где 1,25 – коэффициент запаса;

$n_{об}$ ,  $n_{ср}$  – соответственно число ковшей, находящихся в обороте и в среднем ремонте, шт.

Число ковшей в обороте рассчитывается по формуле (3.3):

$$n_{об} = \frac{A_{ц} \cdot t_{об}}{24}, \quad (3.3)$$

где  $t_{об} = 5$  ч/пл – длительность цикла оборота ковша;

$$n_{об} = \frac{25 \cdot 5}{24} = 5,2 \text{ шт.}$$

Принимаем  $n_{об} = 6$  шт.

Число ковшей, находящихся в среднем ремонте, рассчитывается по формуле (3.4):

$$n_{ср} = n_{об} \cdot \frac{T_{ср}}{m} \cdot t_{об}, \quad (3.4)$$

где  $T_{ср} = 14$  ч – длительность среднего ремонта;

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		24

$m = 12$  – стойкость рабочего слоя между ремонтами,

$$n_{\text{ср}} = \frac{6 \cdot 14}{12 \cdot 5} = 1,4 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 шт.

Число ковшей, находящихся в капитальном ремонте, рассчитывается по формуле (3.5):

$$n_{\text{кр}} = \frac{n_{\text{об}} \cdot T_{\text{кр}}}{T_{\text{кам}}}, \quad (3.5)$$

где  $T_{\text{кр}} = 35$  ч – длительность капитального ремонта;

$T_{\text{кам}} = 10$  месяцев – продолжительность кампании ковша до капитального ремонта.

$$n_{\text{кр}} \approx 0$$

Число сталеразливочных ковшей рассчитывается по формуле (3.6):

$$nk = 1,25 \cdot (6 + 2) = 10 \text{ шт.} \quad (3.6)$$

### *Расчет МНЛЗ*

Разливка стали производится на криволинейных шестиручьевых сортовых МНЛЗ на заготовки сечением  $125 \times 125$  мм<sup>2</sup> методом «плавка на плавку».

Длительность разливки одной плавки рассчитывается по формуле (3.7):

$$\tau_{\text{м}} = \frac{T}{N \cdot F \cdot v \cdot \rho}, \quad (3.7)$$

где:  $N = 6$  – число ручьев МНЛЗ;

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

$v$  – линейная скорость разливки;

$\rho$  – плотность жидкой стали (для спокойной стали  $\rho = 7,8$  т/м<sup>3</sup>)

$$\tau_{\text{м}} = \frac{100}{6 \cdot 0,016 \cdot 2,2 \cdot 7,8} \approx 61 \text{ мин.}$$

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		25



Годовая производительность одной МНЛЗ считается по формуле (3.8):

$$ПМНЛЗ = \frac{T \cdot 1440 \cdot m}{m \cdot \tau_M + \tau_{п'}} \cdot a \cdot n_p, \quad (3.8)$$

где:  $m = 10$  – число плавов, разливаемых без перерыва;

$a = 0,96$  – выход готовых заготовок;

$n_p = 340$  – число рабочих суток;

$\tau_{п'}$  – пауза между серией плавов, мин.,

$\tau_{п'} = 160$ ,

$$ПМНЛЗ = \frac{(100 \cdot 1440 \cdot 10)}{(10 \cdot 61 + 160)} \cdot 0,96 \cdot 340 = 610,4 \text{ тыс. тонн.}$$

Необходимое число МНЛЗ (без учета резервных) рассчитывается по формуле (3.9):

$$n_{МНЛЗ} = \frac{Пц}{ПМНЛЗ}, \quad (3.9)$$

$$n_{МНЛЗ} = \frac{1100}{610,4} = 1,8.$$

Принимаем число МНЛЗ равным 2, что соответствует нормам технологического проектирования.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		26

#### 4 ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА СПЛАВА

В современном металлургическом производстве для выплавки высококачественных сталей наиболее широко применяются электродуговые печи. Электродуговая печь имеет три цилиндрических электрода из графитизированной массы, к которым подводится электрический ток. Основным принципом электродугового способа производства стали является выделение тепла при горении электрической дуги. Дуга горит между металлом, находящимся в рабочем пространстве печи под напряжением, и электродом, вводимым в рабочее пространство. Температура дуги достигает 6000 °С, что обеспечивает эффективное плавление металла и более полное удаление серы и фосфора.

В электропечах легко регулируется тепловой режим, путем изменения параметров электрического тока. Сталь получается высококачественной, хорошо раскисленной. Сила тока в дуге – 20000 А и более, температура – 4000...6000 °С. Емкость электрических печей от 3...5 т до 200...300 т, с трансформаторами мощностью до 125 тыс. кВт. Время плавки до 90 мин.

Главным преимуществом электродугового способа является возможность выплавки сталей практически любого состава с заданными физико-химическими свойствами. При выплавке высококачественных легированных сталей данный способ является основным. В электродуговых печах также возможно получение стали из металлического лома.

Вместе с тем, из недостатков следует выделить исключительную сложность технологического оборудования, повышенный расход электроэнергии и, как следствие, высокую себестоимость выплавляемой стали. В процессе плавки (горения электрической дуги) электроды сгорают. По мере сгорания их заменяют [4].

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		27

## 5 РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПРОИЗВОДСТВА СПЛАВА

### 5.1 Расчет материального баланса плавки стали в ДСП

#### 5.1.1 Период плавления

Химический состав конструкционной стали приведен в таблице 5.1.1.

Таблица 5.1.1 – Химический состав конструкционной подшипниковой стали ШХ15, массовый %

Материал	C	SI	Mn	Cr	P	S	Fe
ШХ15	1,000	0,350	0,350	1,500	0,020	0,015	96,765
	0,950... 1,050	0,170... 0,370	до 0,400	1,300... 1,650	до 0,027	до 0,020	

Основность = 2,45.

Химический состав металлической части шихты приведен в таблице 5.1.2.

Таблица 5.1.2 – Химический состав металлической части шихты, массовый %

Материал	C	SI	Mn	Cr	P	S	Fe
ПЛ1	4,500	1,100	0,800	0	0,030	0,040	93,530
30Л	0,300	0,350	0,600	0	0,040	0,030	98,680

Масса элементов, вносимых шихтовыми материалами, указана в таблице 5.1.3.

Таблица 5.1.3 – Масса элементов, вносимых шихтовыми материалами, кг

Компонент шихты	C	SI	Mn	Cr	P	S	Fe	Всего
ПЛ1	1,305	0,319	0,232	0	0,009	0,012	27,124	290
30Л	0,213	0,249	0,426	0	0,028	0,021	70,063	710
Всего	1,518	0,568	0,658	0	0,037	0,033	97,187	100

22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР

Лист

### *Кремний*

К окончанию периода весь кремний окисляется до  $SiO_2$ . Количество окислившегося кремния = 0,568 кг.

На окисление этого количества кремния потребуется 0,649 кг  $O_2$ .

При этом в шлак будет внесено 1,216 кг  $SiO_2$ .

### *Марганец*

Примем, что в период плавления до  $MnO$  окислится 35 % от вносимого шихтой марганца, т.е. 0,2303 кг.

На его окисление потребуется 0,067 кг  $O_2$ .

При этом в шлак будет внесено 0,297 кг  $MnO$ .

### *Хром*

При современной технологии плавки хром окисляется незначительно.

Учитывая невысокое содержание хрома в шихте примем, что в период плавления до  $Cr_2O_3$  окислится около 5% от вносимого шихтой хрома, т.е. 0 кг.

На его окисление потребуется 0 кг  $O_2$ .

При этом в шлак будет внесено 0 кг  $Cr_2O_3$ .

### *Железо*

Примем, что в период плавления окислится 0,4 % от вносимого 0,389 кг.

Из них половина окислившегося железа уносится с пылью в виде  $Fe_2O_3$ . На окисление этого количества железа потребуется 0,083 кг  $O_2$ . При этом образуется 0,136 кг  $Fe_2O_3$ . В шлак будет внесено 0,25 кг  $FeO$ . На его образование требуется 0,056 кг  $O_2$ .

### *Фосфор*

Примем, что в период плавления в шлак из металла переходит 30 % фосфора в виде  $P_2O_5$ .

Окислится 0,011 кг фосфора, на что потребуется 0,014 кг  $O_2$ .

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		29

При этом в шлак будет внесено 0,025 кг  $P_2O_5$ .

Принимаем, что в период плавления углерод не окисляется, сера из металла не удаляется. Учтем, что в завалку вместе с металлошихтой вводили известь в количестве около 2 % от массы завалки или 2 кг на 100 кг шихты. С учетом получения необходимой основности скорректируем это значение до 2,45 кг. Масса элементов, вносимых с известью в шлак, приведена в таблице 5.1.4.

Таблица 5.1.4 – Масса элементов, вносимых с известью, кг

			2,450
CaO	0,880	*2,650	2,156
MgO	0,020		0,049
$SiO_2$	0,013		0,033
$Al_2O_3$	0,008		0,020
$Fe_2O_3$	0,012		0,029

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу 0,164 кг  $CO_2$ . С учетом того, что продолжительность периода плавления составляет 2/3 общего времени плавки, в металл дополнительно перейдет  $0,2 \cdot 0,75 \cdot 2/3 = 0,100$  кг углерода и выделится  $0,2 \cdot 0,25 \cdot 28 / 12 \cdot 2/3 = 0,078$  кг CO. На это потребуется  $0,2 \cdot 0,25 \cdot 2/3 \cdot 16/12 = 0,044$  кг  $O_2$ . Количество и состав печного шлака периода плавления приведены в таблице 5.1.5.

Таблица 5.1.5 – Количество и состав печного шлака периода плавления, кг

Источник	$SiO_2$	CaO	MnO	FeO	$Cr_2O_3$	$Al_2O_3$	MgO	$P_2O_5$	$\Sigma$
Известь	0,032	2,156	–	0,029	–	0,020	0,049	–	2,285
Футеровка	0,004	–	–	–	–	–	0,276	–	0,280
Продукты окисления	1,216	–	0,297	0,250	0	–	–	0,025	1,789
Всего, кг	1,252	2,156	0,297	0,279	0	0,020	0,325	0,025	4,354
Всего, %	28,750	49,520	6,830	6,400	0	0,450	7,464	0,590	100

Основность полученного шлака, выраженная через отношение  $\frac{\% CaO}{\% SiO_2} = 1,722$ , что удовлетворяет требованиям к шлаку в период плавления.

### 5.1.2 Период окисления

Сразу после появления 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:

1) окисление углерода и фосфора в металле до их требуемого содержания в готовом металле (полупродукте) и частично удаление серы;

2) 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 можно присаживать железную руду. В большинстве случаев для получения не более 0,012...0,020 % 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.

С учетом того, что углеродистые ферросплавы значительно дешевле, чем низкоуглеродистые, используем в дальнейшем для легирования углеродистые ферросплавы. Поэтому, с учетом количества вводимых ферросплавов необходимо в конце периода иметь содержание углерода в металле на нижнем пределе по марке или несколько ниже.

Баланс составляющих металла за период плавления приведен в таблице 5.1.6.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		31

Таблица 5.1.6 – Баланс составляющих металла за период плавления

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Содержится в металле	
			кг	%
C	1,518	–	1,618	1,630
Si	0,568	0,568	–	–
Mn	0,658	0,230	0,428	0,430
Cr	0	0	0	0
S	0,033	–	0,033	0,030
P	0,037	0,011	0,026	0,030
Fe	97,197	0,194	96,992	97,880
Σ	100	1,003	99,097	100

*Обезуглероживание и окисление примесей*

Примем, что содержание углерода в металле в конце окислительного периода должно составлять 1 %.

*Углерод*

За окислительный период при расходе электродов 2 кг/т в металл с учетом 75 % усвоения попадет дополнительно  $0,2 \cdot 0,75 \cdot 1/3 = 0,05$ .

Всего требуется окислить углерода 0,668 кг.

Примем, что весь углерод окисляется до CO. Тогда для окисления углерода потребуется 0,891 кг O<sub>2</sub> и образуется 1,559 кг CO.

*Марганец*

Принимаем, что в окислительный период окислится 45 % оставшегося в металле марганца: 0,192 кг. На его окисление необходимо 0,056 кг O<sub>2</sub>. При этом образуется 0,248 кг MnO.

### *Хром*

С учетом невысокого содержания хрома в металле примем, что за этот период окислится 5 % хрома, поступившего с металлом: 0 кг. На его окисление необходимо 0 кг  $O_2$  и в результате образуется 0 кг  $Cr_2O_3$ .

### *Железо*

В окислительный период окислится около 0,4 % железа из металла. Примем, что 85 % от этого количества переходит в шлак в виде FeO, а 15 % удаляется в виде пыли  $Fe_2O_3$ . с отходящими газами. Всего окислится 0,388 кг железа. В шлак перейдет 0,33 кг железа, на его окисление израсходуется 0,094 кг  $O_2$  и образуется 0,424 кг FeO.

С пылью теряется 0,058 кг железа, на его окисление до  $Fe_2O_3$ . требуется 0,025 кг кислорода. Образуется 0,083 кг  $Fe_2O_3$ .

### *Сера*

Примем, что в окислительный период из металла удаляется около 20 % содержащейся в нем серы: 0,012 кг.

### *Фосфор*

Примем, что в окислительный период в шлак переходит 30 % имеющегося в металле фосфора: 0,008 кг.

На его окисление до  $P_2O_5$  требуется 0,010 кг  $O_2$  и в шлак переходит 0,018 кг  $P_2O_5$ .

### *Шлакообразование в окислительный период*

С учетом требуемой величины основности примем, что в окислительный период присаживают 0,5 кг извести. С ней в шлак попадет: 0,5 или в пересчете на FeO 0,006.

Масса элементов, вносимых с известью, приведена в таблице 5.1.7.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		33



Таблица 5.1.7 – Масса элементов, вносимых с известью, кг

		0,500
CaO	0,880	0,440
MgO	0,020	0,010
SiO <sub>2</sub>	0,013	0,007
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,008	0,004
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,012	0,006

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу 0,034 кг CO<sub>2</sub>. Из футеровки при расходе за период 0,2 кг на 100 кг металлошихты в шлак переходит: MgO = 0,920 · 0,2 = 0,184 кг, SiO<sub>2</sub> = 0,012 · 0,2 = 0,002 кг. Количество и состав шлака в конце окислительного периода приведены в таблице 5.1.8.

Таблица 5.1.8 – Количество и состав шлака в конце окислительного периода

Источник	SiO <sub>2</sub>	CaO	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
Известь	0,007	0,440	–	0,006	–	0,004	0,010	–	0,467
Футеровка	0,002	–	–	–	–	–	0,184	–	0,186
Продукты окисления	–	–	0,248	0,424	0	–	–	0,018	0,690
Шлак периода плавления	0,417	0,719	0,099	0,093	0	0,007	0,108	0,008	1,451
Всего, кг	0,426	1,159	0,347	0,523	0	0,011	0,302	0,026	2,794
Всего, %	15,240	41,470	12,440	18,710	0	0,380	10,820	0,940	100

Примечание: основность  $\frac{\% CaO}{\% SiO_2} = 2,72$ , что удовлетворяет требованиям ведения плавки.

Продувку кислородом прекращают, когда содержание углерода в металле достигнет заданного. После окончания окислительного периода, если химический состав стали

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		34

в печи близок к марочному, и к готовой стали не предъявляются высокие требования по качеству, плавка раскисляется и выпускается в ковш. Раскисление начинают в печи перед выпуском, а затем завершают в ковше. Обычно в печь присаживают ферромарганец. При этом угар марганца может достигать 15 %.

Если заданием предусматривается обработка металла в печи-ковше, то приведенный далее расчет присадки ферросплавов не выполняется. Баланс составляющих металла за окислительный период приведен в таблице 5.1.9.

Таблица 5.1.9 – Баланс составляющих металла за окислительный период

Элемент	Поступило из периода плавления	Перешло в шлак	Содержится в металле	
			кг	%
C	1,618	–	0,780	0,800
Si	0	0	0	0
Mn	0,428	0,193	0,235	0,240
Cr	0	0	0	0
S	0,033	0,012	0,021	0,020
P	0,026	0,008	0,018	0,020
Fe	96,992	0,330	96,602	98,920
Σ	99,097	0,543	97,659	100

### 5.1.3 Раскисление и легирование без обработки на печи-ковше

Определим количество присаживаемых раскислителей и ферросплавов без обработки на печи-ковше (расчет с обработкой в ковше-печи см. в разделе 5.2).

Количество присаживаемых ферросплавов ( $M_{\text{фспл}}$ ), за исключением алюминия, рассчитывают по формуле:

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх.}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})}, \quad (5.1)$$

где  $M_{\text{ж.ст}}$  – масса жидкой стали;

$[C]_{\text{гот.ст.}}$ ,  $[C]_{\text{исх.}}$  и  $[C]_{\text{фспл}}$  – содержание легирующего элемента в готовой стали (среднее по данной марке стали), на выпуске перед раскислением, и в ферросплаве соответственно, %;

$K_{\text{уг}}$  – угар элемента при раскислении (легировании), %.

$$C_{\text{гот.ст.}} = 0,35,$$

$$M_{\text{ФМн75}} = \frac{97,934 \cdot (0,650 - 0,176) \cdot 100}{75 \cdot (100 - 10)} = 0,688 \text{ кг},$$

При раскислении в ковше угар в среднем составляет: 20...40 % для кремния, 10...15 % для марганца, 45 % для углерода в термоантраците, используемом для науглероживания.

Помимо марганца, с ферромарганцем в сталь дополнительно будет внесено:

$$Fe = 0,165 \cdot 0,787 = 0,130 \text{ кг},$$

$$Si \text{ (примем угар 30\%): } 0,01 \cdot 0,70 \cdot 0,782 = 0,0005 \text{ кг},$$

$$C: 0,07 \cdot 0,782 = 0,060 \text{ кг}.$$

Остальными компонентами пренебрегаем ввиду их низкого содержания в ферросплаве.

Феррохром при содержании хрома в стали до легирования 0 % и в готовой стали 1,4 % можно присадить в печь перед выпуском плавки. Угар в этом случае не превысит 20 %. Примем угар хрома 15 % и определим расход феррохрома: 2,475 кг.

Помимо хрома, с феррохромом будет внесено элементов (таблица 5.1.10).

Таблица 5.1.10 – Масса элементов, вносимых с феррохромом, кг

Fe	Si (угар 30%)	C
0,619	0,035	0,198

Остальными компонентами пренебрежем ввиду их низкого содержания в ферросплаве.

Ферросилиций присаживают в ковш под струю выпускаемого из печи металла. Его угар при таком способе введения составляет 30 %. Расход ферросилиция 0,751 кг. При этом в металл фактически попадет 0,342 кг кремния и 0,196 кг железа. Расход алюминия на раскисление не рассчитывается и принимается 1,0 кг/т или 0,100 кг на 100 кг стали. Расчетный химический состав готовой стали ШХ15 и материальный баланс плавки приведены в таблицах 5.1.11, 5.1.12, соответственно.

Таблица 5.1.11 – Расчетный химический состав готовой стали ШХ15

Элемент	C	Mn	Si	Cr	P	S	Fe	Итого
Количество, кг	0,978	0,235	0,376	1,400	0,018	0,021	97,419	99,942
Количество, %	0,980	0,240	0,380	1,400	0,020	0,020	97,480	100,510

Таблица 5.1.12 – Материальный баланс плавки, кг

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Отходы стали ПЛ1	29	Сталь	99,942
Отходы стали 30Л	71		
Известь	2,450	Шлак	7,148
Из футеровки	0,500	СО	1,637
Из электродов	0,200	СО <sub>2</sub>	0,198
Кислород на плавку	1,964	Пыль	0,253
Ферросплавы	3,226	Невязка	-0,838
Итого	108,340	Итого	108,340

Невязка составляет = 0,84 %.

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами (сумма энтальпий компонентов, вводимых в печь) Q3.

$$H_{30Л} = 71 \cdot 0,536 \cdot 10 \cdot 400 = 15,22 \text{ МДж.}$$

Расчеты количества тепла Q3 и Q4, приведены в таблицах 5.1.13, 5.1.14, 5.1.15.

Таблица 5.1.13 – Количество тепла Q3

с к1	0,842
с к2	0,536
$\Delta t$ к	400

Таблица 5.1.14 – Количество тепла Q3, МДж

$\Delta H_{ПЛ1}$	9,767	МДж
$\Delta H_{30л}$	15,222	МДж
Q3	24,990	МДж

Учитывая, что непосредственно в печь дается небольшое количество ферросплавов, энтальпией остальных компонентов пренебрегают.

Итого энтальпия шихты составит Q3 = 25 МДж.

Таблица 5.1.15 – Количество тепла Q4, МДж

Si до $SiO_2$ :	16,117	МДж
Mn до MnO:	2,955	МДж
Cr до $Cr_2O_3$ :	0	МДж
Fe до FeO:	2,495	МДж
Fe до $Fe_2O_3$ :	1,859	МДж
C до CO:	17,532	МДж
Итого Q4 =	40,958	МДж

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 газами. 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  $Q_{п} = Q1 + Q2 + Q3 + Q4$  Дж,

$Q_{п} = 149,558$  МДж.

Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок  $Q5$  (таблица 5.1.16).

Таблица 5.1.16 – Количество тепла  $Q5$ , МДж

ΔН ПЛ1	6,959	МДж
ΔН 30л	72,456	МДж
Н шл	14,110	МДж
Итого $Q5 =$	93,525	МДж

Разложение карбонатов. При нормальных условиях газ займет  $100,622 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$ , на это потребуется 0,725 МДж.

Итого  $Q6 = 0,725$  МДж.

Разложение  $Fe_2O_3$  железной руды. Согласно выполненному материальному балансу плавки, железную руду в печь не присаживали, следовательно, эта составляющая отсутствует.

Потери тепла через футеровку  $Q7 = 0,04$  МДж.

Потери тепла через водоохлаждаемые панели  $Q8 = 44,83$  МДж.

Потери тепла излучением через открытые окна и отверстия  $Q9 = 0$  МДж.

Потери тепла с отходящими газами  $Q10 = 6,09$  МДж.

Итого за плавку расход тепла  $Q_p = 145,21$  МДж.

Тепловой баланс плавки стали в ДСП приведен в таблице 5.1.17.

Таблица 5.1.17 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП, МДж

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж		
Электроэнергия	79,200	Энтальпия продуктов	93,525	64,420
%	52,960	В том числе:		
Тепло горелок	4,410	металла	79,414	54,700
	2,949	шлака	14,110	9,720
Энтальпия шихты	24,990	Тепло химических реакций		0,725
	16,709			0,500
Тепло химических реакций	40,960	Потери с охлаждающей водой		44,830
	27,386	Потери с отходящими газами		30,880
				6,090
				4,195
Итого	149,560	Итого		145,170

### 5.2 Расчет баланса обработки в ковше-печи стали марки ШХ15.

Пользуясь справочными данными, находим по ГОСТ 4543-71 химический состав стали ШХ15 (таблица 5.2.1).

Таблица 5.2.1 – Химический состав готовой стали, массовый %

C	Si	Mn	Cr	S	P
0,950...	0,170...	0,200...	1,300...	≤0,020	≤0,027
1,050	0,370	0,400	1,600		

Состав жидкого полупродукта, полученного ДСП, приведен в табл. 5.2.2.

Таблица 5.2.2 – Состав жидкой стали-полупродукта, массовый %

Fe	C	Si	Mn	Cr	S	P
98,920	0,798	0	0,240	0	0,022	0,019

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в табл. 5.2.3.

Таблица 5.2.3 – Химический состав используемых материалов, массовый %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферросилиций ФС75	–	0,40	80	0,40	0,02	0,05	20,00	–
Феррохром ФХ100А	0,01	–	0,80	68	0,02	0,02	30,45	0,70
Алюминий первичный	–	–	1,50	–	–	1,50	–	97

Футеровка ковша в зоне шлакового пояса, подвергаемого наиболее интенсивному износу – периклазодоломитовая. Химический состав футеровки: MgO – 87 %, CaO – 10 %, SiO<sub>2</sub> – 3 %. Материальный баланс составим поэтапно на 100 кг жидкого полупродукта. Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов приведен в таблице 5.2.4.



Таблица 5.2.4 – Химический 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>	P	S	п.п.п
Глинозем		0,10			99,20	0,05				0,60
Плавиновый шпат	0,50	3,60	–	–	0,20	1,20	94,00	–	–	0,20
Известь	88,00	1,30	2,00	–	0,80	1,20	–	–	–	6,70
Железная руда	–	10,00	–	–	–	82,90	–	0,01	0,01	–
Периклаз	1,00	3,00	93,00	–	1,00	2,00	–	–	–	–
Периклазо-хромитовый	2,00	6,50	66,00	10,00	4,00	11,50	–	–	–	–
Периклазо-углерод	–	0,20	86,00... 95,00	–	0,50	0,20	–	6,00... 15,00	–	

### 5.2.1 Раскисление и легирование

Определим количество ферросплавов, которое необходимо присадить в металл для получения заданного состава стали. При этом, учитывая увеличение массы металла в процессе обработки, зададим содержание легирующих несколько выше среднего. Величину присадок определим по формуле (5.2).

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})}, \quad (5.2)$$

где  $M_{\text{ж.ст}}$  – масса жидкой стали, кг;

$[C]_{\text{гот.ст}}$ ,  $[C]_{\text{исх}}$  и  $[C]_{\text{фспл}}$  – содержание легирующего элемента в готовой стали (среднее по данной марке стали), в ковше перед раскислением, и в ферросплаве соответственно, %;

$K_{\text{уг}}$  – угар элемента при раскислении (легировании), %.

При обработке в печи-ковше угар ниже, чем при легировании в ковше и в среднем составляет: для алюминия около 30 %, для кремния – 15 %, для фосфора – 2 %, для марганца, железа и хрома – 0 %. Фосфор практически весь переходит в металл, в связи с этим необходимо учесть его содержание в конечном сплаве в пределах марки.

Расход феррохрома определяется по формуле (5.3).

$$M_{\text{ФХ100А}} = \frac{100 \cdot (1,5 - 0) \cdot 100}{68 \cdot (100 - 0)} = 2,205 \text{ кг.} \quad (5.3)$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара Si:  $2,205 \cdot 0,008 \cdot 0,85 = 0,015$  кг; Fe:  $2,205 \cdot 0,3045 = 0,671$  кг; P:  $2,205 \cdot 0,0002 \cdot 0,98 = 0,00043$  кг.

С учетом 0 % угара в металл перейдет  $2,205 \cdot 0,68 = 1,499$  кг хрома.

Расход алюминия без расчета принимается 0,7 кг/т или 0,07 кг на 100 кг полупродукта. С ним в металл также поступит  $0,07 \cdot 0,015 \cdot 0,85 = 0,00089$  кг кремния и  $0,07 \cdot 0,015 \cdot 0,98 = 0,00103$  кг фосфора. С учетом 30 % угара в металл перейдет  $0,07 \cdot 0,97 \cdot 0,7 = 0,0475$  кг алюминия.

Алюминий внесет в металл 0,00089 кг кремния. С учетом этого количества кремния расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % составит (формула (5.4)):

$$M_{\text{ФС75}} = \frac{100 \cdot (0,25 - 0,00089) \cdot 100}{80 \cdot (100 - 15)} = 0,366 \text{ кг.} \quad (5.4)$$

Он внесет в сталь  $0,366 \cdot 0,2 = 0,073$  кг железа, P:  $0,366 \cdot 0,0005 \cdot 0,98 = 0,00018$  кг.

Всего в сталь поступит  $0,671 + 0,073 + 98,920 = 99,664$  кг железа, из которых 98,920 кг вносится полупродуктом.

Всего в сталь поступит  $0,00043 + 0,00103 + 0,00018 + 0,0186 = 0,02$  кг фосфора, из которых 0,0186 кг вносится полупродуктом.

Расход углеродистого порошка с учетом угара рассчитаем по формуле (5.5):

$$M_{\text{С}} = \frac{100 \cdot (0,95 - 0,798) \cdot 100}{99,795 \cdot (100 - 30)} = 0,217 \text{ кг.} \quad (5.5)$$

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		43

### 5.2.2 Состав и количество шлака

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема в соотношении 65:35. Расход смеси обычно составляет 20...30 кг/т или 2...3 кг на 100 кг полупродукта. Однако данный расчет ведется для стали, легированной кремнием. Это вызывает необходимость ввода в ковш повышенного количества ферросилиция, а также учета кремнезема в шлаке. Поэтому для ошлакования этого кремнезема примем расход смеси 4 кг.

Шлаковая смесь внесет:

из извести:

$$\text{CaO: } 0,88 \cdot 4 \cdot 0,65 = 2,288 \text{ кг,}$$

$$\text{SiO}_2: 0,013 \cdot 4 \cdot 0,65 = 0,0338 \text{ кг,}$$

$$\text{MgO: } 0,02 \cdot 4 \cdot 0,65 = 0,052 \text{ кг,}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,008 \cdot 4 \cdot 0,65 = 0,0208 \text{ кг,}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 0,012 \cdot 4 \cdot 0,65 = 0,0312 \text{ кг;}$$

из глинозема:

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,992 \cdot 4 \cdot 0,35 = 1,388 \text{ кг,}$$

$$\text{SiO}_2: 0,001 \cdot 4 \cdot 0,35 = 0,0014 \text{ кг.}$$

Содержащимся в глиноземе  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  за малостью пренебрегаем.

В шлак переходит оксидов – продуктов раскисления в результате присадки ферросплавов:

$$\text{в результате угара окислится кремния: } 0,366 \cdot 0,80 \cdot 0,15 = 0,044 \text{ кг,}$$

$$\text{из остальных ферросплавов: } 0,027 \cdot 0,15 = 0,0047 \text{ кг.}$$

Всего окислится кремния:  $= 0,0440 + 0,0047 = 0,048 \text{ кг}$ . При этом образуется  $0,048 \cdot 60/28 = 0,103 \text{ кг SiO}_2$ . Помимо кремния в шлак перейдет  $0,07 \cdot 0,30 \cdot 102/54 = 0,040 \text{ кг Al}_2\text{O}_3$  в результате окисления алюминия.

При износе футеровки в зоне шлакового пояса 1,2 кг/т или 0,12 кг на 100 кг полупродукта в шлак перейдет:

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		44

MgO:  $0,12 \cdot 0,87 = 0,104$  кг,

CaO:  $0,12 \cdot 0,1 = 0,012$  кг,

SiO<sub>2</sub>:  $0,12 \cdot 0,03 = 0,004$  кг.

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

По результатам проведенных расчетов можно определить количество и состав образующегося шлака. Результат оформим в табл. 5.2.5.

Таблица 5.2.5 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Итого
Известь	2,288	0,021	0,034	0,031	0,052	2,427
Глинозем	–	1,388	0,001	–	–	1,390
Продукты раскисления	–	0,040	0,103	–	–	0,143
Футеровка	0,012	–	0,004	–	0,104	0,120
Итого, кг	2,300	1,449	0,142	0,031	0,156	4,080
Итого, %	56,372	35,515	3,485	0,765	3,823	100

Рассматривая результаты расчетов, приведенные в табл. 5.2.5., следует сделать замечание.

Полученное расчетом содержание Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = 0,7 % высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода. Таким образом, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> выступает как дополнительный окислитель, дополняя растворенный в стали кислород.

### 5.2.3 Десульфурация

Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом  $L_s = (S) / [S]$  достигает 500...1000. Принимаем эту величину равной 500. Рассчитаем содержание серы в стали после обработки в печи-ковше по формуле (5.6):

$$[S] = [S]_o / (1 + L_s \cdot a / 100), \quad (5.6)$$

где  $a$  – количество шлака в % от массы металла;

$[S]_o$  и  $[S]$  – содержание серы в стали в исходном (до обработки) и конечном (после обработки) состояниях.

Вносимой ферросплавами серой можно на данном этапе пренебречь.

Тогда конечное содержание серы в металле гарантированно не превысит:

$$[S] = 0,0219 / (1 + 500 \cdot 4,08 / 100) = 0,001 \text{ \%}.$$

Это содержание серы при обычной технологии обработки значительно ниже допустимого техническими условиями и дополнительных мер по снижению серы в металле принимать не требуется.

### 5.2.4 Количество газа

В процессе обработки в ковше-печи газ образуется в основном в результате окисления углерода и потерь при прокаливании шлаковых материалов. При наведении шлака выделится:

из извести:  $6,7 \cdot 4 \cdot 0,65 / 100 = 0,174$  кг,

из глинозема:  $0,6 \cdot 4 \cdot 0,35 / 100 = 0,0084$  кг,

30 % угара углерода, вдуваемого в металл с образованием CO:

$0,217 \cdot 30 / 100 \cdot 28 / 12 = 0,152$  кг,

Итого образуется газа:  $0,1742 + 0,0084 + 0,152 = 0,334$  кг.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		46

Используемый при продувке аргон не учитывается, так как инертный газ с компонентами стали и шлака не взаимодействует. Аргон проходит ванну и без изменения количества из нее уходит.

### 5.2.5 Выход жидкой стали

Для составления баланса металла определим, сколько всего внесено компонентов полупродуктом, ферросплавами с учетом фактического химического состава ферросплавов. При этом учтем, что углерод в графитовом порошке – неметалл и не растворен в жидком металле. Однако он переходит в жидкий металл и после этого является компонентом стали.

Углерод поступает с полупродуктом, в количестве  $0,798 + 0,217 = 1,015$  кг. Остальные элементы вносятся полупродуктом и ферросплавами с учетом их содержания, но без учета угара. Результаты оформим в виде табл. 5.2.6.

Таблица 5.2.6 – Баланс металла

Элемент	Поступило, кг	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				Кг	%
C	1,015	–	–	1,015	0,988
Si	0,259	0,044	–	0,242	0,240
Mn	0,240	–	–	0,240	0,230
Cr	1,499	–	–	1,499	1,460
S	0,021	0,021	–	0,001	0,001
P	0,019	0,001	–	0,018	0,002
Al	0,068	0,022	–	0,048	0,050
Fe	99,664	–	–	99,664	97,020
Итого	102,786	0,087	–	102,726	100,000

Невязка  $102,786 - (0,087 + 102,726) = 0,027$

Выход жидкой стали  $102,786 / 102,726 \cdot 100 = 99,94$  % от введенных в печь-ковш исходных материалов. Материальный баланс обработки стали в печи-ковше приводится в табл. 5.2.7. Невязка составит 0,465 кг, или 0,435 %.

Таблица 5.2.7 – Материальный баланс плавки, кг

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Полупродукт	100,000	Сталь	102,726
Известь	2,427		
Глинозем	1,390	Шлак	4,080
Феррохром	2,205	Газ	0,334
Ферросилиций	0,366	Невязка	-0,465
Алюминий	0,070	Итого	106,675
Углеродистый порошок	0,217		
Итого	106,675		

Таблица 5.2.8 – Расчетный химический состав стали ШХ15, %;

C	Si	Mn	Cr	S	P
0,98800	0,23500	0,23300	1,45900	0,00097	0,00176

Результаты расчетов материального баланса представлены в Приложении Г.

## 6 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ «ДЕФЕКТЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ»

### 6.1 Понятие дефектности продукции

Для производства заготовки высшего качества необходимо избегать дефектов непрерывнолитого слитка. Процесс непрерывной разливки достаточно сложен и уязвим. Условия непрерывной разливки предполагают наличие строго контроля за качеством расплава, подаваемого на разливку, и режимами ведения процесса разливки. Основой получения качественной непрерывнолитой заготовки является оптимальная подготовка жидкой стали, в первую очередь, контроль за раскислением, усреднением металла по химическому составу и температуре, обеспечение требуемой температуры металла, минимальное содержание вредных примесей [6]. Дефекты непрерывнолитой заготовки представлены в рисунке 6.1.



Рисунок 6.1 – Дефекты непрерывнолитой заготовки

Дефекты непрерывнолитой заготовки могут быть разделены на три группы:

- дефекты поверхности;
- дефекты внутренней структуры;
- дефекты профиля.

### 6.2 Характеристика основных дефектов

6.2.1 Среди дефектов поверхности непрерывнолитой заготовки выделяют:

- продольные трещины по углам и граням;



- поперечные трещины;
- пояса;
- заливины;
- шлаковые включения;
- газовые пузыри.

Продольные поверхностные трещины представляют собой нарушения сплошности, в виде разрывов металла. Образование трещин в непрерывнолитом слитке связано с напряжениями, возникающими в процессе его формирования, что обусловлено пониженными прочностью и пластичностью в различных температурных интервалах. Главной причиной образования продольных трещин является износ или деформация профиля гильз кристаллизаторов. По мере эксплуатации кристаллизаторов происходит износ и деформация рабочих стенок гильз по граням и углам, что в определенной мере снижает эффективность и равномерность первичного охлаждения слитка и ведет к появлению локальных утонченных участков корки, в районе которых могут образовываться продольные трещины.

Поперечные поверхностные трещины образуются по углам или граням заготовки в поперечном направлении, перпендикулярно направлению вытягивания слитка. На поперечное растрескивание непрерывнолитой заготовки, как и на образование трещин, в основном влияет высокое содержание в стали вредных примесей (P, S, Cu, Sb, Sn, As), уменьшающих прочность корки непрерывнолитого слитка. Завороты корки образуются в тех случаях, когда окисленная корка металла увлекается с мениска на поверхность слитка.

Заливины образуются в результате попадания жидкого металла в зазор между коркой слитка и стенкой гильзы кристаллизатора, образующейся вследствие усадки затвердевающей корки.

Шлаковые включения появляются вследствие таких процессов, как: размыв огнеупоров ковшей, затягивание шлака из промежуточного ковша, всплывание в кристаллизаторе продуктов раскисления стали, колебания уровня металла в кристаллизаторе.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		50

Газовые пузыри – это дефект внутренней структуры в виде единичных или групповых пор, пустот округлой или вытянутой формы. Пузыри на поверхности непрерывнолитой заготовки могут образовываться в результате газовыделения при затвердевании слитка, при сгорании смазки в кристаллизаторе, при использовании огнеупоров с повышенной влажностью. Но наибольшее влияние на пораженность непрерывнолитой заготовки газовыми пузырями оказывает содержание кислорода в стали. Эффективным раскислением стали достигается снижение содержания кислорода до минимального уровня, что, впоследствии, позволяет избежать образования газовых пор, особенно при разливке низкоуглеродистых марок.

Дефекты поверхности и причины их образования описаны в Приложении Е.

6.2.2 Выделяют следующие дефекты внутренней структуры непрерывнолитых заготовок:

- ликвационные полости и трещины по сечению;
- угловые трещины;
- центральная пористость;
- осевая ликвация;
- подкорковые пузыри;
- неметаллические включения.

Внутренние трещины представляют собой надрывы, которые располагаются по межосным пространствам кристаллической структуры, обогащенной ликватами. Это кристаллизационные трещины, образующиеся на границе твердой и жидкой фаз в интервале температуры, при которой металл имеет минимальную пластичность и прочность. Одна из основных причин образования трещин – термические напряжения вследствие неудовлетворительного охлаждения.

Центральная пористость – это дефект в виде сосредоточения крупных и мелких пор вдоль теплового центра слитка. Причинами образования центральной пористости являются специфические условия формирования непрерывнолитого слитка, связанные с образованием достаточно глубокой лунки жидкого металла. Центральная пористость более всего образуется при отливке заготовок малого

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		51

сечения. Также развитию центральной пористости способствуют повышенная температура и скорость разливки, так как при этом увеличивается высота жидкой ванны металла.

Осевая ликвация обусловлена двумя главными факторами: ликвационными обогащениями центральных зон примесями и усадкой осевой зоны при затвердевании. Учитывая тот факт, что примеси понижают температуру затвердевания, в процессе кристаллизации они вытесняются в центр слитка и затвердевают в последнюю очередь.

Неметаллические включения. Основное и определяющее влияние на уровень загрязненности непрерывнолитой заготовки включениями оказывает технология производства стали, в частности, уровень содержания кислорода до раскисления и раскисление. Даже после эффективно проведенных операций раскисления и доводки стали в АКП очень важна надежная защита от вторичного окисления в ходе разливки.

6.2.3 Дефекты профиля непрерывнолитой заготовки – это дефекты, при которых поперечное сечение заготовки деформировано относительно заданного. Такие дефекты могут быть обусловлены повышенной скоростью или высокой температурой разливки стали, а также недостаточным, повышенным или неоднородным охлаждением слитка.

Ромбичность – это дефект искажения геометрии профиля, является наиболее распространенным для квадратных заготовок малого сечения. Главной причиной является неравномерное образование корки слитка в кристаллизаторе. Другими причинами, влияющими на развитие ромбичности непрерывнолитой заготовки, являются:

- неоптимальный химический состав металла;
- износ или деформация профиля гильзы;
- отклонения в режиме вторичного охлаждения заготовок;
- разливка металла при повышенной температуре;
- непараллельность роликов тянущеправильной машины.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		52

Ужимины. Зачастую причиной образования такого дефекта является деформация профиля гильзы. Первичная корка в кристаллизаторе на участках возле углов очень тонкая, и при усадке образует вогнутый продольный желоб (ужимину). Тонкая горячая корка слитка может привести к образованию продольной трещины. Дефект непрерывнолитой заготовки в виде ужимины является первым признаком того, что гильза кристаллизатора стала непригодной к эксплуатации.

Вследствие дальнейшего использования кристаллизатора с изношенной или деформированной гильзой могут образовываться повторяющиеся прорывы металла по продольным трещинам.

Отклонения от заданных размеров сечения. Причиной образования такого дефекта обычно является повышенное обжатие непрерывнолитой заготовки в клетях тянущеправильной машины вследствие превышения допустимого усилия давления на валки.

К дефектам размеров следует отнести и повышенное сплющивание концов, а также косину реза заготовки. Дефекты образуются при порезке заготовок на мерные длины. Для предотвращения образования такого типа дефектов необходимы точная настройка и регулярный контроль за работой оборудования порезки непрерывнолитой заготовки [7].

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		53

## 7 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

### 7.1 Опасные и вредные производственные факторы

При производстве стали в ДСП основными опасными и вредными факторами производственной среды и трудового процесса являются:

- наличие вредных веществ (оксид кальция, оксиды марганца оксид магния, дифосфор пентаоксид, никель, оксиды никеля, сульфиды и смеси соединений никеля, оксид углерода, оксиды азота, диоксид серы, формальдегид, фенол, бензапирен, углеводороды алифатические предельные) и аэрозолей преимущественно фиброгенного действия (при содержании от 10 % до 60 %) в воздухе рабочей зоны;
- повышенный уровень шума;
- общая вибрация;
- нагревающий микроклимат;
- искусственное освещение;
- электромагнитные поля промышленной частоты.

Технологическое оборудование, применяемое при выплавке стали в ДСП, является источником повышенного шума. С целью уменьшения шума предусмотрены следующие мероприятия:

- печной пролет изолирован от других участков ЭСПЦ обшивкой по металлоконструкциям;
- ДСП установлена на отдельном фундаменте, вокруг печи выполнен звукоизолирующий контур, трансформатор установлен в отдельном помещении, не имеющем непосредственной связи с металлоконструкциями рабочих площадок, металлоконструкциями и фундаментами здания ЭСПЦ;
- для снижения уровня шума и вибрации от вентиляционных систем вентилятор снабжен компенсаторами на всасывающем и нагнетательном патрубках, а также мягкими прокладками под рамой агрегата; предусмотрена тепловая изоляция вентилятора и дымопроводов, которая одновременно является шумопоглощающим элементом; вентиляционное оборудование установлено на виброоснованиях в

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		54

звукоизолированных помещениях.

## 7.2 Уровни и концентрации опасных и вредных производственных факторов

При осуществлении производственного контроля и аттестации рабочих мест по условиям труда контроль за соблюдением гигиенических нормативов осуществляет аккредитованная санитарная лаборатория на рабочих местах сталевара электропечи, подручного сталевара электропечи, машиниста крана металлургического оборудования.

По результатам проведения замеров, при необходимости, разрабатываются мероприятия по улучшению условий труда.

Для обеспечения гигиенических нормативов воздуха рабочей зоны предусмотрена аспирация через вытяжной зонт выбросов при завалке шихты, удалении шлака и выпуске металла. Применяемое оборудование герметизировано и снабжено газоотводами и аспирационными устройствами, исключающими поступление дымовых газов в производственное помещение.

Режимы применения респираторов устанавливаются с учетом концентраций пыли в воздухе рабочей зоны и времени пребывания в них работающих.

Для уборки пыли предусмотрены промышленные пылесосы и подводы воды для поливки полов.

Для защиты обслуживающего персонала от неблагоприятного воздействия нагревающего микроклимата при работе вблизи печи предусмотрены теплозащитные экраны, средства индивидуальной защиты от теплового излучения.

Для сталеваров и подручных сталевара разработаны рациональные режимы труда и отдыха.

Пульт управления ДСП и комнаты отдыха для работников ЭСПЦ расположены вне зоны воздействия теплового излучения и оборудованы системой поддержания оптимальных параметров микроклимата.

Для защиты обслуживающего персонала от воздействия электромагнитных полей промышленной частоты реализованы следующие проектные мероприятия: трансформатор установлен в отдельном помещении, подача напряжения

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		55

осуществляется дистанционно с пульта управления ДСП, в электропомещениях и на площадке ДСП постоянные рабочие места отсутствуют.

### 7.3 Требования безопасности, предъявляемые к организации производственного процесса

Все технологические операции по выплавке стали в дуговых печах должны проводиться в соответствии с Санитарными правилами для предприятий черной металлургии № 2527-82 и действующими инструкциями по охране труда для работников ЭСПЦ (инструкцией по охране труда сталевара печного участка, инструкцией по охране труда для подручного сталевара печного участка).

Управление ДСП осуществляется дистанционно с пульта управления, выполненного со звукоизоляцией, расположенного в безопасном месте с обеспечением хорошего обзора за оборудованием. Отсутствие постоянных рабочих мест рядом с ДСП и в электропомещениях.

При работе вблизи ДСП должны использоваться средства индивидуальной защиты (СИЗ) для защиты от шума. Допускаются к применению только те СИЗ, на которые оформлены в соответствии с действующим законодательством.

Перед включением печи сталевар должен убедиться в отсутствии людей в опасных зонах, в отсутствии посторонних предметов вблизи токоведущих частей.

При появлении дефектов на изоляции токоведущих частей или неисправности оборудования печи сталевар обязан немедленно отключить печь, вызвать дежурный ремонтный персонал и сообщить мастеру.

При транспортировке завалочной корзины рабочие должны быть удалены на безопасное расстояние – не менее 15 м от корзины. Перед раскрытием корзины сталевар обязан лично убедиться в отсутствии людей в опасных местах в радиусе 15 м от печи, и только после этого дать команду на открытие корзины.

Пребывание людей под печью во время скачивания шлака, выпуска плавки категорически запрещено.

К выполнению технологических операций по выплавке стали допускаются работники, прошедшие медицинский осмотр и не имеющие противопоказаний к

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		56

работе с вредными факторами.

Эргономические требования должны соответствовать ГОСТ 12.2-032, ГОСТ 12.2-033, ГОСТ 12.2-049.

Перед каждым включением печи должна быть проверена исправность всех механизмов, блокировок, электропитания и системы водяного охлаждения.

При возникновении отклонений между заданным и фактическим расходом кислорода и природного газа, что должно отражаться в виде всплывающего окна аварийной ошибки на мониторе АРМ, сталевар ДСП обязан отключить СГКГ и КРГ, вызвать дежурный персонал для осмотра и устранения выявленных неисправностей. Для предотвращения забивания сопла любой СГКГ или КРГ сталевару ДСП необходимо отключить печь до устранения замечания.

При возникновении короткого замыкания на элементах короткой сети, сталевар ДСП обязан незамедлительно отключить вакуумный выключатель 35 кВ нажатием аварийной стоповой кнопки на главном пульте управления, сообщить мастеру, вызвать дежурный персонал для осмотра и устранения выявленных неисправностей.

За нарушение требований инструкции по технике безопасности работник несет персональную ответственность с привлечением к дисциплинарной, административной и уголовной ответственности в зависимости от характера нарушения.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		57



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломной работе была разработана технология получения стали марки ШХ15 в условиях ПАО «МЕЧЕЛ», дана общая характеристика стали ШХ15 и её применение.

Рассмотрена структура сталеплавильного цеха, приведены расчеты основного и вспомогательного оборудования. Рассчитан материальный баланс производства сплава. Приведены характеристики основных дефектов непрерывнолитой заготовки и причины их образования. Установлены требования к охране труда и технике безопасности.

Таким образом, цель работы достигнута, задачи решены.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		58

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

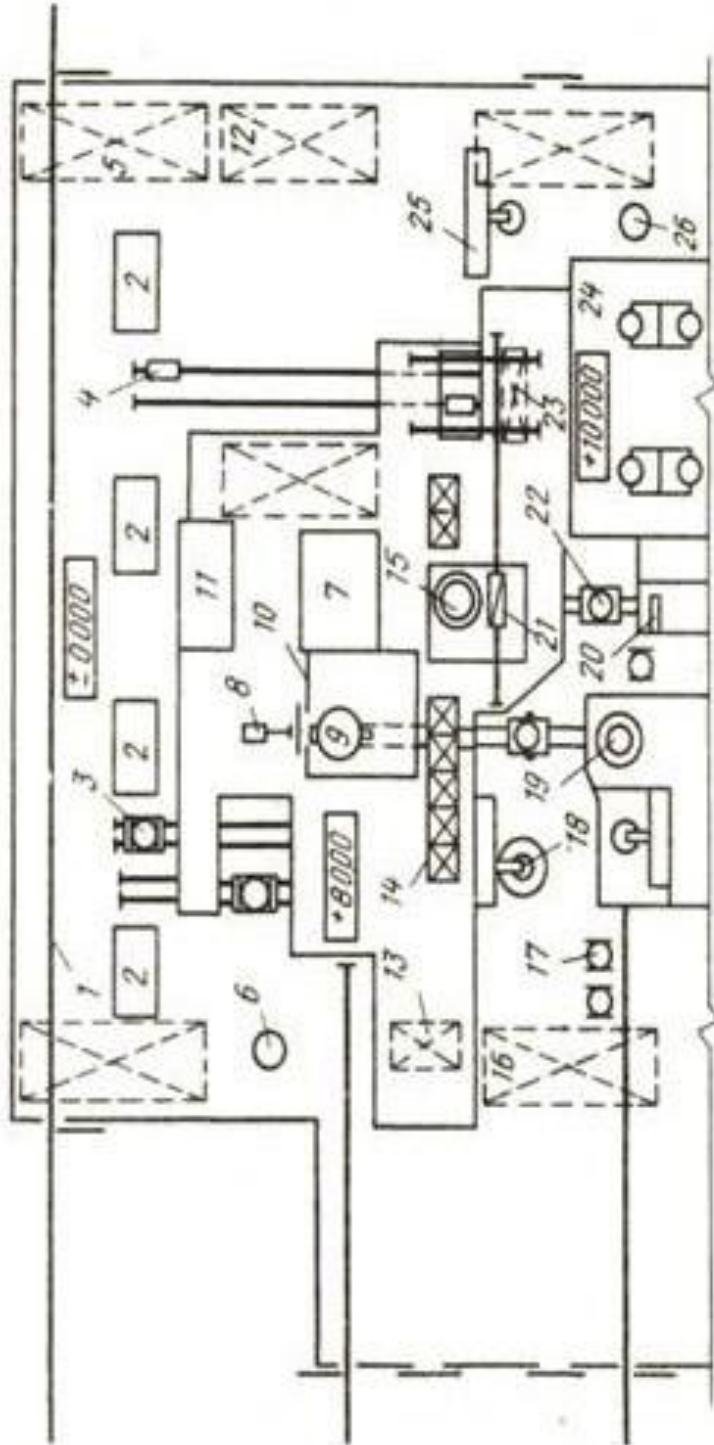
1. Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов: справочник / В.Г. Сорокин, А.В. Волосникова, С.А. Вяткин. – М.: Машиностроение, 1989. – 640 с.
2. Вязников, Н.Ф. Легированная сталь: учебное пособие / Н.Ф. Вязников. – М.: Изд-во «Металлургиздат», 1963. – 320 с.
3. ГОСТ 520-2011. Подшипники качения. Общие технические условия. – М.: Изд-во «Стандартинформ», 2012. – 66 с.
4. Воскобойников В.Г. Общая металлургия: учебник для вузов / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. – 768 с.
5. Лаборатория крупного слитка. – [http://steelcast.ru/ball\\_bearing\\_steel](http://steelcast.ru/ball_bearing_steel).
6. Кудрин, В.А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов / В.А. Кудрин. – М.: Изд-во «Мир», 2003. – 528с.
7. Роцин, А.В. Производство стали, решение практических задач: учебное пособие / А.В. Роцин, Д.Я. Поволоцкий, В.П. Грибанов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2006. – 72 с.

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		59

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение А

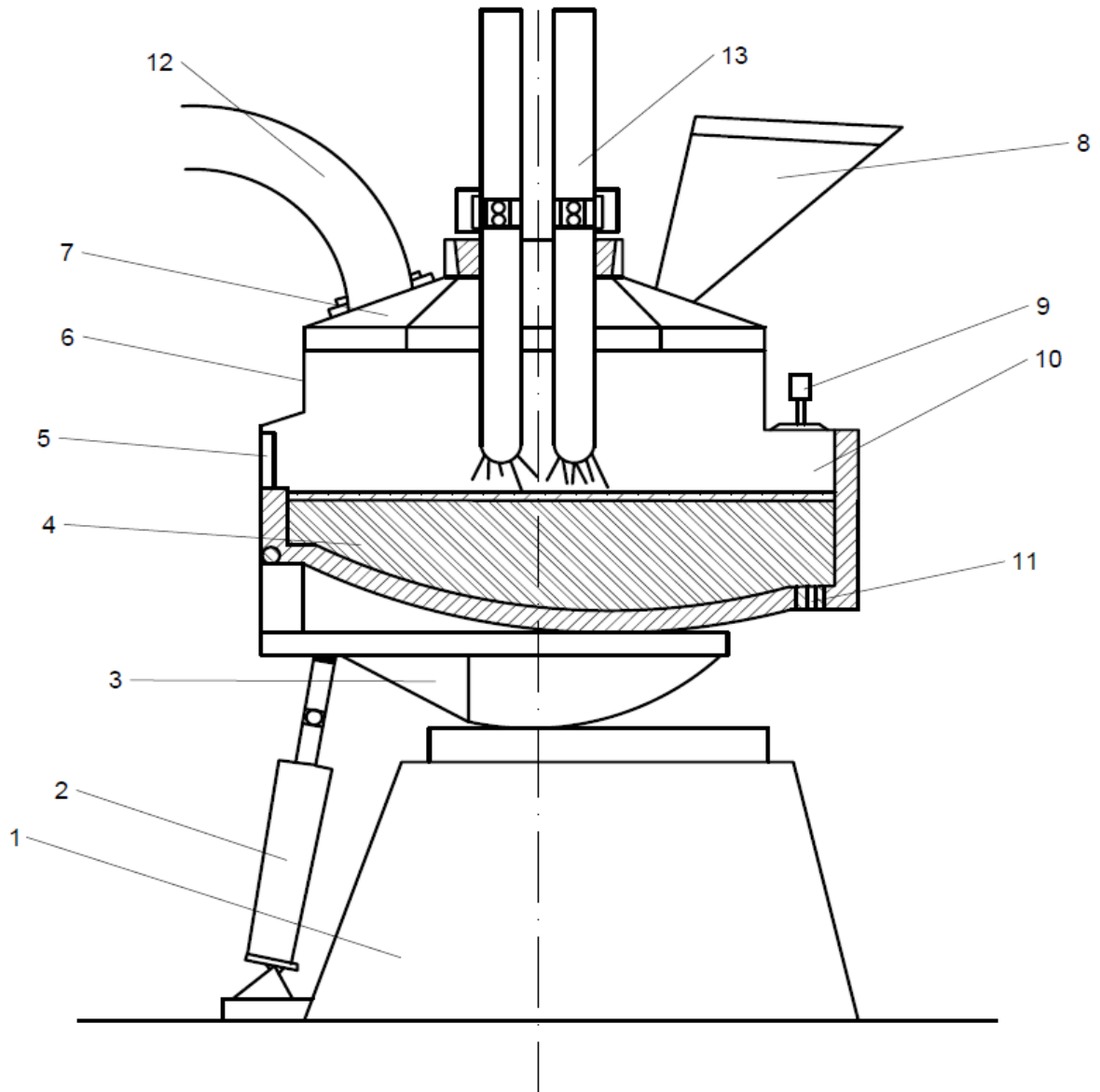
План цеха



Элем.	Наименование	Кл.	Прим.
1	Железнодорожный путь		
2	Закрома для скрапа		
3	Самоходная тележка для завалочной бадьи		
4	Передаточная тележка		
5	Магнитно-грейферный кран		
6	Участок ремонта и сборки свода		
7	Стенд для наращивания электродов		
8	Машина для скачивания шлака		
9	ДСП-100И7		
10	Шумо-пылезащитная камера		
11	Пульт управления печью		
12	Мостовой завалочный кран		
13	Кран бункерного пролета		
14	Бункер для сыпучих материалов		
15	Агрегат аргонно-кислородного рафинирования		
16	Мостовой кран рафинировочного пролета		
17	Стенд для шлаковой чащи		
18	Стенд для сушки футеровки агрегата АКР		
19	Стенд для ремонта агрегата АКР		
20	Установка для доводки стали в ковше		
21	Машина дл язавалки скрапа в в агрегат АКР		
22	Сталевоз		
23	Поперечный кран		
24	МНЛЗ		
25	Установка для сушки сталеразливочного ковша		
26	Стенд для ковша		

					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		61

Приложение Б  
Плавильный агрегат

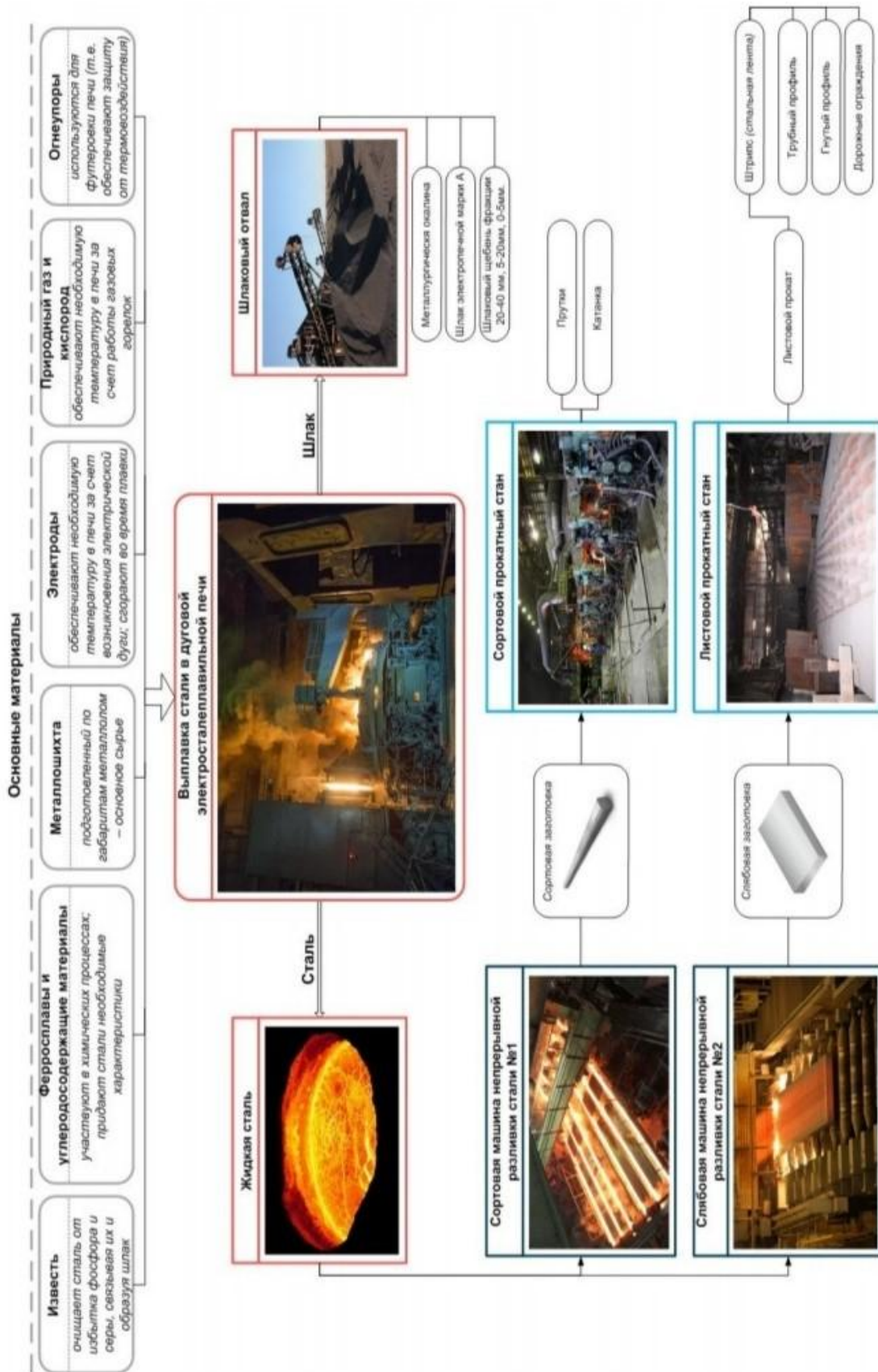


					22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		62



# Приложение В

## Технологическая схема производства



Общая схема производственного процесса

## Приложение Г

### Результаты расчетов материального баланса

Таблица 1 – Расчет материального баланса плавки стали в ДСП, кг

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Отходы стали ПЛ1	29	Сталь	99,942
Отходы стали 30Л	71		
Известь	2,450	Шлак	7,148
Из футеровки	0,500	СО	1,637
Из электродов	0,200	СО <sub>2</sub>	0,198
Кислород на плавку	1,964	Пыль	0,253
Ферросплавы	3,226	Невязка	-0,838
Итого	108,340	Итого	108,340

Невязка составляет = 0,84 %.

Таблица 2 – Расчет материального баланса в ковше-печи, кг

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Полупродукт	100,000	Сталь	102,726
Известь	2,427		
Глинозем	1,390	Шлак	4,080
Феррохром	2,205	Газ	0,334
Ферросилиций	0,366	Невязка	-0,465
Алюминий	0,070	Итого	106,675
Углеродистый порошок	0,217		
Итого	106,675		

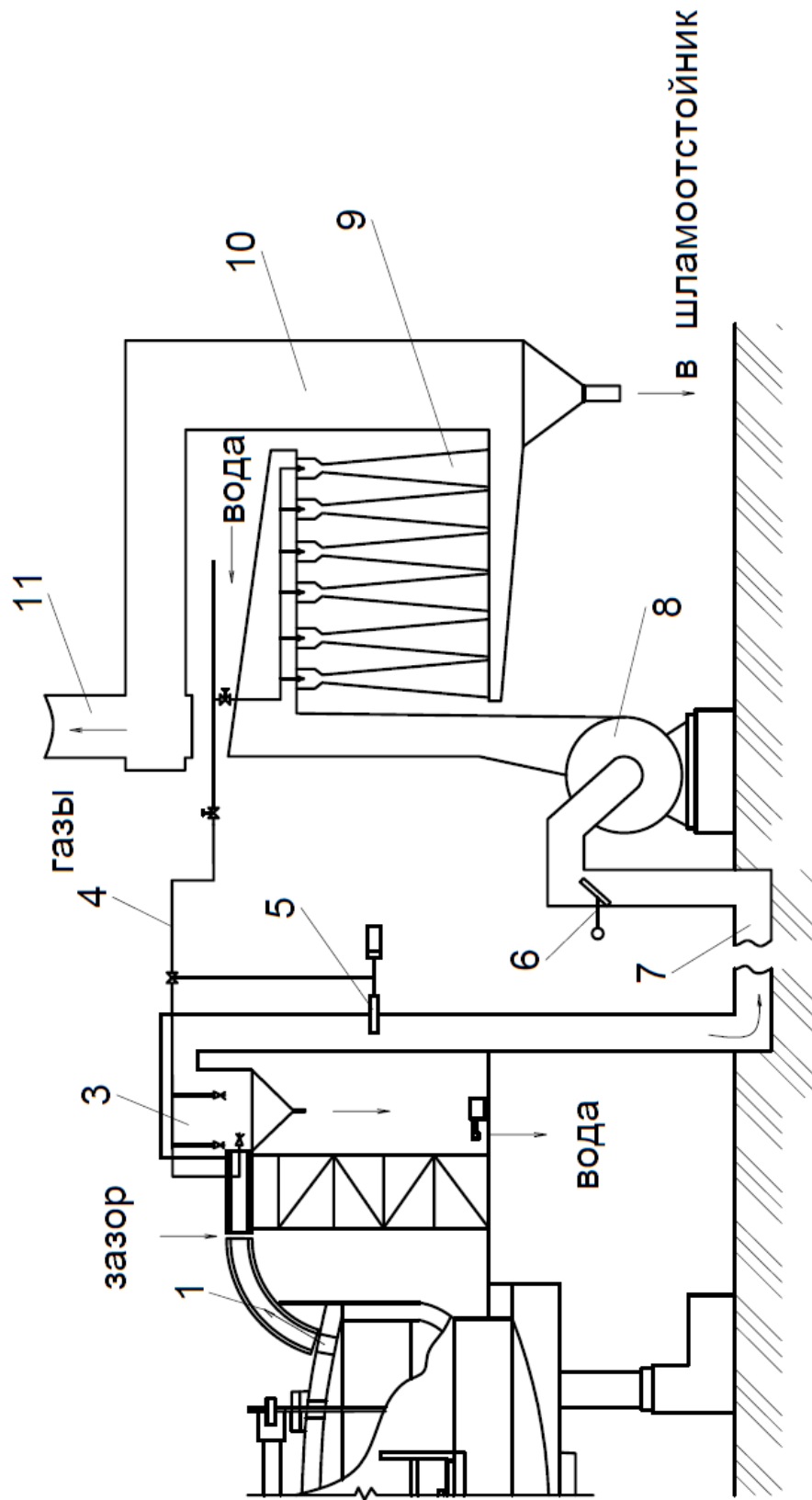
Таблица 3 – Расчетный химический состав стали ШХ15, %

С	Si	Mn	Cr	S	P
0,988	0,235	0,233	1,459	0,00097	0,00176

					<b>22.03.02.2020.061.00 ПЗ ВКР</b>	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подп.	Дата		65



Приложение Д  
 Схема газоочистки



## Приложение Е

Таблица – Поверхностные дефекты непрерывнолитых заготовок

Вид дефекта	Описание и характеристика дефекта	Причины образования дефекта
<p>Продольные угловые трещины</p>	<p>Трещины продольные угловые – нарушения сплошности металла в виде разрывов в районе ребер заготовки. Угловые трещины располагаются вдоль направления движения слитка на ребрах и прилегающих к ним зон граней. Могут сопровождаться искажением профиля слитка, одновременным раздутием перпендикулярных граней заготовки, продольными «ужиминами», а также внутренними приугловыми трещинами (или быть их развитием), являются предварительной ступенью для образования прорывов</p>	<p>– износ или деформация гильзы (недостаточная; – конусность, большой угловой радиус гильзы); – сильное охлаждение гильзы или неравномерное охлаждение (отложение осадков на гильзе); – неудовлетворительная центровка кристаллизатора с направляющими роликами и форсунок в ЗВО; – чрезмерно высокая температура разливаемой стали; – присутствие в стали примесей, таких как сера, фосфор или мышьяк в больших количествах; – отложения на внешней поверхности гильзы; – повышенная скорость разливки.</p>

	жидкого металла.	
Продольные трещины по граням	Трещины продольные по граням заготовки – нарушения сплошности металла в виде разрывов на гранях заготовки. Часто трещины образуются при большой степени развития «продольной ужимины» на гранях заготовки.	<ul style="list-style-type: none"> <li>– неравномерное первичное охлаждение;</li> <li>– отложения на внешней поверхности гильзы;</li> <li>– износ и деформация гильзы, особенно, в районе мениска;</li> <li>– неравномерное охлаждение заготовки в зоне вторичного охлаждения по причине засорения или расцентровки форсунок вторичного охлаждения;</li> <li>– неправильная центровка сталеразливочного стакана (стакана дозатора или погружного стакана) относительно оси кристаллизатора;</li> <li>– неправильная центровка опорных роликов под гильзой кристаллизатора;</li> <li>– слишком высокая температура стали в промковше (перегрев более 45 °С);</li> <li>– недостаточная смазка кристаллизатора маслом или ШОС;</li> <li>– несоответствующая работа стола качания;</li> <li>– высокая степень окисленности металла;</li> <li>– присутствие в стали примесей, таких как сера, фосфор или мышьяк</li> </ul>

		в количествах больше требований нормативной документации.
<p>Поперечные угловые трещины</p>	<p>Трещины поперечные угловые – нарушения появляются при подвисании слитка в углах кристаллизатора, наличии усадочных напряжений в продольном направлении (переохлаждение рёбер слитка), разрыве слишком холодной корочки слитка (перпендикулярно ребрам) при его выпрямлении. При значительном развитии может привести к прорыву жидкого металла.</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>– подвисание корки слитка в кристаллизаторе вследствие недостаточной или неравномерной смазки (некачественная, влажная шлакообразующая смесь (ШОС) или неравномерная подача масла при открытой разливке);</li> <li>– неудовлетворительное качание кристаллизатора по причине проблем механического характера;</li> <li>– перенасыщение шлака в кристаллизаторе <math>Al_2O_3</math>;</li> <li>– комкование шлака в районе углов;</li> <li>– переохлаждение углов гильзы;</li> <li>– высокая конусность гильзы;</li> <li>– деформированная гильза;</li> <li>– неорганизованная струя в кристаллизаторе (колебания уровня металла в кристаллизаторе);</li> <li>– химический состав стали (<math>Mn/S \leq 22</math>).</li> </ul>
<p>Поперечные ужимины</p>	<p>Поперечные ужимины – углубления, располагающиеся в поперечном направлении разливки, которые по направлению к оси</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>– недостаточный контакт стали со стенками кристаллизатора по причине неудовлетворительной смазки стенок кристаллизатора (неравномерная подача масла при открытой разливке);</li> <li>– резкие колебания уровня металла</li> </ul>

	<p>кристаллизатора становятся плоскими. Могут повторяться через определенный интервал.</p>	<p>в кристаллизаторе в недопустимых диапазонах измерений;</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– чрезмерное охлаждения гильзы;</li> <li>– резкое колебание уровня стали в кристаллизаторе.</li> </ul>
<p>Заливины, наплывы</p>	<p>Заливина (наплыв) – неплоскостность в виде раковин на поверхности, может сопровождаться поверхностными трещинами. Заливина в основном образуется при микропрорывах металла в кристаллизаторе с последующим их «залечиванием», а также в начале разливки при заплесках металла на стенки кристаллизатора и при попадании жидкого металла в зазор между корочкой слитка и стенкой кристаллизатора.</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>– причины, приводящие к образованию поперечных трещин (с надрывом оболочки и выливанием жидкого металла в зазор между заготовкой и кристаллизатором);</li> <li>– неравномерная подача смазки при открытой разливке. Обрызгивание стенок кристаллизатора из-за неудовлетворительной организации струи при открытой разливке;</li> <li>– внезапные остановки вытягивания заготовки;</li> <li>– неправильная установка разливочного стакана (колебание уровня в кристаллизаторе, турбулентность струи стали из промковша);</li> <li>– большое количество шлака в кристаллизаторе (соотношение Mn/Si).</li> </ul>
<p>Пояс</p>	<p>Пояс – «перехват», грубый дефект, охватывающий часть</p>	<p>– пониженная температура металла, нарушения в технологии раскисления, приводящие к</p>

	<p>или весь периметр непрерывнолитой заготовки. Образуется, в основном, вследствие перерыва подачи стали в кристаллизатор. При остановке разливки в кристаллизаторе образуется остывающая и оксидированная зона жидкого металла (вплоть до корки на «зеркале» слитка и усадочной раковины). Учитывая малую площадь поперечного сечения сортовых заготовок и высокую скорость их охлаждения без подпитки жидким металлом, усадочная раковина с коркой металла на поверхности слитка (мост) образуется по всему сечению за время менее одной минуты после остановки ручья.</p>	<p>затягиванию разливочного стакана промежуточного ковша;</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– перерыв струи металла из промковша;</li> <li>– резкие колебания уровня металла в кристаллизаторе;</li> <li>– кратковременные остановки вытягивания заготовки из-за нарушений работы отдельных узлов МНЛЗ.</li> </ul>
Шлаковые включения	Шлаковые включения – скопления на	– слишком большая толщина слоя шлака;

<p>и загрязнения</p>	<p>поверхности заготовки неметаллических включений, которые могут встречаться совместно со скоплениями пор, заворотами корки, и заливиными (пленами). На поверхности заготовки после отслоения вместе с окалиной могут оставаться углубления (отдельные или скопления) неправильной формы, локальные или удлиненные в направлении вытягивания заготовки. Размер, форма и глубина залегания могут варьироваться в широких пределах. На мениске металла в кристаллизаторе накапливаются неметаллические включения вследствие всплывания частиц</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>– соотношение массовых долей Mn/Si менее 2,5;</li> <li>– низкий уровень металла в промковше;</li> <li>– колебания уровня в кристаллизаторе;</li> <li>– недостаточное заглубление погружного стакана под уровень металла в кристаллизаторе;</li> <li>– неудовлетворительная защита струи металла от вторичного окисления, работа кислородом в промковше, открытие шибера стальнойковша с кислородом; низкое качество огнеупорных материалов (эрозия);</li> <li>– «холодный» металл (захват шлака на в корочку заготовки в районе мениска) или перегретый металл (размыв огнеупоров);</li> <li>– нарушения в технологии раскисления.</li> </ul>
----------------------	--	--

	<p>шлака, в том числе из промежуточного ковша МНЛЗ, продуктов раскисления, размыва огнеупорных материалов, отрыва от стенок стаканов затягивающих их включений. Данные включения увлекаются в металл и затвердевают, в основном, в поверхностных слоях заготовки.</p>	
<p>Брызги металла на поверхности заготовки</p>	<p>Брызги наблюдаются в виде мелких неравномерно распределенных частичек металла, прочно связанных одним из участков своего периметра с поверхностью заготовки.</p>	<p>– брызги и неравномерная подача металла в кристаллизатор, в том числе при наполнении кристаллизатора металлом во время запуска (перезапуска); – погружного стакана</p>