



## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВЕДЕНИЕ.....	8
Глава 1. Теоретическая часть. Современный опыт применения инновационных технологий при производстве и разливке стали.....	10
1.1 Химический состав и свойства стали марки 09Г2С.....	10
1.2 Оптимизация технологии обработки стали в проковше.....	15
1.3 Анализ дефектов непрерывнолитых заготовок на примере стали марки 09Г2С.....	22
1.4 Подготовка МНЛЗ к разливке металла.....	34
1.4.1 Разливка стали методом «плавка на плавку».....	37
1.4.2 Основные задачи автоматизации МНЛЗ.....	44
Глава 2. Расчётная часть. Расчёт параметров плавки и материального баланса марки стали 09Г2С в ДСП объёмом в 100 тонн.....	63
2.1 Расчет параметров плавки и шихты.....	63
2.2 Материальный баланс плавки.....	66
2.3 Расчет параметров окисления примесей.....	77
2.4 Расчет параметров внепечной обработки на установке ковш печь и VD-ОВ обработки.....	84
2.5 Суммарный материальный и тепловой баланс плавки ДСП.....	88
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	90
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	92

## ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы работы. Вторая половина XX в., уже с первых лет, ознаменовалась коренным изменением структуры и технологии сталеплавильного производства, существовавших в течение всей первой половины этого столетия.

Успешному развитию производства стали в дуговых печах способствовали коренные изменения мощности печного трансформатора, конструкций дуговых печей и технологии плавки, которые произошли в начале 60-х годов и затем быстро распространились. Мощность печного трансформатора увеличилась с бывших к тому времени 200–250 до 500–600 кВ·А/т, а затем до 800–1000 кВ·А/т. В сверхмощных ДСП в значительной части стен и свода футеровка заменена водоохлаждаемыми панелями. Ввиду того, что мощность трансформатора в полной мере используется лишь при плавлении и интенсивном кипении ванны в окислительный период, от восстановительного периода отказались. Рафинирование стали перенесли в ковш.

В результате этих мероприятий продолжительность плавки, например, в ДСП емкостью 100 т, сократилась с 240–300 до 50–60 мин. Расход электроэнергии уменьшился с 650–700 до 300–400 кВт·ч/т. Плавка стали в дуговых печах получила ряд преимуществ по сравнению с плавкой в мартеновских печах: более высокая производительность, меньше капитальные затраты и расходы на проведение процесса.

Стало экономически выгодным производство в дуговых печах рядовой углеродистой стали. Существенное повышение технико-экономических показателей электросталеплавильного производств явилось, в значительной мере, следствием применения и интенсивного развития с начала 60-х годов внепечной обработки, которая стала непременной частью современной металлургии стали. Применение внепечной обработки привело к тому, что дуговая печь превратилась в агрегат, предназначенный лишь для получения жидкого полупродукта, имеющего заданное, не всегда в узких пределах, содержание углерода,

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

определенную минимально допустимую температуру и обычно ограниченное содержание фосфора.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						9
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

# Глава 1. Теоретическая часть. Современный опыт применения инновационных технологий при производстве и разливке стали

## 1.1 Химический состав и свойства стали марки 09Г2С

В таблице 1 приведён химический состав стали марки 09Г2С.

Таблица 1 - Химический состав стали марки 09Г2С, в процентах

Содержание элементов									
C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	N	Cu	As
до 0,12	0,5-0,8	1,3-1,7	не более 0,035	не более 0,040	до 0,30	до 0,3	не более 0,008	не более 0,30	не более 0,08

Характеристики стали 09Г2С относят ее к классу конструкционных низколегированных сплавов. Физические и механические свойства материала делают его востребованным в тех металлоконструкциях, которые испытывают наиболее сильные деформации в процессе эксплуатации. Легированная сталь 09Г2С изготавливается по ГОСТу 27772-2015. Маркировка указывает на низкое содержание главных легирующих добавок. Кроме них в ее состав входят и другие элементы, общее содержание которых не превышает 2,5%. Сера и фосфор – вредные добавки, ухудшающие качество материала. Однако в данном сплаве их количество минимально и не оказывает заметного влияния на его свойства. В России сталь 09Г2С идет на изготовление:

- сортового и фасонного проката по ГОСТу 19281-2014;
- листов и полос, согласно ГОСТу 19282-2014;
- листов горячекатаных (ГОСТу 17066-94);
- кованных заготовок по ГОСТу 1133-71.

Большой ассортимент позволяет выбрать наиболее подходящий по назначению и оптимальный в экономическом плане вариант.

Химический состав определяет характеристики и применение стали 09Г2С: удельный вес – 7,85 г/см<sup>3</sup>, может незначительно колебаться в зависимости от вида и концентраций легирующих добавок;

- диапазон температурковки – 850 -1250 °С;
- предел текучести – от 255 до 155 МПа, в зависимости от температуры нагрева;
- свариваемость – без ограничений и без потери пластичности;
- изменение коэффициента линейного расширения в интервале температур 100-500 °С – всего 2,4·10<sup>-6</sup> единицы;
- временное сопротивление – 345 МПа;
- предел прочности – 343 МПа;
- удлинение – 21%;
- ударная вязкость – 64 Дж/см<sup>2</sup>;
- твердость по Бринеллю – 450-490 кгс/мм<sup>2</sup>;
- диапазон рабочих температур – от -70 до +425 °С;
- срок службы – более 30 лет.

Механические свойства стали 09Г2С при температуре 20 °С

Соответствие по ГОСТ	Вид поставки	Номинальное сечение, мм	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	$\sigma_B$ (МПа)	$\delta_5$ (%)
19281-2014	Сортовой и фасонный прокат	до 10	345	490	21

Ударная вязкость стали 09Г2С КСУ (Дж/см<sup>2</sup>) при низких температурах

Соответствие по ГОСТ	Вид поставки	Номинальное сечение, мм	КСУ при +20	КСУ при -40	КСУ при -40
19281-2014	Сортовой и фасонный прокат	от 5 до 10	64	39	34
от 10 до 20 вкл.		59	34	29	
от 20 до 100 вкл.		59	34		

В таблице 2 представлены механические свойства стали марки 09Г2С при повышенных температурах.

Таблица 2 - Механические свойства стали марки 09Г2С при повышенных температурах

Температурные испытания, °С	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	$\sigma_B$ (МПа)	$\delta_5$ (%)	$\psi$ (%)
Нормализация 930-950 °С				
20	300	460	31	63
300	220	420	25	56
475	180	360	34	67

В таблице 3 представлены механические свойства стали марки 09Г2С в зависимости от температуры отпуска.

Таблица 3 - Механические свойства стали марки 09Г2С в зависимости от температуры отпуска

Температура отпуска, °С	$\sigma_{0,2}$ (МПа) не менее	$\sigma_B$ (МПа) не менее	$\delta_5$ , % не менее	$\Psi$ , % не менее
20	295	405	30	66
100	270	415	29	68
200	265	430		
300	220	435		
400	205	410	27	63
500	185	315		63

В таблице 4 представлены технологические свойства стали марки 09Г2С.

Таблица 4 - Технологические свойства стали марки 09Г2С

Температура ковки, °С	Начало 1250, окончание 850.
Свариваемость	Сваривается без ограничений. Способы сварки: РДС, АДС под флюсом и газовой защитой, ЭШС.
Обрабатываемость резанием	В нормализованном, отпущенном состоянии при $\sigma_B = 520$ МПа $K_{u\text{ тв.спл.}} = 1,6$ , $K_{u\text{ б.ст.}} = 1,0$ .
Склонность к отпускной способности	Не склонна
Флокеночувствительность	Не чувствительна

В таблице 5 представлена температура критических точек стали марки 09Г2С.

Таблица 5 - Температура критических точек стали марки 09Г2С

Критическая точка	Температура, °С
Ac <sub>1</sub>	725
Ac <sub>3</sub>	860
Ar <sub>1</sub>	625
Ar <sub>3</sub>	780

В таблице 6 представлен Предел выносливости стали марки 09Г2С.

Таблица 6 - Предел выносливости стали марки 09Г2С

$\sigma_{s-1}$ , МПа, не менее	$\sigma_B$ , МПа, не менее
235	475

В таблице 7 представлен предел текучести стали марки 09Г2С.

Таблица 7 - Предел текучести стали марки 09Г2С

Температура испытания, °С / $\sigma_{0,2}$			
250	300	350	400
225	195	175	155



В таблице 8 представлены физические свойства стали марки 09Г2С.

Таблица 8 - Физические свойства стали марки 09Г2С

Температура испытания, °С	20-100	20-200	20-300	20-400	20-500	20-600
Коэффициент линейного расширения ( $\alpha \cdot 10^6, ^\circ\text{C}^{-1}$ )	11,4	12,2	12,6	13,2	13,8	

К главным особенностям сплава 09Г2С относятся высокая прочность, сохранение механических характеристик в широком температурном диапазоне, а также возможность влиять на свойства посредством термической обработки.

Этим обусловлено применение данного материала практически во всех сферах промышленности и строительства. Из него изготавливаются строительные конструкции, оборудование для нефтехимии, детали машин, резервуары и трубы. Еще одной отличительной особенностью сплава является хорошая свариваемость. Подготовленные для сварки участки не нуждаются в предварительной термической или химической обработке, а само сваривание можно проводить широкодоступным оборудованием (подойдут любые электроды, рассчитанные на работу с низколегированными металлами). Благодаря низкому содержанию углерода в сварном шве не образуется микротрещин и микропор, что делает соединения прочными и долговечными. Сталь 09Г2С – один из наиболее востребованных сплавов в современной промышленности. При невысокой себестоимости она сочетает в себе оптимальный набор эксплуатационных характеристик, благодаря чему находит применение в производстве широкой номенклатуры изделий, таких как:

- котлы для систем отопления;
- резервуары, способные эксплуатироваться при повышенных значениях температуры и давления;
- трубы для транспортировки жидкостей и газов;
- металлопрокат и фасонные изделия;

- листовая сталь широкого спектра применения.

Из стали марки 09Г2С выпускается обширный ассортимент листовой продукции, отличающейся толщиной, наличием постобработки поверхности и другими особенностями.

Металлопрокатные изделия помимо двутавров выпускаются в трех вариантах:

- квадрат со стороной от 63 до 200 мм;
- круг диаметром от 28 до 180 мм;
- полоса от 12·40 до 50·160 мм.

Кроме того, из стали данной марки изготавливается существенная часть фасонных изделий (швеллеры, уголки) для нужд современной промышленности. Высокие показатели прочности, простота обработки и низкая себестоимость делают данный сплав оптимальным выбором для большинства сфер бытовой и промышленной деятельности. Ассортимент изготавливаемой из него продукции включает:

- резервуары, работающие с экстремальными значениями температуры и давления;
- системы отопления, водо- и газопроводные магистрали;
- мосты, опоры и другие нагруженные конструкции;
- объекты военного назначения;
- оборудование для нефтегазовой промышленности;
- машино- и судостроение;
- металлоконструкции, рассчитанные на работу в экстремальных условиях.

## 1.2 Оптимизация технологии обработки стали в промковше

Для снижения дефектов непрерывнолитой заготовки, связанных с неметаллическими включениями, необходимо совершенствовать технологию на всех участках производства стали: выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

Одним из элементов УНРС, влияющим на конечное содержание неметаллических включений, является промежуточный ковш.

Промежуточный ковш, изначально служивший распределительным устройством, по мере развития непрерывной разливки превратился в рафинировочный агрегат.

Имеются сведения о значительном количестве вариантов рафинировочных устройств промежуточных ковшей, однако простой механический перенос их на другие ковши без учета их конструктивных особенностей приводит в ряде случаев не к уменьшению, а к увеличению неметаллических включений и повышенному износу футеровки промежуточного ковша.

Значительное влияние на удаление включений оказывают гидродинамические явления, происходящие в металле на пути от сталеразливочного ковша до жидкой лунки слитка, в том числе в промежуточной емкости УНРС. Как показывает практика, повышение физической однородности непрерывно литых заготовок в значительной степени зависит от способа и ряда технологических факторов подвода металла в промежуточный ковш, а из него в кристаллизатор [4].

Промежуточные ковши современных МНЛЗ снабжены приспособлениями, позволяющими устранить влияние таких источников загрязнения, как вторичное окисление, эрозия огнеупоров, попадание частиц покрывного шлака в поток расплава и при этом обеспечить всплывание и поглощение неметаллических включений шлаком за счет правильной организации движения металла, исключающей появление застойных зон и укороченных путей, обеспечить использование дополнительных технологических приемов - продувки инертными газами, применения специальных крышек и покровных шлаков из специальных флюсов, регулирования температуры, проведение раскисления и микролегирования стали [4].

На современных установках сталь заливают в промежуточный ковш через удлиненный погружной стакан с поддувом инертного газа. С той же целью для уменьшения взаимодействия металла с воздухом, а также для теплоизоляции

ковш накрывается крышкой, а на зеркало металла присаживают флюсы, из которых формируются шлаки умеренной основности, способные поглощать продукты раскисления и эффективно препятствовать насыщению стали газами [5].

На практике вводится система герметизации и газовой защиты в промежуточном ковше.

Для этой цели используют фибровые герметизирующие плиты, а для замещения воздуха в промежуточном ковше нагнетают аргон [6].

Активному удалению неметаллических включений способствуют правильный выбор наклона стенок ковша и расстановки перегородок, продувка металла аргоном через вращающиеся насадки для дробления газовой струи и эффективного перемешивания расплава, рациональное раскисление, в том числе экзотермическими ферросплавами, дающими жидкие продукты раскисления.

Особое внимание уделяют новому способу рафинирования металла за счет течения расплава через специальные отверстия в перегородках, устанавливаемых во внутренней полости промежуточного ковша [6].

В промежуточных ковшах повсеместно устанавливают пороги-стенки, перегородки, обеспечивающие лучшее очищение металла от неметаллических включений.

В качестве примера на рисунке 1 приведена принципиальная схема промежуточного ковша многоручьевой МНЛЗ, предусматривающая наличие порогов-стенок (не полного профиля) между местом выхода металла на отбойник, через удлиненную трубу-стакан из сталеразливочного ковша в промежуточный ковш.

Рисунок 1 - Промежуточный ковш многоручьевой МНЛЗ.

На степень удаления неметаллических включений значительное влияние оказывает температура металла в промежуточном ковше. Показано, что существует оптимальная температура перегрева металла в промежуточном ковше, которая обеспечивает максимальное снижение неметаллических включений. Для

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

поддержания оптимальной температуры металла на ряде зарубежных заводов используется технология подогрева металла в промежуточном ковше с внешним источником.

На заводе «Nucor Steel» в Норфолке в 15 т промежуточном ковше используется плазмотрон постоянного тока (рис. 2). На УНРС завода фирмы SOLLAC во Флоранжеразливают 240т плавки с точной регулировкой температуры с плазменным подогревом. В настоящее время в мире работают около 15 установок нагрева стали в промежуточных ковшах УНРС [7]. Распространение подогрева стали в промковше ограничено по причине сложности оборудования плазменного подогрева, трудности его размещения на рабочей площадке действующих УНРС, необходимостью совмещения в одном агрегате двух достаточно сложных для управления процессов: непрерывной разливки и плазменного нагрева.

Рисунок 2 - Общий вид установки плазменного нагрева металла в промежуточном ковше: 1 - разливочный ковш, 2 - поток жидкой стали, 3 - плазмотрон, 4 - плазменная дуга, 5 - огнеупорная крышка, 6 - камера нагрева, 7 - кристаллизатор.

Другим направлением рафинирования металла от неметаллических включений в промежуточном ковше является вакуумирование. На ПАО Новолипецкий металлургический комбинат в ККЦ-2 на УНРС № 5 и №6 длительное время эксплуатируется установка поточного вакуумирования стали, в которой струя металла перед попаданием в промежуточный ковш проходит через вакуумкамеру. Технология позволяет снизить количество неметаллических включений в слябах [8] (рис. 3).

Рисунок 3 - Установка поточного вакуумирования стали на УНРС НЛМК.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		18

Более простой, но достаточно эффективной мерой по удалению неметаллических включений из металла является совершенствование геометрии внутренней полости промежуточного ковша с целью создания оптимальной гидродинамики потока жидкой стали.

В работе показано, что значительное количество неметаллических включений затягивается в вихревую воронку, образующуюся при входе металла в разливочное отверстие. С целью гашения воронки использовался промежуточный ковш с вставками вихрегасителями (рис. 4).

Рисунок 4 - Промежуточный ковш со вставками вихрегасителями а - движение металла без вставок вихрегасителей. б - движение металла со вставками вихрегасителями

Рисунок 5 - Индекс крупных неметаллических включений в блоках: а) - разлитые без подавления, б) - с подавлением вихревых движений

Более эффективно применение полнопрофильных перегородок различной геометрии с отверстиями, при которых формируются интенсивные турбулентные потоки, способствующие укрупнению и всплыванию неметаллических включений [10]. Применение промежуточного ковша с полнопрофильными перегородками позволяют снизить содержание включений всех типов (в первую очередь размером более 20 мкм) уменьшилось в 1,8 - 2,2 раза (рис. 6). Удаление из стали более мелких включений (менее 20 мкм) достигаются путем создания за перегородкой промежуточного ковша сплошной завесы из пузырей аргона, подаваемого через пористый блок [8]. Возможно применение специальных фильтров для фильтрации крупных неметаллических включений [8].

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

Рисунок 6 - Промежуточный ковш с полнопрофильными перегородками. 1- приемная камера, 2 - раздаточная камера, 3 – барьерная перегородка, 4 – полнопрофильная перегородка, 5 - наклонный щелевидный канал, 6 - прямой цилиндрический канал, 7 - скопление включений, 8 - зона взаимодействия разливочного стакана, 9 - зона затягивания, 10 и 11 - кристаллизатор, 12-шлак.

В последнее время (особенно на УНРС с числом ручьев более двух) получило распространение применение специальной огнеупорной вставки, так называемого «турбостопа», позволяющей существенно гасить энергию падающей струи и более равномерно распределять потоки (рис. 7).

В целом, можно сказать, что конструкция промежуточных ковшей претерпела серьезные изменения: увеличивается вместимость ковшей, глубина ванны металла. Широкое распространение получает практика устройства перегородок, порогов, конструкций для организации включений путем продувки газами, для организации фильтрации включений. Все эти работы предваряются моделированием течения металла, сопровождаются изысканиями новых огнеупорных материалов и конструктивных решений.

Рисунок 7 - Применение изделия «турбостоп» и схема течение металла в промежуточном ковше

Чтобы обеспечить всплытие включений из жидкой стали и захвата их покрывным шлаком предложены и реализованы следующие меры [11]

- ✓ - обеспечение необходимого времени для всплывания включений за счет укрупнения промежуточного ковша;
- ✓ - оборудование промежуточного ковша перегородками для улучшения в нем характера потоков жидкой стали;
- ✓ - обеспечение всплытия включений путем подогрева жидкой стали в промежуточном ковше;
- ✓ - продувка жидкой стали в промежуточном ковше аргоном;

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

- ✓ - электромагнитное перемешивание расплава в промежуточном ковше;
- ✓ - герметизация промежуточного ковша;
- ✓ - применение для футеровки рабочего слоя ковша высокоосновных огнеупорных масс;
- ✓ - регулярное обновление покрывного шлака по мере насыщения его неметаллическими включениями при ассимиляции.

### 1.3 Анализ дефектов непрерывнолитых заготовок на примере стали марки 09Г2С

Сталь 09Г2С – это очень востребованная сталь, используется как в строительстве, так и во многих отраслях промышленности. Существуют отечественные и зарубежные аналоги этого вида. Наиболее часто используется для изготовления труб, металлопроката и сварных металлоконструкций, температурный диапазон использования которых от -70 до +425 °С с допустимыми нагрузками на них до 475 МПа.

Понимание того, как формируется маркировка, позволяет отчетливо представлять, какой товар представляет производитель, а также его основные особенности. Для тех, кого интересуют подробности о 09Г2С - расшифровка стали имеет следующий вид:

09 – количественная доля содержания углерода в сплаве (0,09%);

Г2 – это марганец и его часть во всем объеме колеблется в районе 2% (точная цифра колеблется от 1,3 до 2%);

С - обозначает кремний, отсутствие цифр после символа говорит о том, что его менее 1%.

После марки стали (через тире) пишется категория (пример: 09Г2С-12). Категория обозначает на какие нормируемые характеристики был испытан металлопрокат. Свойства стали 09Г2С во многом определяются химическим

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		22



составом сплава, его специфическими параметрами, которые сегодня довольно точно просчитываются металлургами.

Марка стали 09Г2С имеет следующие критические точки:

$A_{c1} = 732 \text{ } ^\circ\text{C}$ , когда аустенит превращается в перлит процессах охлаждения;

$A_{c3}(A_{cm}) = 870 \text{ } ^\circ\text{C}$  (с – от французского *chauffage*/нагрев) точка конца растворения цементита;

$A_{r3}(A_{rcm}) = 854 \text{ } ^\circ\text{C}$  (*refroidissement* – охлаждение) начало выделения  $\text{Fe}_3\text{C}$ ;

$A_{r1} = 680 \text{ } ^\circ\text{C}$  доэвтектоидная сталь, соответствует выделению феррита

Условные обозначения классические, цифры 1 и 3 обозначают номера точек на графике. Символами *cm* обычно отмечают заэвтектоидные стали.

Если говорить о других особенностях ст 09Г2С, характеристики отмечаются такие: легкая свариваемость материала. Для этого используют РДС, АДС под флюсом и газовой защитой. Не поддаются свариванию только изделия, прошедшие химико-термическую обработку.

Механические свойства стали 09Г2С – это табличные величины, которые разработаны рядом ГОСТов и описывают материал при комнатной температуре, а также для других его состояний.

Среди важных механических свойств стали 09Г2С выделяют такие:

- ✓ Предел текучести для остаточной деформации, измеряется в МПа;
- ✓ Относительные величины удлинения при разрыве и сужении;
- ✓ Ударная вязкость (использование под нагрузкой – одно из основных применений);
- ✓ Твердость по Бринеллю (НВ).

Класс прочности стали 09Г2С: таблица для перечня марок включает и указанную, как уже отмечалось соответствует С345. Сюда же относится ряд других марок. Таким образом, отличные по химическому составу и даже способу получения стали, могут иметь одинаковый класс прочности. Эти данные можно найти для 09Г2С по ГОСТ 19281-2014, характеристики

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

сплавов представлены в удобных таблицах, по которым легко ориентироваться.

Но возможна и ситуация, наоборот. Например, для 09Г2С ГОСТ 19281-89 и марки 16ГС есть данные о классах прочности 265 и 296.

В этом же ГОСТе описывают типы металлопроката:

- ✓ Сортовой, круглый, фасонный при различных сечениях (в том числе круг 09Г2С).
- ✓ Широкополосные профили с определенной толщиной изделий.
- ✓ Подобная информация представлена и для других марок.

Плотность стали 09Г2С колеблется, где-то возле отметки 7800кг/м<sup>3</sup>. Но легирующие элементы могут, как увеличивать удельный вес, так и уменьшать его. К первому склонен вольфрам. Второго достигают добавлением: кобальта, никеля, меди.

Твердость стали 09Г2С может определяться по Бринеллю, Роквеллу, Виккерсу и т.д. выбор системы определяется типом изделий, для которых требуется определение параметра. Также он важен при выборе способа сварки, твердость стали на шве должна сохранять достаточно высокие показатели.

Большую часть перечисленных параметров можно найти в ТУ 14-3-1128-2000 для стали 09Г2С, как и для остальных марок. Технические условия описывают требования к материалам, из которых изготавливаются трубы для обслуживания газовых месторождений, других направлениях отрасли.

Допускаемое напряжение для стали 09Г2С рассчитывается в зависимости от таких значений: класса прочности и марки; температуры, при которых она будет эксплуатироваться; толщин, изредка конфигураций (круг, лист, прочее).

Существующие 09Г2С аналоги зарубежные (европейские, азиатские, другие), наиболее совпадают по механическим, техническим свойствам с указанной маркой. Однако химический состав может сильно отличаться.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

Наиболее близкую конфигурацию имеет болгарская версия этой марки. Основные области использования этой марки: листовой и фасонный прокат. Для горячекатаной полосы используют нормативы ГОСТ 103-2006, но стальной круг согласно ГОСТ 2590-2006.

Как уже отмечалось сталь 09Г2С и аналоги легко поддаются свариванию. Уже перечисленные характеристики, позволяют использовать этот материал для изделий, требующих высокой износостойкости: балки, швеллеры, уголки.

Марка 09Г2С, ее технические характеристики, необходимы в создании транспортных средств, строительстве, нефтяной и химической промышленности. Широкий температурный диапазон позволяет применять материал там, где происходят сильные деформации за длительный эксплуатационный срок. При этом граничная температура -70 градусов, способствует применения изделий из ст. 09Г2С в суровых климатических условиях.

Под это описание, также хорошо подходит сталь 09Г2С-15. Ее используют по всем перечисленным пунктам. Остается только добавить, что кроме сварки, монтаж может производиться болтовыми соединительными элементами. Устойчивость металла к химическим воздействиям делает его интересным в соответствующей отрасли. При этом высокие механические качества используют для строительства мостов, дорог, портовых станций, прочего.

Популярна у строителей и марка 09Г2С-12. Она также обладает стабильными пластическими свойствами. Отличается особым химическим составом, в который входит мышьяк. Задействуется для изготовления трубопроводной арматуры. Не может применяться в пищевой промышленности.

На севере России многокилометровые магистрали трубопроводов возведены, как раз из этой марки. Там, как нигде полезны устойчивость к морозам и легкая свариваемость изделий. Это позволяет создавать сложные,

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

одновременно социально значимые объекты (металлоконструкции) из 09Г2С и аналогов.

Одновременно с этим для городов с умеренным или континентальным климатом сталь 09Г2С по ГОСТам различной нумерации подходит для облагораживания улиц. Квадратная труба крайне популярна в качестве ограждений, столбиков для рекламных щитков, установки передвижных торговых площадок, много другого. С этими же целями используют и прямоугольную конфигурацию изделий.

Основными дефектами поверхности непрерывнолитой заготовки являются: продольные трещины (по углам и граням); поперечные трещины; пояса; завороты корки; заливины; шлаковые включения; газовые пузыри.

Продольные поверхностные трещины представляют собой нарушения сплошности в виде разрывов металла. Образование трещин в непрерывнолитом слитке связано с внутренними напряжениями, возникающими в процессе его формирования, и обусловлено пониженной прочностью и пластичностью в различных температурных интервалах.

Поверхностные продольные трещины, связанные с искажением профиля слитка, являются результатом повышенной ромбичности заготовок, ужимин на поверхности или выпучивания граней НЛЗ. Трещины данного вида распространяются изнутри заготовки вдоль диагонали между тупыми углами. Обычно такая трещина сворачивает в сторону от диагонали непосредственно перед углом и появляется на поверхности около угла, где корка слитка наиболее тонкая.

Продольные трещины, не связанные с искажением профиля непрерывнолитой заготовки, могут иметь вид от коротких нитевидных (иногда не видимых без зачистки поверхности) до грубых со значительной шириной раскрытия. Такие трещины могут располагаться непосредственно по углам, а также на некотором смещении от углов или по граням заготовок (рис.8).

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

На образование продольных трещин определенное влияние оказывает величина углового радиуса (сопряжения) гильз кристаллизаторов. Считается, что при угловом радиусе гильз выше оптимального на заготовках могут появляться трещины по вершинам углов, при пониженном угловом радиусе – околоугловые трещины.

Рисунок 8 - Продольные поверхностные трещины: околоугловая (а) и посередине широкой грани сляба (б)

Поперечные поверхностные трещины располагаются по углам или граням непрерывнолитой заготовки в поперечном направлении, то есть, перпендикулярно направлению разливки металла (рис 9). Поперечные трещины могут располагаться посередине граней, а также в углах заготовки.

Рисунок 9 - Поперечные поверхностные трещины на грани сортовой заготовки (а, б) и сляба (в, г), а также на угловых участках (д, е)

Основными причинами возникновения поперечных трещин являются избыточная конусность или деформация рабочей поверхности кристаллизатора, недостаточное количество смазки или ШОС в кристаллизаторе, отклонения в центровке кристаллизатора относительно технологической оси ручья, отклонения при возвратно-поступательном движении кристаллизатора от рабочей траектории и т.п. Все это вызывает увеличение сил трения между слитком и рабочей поверхностью кристаллизатора.

Одним из основных факторов, определяющих возможность образования поперечных трещин на поверхности заготовок, является настройка режима качания кристаллизатора. Отклонения в работе механизма качания (люфты, биения), могут привести к изменению параметров, влияющих на формирование твердой корочки, стать причиной ее подвисания в

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

кристаллизаторе или разрыва сплошности оболочки. При образовании поперечных трещин в кристаллизаторе возможно образование наплывов металла, что значительно ухудшает качество поверхности непрерывнолитой заготовки и требует ее зачистки.

Еще одной причиной образования поперечных трещин может явиться операция разгиба заготовки в случае, если она переохлаждена ниже области горячей пластической деформации, что является грубым технологическим дефектом, который легко идентифицируется на поверхности заготовки. Он охватывает практически весь периметр слитка (рис 10).

Пояса, как правило, образуются из-за перерыва в подаче металла в кристаллизатор, либо при чрезмерно резком понижении скорости разливки, особенно при низкой температуре стали. При этом верхний край затвердевшей корки по всему периметру кристаллизатора окисляется и при возобновлении разливки в этом месте образуется пояс. Пояс является слабым местом в слитке, так как одновременно с окислением по контуру затвердевшей корки слитка происходит и окисление мениска. Грубые пояса, как правило, не поддаются зачистке и их, вырезают из слитка, что обуславливает дополнительные потери металла.

Рисунок 10 - Пояс на поверхности заготовки

Завороты корки. Завороты корки образуются в тех случаях, когда окисленная корка металла увлекается с мениска на поверхность слитка. Чаще всего данный дефект, например, возникает при разливке «холодного» металла, что обуславливает появление кусочков твердой фазы на мениске. Значительное развитие этот дефект получает при разливке сталей с пониженной жидкотекучестью или содержащих легко окисляющиеся элементы.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

Заливины образуются в результате попадания жидкого металла в зазор между корочкой слитка и стенкой кристаллизатора, образующийся вследствие искривления мениска в области их соприкосновения (рис.11).

Рисунок 11 - Продольное сечение образца заготовки в месте расположения заливны (а) и ее фото на поверхности заготовок (б, в)

Образование заливин наиболее вероятно при перерывах в подаче металла в кристаллизатор, недостаточной или неравномерной смазке стенок кристаллизатора, значительных колебаниях уровня металла в нем, разливке металла с пониженной скоростью и температурой и т.п. Заливины образуются также в случае прорыва оболочки слитка.

В целом для предупреждения таких дефектов как пояса, завороты корочки слитка, заливны необходимо предотвращать затягивание дозирующих узлов промежуточных ковшей, минимизировать амплитуду колебаний уровня металла в кристаллизаторе, оптимизировать режимы работы смазки его рабочей поверхности, обеспечивать стабильность скорости разливки и пр.

Шлаковые включения, встречающиеся на поверхности НЛЗ и проникающие внутрь металла, являются многофазными, преимущественно силикатного характера. В сортовых заготовках крупные шлаковые включения чаще встречаются в районе ребер.

Шлаковые включения на поверхности непрерывнолитых заготовок появляются вследствие размыва огнеупоров ковшей, затягивания шлака из промежуточного ковша и с зеркала кристаллизатора, всплытия в кристаллизаторе продуктов раскисления стали, колебаний уровня металла и т.п.

Для углеродистых сталей, раскисленных преимущественно кремнием и марганцем, существенную роль играет величина отношения марганца к

					22.03.022021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

кремнию. При низком отношении Mn/Si, образующийся шлак располагается на зеркале металла в кристаллизаторе и загрязняет поверхность заготовки. При повышенном отношении Mn/Si в стали вынос шлака на поверхность металла в кристаллизаторе затруднен, и шлак может быть обнаружен в качестве макроскопических оксидных включений внутри слитка. На практике рекомендуется поддерживать отношение марганца к кремнию в стали на уровне 3,0-3,5.

Значительное количество шлаковых включений на мениске металла в кристаллизаторе может привести к массовым прорывам твердой оболочки заготовки в зоне вторичного охлаждения под кристаллизатором.

Основные меры, позволяющие снизить загрязненность непрерывнолитого слитка шлаковыми включениями заключаются в следующем: соблюдение заданных режимов раскисления стали; соблюдение температурных режимов; применение эрозионно стойких огнеупорных материалов; поддержание постоянного уровня металла в промковше и кристаллизаторе; правильный подбор ШОС и равномерная подача ее в кристаллизатор. Поверхностные пузыри представляют собой весьма характерный дефект в виде единичных или групповых пор, пустот округлой или вытянутой формы (рис.12).

Рисунок 12 - Пузыри и поры на поверхности непрерывнолитой сортовой заготовки (а) и сляба (б)

Пузыри на поверхности непрерывнолитой заготовки могут быть результатом газовыделения при затвердевании слитка, при сгорании смазки в кристаллизаторе, при использовании огнеупоров и шлакообразующих смесей с повышенной влажностью и т.п.

Наибольшее влияние на пораженность заготовки этим дефектом оказывает уровень «свободного» кислорода в стали. Ввиду высокой скорости охлаждения слитка, присущей процессу непрерывной разливки, в металле присутствует «свободный» кислород для образования окиси углерода. Чтобы

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32



избежать образования газовых пор, уровень «свободного» кислорода в стали должен быть снижен до минимального уровня (особенно при разливке низкоуглеродистых марок стали), поэтому очень важно в технологическом плане эффективное проведение операции раскисления стали.

Избыточное количество смазки в кристаллизаторе, повышенное содержание влаги в масле или ШОС могут привести к образованию поверхностных газовых пузырей.

Расход смазки (масла) при подаче стали в кристаллизатор открытой струей должен быть установлен на минимальном уровне, достаточном для исключения подвисаний слитка на его стенках. На практике рекомендуется ограничивать содержание влаги в смазке (масле).

Паукообразные (звездообразные) трещины (рис.13) характерны, прежде всего, для перитектического класса сталей (содержание углерода 0,12-0,18%).

Рисунок 13- Паукообразные трещины (а), сетчатые и поперечные трещины на следах качания кристаллизатора (б)

Они представляют собой тонкие трещины длиной несколько миллиметров в виде расходящихся лучей «звезд» и т.п. Они образуются под поверхностью непрерывнолитой заготовки, что затрудняет их визуальное обнаружение непосредственно после охлаждения. Однако при последующей прокатке они раскатываются в трещины или разрывы, что приводит к дефектам металлопродукции. На практике для сталей, подверженных появлению паукообразных трещин, осуществляется дополнительный контроль заготовок посредством механической зачистки поверхности (например, «змейкой»), глубиной 1-2 мм.

Поскольку формирование паукообразных трещин происходит в кристаллизаторе, то наиболее эффективным средством их подавления является применение ШОС, которые несколько снижают отвод тепла от твердой корочки.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

#### 1.4 Подготовка МНЛЗ к разливке металла

Разливки стали предшествует период подготовки МНЛЗ к работе.

Необходимо:

- проверить и подготовить кристаллизатор;
- проверить элементы системы вторичного охлаждения;
- проверить элементы поддерживающей системы;
- подготовить промежуточные ковши и погружаемые стаканы.

К разливки: разогреть футеровку до температуры 1150-1200 °С, длительность разогрева 2,5-3 часа, режим ступенчатый. Разогрев промковшей производят с закрытыми стопорами, которые открывают за 30 минут до начала разливки. Следующей операцией является заведение затравки.

Подготовка МНЛЗ к приему жидкого металла:

- подготовка емкостей и желобов для аварийного слива металла.

Наличие влаги в емкостях не допускается, вместимость не менее 140 т;

- проверяется наличие инструмента у персонала, КИП и сигнализации;
- не менее чем за 15 минут до начала разливки должно быть проверено наличие персонала на местах;

- проверяют:

а) готовность электросхем, гидросхем, механизмов;

б) давление воды, сжатого воздуха, природного газа, кислорода и аргона.

- включают вентиляционные схемы;
- подают воду на охлаждение механизмов МНЛЗ;
- проверяют работу газовых резаков и других механизмов МГР;
- устанавливают механизмы в исходное положение.

Подготовка промежуточного ковша:

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

- убирают горелки, извлекают воздухопровод;
- проверяют работу стопора;
- центрируют погружной стакан по большой оси кристаллизатора;

Сталеразливочный ковш поворотом станда устанавливается в рабочее положение, ось стакана ковша центрируется относительно промежуточного ковша. Время транспортировки стальной ковша, от сдачи с АДС до начала разливки, не должно превышать 20 минут. Разливку стали начинают открывая шиберный затвор и заполняя металлом промежуточный ковш. Наполнив промежуточный ковш на 1/3 его емкости, производят плавное открытие стопора на 1/3 - 1/4 сечения струи металла и начинают заполнять металлом кристаллизатор. При заполнении кристаллизатора включают привод вытягивания сляба со скоростью 0,2 м/мин. Одновременно с пуском включают механизм качания кристаллизатора. Включают подачу воды и воздуха в систему вторичного охлаждения. Проверка работы шиберного затвора на полное перекрытие струи производится после наполнения промковша на половину его высоты. После этого во избежание замораживания канала стакана затвор закрывается сначала полностью, а затем устанавливается в положении обеспечивающем постоянное положение металла в промковше (на расстоянии не менее 50-70 мм от сливного носка). Заполнив кристаллизатор на высоту от 100 до 150 мм стопор промежуточного ковша открывают на максимально возможную подачу металла, не допуская заплесков верхнего среза торцевых стенок кристаллизатора. При подъеме металла в кристаллизаторе выше уровня выходных отверстий погружаемого стакана проверяют работу стопора путем периодического перекрытия струи металла. Затем в кристаллизатор засыпают шлакообразующую смесь небольшими порциями (до 1,2 кг) равномерно по всему зеркалу металла. Время наполнения кристаллизатора должно составлять от 70-90 секунд для сечения 235,250-1550-1700 мм, для сечения

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

235,250·1850-1900мм составляет 80-100 секунд, для сечения 280·1550-1900 мм – 100-200 секунд. Кристаллизатор считается наполненным, если уровень металла в нем находится на расстоянии 50-70 мм от верхнего среза медных плит кристаллизатора. Для обеспечения нормальной разливки необходимо стабильное поддержание металла в кристаллизаторе на выше указанном уровне. Стакан должен быть заглублен от верхнего среза его выходных отверстий на 100-150 мм ниже мениска металла.

Разгон МНЛЗ необходимо проводить по следующему режиму:

- со скоростью 0,2 м/мин до 0,2 м;
- со скоростью 0,3 м/мин до 0,3 м;
- со скоростью 0,4 м/мин до 0,4 м;
- со скоростью 0,5 м/мин до 0,5 м;
- со скоростью 0,6 м/мин до 0,6 м.

Скорость разливки равную 0,6 м/мин для углеродистого металла и 0,7 м/мин для низколегированного металла, поддерживают до первого измерения температуры в промежуточном ковше. Замер температуры производят в районе стопора промежуточного ковша. Температуру металла в промежуточном ковше замеряют термопарой погружения в процессе разливки дважды. Первое измерение производят после отливки 10-15 тонн металла, второе в середине плавки. В зависимости от температуры металла в промежуточном ковше и содержания вредных примесей (серы и фосфора в разливаемом металле) устанавливается рабочая скорость разливки: для углеродистого металла 0,6-1,0 м/мин, для низколегированного -0,7-0,9 м/мин. Рабочая скорость разливки устанавливается обратно пропорциональной зависимости от температуры металла в промежуточном ковше и содержания вредных примесей в металле. При содержании в стали серы более 0,025 % , а также суммарного содержания серы и фосфора более 0,045 % скорость разливки для углеродистого металла должна быть 0,6 м/мин, для

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

низколегированного -0,7 м/мин. Изменение рабочей скорости при разливки не должно превышать 0,2 м/мин, при этом не допускается изменение рабочей скорости в процессе разливки более двух раз за плавку. Рабочее усилие вытягивания сляба 2-8 т.

#### 1.4.1 Разливка стали методом «плавка на плавку»

Методом «плавка на плавку» разливается сталь одной или разных марок, но с одинаковыми требованиями по химическому составу, установленными действующими техническими условиями или стандартами. Разделение смежных плавков производится в зависимости от протяженности переходной зоны. Оператору МГР после сброса со счетчика метража предыдущей плавки определить переходные слябы, для чего: на первой плавке в серии фиксируется метраж отлитой плавки, вычитается из него длина головной обрезки и длина первого сляба. Оставшийся размер отлитой заготовки расчетным путем делят на заказанные мерные длины, учитывая мерные и немерные пояса, производят порезку. На последующих плавках размер отлитой заготовки расчетным путем делят на заказанные мерные длины и производят порезку. При выходе из строя датчиков метража оператор МГР, после сообщения об окончании плавки с ГПУ МНЛЗ, фиксирует конец последнего реза по мерной линейке. Остаток мерной заготовки менее одного крата (крат равен 2,5-2,8 м) относят к первой длине новой плавки, которую считают переходным слябом. Остаток равный или более одного крата в следующую плавку не переходит. Максимально допустимое кратковременное снижение уровня металла при разливки стали на расстояние не более 400 мм от сливного желоба промежуточного ковша. Сталеразливочный ковш с очередной плавкой должен быть подан на стенд МНЛЗ не менее чем за 10 минут до окончания разливки

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

предыдущей плавки. Промежуточный ковш перед сменой сталеразливочного ковша наполняют металлом до максимально допустимой величины (появление шлака на сливном желобе промежуточного ковша). Скорость разливки во время перехода с плавки на плавку должна быть не более 0,6 м/мин. Общее время в перерыве подачи металла в промежуточный ковш должна составлять не более 2 минут. Количество плавов, разливаемых через один промежуточный ковш, определяется состоянием его футеровки, стопора и стакана дозатора. Смену промежуточных ковшей и погружных стаканов производят по мерной длине сляба: при смене промежуточных ковшей – не менее 0,1 м/мин, при смене погружных стаканов – не менее 0,2 м/мин. Снижение скорости производят плавно, не допуская резких перегрузок в системе тянущих роликов. При перерыве подачи металла в кристаллизатор оператор МНЛЗ передает данные оператору МГР, который в зависимости от времени перерыва подачи металла дает припуск на образовавшийся пояс. При длительности перерыва от 45 секунд до 2 минут скорость разливки должна быть 0,3 м/мин до отливки 1,5 м сляба, в дальнейшем набор скорости 0,4 м/мин до отливки 0,4 м; при длительности перерыва подачи металла в кристаллизатор более 2 минут разливку прекратить, машину вывести на «концы». Рассмотрим технологический процесс непрерывной разливки стали как объект управления, выделив основные технологические узлы агрегата и связанные с ними процессы:

а) Сталеразливочный ковш – промежуточная ёмкость МНЛЗ. Задачей управления этим участком объекта является жёсткая стабилизация уровня металла в промежуточной ёмкости с целью обеспечения стабильных условий всплывания неметаллических включений и выделения газов, а также стабильности статического напора, определяющего условия истечения струи металла из дозатора или

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

стопорного устройства в кристаллизатор. Необходимый уровень поддерживается для возможности регулирования уровня металла в кристаллизаторе, который зависит от скорости вытяжки металла.

б) Промежуточная ёмкость – кристаллизатор – тянущие клетки. Стабилизация уровня металла в кристаллизаторе является одной из основных задач управления процессом разливки на МНЛЗ. Система автоматического управления уровнем металла в кристаллизаторе должна стабилизировать высоту заполнения кристаллизатора жидким металлом в ходе разливки и, таким образом, при прочих равных условиях обеспечить неизменную толщину стенок слитка при выходе его из кристаллизатора. Система управления должна исключить случаи перелива жидкого металла через кристаллизатор (что вызывает тяжёлые аварии в машине) и недопустимого снижения уровня, которые могут привести к ослаблению стенок слитка и прорыву жидкого металла. Возможны следующие два метода автоматической стабилизации уровня металла в кристаллизаторе: с помощью изменения притока жидкого металла из промежуточного ковша в кристаллизатор при постоянной скорости вытягивания слитка и с помощью изменения скорости вытягивания слитка из кристаллизатора при бесстопорном истечении металла из промежуточного ковша.

в) Тепловой режим кристаллизатора. Управление процессом кристаллизации слитка достигается выбором рациональной конструкции кристаллизатора, системы вторичного охлаждения, оптимальных скоростей вытягивания слитка и расходов охлаждающей воды. Основные требования, предъявляемые к организации теплового режима слитка при непрерывной разливке стали, сводятся к следующему:

- расход охлаждающей воды в каждом из каналов кристаллизатора должен исключить недопустимый ее перегрев, вызывающий выпадение солей на стенках каналов и ухудшение теплоотвода от слитка, и

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

избыточную её подачу, вызывающую ускоренный теплоотвод, приводящий к ускоренной кристаллизации слитка, а также излишнюю загрузку циркуляционных насосов и повышение себестоимости стали;

- распределение интенсивности теплоотвода по периметру и длине слитка должно обеспечить отсутствие недопустимых напряжений, вызывающих появление трещин;

- при выходе слитка из кристаллизатора толщина оболочки слитка должна быть достаточной для исключения прорыва металла;

- в плоскости тянущих клеток в слитке не должна существовать жидкая фаза.

Таким образом, организация теплового режима кристаллизатора приобретает исключительно важное значение, так как именно в кристаллизаторе происходит начальное формирование оболочки непрерывного слитка.

Можно выделить три группы факторов, которые влияют на формирование оболочки слитка и на теплообмен между слитком и кристаллизатором. К первой группе можно отнести постоянно действующие технологические факторы(марка стали, температура металла,

скорость разливки): ко второй – факторы, обусловленные конструктивными особенностями кристаллизатора( размеры граней, конусность стенок, толщина и материал стенок, режимы охлаждения); к третьей – непосредственно действующие факторы( несимметричное положение слитка относительно стенок кристаллизатора, деформация оболочки слитка). Применительно к вопросам организации теплоотвода от непрерывного слитка к охлаждающей воде наиболее существенное значение имеют факторы второй группы. При этом многочисленными исследованиями вопроса теплообмена было установлено следующее. В кристаллизаторе имеются две характерные зоны теплоотдачи: непосредственного контакта слитка со стенками кристаллизатора,

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40



характеризующаяся весьма высокими значениями теплоотвода, и газового зазора между слитком и стенками кристаллизатора. Образование газового зазора объясняется усадкой затвердевшей оболочки слитка. При этом термическое сопротивление на пути от жидкого металла к охлаждающей воде в кристаллизаторе увеличивается, а тепловой поток снижается. Последовавшее далее снижение скорости затвердевания вызывает разогрев оболочки с одновременным уменьшением её прочности, и под действием ферростатического давления оболочка вновь прижимается к стенке кристаллизатора. Тепловой поток на короткое время вновь возрастает, после чего опять наступает отход оболочки от стенок кристаллизатора. Окончательный отход оболочки слитка от стенок кристаллизатора по широким граням происходит на расстоянии 600-700 мм от верха кристаллизатора; тепловой поток при этом резко падает. Узкие грани слитка отходят от стенки кристаллизатора ещё раньше – на расстоянии 150 – 200 мм от верха кристаллизатора. Изменение теплового потока в кристаллизаторе соответствует изменению температуры поверхности непрерывного слитка. До окончательного образования газового зазора между слитком и стенками кристаллизатора температур поверхности слитка обычно падает до 800 – 900 °С. После возникновения зазора в связи с разогревом оболочки, её температура несколько возрастает и далее поддерживается примерно постоянной, равной для широких граней 900 – 1100 °С, для узких 1100 – 1200 °С.

г) Тепловой режим зоны вторичного охлаждения. Процессы теплообмена и затвердевания непрерывного слитка в зоне вторичного охлаждения оказывают решающее влияние на его внутреннюю структуру. В связи с этим в процессе развития МНЛЗ уделялось большое влияние таких факторов, как интенсивность теплоотвода, скорость разливки, марка стали, конструктивные особенности оборудования, на теплообмен и кристаллизацию слитка в зоне вторичного охлаждения. Как известно,

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

на ранней стадии процесса развития процесса непрерывного литья стали получило широкое распространение струйное вторичное охлаждение, при котором вода подается на слиток в виде отдельных струй. Струйное вторичное охлаждение, обладая значительной интенсивностью, отводило преимущественно физическое тепло затвердевшей оболочки слитка, в результате чего температура поверхности слитка падала до 200-300 °С, резко понижаясь в первые моменты, а затем оставаясь практически постоянной. Таким образом, при струйном охлаждении затвердевшая оболочка слитка переходила из области пластических в область упругих деформаций, что сразу вызывало появление трещин вблизи фронта кристаллизации. Попытки снизить удельные расходы воды при струйном охлаждении положительных результатов не дало, так как при этом происходило раздутие слитка под действием ферростатического давления.

Стремление снизить удельные расходы воды и вместе с тем предотвратить раздутие слитка привело к созданию форсуночно-роликовой системы вторичного охлаждения, при которой по всей высоте зоны вторичного охлаждения были установлены опорные ролики или продольные поддерживающие брусья, что предотвращало раздутие слитка. Вода в такой системе вторичного охлаждения подается на слиток форсунками с большим завихрением потока и достаточно распыленным факелом.

Такое конструктивное решение вторичного охлаждения позволило значительно снизить интенсивность охлаждения и вместе с тем избежать раздутие слитка, а следовательно, удержать температуру слитка на уровне 600 – 700 °С, т.е. в зоне пластических деформаций.

Как было установлено многочисленными исследованиями, одним из важнейших факторов в оптимизации режима вторичного охлаждения МНЛЗ является оптимизация расходов охлаждающей воды по высоте зоны вторичного охлаждения, а также соотношение расходов воды на

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

широкие и узкие грани прямоугольного слитка. Решение этой задачи потребовало проведение расчётов затвердевания непрерывного слитка;

д) Энергосиловой режим работы. Одним из важнейших параметров рабочего процесса на МНЛЗ является усилие вытягивания слитка из кристаллизатора, определяющее энергосиловой режим работы машины. Контроль этих усилий в процессе работы машины необходимо рассматривать наравне с такими важными параметрами, которые постоянно изменяются и регистрируются, как перепад температуры воды в кристаллизаторе, температура разливаемого металла, расход воды и т.п.

Величина усилия вытягивания слитка из кристаллизатора позволяет получить информацию о характере процесса формирования оболочки непрерывного слитка в кристаллизаторе, оценить состояние стенок кристаллизатора, подачу смазки и т.п. Полученная информация после соответствующей обработки может использоваться в различных системах управления, оптимизирующих режим разливки с точки зрения повышения качества непрерывного слитка и увеличения производительности машин.

е) Процесс мерного реза слитка. Основными задачами рассматриваемого комплекса устройств являются:

- измерение, регистрация и отображение на приборе общей длины отлитой части слитка;

- выдача управляющих сигналов на торможение тянущих клетей при подъёме затравки до нижней плоскости кристаллизатора на расцепление затравки со слитком при наличии соответствующего механизма или на порез слитка непосредственно выше затравки и на включение машины газовой резки, обеспечивающее порез слитка на заготовки заданной мерной длины;

- учёт общего веса всех заготовок.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

Исходя из всего рассмотренного можно сделать вывод, что основной проблемой в автоматизации машины непрерывного литья заготовок, является сложность управления процессом затвердевания и охлаждения слитка, так как нет достоверной информации о температурном и фазовом поле в плоскостях слитка. В данном случае необходимо применять математическую модель, с помощью которой, исходя из текущих расходов воды на секции ЗВО и перепада температур на входе и выходе кристаллизатора, можно рассчитать температурное и фазовое поле непрерывного слитка и вести по этим данным оптимальный режим технологического процесса. Все остальные задачи управления объектом без особых проблем подлежат автоматизации.

#### 1.4.2 Основные задачи автоматизации МНЛЗ

Промежуточный ковш машины непрерывного литья заготовок предназначен для хранения достаточного количества жидкой стали, которая поступает далее в кристаллизатор. Для обеспечения необходимого заданного уровня жидкой стали в кристаллизаторе, необходимо поддерживать определенный уровень стали и в промежуточном ковше. Таким образом необходимо контролировать и регулировать уровень металла в промежуточном ковше. Рассмотрим методы измерения уровня металла в кристаллизаторе и закон регулирования этого параметра, а затем на основе этих данных синтезируем систему управления. Известны два метода измерения уровня металла в промежуточном ковше: непосредственный и косвенный. Для непосредственного измерения были предложены: методы расположения в футеровке контактных электродов, которые при соприкосновении с металлом развивают термоэлектродвижущую силу; применение следящей пневматической системы, включающей привод, перемещающий сопло, для которого

измеряемый уровень металла в промежуточной емкости является заслонкой; использование следящей электрической системы, включающей привод перемещения электрода, который опускается в промежуточной ёмкости до образования контакта с жидкой ванной. Вследствие сложности и ненадёжности эти датчики не получили широкого распространения. Широкое применение нашли косвенные методы измерения уровня металла в промежуточном ковше, основанные на измерении её массы датчиками-месдозами. До начала работы МНЛЗ масса пустой ёмкости компенсируется с помощью специального устройства таким образом, чтобы указатель уровня металла устанавливался на нуль. Так как по мере заполнения промежуточного ковша площадь зеркала металла увеличивается, то зависимость между количеством металла и высотой столба жидкого металла имеет нелинейный характер, определяемый в основном площадью зеркала металла и углом откоса стенок промежуточной ёмкости. Чем больше угол откоса стен и чем меньше площадь зеркала металла, тем существеннее отклоняется от прямолинейной зависимости масса жидкого металла по высоте.

Из всех рассмотренных методов наиболее приемлемым является определение уровня металла в промежуточном ковше по массе жидкого металла. В качестве датчиков используются месдозы.

Произведём анализ возможных законов управления. Поведение системы управления зависит от характера и величины возмущений. Обычно возмущения представляют собой непрерывно меняющиеся и случайные функции времени, которые можно проанализировать лишь вероятностными методами. Однако в конкретных условиях можно выбрать наиболее типичные или наиболее благоприятные возмущения.

В рассматриваемом объекте при стопорной системе подачи металла из сталеразливочного ковша в промежуточный ковш и из последнего в кристаллизатор возмущающие воздействия проходят в объект как со

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

стороны нагрузки (источником является регулирующий орган на стоке металла из промежуточного ковша), так со стороны притока среды – уровень металла в сталеразливочном ковше.

Первые из них имеют, как правило, скачкообразный характер и в случае относительно небольших возмущений, позволяющих рассматривать объект сталеразливочный ковш-промковш МНЛЗ как линейный. Вторые имеют характер систематического, монотонного нарастающего воздействия.

Прежде чем приступить к выбору закона управления, необходимо установить, какие требования предъявляются к качеству переходного процесса стабилизации уровня в промежуточной ёмкости при рассматриваемой схеме разливки.

Требование незначительной остаточной неравномерности в процессе регулирования сразу же предполагает применение П, ПИ или релейного двухпозиционного регулятора.

Однако использование П- или ПИ-регуляторов вызывает значительные трудности как аппаратурного, так и технологического характера.

В частности, потребовав постоянства какого-либо выбранного критерия качества переходного процесса, необходимо предусмотреть специальные устройства в пропорциональном регуляторе, компенсирующие изменения во времени параметров объекта.

С другой стороны, особенности стопорной подачи металла из сталеразливочного ковша по существу не оставляют возможности для пропорционального регулирования. Это объясняется необходимостью очень глубокого расходного дросселирования в стопорной паре из-за значительного статического напора в сталеразливочном ковше, что приводит к быстрому выходу стопора из строя и аварийному прекращению разливки.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

Таким образом, требование ограниченного числа открытий стопора в процессе разливки и благоприятные характеристики объекта позволяют остановиться на двухпозиционном регуляторе.

В процессе непрерывной разливки металла весьма важно выявить момент окончания подачи металла из сталеразливочного ковша, чтобы не допустить поступления подшлакового слоя металла в промежуточную ёмкость. Как правило, момент окончания подачи металла из сталеразливочного ковша устанавливается в достаточной мере субъективно, так как метраж заготовки не характеризует окончание процесса из-за разного количества подведённого металла к машине. Для определения момента окончания подачи металла из сталеразливочного ковша используется явление увеличения продолжительности пребывания регулятора в положении “открыто”.

Вместе с тем при переходе к двухпозиционному регулированию теряется одно важное преимущество, присущее пропорциональной непрерывной подаче металлу в промежуточную ёмкость: интенсивный прогрев разливочного стаканчика сталеразливочного ковша, исключаяющий “прихватывание” пробки стопора к разливочному стаканчику. На многоручьевых высокопроизводительных машинах этот фактор можно не принимать во внимание, так как разогрев разливочного стаканчика достаточно полно осуществляется при первоначальном заполнении промежуточной ёмкости.

На установках непрерывного литья заготовок, имеющих сравнительно небольшой объём промежуточной ёмкости, предварительный разогрев стаканчика оказывается недостаточным. В этом случае необходимо в начальный период разливки иметь минимально возможную зону возврата двухпозиционного регулятора, т.е. максимальную частоту автоколебаний. При этом требование ограничения общего числа включений за весь период разливки сохраняет свою силу. Таким

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

образом, возникает необходимость программного изменения зоны возврата (коэффициент усиления) регулятора от некоторой минимальной в начале до максимально возможной по условиям качества введения процесса в конце его.

Рассмотрим типичную схему управления уровнем металла в промежуточном ковше, изображенную на Рисунке 14.

Рисунок 14 – Структурная схема системы управления объектом сталеразливочный ковш - промежуточный ковш: 1-весоизмерительные элементы; 2-компенсатор массы порожней промежуточной ёмкости; 3-преобразователь; 4- задатчик; 5-регулирующий прибор; 7-исполнительный механизм перемещения стопора сталеразливочного ковша.

Для оптимального процесса охлаждения жидкой стали в кристаллизаторе, необходимо постоянно поддерживать определённый уровень стали в кристаллизаторе, так как при переливе жидкого металла из кристаллизатора возникает аварийная ситуация в работе МНЛЗ, а при недостаточном уровне металла в кристаллизаторе не происходит оптимальный процесс кристаллизации и металл выходит из узла с жидкой сердцевиной и очень тонким слоем корочки, что может привести к разрыву катанного сляба.

Несмотря на большое разнообразие используемых методов измерения уровня металла в кристаллизаторе, их можно подразделить на следующие две группы: контактные, предполагающие непосредственное соприкосновение измерительного элемента с расплавленным металлом, и бесконтактные, позволяющие оценить уровень металла в кристаллизаторе без соприкосновения измерительного элемента и металла.

Из контактных электрических методов измерения наиболее известными являются метод измерения уровня металла в кристаллизаторе

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48



по величине напряжения электрической дуги между изолированным электродом и уровнем металла и метод измерения уровня с помощью термопар, горячие спаи которых выведены и зачеканены на внутренней стенке кристаллизатора.

По первому методу предполагается использование в качестве датчика уровня металла напряжения на электрической дуге, зависящего от её длины, т.е. расстояния между электродом и уровнем металла, по второму – дискретное измерение уровня металла с помощью термопар, располагаемых в зоне измерения с определённым шагом. Оббегающее устройство подключает поочередно каждую термопару на вход измерительного прибора. При этом наибольшее значение т.э.д.с. с отметкой номера термопары даёт представление об уровне металла. Применение контактных методов может быть осуществлено и с использованием пневматических измерительных элементов. Был предложен метод измерения уровня металла в кристаллизаторе при помощи пневмодатчика, работающего следующим образом: через дроссель к отверстиям во внутренней стенке кристаллизатора подводится воздух с небольшим избыточным давлением. Отверстия диаметром 0,2 мм расположены вертикально в зоне измерения. Об уровне металла можно судить по повышению давления воздуха в камере между дросселем и отверстием, когда оно закрыто жидким металлом. Однако этот способ измерения оказался непригодным вследствие закупорки отверстий брызгами расплавленного металла.

Интересен способ измерения уровня металла с помощью пневмодатчика, представляющего собой модификацию известного принципа сопло – заслонка. В качестве заслонки здесь используется измеряемый уровень металла.

Все контактные методы измерения характеризуются весьма низкой стойкостью измерительных элементов и одновременно недостаточной

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

точностью. Поэтому эти методы не получили распространения в промышленности.

Параллельно с контактными методами измерения уровня металла в кристаллизаторе развивались и получили преимущественное развитие бесконтактные методы, применение которых началось с использования в качестве датчиков фотоэлектрических приборов - фотоэлементов и фотосопротивлений, которые с помощью различных оптических систем визируются на мениск металла. Однако развитие этот метод не получил вследствие большой погрешности измерения, связанной с наличием в зоне измерения пламени и непостоянства коэффициента излучения расплавленного металла.

В качестве другого бесконтактного метода измерения уровня металла в кристаллизаторе МНЛЗ следует указать метод измерения с помощью термопар, установленных в гнездах, высверленных в стенке кристаллизатора. Электрические сигналы от термопар суммируются и величина суммарного сигнала количественно оценивает положение уровня металла по зоне измерения. Недостатком этого метода является существенная инерция измерителя, что ограничивает его применение в качестве датчика систем автоматического управления уровнем металла в кристаллизаторах малых сечений.

Известный интерес представляет собой электромагнитный метод измерения уровня металла с помощью катушки, расположенной вокруг кристаллизатора в зоне измерения уровня. При измерении уровня металла изменяется результирующая положение уровня металла в кристаллизаторе.

В настоящее время наиболее распространение получил метод измерения уровня металла в кристаллизаторе, основанный на измерении интенсивности  $\gamma$  – излучения, просвечивающего кристаллизатор с затвердевающим металлом. В этом случае датчик уровня состоит из источника  $\gamma$ -излучения и счётчика  $\gamma$  – квантов.

Под действием  $\gamma$  – лучей на выходе счётчика возникает последовательность импульсов напряжения, число которых пропорционально интенсивности излучения, а следовательно, и положению уровня металла в зоне измерения.

Особенностью применения радиоактивных датчиков на МНЛЗ является необходимость использования датчиков довольно высокой интенсивности при сравнительно малом числе импульсов радиоактивного излучения до 1500 импульсов в секунду, поступающих на детектор излучения.

В радиоактивных приборах используются три типа детекторов ядерных излучений: ионизационные камеры, сцинтилляционные счётчики и галогенные счётчики.

Ионизационные камеры применяются в основном в приборах измерительного класса, требуют сложной электронной измерительной аппаратуры и по этой причине не используются на промышленных установках.

Применение сцинтилляционных счётчиков для измерения уровня металла в кристаллизаторе, несмотря на их высокую эффективность регистрации гамма-излучения, также нецелесообразно по многим отрицательным факторам.

Наиболее удобными счётчиками являются галогенные. Невысокая эффективность галогенных счётчиков компенсируется довольно большой рабочей поверхностью и возможностью их параллельного соединения в батареи.

Выберем оптимальный закон управления. При выборе критериев оптимума, которые должна поддерживать система управления, следует исходить из технологических требований и ограничений, накладываемых на процесс непрерывного литья при стопорном дозировании металла в кристаллизатор.

Эти требования сводятся в основном к следующему:

- уровень металла в кристаллизаторе должен быть надёжно стабилизирован с возможно меньшими значениями площади регулирования без остаточной неравномерности или с неравномерностью, не превышающей 15-20 мм около задаваемого значения;

- затухание переходных процессов должно быть достаточно интенсивным;

- для большинства стопорных машин с сечением кристаллизатора менее 0,2 м<sup>2</sup> динамические отклонения стопора от установившегося значения должны быть (при обязательном учете требований первого пункта) минимизированы с целью максимального ограничения отклонений подачи металла в кристаллизатор от номинального значения, соответствующего заданной скорости вытягивания слитка. Перерывы струи дозируемого металла в кристаллизатор металла не должны быть;

- для ряда стопорных машин с сечением кристаллизатора менее 0,1 м<sup>2</sup> скорость перемещения стопора должна быть минимизирована;

- для ряда стопорных машин в условиях разливки под уровень быстродействие при ликвидации возмущений должно быть максимальным.

Требования 3 и 4 сводятся к использованию законов управления, обеспечивающих высокую однородность струи дозируемого в кристаллизатор металла, что позволяет получить непрерывный слиток высокого качества.

Выполнить перечисленные требования можно в результате синтеза законов управления или выбора настроечных данных применительно к уже известным П-, Пи- или ПИД-законам.

Требования первого пункта в частности, заранее предполагает применение астатических систем управления или статических, статизм

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

которых укладывается в задаваемый интервал стабилизации уровня металла в кристаллизатор.

Рассмотрим систему управления уровнем металла в кристаллизаторе, изображённую на Рисунке 15.

Рисунок 15 – Структурная схема системы управления объектом промежуточный ковш – кристаллизатор – тянущие клетки МНЛЗ.

Система построена по агрегатному принципу и работает следующим образом. В зависимости от положения уровня металла 1 в кристаллизаторе 2 число импульсов, поступающих на блок галогенных счётчиков 3 от источника радиоактивного излучения, заключенного в контейнер 4, изменяется. В соответствии с этим изменяется величина сигнала на входе двухканального измерительного преобразователя 5. Один из каналов преобразователя предназначен для образования в цепи измерения и сигнализации унифицированного токового сигнала 0-5 мА, второй создаёт сигнал напряжения, который после сравнения с напряжением задания от датчика 6 поступает на вход регулирующего прибора 7, формирующего тот или иной закон управления. Сигнал отклонения уровня от задания усиливается регулятором 7 до величины, необходимой для срабатывания реверсивного магнитного контактора 8, управляющего электрическим исполнительным механизмом 9. Исполнительный механизм, перемещая стопор 10 промежуточной ёмкости 11, изменяет приток металла в кристаллизатор в направлении стабилизации уровня металла в кристаллизаторе.

Отклонение числа оборотов тянущих клеток 12 от номинального значения, измеряется тахогенератором 13, подвергается инвариантному преобразованию в преобразователе 14, сигнал с выхода которого поступает на вход регулятора 7.

Для дистанционного управления исполнительным механизмом используются переключатель 15 и кнопка 16. На измерительный выход двухканального преобразователя включен самопишущий прибор 17, установленный на щите.

Необходимость осуществления управления тепловым режимом кристаллизатора заключается в том, что именно в этом узле агрегата происходит начальный процесс охлаждения слитка, образование поверхностной тонкой корочки и от того как происходят эти процессы будет зависеть дальнейший режим охлаждения слитка в зонах вторичного охлаждения. Чрезмерный отвод тепла от слитка в кристаллизаторе приводит к перерасходу энергии, образованию толстой корочки металла на поверхности, которая теряет свою пластичность и на криволинейном участке зоны вторичного охлаждения может произойти её расстрескивание и разламывание с дальнейшим истечением жидкой сердцевины на поверхность, что в свою очередь приводит к аварийной работе машины непрерывного литья заготовок. С другой стороны, при слабом отводе тепла от металла в кристаллизаторе, происходит чрезмерный перегрев медных граней кристаллизатора, образовании на его гранях тёмных пятен, отложению солей в каналах кристаллизатора, а в некоторых случаях и вскипание охлаждающей воды в каналах кристаллизатора. В этом случае не образуется на поверхности металла твёрдая корочка заданной толщины, металл выходя из кристаллизатора не охлаждённым и во вторичных зонах охлаждения может произойти прорыв жидкой сердцевины наружу, что приведёт к аварийной работе.

Из экспериментальных данных можно сделать следующие выводы по тепловой работе кристаллизатора:

- достичь максимального отвода тепла от слитка в кристаллизаторе путём увеличения скорости воды, прокачиваемой в его каналах не

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

удаётся, так как коэффициент термического сопротивления на пути от жидкого металла к стенкам кристаллизатора на порядок превышает коэффициент теплоотдачи;

- уменьшение скорости прокачиваемой по каналам кристаллизатора воды, в свою очередь не оказывает влияние на величину теплоотода, так как уменьшение расхода воды компенсируется увеличением температуры её нагрева. Однако при управлении режимом разливки здесь имеется существенное ограничение нижнего предела расхода воды, которое связано с недопустимостью местных вскипаний воды в каналах кристаллизатора. Обычно скорость воды в каналах кристаллизатора выбирается не ниже 5 м/с, что исключает её парообразование. С увеличением скорости разливки количества тепла, отводимое в кристаллизаторе в единицу времени, также увеличивается и находит своё отражение в увеличении температурного перепада охлаждающей воды. Очевидно, что последний параметр целесообразно использовать в качестве стабилизируемого при создании системы управления расходом воды на кристаллизатор. Действительно, автоматическое управление тепловым режимом кристаллизатора организуется, как правило, измерением и автоматической стабилизацией температурного перепада по охлаждающей кристаллизатор воде в результате изменения её количества, проходящего через каналы кристаллизатора. Величина этого перепада выбирается максимальной, соответствующей некоторой расчётной температуре воды на входе в кристаллизатор и предельно допустимой температуре на выходе из него. Это отвечает минимальному количеству прокачиваемой охлаждающей воды при заданном теплоотводе в кристаллизаторе. Структурная схема, реализующая указанный способ управления тепловым режимом, приведена на Рисунке 16.

Рисунок 16 – Схема управления тепловым режимом кристаллизатора: а) по перепаду температур охлаждающей воды; б) по соотношению расход охлаждающей воды – перепад температур.

Контролируемой величиной выбрана разность температур на выходе входе кристаллизатора, измеряемая с помощью термометров сопротивления 1 и 2, преобразователя 3 и регулятора-регистратора 4. При отклонении температурного перепада от заданного значения расход воды изменяется с помощью клапана пневмопривода 5 в направлении восстановления заданного перепада температур. Расход воды измеряется с помощью расходомера 6, преобразуется в электрический сигнал преобразователем 7 и записывается на приборе 4.

При отклонении температурного перепада от заданного значения регулятор соотношения 5 воздействует на клапан подачи охлаждающей воды 8 в направлении ликвидации этого отклонения, однако уже не до нуля, а до некоторой остаточной величины, определяемой встречным сигналом от расходомера 7 и настройкой регулятора соотношения. Запись температурного перепада и расхода воды осуществляется в двухперьевом регистраторе 9.

Таким образом, в этом случае система поддерживает температурный перепад с некоторой неравномерностью по тепловой нагрузке кристаллизатора. Несмотря на это, схема имеет существенное преимущество по сравнению с предыдущей: всякие самопроизвольные отклонения в подаче охлаждающей воды энергично устраняются регулятором соотношения, практически не сказываясь на тепловом режиме кристаллизатора.

При отклонении температуры охлаждающей воды на входе в кристаллизатор от расчётного значения обе системы начинают работать нерационально, уменьшая подачу охлаждающей воды при повышении её температуры на входе в кристаллизатор и увеличивая при понижении. Это приводит к увеличению расхода воды на охлаждение кристаллизатора и



соответственно к увеличенному расходу электроэнергии на собственные нужды.

Рассмотрим систему автоматического управления тепловым режимом кристаллизатора, обеспечивающую перестройку поддерживаемого температурного перепада по температуре входящей в кристаллизатор охлаждающей воды. Система представлена на рисунке 17.

Рисунок 17 – Схема управления тепловым режимом кристаллизатора с коррекцией поддерживаемого температурного перепада по температуре охлаждающей воды на входе в кристаллизатор.

Температура охлаждающей воды на входе и выходе из кристаллизатора так же, как и ранее, измеряется термометрами сопротивления 1 и 2 с последующим алгебраическим суммированием их сигналов в датчике температурного перепада 3. Полученный сигнал разности сравнивается с сигналом задатчика перепада 4 и полученная разность поступает на вход регулятора 5, воздействующего на клапан подачи охлаждающей воды 6 в направлении восстановления заданного перепада температур.

При отклонении температуры воды на входе в кристаллизатор от расчётного значения 8 функциональный корректор 9 вырабатывает параллельное корректирующее воздействие, направленное на изменение заданного значения поддерживаемого температурного перепада 4 в сторону его повышения при понижении температуры на входе и понижения при повышении температуры на входе. При этом количество охлаждающей жидкости, подаваемой в кристаллизатор, с ростом температуры на входе также увеличивается. Это ограничивает увеличение температуры воды на выходе из кристаллизатора. Противоположная картина наблюдается в том же случае, но при отсутствии коррекции

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

возможного выхода этой температуры за допустимые пределы. С понижением температуры воды на входе величина поддерживаемого температурного перепада увеличивается, обеспечивая тем самым сохранение предельной температуры воды на выходе из кристаллизатора с одновременным снижением количества прокачиваемой через кристаллизатор воды.

В зоне вторичного охлаждения машины непрерывного литья заготовок происходит окончательное охлаждение и кристаллизация металла. От работы этого узла агрегата зависит конечное качество получаемого сляба. В зависимости от расхода воды на охлаждение слитка мы получаем разную скорость и интенсивность охлаждения заготовки. Для более гибкого управления охлаждением заготовки, необходимо осуществлять подачу заданного количества охлаждающей воды по горизонтам заготовки и только в этом случае можно получить качественную продукцию. Таким образом необходимо внедрить систему управления тепловым режимом зоны вторичного охлаждения машины непрерывного литья заготовок. В настоящее время оптимальный расход воды на секции зон вторичного охлаждения представляет собой довольно таки трудную задачу, решаемую только с применением сложных математических моделей. В математическую модель входят законы кристаллизации слитка, конвективного теплообмена с охлаждающей водой, законы тепломассопереноса. Исходными данными для этой модели должны быть исходные теплофизические и химические данные о стали, разливаемой на машине непрерывного литья, скорость вытяжки заготовки и температура поверхности заготовки после каждой секции зоны вторичного охлаждения. Зная эти параметры можно рассчитать характер тепловых полей внутри заготовки и следовательно выбрать оптимальный расход охлаждающей воды на секцию зоны вторичного охлаждения. К сожалению, в настоящее время в промышленности не

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

применяется метод управления тепловым режимом зоны вторичного охлаждения на основе математической модели, а управление осуществляется на экспериментальных и статических данных, которые зачастую несут в себе большие погрешности.

Рассмотрим систему управления тепловым режимом зоны вторичного охлаждения, изображённую на Рисунке 18.

Рисунок 18 – Система управления тепловым режимом зоны вторичного охлаждения МНЛЗ.

Расход воды на каждую секцию устанавливается регулятором 1 в соответствии с сигналом от измерителя скорости вытягивания 2, который поступает на элемент суммирования 3. На этот элемент суммирования поступает также сигнал обратной связи от расходомера охлаждающей воды 4.

Регулятор расхода воды через исполнительный механизм воздействует на регулирующий орган 6, изменяющий подачу воды на соответствующую секцию зоны вторичного охлаждения. Одновременно с помощью цветковых пирометров 7 измеряется температура поверхности слитка на выходе из секции зоны вторичного охлаждения, которая выводится на показывающий прибор 8 и, кроме того сравниваясь с сигналом задания от задатчика 9, поступает на элемент суммирования 3.

В том случае, если задаваемый регулятором 1 расход воды на соответствующую секцию не воспроизводит заданного для данной скорости вытягивания и сечения слитка значения коэффициента теплоотдачи, это обстоятельство сказывается на температуре поверхности слитка, которая при этом начинает отклоняться от расчётного заданного значения. Сигнал отклонения после преобразования в регуляторе 10

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

проходит на вход регулятора 1 и приводит расход воды в соответствие статическим зависимостям.

Выводы по разделу №1.

Сталь 09Г2С – один из наиболее востребованных сплавов для производства резервуаров, металлоконструкций, деталей машин, инструментов, металлопроката, профильной и трубной продукции. Оптимальный состав обеспечивает металлическим изделиям высокую прочность и долговечность, в то же время сплав хорошо поддается нарезке, механической обработке и сварке. Для сохранения всех свойств стали необходимо тщательно контролировать все этапы производственного цикла (как при получении самого сплава, так и при последующем изготовлении изделий и конструкций из него). Для сохранения характеристик стали необходимо, чтобы процентное содержание углерода не превышало 0,12%, иначе ухудшится качество самой стали и существенно снизится прочность сварных соединений. С учетом высоких требований, предъявляемых к изделиям из стали 09Г2С, такие ошибки недопустимы.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

Глава 2. Расчётная часть. Расчёт параметров плавки и материального баланса марки стали 09Г2С в ДСП ёмкостью 100 тонн

## 2.1 Расчет параметров плавки и шихты

В таблице 9 приведён химический состав марки стали 09Г2С

Таблица 9 - Химический состав марки стали 09Г2С, в процентах

Содержание элементов, %									
C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	N	Cu	As
до 0,12	не более 0,30	не более 1,40	не более 0,035	не более 0,04	до 0,15	до 0,3	не более 0,008	0,30	не более 0,08

Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчёт ведём по реальной массе завалки, которую принимаем 5% больше садки печи.

Задачу выбора рационального состава шихты для выплавки стали в «идеальных» условиях, когда есть в наличии все группы отходов и все легирующие, можно решать с помощью метода линейного программирования. Группы отходов выбираются на основании задания. В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнелегированный сортамент. [41]

В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) во внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					63

химическому составу легированные группы от ходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар или не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы.

Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали. На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп А4, Б22, Б76, У13 и углеродистую шихту. Следовательно, шихта для выплавки, заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 10. Состав шихты представлен в таблице 11. [41]

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь и агломерат.

Таблица 10 – Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, в процентах

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б76	0,60	0,45	0,8	0,020	0,020	0,15	0,15	0,01	0,03	0,03	0,03	0,01	0,15	97,55
А4	0,4	0,3	0,3	0,05	0,05	0,20	0,1	0	0	0	0	0	0,1	98,5
Б22	1,00	0,40	13,00	0,035	0,020	0,25	0,25	0,01	0,03	0,05	0,05	0,03	0,15	84,725
У13	1,3	0,25	0,25	0,016	0,016	0,1	0,125	0	0	0	0	0	0,12	97,818

Таблица 11 – Содержание компонентов в шихте, в килограммах

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б76	26300	157,8	118,35	210,4	5,26	5,26	39,45	39,45
А4	50000	200	150	150	25	25	100	50
Б22	3500	35	14	455	1,225	0,7	8,75	8,75
У13	25200	327,6	63	63	4,032	4,032	25,2	31,5
Всего	105000	720,4	345,35	878,4	35,517	34,992	173,4	129,7
Всего, %	100	0,68	0,33	0,84	0,034	0,033	0,17	0,12

Окончание таблицы 11

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б76	26300	2,63	7,89	7,89	7,89	2,63	39,45	25655,65
А4	50000	0	0	0	0	0	50	49250
Б22	3500	0,35	1,05	1,75	1,75	1,05	5,25	2965,375
У13	25200	0	0	0	0	0	30,24	24650,14
Всего	105000	2,98	8,94	9,64	9,64	3,68	124,94	102521,165
Всего, %	100	0,003	0,008	0,009	0,009	0,003	0,12	97,64

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 12 и таблице 13.

Таблица 12 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, в процентах

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	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>	FeO	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	
Известь	86,00	1,80	6,00	0	0	0	0	0	0,06	0,10	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	0	1,00	2,00	0	0	0	0	0
Руда	0,10	5,25	0,30	0	4,10	0	0	90,00	0,10	0,15	[O] – 27,70
Электрод	0,118	0,565	0	0	0,317	0	0	0	0	0	[C] – 99,00

Таблица 13 – Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, в процентах

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 75	0	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	0	0	0	0	0	2,00	32,13
ФМн88	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	0	0	0	0	0	0	0	8,93
А97	0	0,01	0	0	0	0	0	0	0	0	0	99,98	0,01



## 2.2 Материальный баланс плавки

Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления.

Окисление элементов. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавления для всех элементов (таблица 14). [41]

Таблица 14 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, в процентах

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

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 15.

Таблица 15 – Химический состав металла по расплавлению шихты, в килограммах

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	720,4	144,08	576,32	0,566
Si	345,35	345,35	0,00	0,00
Mn	878,4	614,88	263,52	0,259
P	35,517	0,00	35,517	0,035
S	34,992	0,00	34,992	0,034
Cr	173,4	34,68	138,72	0,136
Ni	129,7	1,945	144,00	0,141
Ti	2,98	2,98	0,00	0,00
Al	8,94	8,94	0,00	0,00

Окончание таблицы 15

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
W	9,64	0,00	9,64	0,01
V	3,68	0,00	3,68	0,004
Cu	124,94	0,00	124,94	0,123
Mo	9,64	0,00	9,64	0,01
Fe	102521,165	2040,39	100480,775	98,69
Всего	105000	3193,245	101806,755	100

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле:

$$m_{i_xO_y} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_xO_y} \cdot \mu_{i_xO_y}, \text{ кг}$$

где  $\nu_{i_xO_y}$  – стехиометрические коэффициенты элемента  $i$  и оксида  $I_xO_y$ ;

$\mu_{i_xO_y}$  – молекулярные массы элемента  $i$  и оксида  $I_xO_y$ .

Расчет количества кислорода, кг, необходимого для окисления элементов определяем по формуле:

$$m_{O_2}(i) = m_{i_xO_y} - m_i, \text{ кг}$$

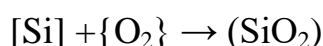
Углерод. Образуется CO:

$$m_{CO} = \frac{109,88 \cdot 28}{12} = 256,4 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода:

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 256,4 - 109,88 = 146,52 \text{ кг;}$$

Кремний. Окисление кремния происходит по реакции:



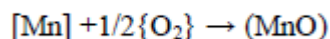
Образуется кремнезема:

$$m_{(SiO_2)} = \frac{1171,8 \cdot 60}{28} = 2511 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} \cdot m_{Si} = 2511 - 1171,8 = 1339,2 \text{ кг;}$$

Марганец. Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{820,26 \cdot 71}{55} = 1058,9 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% теряется с газами, а 80% переходит в шлак.

С газами теряется 211,78 кг MnO, из них 164,05 кг Mn.

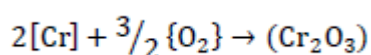
В шлак переходит 847,12 кг MnO, из них 656,21 кг Mn.

Потребуется кислорода на окисление марганца:

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 1058,9 - 820,26 = 238,64 \text{ кг}$$

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

Хром. Окисление хрома происходит по реакции:



Образуется (Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>):

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{126 \cdot 152}{104} = 184,15 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% уносится с печными газами, а 80% переходит в шлак.

С газами теряется  $\frac{184,15 \cdot 20}{100} = 36,83$  кг Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, из них  $\frac{126 \cdot 20}{100} = 25,2$  кг Cr.

В шлак переходит  $\frac{184,15 \cdot 80}{100} = 147,6$  кг Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, из них  $\frac{126 \cdot 80}{100} = 100,8$  кг Cr.

Потребуется кислорода на окисление хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 184,15 - 126 = 58,15 \text{ кг}$$

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

Никель. Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 5 кг.

Вольфрам. Принимаем, что в период плавления вольфрам из шихты не удаляется.

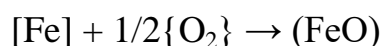
Молибден, медь, ванадий. Принимаем, что в период плавления эти элементы из шихты не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO:

$$m_{\text{FeO}} = \frac{2428,27 \cdot 72}{56} = 3122,06 \text{ кг}$$

по реакции:



Из этого количества 80% уносится с печными газами, а 20% переходит в шлак.

С газами теряется  $\frac{3122,06 \cdot 80}{100} = 2497,65$  кг FeO, из них  $\frac{2428,27 \cdot 80}{100} = 1942,62$  кг Fe.

В шлак переходит  $\frac{3122,06 \cdot 20}{100} = 624,4$  кг FeO, из них  $\frac{2428,27 \cdot 20}{100} = 485,65$  кг Fe.

Потребуется кислорода на окисление железа:

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}) = m_{\text{FeO}} - m_{\text{Fe}} = 3122,06 - 2428,27 = 693,79 \text{ кг}$$

Металл. Содержание кислорода в металле определяем по формуле:

$$[\text{O}] = -\left(\frac{0,00216}{[\text{C}]}\right) + 0,00884$$

Содержание кислорода в металле:  $[\text{O}] = -\left(\frac{0,00216}{[\text{C}]}\right) + 0,00884 = 0,00534 \%$

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла, используя пропорцию:

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

$$\frac{121308,55+x}{x} = \frac{100}{0,00534},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$121308,55 + x$  - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,00534 - содержание кислорода в металле, %.

$$X = 6,47 \text{ кг}$$

Шлакообразование. Шлак периода плавления образуется из извести, агломерата, составляющих разрушающейся футеровки ванны, стен и свода, оксидов, полученных при окислении компонентов металлической шихты. Расчет количества компонентов, вносимых в шлак, определяем по формуле:

$$m_i(j) = \frac{m_j \cdot (i)}{100},$$

где  $m_i(j)$  – масса компонента  $i$ , вносимого шлакообразующим  $j$ , кг;  $m_j$  – расход шлакообразующего  $j$ , кг;

$j$  – расход шлакообразующего  $j$ , кг;

( $i$ ) – содержание компонента  $i$  в шлакообразующем  $j$ .

а) Расчет компонентов, вносимых известью в шлак, кг:

$$\text{CaO} = \frac{5000 \cdot 88}{100} = 4400$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{5000 \cdot 1,3}{100} = 65$$

$$\text{MgO} = \frac{5000 \cdot 2}{100} = 100$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{5000 \cdot 0,8}{100} = 40$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{5000 \cdot 0,2}{100} = 10$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

$$m_{\text{FeO}} = \frac{m_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Fe}}(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot \mu_{\text{FeO}}}{\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Fe}}(\text{FeO})},$$

где  $m_{\text{FeO}}$  и  $m_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  - массы FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответственно, кг;  $\mu_{\text{Fe}}(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  и  $\mu_{\text{Fe}}(\text{FeO})$  - молекулярные массы железа в Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и в FeO соответственно;  $\mu_{\text{FeO}}$  и  $\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  - молекулярные массы FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответственно.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

В пересчете на FeO:

$$\frac{10 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 9 \text{ кг.}$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании:

$$\frac{5000 \cdot 7,7}{100} = 385 \text{ CO}_2$$

Расчет составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП. Примерный расход магнетитового порошка на заправку печи определяем по формулам, кг/т:  $72 \cdot m_0^{-0,294}$  при немеханизированной заправке;

$40 \cdot m_0^{-0,17}$  при механизированной заправке, где  $m_0$  – масса садки печи, кг.

Расход магнетитового порошка равен:

$$40 \cdot 126000^{-0,17} \cdot 105 = 571,2 \text{ кг}$$

Тогда магнетит внесет в шлак, кг:

$$CaO = \frac{571,2 \cdot 1}{100} = 5,712 ;$$

$$SiO_2 = \frac{571,2 \cdot 3}{100} = 17,136 ;$$

$$MgO = \frac{571,2 \cdot 93}{100} = 531,216$$

$$Al_2O_3 = \frac{571,2 \cdot 1}{100} = 5,712 ;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{571,2 \cdot 2}{100} = 11,424 ;$$

В пересчете на FeO:

$$\frac{11,424 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 10,28 \text{ кг.}$$

Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т – отечественных фирм – производителей и 1...2 кг/т – зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 420 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

$$m_c = \frac{420}{100} \cdot 99 = 415,800 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

Принимаем, что 70% углерода окисляется до {CO}, а 30% - до {CO<sub>2</sub>}.

Тогда образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,800}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг};$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,800}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг}.$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C \cdot 0,7 = 679,14 - 415,8 \cdot 0,7 = 388,08 \text{ кг};$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C \cdot 0,3 = 457,38 - 415,8 \cdot 0,3 = 332,64 \text{ кг}.$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 720,72 кг.

Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{420,000 \cdot 0,118}{100} = 0,496$$

$$SiO_2 = \frac{420,000 \cdot 0,565}{100} = 2,373$$

$$Al_2O_3 = \frac{420,000 \cdot 0,317}{100} = 1,331$$

Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата. Содержание FeO в шлаке в конце периода плавления должно быть 20%. Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 5 - 7 % от массы металла или

$$\frac{(121308,55 + 6,47) \cdot 6}{100} = 7278,9 \text{ кг},$$

где (121308,55 + 6,47) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{7278,9 \cdot 20}{100} = 1455,8 \text{ кг}$$

Тогда руда внесет:

$$1455,8 - 643,7 = 812,12 \text{ кг FeO}$$

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

На образование такого количества FeO потребуется: железа  $\frac{812,12 \cdot 56}{72} = 631,65$  кг и кислорода  $812,12 - 631,65 = 180,5$  кг.

Для определения расхода руды в период плавления составляем баланс кислорода в период плавления без учета окисления фосфора, кг:

1. На окисление углерода – 146,52;
2. На окисление кремния – 1339,2;
3. На окисление марганца – 238,64;
4. На окисление хрома – 58,15;
5. На окисление алюминия – 26,88;
6. На окисление железа – 693,79;
7. На окисление электродов – 720,72;
8. На насыщение металла – 6,47;
9. На образование FeO – 180,5.

Всего: 3410,84.

В период плавления часть кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, а часть вносится железной рудой, остальная часть подается с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/час.

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 – тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401 \text{ кг.}$$

Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода  $3410,84 - 328,401 = 3082,44$  кг.

Для того, чтобы внести такое количество кислорода, необходимо израсходовать в период плавления железной руды (в нашей технологии дополнительно возможно применение газообразного кислорода):

$$\frac{3082,44 \cdot 100}{27,7} = 11127,9 \text{ кг,}$$

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73



где 3082,44 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

27,7 – содержание кислорода в руде, %.

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{11127,9 \cdot 62,3}{100} = 6932,7 \text{ кг,}$$

переходит в металл железа  $6932,7 - 631,65 = 6301,05$  кг.

Руда также вносит, кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{11127,9}{100} \cdot 0,1 = 11,1 \text{ кг,}$$

$$m_{(MgO)} = \frac{11127,9}{100} \cdot 0,3 = 33,4 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{11127,9}{100} \cdot 5,25 = 584,2 \text{ кг,}$$

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{11127,9}{100} \cdot 0,15 = 16,7 \text{ кг}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{11127,9}{100} \cdot 4,1 = 456,24 \text{ кг}$$

$$m_{(S)} = \frac{11127,9}{100} \cdot 0,1 = 11,1 \text{ кг,}$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 16 и 17) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

Таблица 16 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, в килограммах

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	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>	S	Σ
Известь	65	4400	0	9	0	40	100	0	0	4614
Футеровка ванны	17,136	5,712	0	10,28	0	5,712	531,2	0	0	570,056
Электрод	2,373	0,496	0	0	0	1,33	0	0	0	4,2
Оксиды из металлической ванны	2511	0	847,12	624,4	147,6	57,12	0	0	0	4187,24
Руда	584,2	11,1	0	812,12	0	456,24	33,4	16,7	11,1	1924,94
Всего	3179,7	4417,31	847,12	1455,8	147,6	560,4	664,6	16,7	11,1	11300,33
Всего%	28,14	39,9	7,5	12,9	1,3	4,96	5,88	0,15	0,098	100

Таблица 17 – Состав металла по расплавлению шихты, в килограммах

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	659,67	0	0	109,88	527,74	0,34
O	0	6,47	0	0	6,47	0,005
Si	799,6	0	799,6	0	0,00	0
Mn	837,4	0	586,18	164,05	251,22	0,27
P	40,2795	0	0	0	40,28	0,03
S	41,497	0	0	0	41,50	0,035
Cr	206,6	0	41,32	25,2	165,28	0,39
Ni	160	0	0	5	144,00	0,26
Ti	0	0	0	0	0,00	0
W	0	0	0	0	0,00	0

Окончание таблицы 17

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
Al	7,305	0	7,305	0	0	0
Mo	0	0	0	0	0,00	0
Cu	19,48	0	0	0	19,48	0,42
V	207,44	0	0	0	207,44	0,063
Fe	102019,47	6301,05	485,65	1942,62	99979,08	98,17
Всего	105000	6307,52	2444,7	2246,75	106612,03	100

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты - 105000, из нее:  
 б) шлакообразующих - 5000, в том числе извести - 5000;  
 в) футеровка ДСП - 728,7, в том числе магнезита - 571,2; магнезитохромита – 157,5  
 г) электродов - 420;  
 д) руды -11146,8, в том числе:  
 1) на окисление - 11127,9,  
 2) на дефосфорацию -18,9;  
 е) воздуха - 1443,322, в том числе:  
 1) кислорода - 328,401,  
 2) азота - 1099,430,  
 3) влаги - 15,491.  
 Всего: 123738,822.

Получено, кг:

- а) металла -106612,03;  
 б) шлака -11302,22;  
 в) пыли -2751,3, в том числе:  
 1) MnO -211,78,  
 2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 36,83,  
 3) Ni - 5,  
 4) FeO -2497,65;  
 г) газов -2954,81, в том числе:  
 1) CO -959,64 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO<sub>2</sub>),  
 2) CO<sub>2</sub> -880,25 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),  
 3) N<sub>2</sub> - 1099,430,  
 4) H<sub>2</sub> - 15,49.  
 Всего: 123646,21

Невязка -  $123738,822 - 123646,21 = 92,6$  кг.  $\Delta = 0,06\%$ . Полученная невязка находится в допустимых пределах.

### 2.3 Расчет параметров окисления примесей

Расчет потребности в окислителях производится на основе данных по угару элементов в период плавления и окислительного периода, производим расчёт потребности газообразного кислорода на окисление примесей, кислород используется технический (99,5% кислорода).

Окисляется: С, Mn, Si, P, Fe, масса окисляющихся компонентов для расчёта складывается из суммы элементов в период плавления и окислительный период.

$$M_{\text{Э}} = M_{\text{ЭПл.}} + M_{\text{ЭОл.}}$$

где  $M_{\text{ЭПл.}}$  - количество элементов окисляющихся в период плавления. кг;

$M_{\text{ЭОл.}}$  - количество элементов, окисляющихся в окислительный период, кг.

$$m_{\text{C}} = 68,03 + 557,15 = 625,18 \text{ кг};$$

$$m_{\text{Mn}} = 263 + 512,85 = 775,85 \text{ кг};$$

$$m_{\text{Si}} = 289,8 + 193,2 = 483 \text{ кг};$$

$$m_{\text{P}} = 3,11 + 8,81 = 11,93 \text{ кг};$$

$$m_{\text{Fe}} = 774,77 + 3068,09 = 3842,86 \text{ кг}.$$

Содержание железа в составе железорудного материала 55% (см. задание для расчёта).

Произведём пересчёт железа в составе железорудного материала на оксид  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Расчёт ведём на 100 килограмм железорудного материала.

$$m_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{m_{\text{Fe}}}{2M_{\text{Fe}}} \times (2M_{\text{Fe}} + 3M_{\text{O}_2})$$

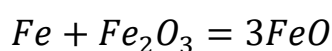
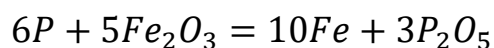
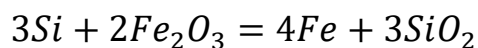
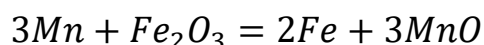
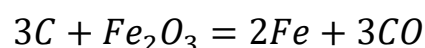
где  $m_{\text{Fe}}$  – масса железа в железорудном материале, кг;

$M_{\text{Fe}}$  – молярная масса железа, г/моль;

$M_{\text{O}_2}$  - молярная масса кислорода, г/моль.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

$$m_{Fe_2O_3} = \frac{55}{2 \times 56} \times (2 \times 56 + 3 \times 16) = 78,57$$



Реакция окисления железа с применением железорудного материала нами не учитывается, поскольку поступления FeO в шлаке учтено в степени освоения кислорода руды (80%) соответственно, примерно 20 % Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> перейдёт в шлак в виде FeO по реакции Fe + Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>=3FeO. Массу железорудного материала найдём по формуле:

$$m_{Fe_2O_3}^{\text{Э}} = \frac{m_{\text{Э}}}{M_{\text{Э}}} \times M_{Fe_2O_3}$$

где  $m_{\text{Э}}$  – масса элемента в период плавления и окислительный период, кг;

$M_{\text{Э}}$  – молярная масса элемента, г/моль;

$M_{Fe_2O_3}$  - молярная масса Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, г/моль.

$$m_{Fe_2O_3}^C = \frac{m_c}{3M_c} \times M_{Fe_2O_3}$$

$$m_{Fe_2O_3}^{Mn} = \frac{m_{Mn}}{3M_{Mn}} \times M_{Fe_2O_3}$$

$$m_{Fe_2O_3}^{Si} = \frac{m_{Si}}{3M_{Si}} \times 2M_{Fe_2O_3}$$

$$m_{Fe_2O_3}^P = \frac{m_P}{6M_P} \times 5M_{Fe_2O_3}$$

$$m_{Fe_2O_3}^C = \frac{625,18}{3 \times 12} \times 160 = 2778,58 \text{ кг};$$

$$m_{Fe_2O_3}^{Mn} = \frac{775,85}{3 \times 55} \times 160 = 752,34 \text{ кг};$$

$$m_{Fe_2O_3}^{Si} = \frac{483}{3 \times 28} \times 160 = 920 \text{ кг};$$

$$m_{Fe_2O_3}^P = \frac{11,93}{6 \times 31} \times 160 = 10,26 \text{ кг}.$$

					22.03.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

Найдём массу железорудного материала с учётом степени усвоения (80%):

$$\sum M_{Fe_2O_3} = \frac{M_{Fe_2O_3}^C + M_{Fe_2O_3}^{Mn} + M_{Fe_2O_3}^{Si} + M_{Fe_2O_3}^p}{80\%}$$

где  $M_{Fe_2O_3}^C$  - масса железорудного материала необходимого на окисление углерода,

кг;

$M_{Fe_2O_3}^{Mn}$  - масса железорудного материала необходимого на окисление марганца, кг;

$M_{Fe_2O_3}^{Si}$  - масса железорудного материала необходимого на окисление кремния, кг;

$M_{Fe_2O_3}^p$  - масса железорудного материала необходимого на окисление фосфора, кг;

$$\sum M_{Fe_2O_3} = \frac{2778,58 + 752,34 + 920 + 10,26}{0,8} = 5576,475 \text{ кг};$$

Найдём массу кислорода, необходимую на окисление примесей:

$$m_{O_2} = \frac{m_{\text{Э}} \times M_{O_2}}{M_{\text{Э}}}$$

где  $m_{\text{Э}}$  – масса элемента в период плавления и окислительный период, кг;

$M_{O_2}$  – молярная масса кислорода. г/моль;

$M_{\text{Э}}$  - молярная масса элемента. г/моль.

$$2C + O_2 = 2CO \quad m_{O_2}^C = \frac{m_c \times M_{O_2}}{2M_c}$$

$$2Mn + O_2 = 2MnO \quad m_{O_2}^{Mn} = \frac{m_{Mn} \times M_{O_2}}{2M_n}$$

$$Si + O_2 = SiO_2 \quad m_{O_2}^{Si} = \frac{m_{Si} \times M_{O_2}}{M_{Si}}$$

$$2P + \frac{5}{2}O_2 = P_2O_5 \quad m_{O_2}^p = \frac{m_p \times \frac{5}{2}M_{O_2}}{2M_p}$$

$$2Fe + O_2 = 2FeO \quad m_{O_2}^{Fe} = \frac{m_{Fe} \times M_{O_2}}{2M_{Fe}}$$

$$m_{O_2}^C = \frac{625,18 \times 32}{24} = 833,57 \text{ кг};$$

$$m_{O_2}^{Mn} = \frac{775,85 \times 32}{110} = 225,7 \text{ кг};$$

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

$$m_{O_2}^{Si} = \frac{483 \times 32}{28} = 552 \text{ кг};$$

$$m_{O_2}^p = \frac{11,93 \times 80}{62} = 15,39 \text{ кг};$$

$$m_{O_2}^{Fe} = \frac{3842,86 \times 32}{2 \times 56} = 1097,96 \text{ кг};$$

Найдём необходимый объём кислорода:

$$V_{O_2} = \frac{m_{O_2} \times V_m}{M_{O_2}}$$

где  $m_{O_2}$  - масса кислорода, кг;

$V_m$  – молярный объём (22,4 л/моль).

$$V_{O_2}^C = \frac{833,57 \times 22,4}{32} = 583,5 \text{ м}^3;$$

$$V_{O_2}^{Mn} = \frac{225,7 \times 22,4}{32} = 157,99 \text{ м}^3;$$

$$V_{O_2}^{Si} = \frac{552 \times 22,4}{32} = 386,4 \text{ м}^3;$$

$$V_{O_2}^p = \frac{15,39 \times 22,4}{32} = 10,77 \text{ м}^3;$$

$$V_{O_2}^{Fe} = \frac{1097,96 \times 22,4}{32} = 768,57 \text{ м}^3.$$

Делаем перерасчёт на технический кислород с усвоением 80%:

$$V_{O_2}^C = \frac{583,5}{0,995 \times 0,8} = 733,04 \text{ м}^3;$$

$$V_{O_2}^{Mn} = \frac{157,99}{0,995 \times 0,8} = 198,5 \text{ м}^3;$$

$$V_{O_2}^{Si} = \frac{386,4}{0,995 \times 0,8} = 485,43 \text{ м}^3;$$

$$V_{O_2}^p = \frac{10,77}{0,995 \times 0,8} = 13,53 \text{ м}^3;$$

$$V_{O_2}^{Fe} = \frac{768,57}{0,995 \times 0,8} = 965,54 \text{ м}^3.$$

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

Находим общий объём кислорода:

$$\sum V_{O_2} = V_{O_2}^C + V_{O_2}^{Mn} + V_{O_2}^{Si} + V_{O_2}^P + V_{O_2}^{Fe}$$

где  $V_{O_2}^C$  – необходимый объём кислорода для окисления углерода, м<sup>3</sup>;

$V_{O_2}^{Mn}$  – необходимый объём кислорода для окисления марганца, м<sup>3</sup>;

$V_{O_2}^{Si}$  – необходимый объём кислорода для окисления кремния, м<sup>3</sup>;

$V_{O_2}^P$  – необходимый объём кислорода для окисления фосфора, м<sup>3</sup>;

$V_{O_2}^{Fe}$  – необходимый объём кислорода для окисления железа, м<sup>3</sup>.

$$\sum V_{O_2} = 733,04 + 198,5 + 485,43 + 13,53 + 965,54 = 2396,04 \text{ м}^3$$

Результаты расчёта приведены в таблице 18.

Таблица 18 – Объём кислорода необходимый для окисления примесей в период плавания и окислительный период.

Единицы измерения	Количество кислорода					
	C	Mn	Si	P	Fe	сумма
м <sup>3</sup>	733,04	198,5	485,43	13,53	965,54	2396,04
%	30,594	8,285	20,260	0,565	40,297	100

Окисление элементов и шлакообразование. Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавок и на основе производственного опыта. Необходимые коэффициенты студент согласует с руководителем проекта. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов (таблица 19).



Таблица 19 – Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, в процентах

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	ΔC	0	68	0	0	16	0	0	0	0	0	0	0	1,5
В шлак	0	0	80	0	0	95	0	0	0	0	0	0	0	30
В улет	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	70

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 20.

Таблица 20 – Химический состав металла в конце окислительного периода, в килограммах

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	527,74	299,5	228,24	0,11
Si	0,00	0	0	0
Mn	251,22	239,05	112,49	0,09
P	40,28	0	40,28	0,028
S	41,50	0	41,50	0,035
Cr	165,28	80,64	84,64	0,33
Ni	144,00	0	144,00	0,26
Ti	0,00	0	0,00	0
W	7,31	0	7,31	0
Mo	0,00	0	0,00	0
V	0,00	0	0,00	0,06
Cu	19,48	0	19,48	0,4
Al	207,44	0	207,44	0
Fe	99979,08	1879,3	98099,78	98,63
Всего	106612,03	2498,5	104113,53	100

Химический состав шлака в конце окислительного периода представлен в таблице 21.

Таблица 21 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, в килограммах

Источник поступления	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>	S	Σ
Плави́льный шлак	3180,7	4417,33	847,12	1455,8	147,6	561,2	664,65	16,7	11,12	11302,22
Оксиды из металлической	0	0	246,9	724,9	111,97	0	0	0	0	1083,77
Перешло в металл	0	0	0	741,15	0	0	0	0	0	-741,15
Всего	3180,7	4417,33	1094,02	1439,55	259,57	561,2	664,65	16,7	11,12	11644,84
Всего, %	27,3	37,93	9,4	12,4	2,22	4,82	5,7	0,14	0,09	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

Израсходовано, кг:

а) металла -106612,03;

б) шлака -11302,22;

в) технического кислорода -801,25, в том числе:

1) кислорода - 797,25 (включая неусвоенный),

2) азота - 4;

г) воздуха - 1081,2, в том числе:

1) кислорода - 246,1,

2) азота - 823,73,

3) влаги - 11,3.

Всего: 119796,7

Получено, кг

а) металла -104113,53;

б) шлака - 11644,84;

в) пыли -1759,01, в том числе:

1) MnO -61,72,

2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 5,89,

3) FeO -1691,4;

г) газов -1668,34, в том числе:

1) CO -710,88 (от окисления металла с учетом догорания до CO<sub>2</sub>),

2) CO<sub>2</sub> -129,07 (с учетом догорания CO),

3) N<sub>2</sub> - 827,14

4) H<sub>2</sub> - 1,25.

Всего: 119810,5.

Невязка – 119810,5– 119796,7= 13,81 кг или Δ=0,009%

## 2.4 Расчет параметров внепечной обработки на установке ковш печь и VD-OB обработки

Обработка стали на установке печь-ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента стали. Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавов, способствующей повышению выхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла и 90% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Расчёт присадки ферросплавов производится на основе данных по химическому составу металла в конце окислительного периода. Необходима добавка марганца и кремния.

Для раскисления и легирования применяем ферромарганец марки ФМн90 и ферросилиций марки ФС75.

Расчет присадки ферросплавов производим по формуле:

$$m_{ф/сн} = \frac{M_{печи} \times (\%Э_{з.м.} - \%Э_{ост})}{K_{усв} \times \%Э_{ф/сн}}$$

где  $M_{печи}$  - масса печи, кг;

$\%Э_{з.м.}$  - количество элемента в марке, %;

$\%Э_{ост}$  - количество элемента после окислительного периода, %;

$K_{усв}$  - коэффициент усвоения, %;

$\%Э_{ф/сн}$  - количество элемента в ферросплаве, %.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84



## Окончание таблицы 23

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
Ni	144,00	32,89	111,11	0,26
Ti	0,00	0	0	0
W	7,31	0	7,31	0,007
Al	0,00	0	0	0
Mo	0,00	0	0	0
Cu	19,48	9,48	10	0,22
V	207,44	8,064	199,376	0,06
Fe	98099,78	12398,303	85701,477	98,38
Всего	104113,53	12573,832	91539,698	100

Окончательная корректировка металла по химсоставу, если это необходимо, проводится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов на установке ковшевого вакуумирования.

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в таблице 24.

Таблица 24 – Баланс металла после доводки и десульфурации, в килограммах

Элемент	Металл до десульфурации и доводки	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	213,094	0	213,094	0,11
O	5,8	0	5,8	0,005
Si	514,13	0	514,13	0,56
Mn	1753,45	0	1753,45	1,52
P	33,8	0	33,8	0,029
S	37,0648	-33,61	3,45	0,003
Cr	42,304	0	42,304	0,3
Ni	144,00	0	144,00	0,26
Al	0,00	0	0,00	0,02
W	7,31	0	7,31	0,007
Mo	0,00	0	0,00	0

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР

Лист

86

Окончание таблицы 24

Элемент	Металл до десульфурации и доводки	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
Cu	0,00	0	0,00	0,22
V	19,48	0	19,48	0,06
As	5,649	0	5,649	0,06
Fe	207,44	0	207,44	96,99
Всего	94165	-36,95	94128,05	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке.

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг:

- а) металла -104738,32;
- б) шлака -11644,84;
- в) футеровки ковша -42,22;
- г) шлакообразующих -, в том числе:
  - 1) извести -751,09,
  - 2) плавикового шпата -187,8;
- д) легирующих и раскислителей -, в том числе:
  - 1) А97 -66,67,
  - 2) ФС75 -348,
  - 3) ФМн90 -1751,6,
  - 4) кокса -6,8;
- е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия -64,81.

Всего:119602,15

Получено, кг;

- а) металла -106735,38, в том числе:
    - 1) в ДСП -12573,832
    - 2) в ковше -94161,55;
  - б) шлака -12808,95, в том числе:
    - 1) в ДСП -11528,4,
    - 2) в ковше -1280,55;
  - в) газов -14,12, в том числе:
    - 1) CO<sub>2</sub> (известь) -1,5,
    - 2) CO<sub>2</sub> (плавиковый шпат) -0,4,
    - 3) CO<sub>2</sub> (кокс) -0,088,
    - 4) CO(кокс) -12,13.
- Всего:119558,45.

Невязка:

119602,15–119558,45=43,7кг

или

$\Delta=43,7/119602,15=0,0003 \cdot 100\%=0,003\%$ .

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

## 2.5 Суммарный материальный и тепловой баланс плавки ДСП

Согласно данных [41] рассчитывается суммарный баланс плавки и тепловой потенциал ДСП.

Израсходовано, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):  
Получено, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):

- |   |  |
|---|--|
| 1) Отходов II гр. – 17650, III гр. – 24350, IV гр. - 25200; | 1) металла (в ковше и в ДСП) - 106735,38;                          |
| 2) У - 37800;   | 2) шлака-12808,95;   |
| 3) ФС75 -348;   | 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) - 4410,31; |
| 4) ФМн90 -1751,6;   | 5) газов (суммируются по всем периодам) -4623,15.                  |
| 5) А97 - 66,97;   | Всего:128577,79.   |
| 6) кокса - 6,8;   |  |
| 7) извести (суммируется по всем периодам) - 5751,09;        |  |
| 8) плавикового шпата -187,8;                                |  |
| 9) футеровки печи -745,865;                                 |  |
| 10) футеровки печи–ковша -42,22;                            |  |
| 11) руды -11146,8;  |  |
| 12) газов (суммируется по всем периодам) -3490,582.         |  |

Всего:128537,7.

Невязка -  $128577,79 - 128537,7 = 40,09$  кг или 0,02%.

Расчёты теплового баланса ДСП приведены в таблице 20.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

Таблица 20 -Тепловой баланс плавки стали в ДСП, в МДж

Поступило тепла, МДж	Расход тепла, МДж
1 Электроэнергия 192780	1 Теплосодержание продуктов: а) металла 110232 б) шлака 21758,3
2 Тепло горелок 26049,6	2 Тепло химических реакций 14
3 Теплосодержание шихты 42552	3 Потери с охлаждающей водой 225225
4 Тепло химических реакций 102332,84	4 Потери с отходящими газами 6090
Итого 363714,44	Итого 363319,3



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На сегодняшний день чистота стали не определяется количеством в ней серы, фосфора, водорода. Неметаллические включения, понятие чистоты - является относительным и определяется применением стали. Сталь рассматривается, как композиционный материал, состоящий из стальной матрицы и неметаллических включений и чаще всего важнее размер, состав, форма, распределение включений, чем их количество. В сталях, обрабатываемых кальцийсодержащими материалами, образуется алюминаты кальция, которые имеют глобулярную форму и легко коагулируют, что способствует возрастанию скорости их всплывания. В процессе продувки и перемешивания их можно полностью удалить из расплава. Кальций является наиболее химически активным элементом по отношению к Fe в сравнении с Ti, Mn, Si, S, P, обогащение которым границ зерна вызывает межкристаллитное охрупчивание и определяет качество металла.

Кальций, адсорбируясь по границам зерен, предотвращает и нейтрализует действие вышеуказанных элементов, модифицируя форму соединений этих включений, значительно повышает чистоту стали по неметаллическим включениям, снижая зональную ликвацию.

В последние десятилетия основные усилия металлургов были направлены на дальнейшее совершенствование кислородно-конвертерного процесса производства стали. Главными векторами, стимулирующими в последнее время развитие системы производства, стали в конвертерах с применением кислорода, видимо, следует считать металлургические комплексы стран Европейского Экономического Союза и Китайской Народной Республики. Эволюция конвертерного производства характеризуется, прежде всего, сокращением количества плавильных агрегатов малой единичной мощности за счет введения в эксплуатацию более мощных агрегатов, обеспечивающих повышение производительности завода в целом. При этом предпочтение отдается конвертерам вместимостью 200-250 т и более с комбинированной продувкой и ДСП емкостью 80-150 т, включающей вдувание аргона через днище.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		90

Совершенствование технологической системы производства стали в конвертерных цехах продолжает осуществляться за счет расширения десульфурации чугуна в ковшах, радикального повышения стойкости футеровки, использования эффективных систем отсечки шлака при сливе металла из конвертера, автоматизации процесса плавки, функционального расширения внепечной доводки стали (включая ее вакуумирование) и т.п.

В части непрерывной разливки стали предпочтение отдается высокофункциональным МНЛЗ и литейно-прокатным модулям. Вместе с тем современное производство стали в конвертерах с применением кислорода уже представляет собой весьма совершенную систему технологий, базирующихся на небольшом количестве технологических парадигм, которые используют весьма эффективные закономерности, большинство из которых полностью оформились в конце 20-го века и их потенциал практически полностью ограничивается действием физико-химических законов.

Соответственно дальнейший прогресс в ДСП производстве следует ожидать в части повышения эффективности совмещения технологий подготовки чугуна после выпуска из доменной печи, процессов выплавки в ДСП и ковшевой доводки стали, ее разливки на МНЛЗ и т.п.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Akselsen O. M., Grong O., Rorvik G. // Scan. Journal of Metals. 1990. Bd 19. P. 258-264.
2. Amano K., Kawabata F., Kudo J., Hatomura T. and Kawauchi Y., High Strength Steel Line Pipe with Improved Resistance to Sulfide Stress Corrosion Cracking for Offshore Use // Proceedings of ninth International Conference on Offshore Mechanics and Arctic Engineering, Vol. V. 1990. P. 21–26.94. Haida B., Kmi O., Shiraishi T. Fujiwara A., Sanbongi K. Optimizing Sulfide Shape Control in Large HSLA Steel Ingots by Treating the Melt with Calcium or Rare Earths // Tetsu-to-Hagane, Vol. 64. 1978. P. 1538–1547.
3. American Petroleum Institute, API Specifications 5L, Specification for Line Pipe (the 43<sup>rd</sup> edition), March 2004.
4. ArcelorMittal Flat Carbon Europe S.A. 2014–4–28
5. Asahi H., Hara T., Sugiyama M., Maruyama N., Terada Y., Tamehiro H. et. al. Development of Plate and Seam Welding Technology for X120 Linepipe. Proceedings of the ISOPE Symposium on High-Performance Materials in Offshore Industry (HMOI), Honolulu, Hawaii, May 2003, pp. 19 –25. ISBN 1-880653-60-5.
6. Asahi H.: ISIJ International, vol. 42 (2002), pp. 1150 – 1155.
7. Bakolas Th., Neutjens J., Cantinieaux P., Harlet Ph. Development of high strength for line pipe applications in a wide strip mill (from API X60 to X85) // Proceedings of the 3rd International Pipeline Technology Conference, Brugge, Belgium, May 21 – 24, 2000. P. 247 – 263.
8. Barthel H., Hammerer W., Suppaner M. Segment Purging Plugs for Steel Treatment in Ladles // Taikabutsu – Refractories. 1998. 50. No3. – P.128 – 136.
9. Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / Д.А. Дюдкин, С.Ю. Бать, С.Е. Гринберг, С.Н. Маринцев. – Донецк: ООО «Юго – Восток, ЛТД», 2003. – 300с.

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92

10. Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии / М.М. Зиньковский. – М.: Металлургия, 2002. – 480с.
11. Матросов, Ю. И. Влияние углерода и центральной сегрегационной неоднородности на H<sub>2</sub>S-стойкость непрерывнолитых трубных сталей / Ю.И. Матросов, Н.В. Колясникова, А.О. Носоченко, И.В. Ганошенко. // Сталь. 2002. №11. С. 71 – 74.
12. Матросов, Ю. И. Изучение сегрегационной химической и структурной неоднородности непрерывнолитых слябов и листов из сталей для газопроводных труб большого диаметра / Ю.И. Матросов, А.О. Носоченко. // Прогрессивные листовые стали для газопроводных труб большого диаметра и металлоконструкций особого назначения / Сб. докладов. – М.: Metallurgizdat, 2004. – 120 с., ил. С. 70 – 75.
13. Матросов, Ю. И. Качественные характеристики малоперлитной стали 08Г1Б для газопроводных труб большого диаметра / Ю.И. Матросов, А.О. Носоченко, И.В. Ганошенко, В.В. Володарский. // Сталь. 2002. №12. С. 55 – 59.
14. Матросов, Ю. И. Исследование центральной неоднородности в непрерывнолитых трубных сталях / Ю.И. Матросов, А.О. Носоченко, В.В. Емельянов, Г.Б. Кирсанова, О.А. Багмет. // Сталь. 2002. №3. С. 107 –110.
15. Матросов, Ю.И. Разработка принципов микролегирования и режимов контролируемой прокатки малоперлитных сталей для труб магистральных газопроводов: Диссерт. на соискание ученой степени к.т.н. / Ю.И. Матросов. – М., 1982. 456с.
16. Матросов, Ю.И. Влияние углерода и центральной сегрегационной неоднородности на H<sub>2</sub>S стойкость непрерывнолитых трубных сталей / Ю.И. Матросов, Н.В. Колясникова, А.О. Носоченко. // Сталь 2002. №11. С. 71 – 74.
17. Матросов, Ю.И. Сталь для магистральных газопроводов / Ю.И. Матросов, Д.А. Литвиненко, С.А. Голованенко. – М.: Металлургия, 1989. - С. 10 – 11.

18. Мельник, С.Г. О влиянии сульфидной емкости рафинировочных шлаков на эффективность десульфурации конвертерной стали / С.Г. Мельник. // *Металл и литье Украины*. – 2010. – №11. – С. 17 – 19.
19. Морозов, А.Н. Водород и азот в стали / А.Н. Морозов – М.: *Металлургия*, 1968. 282с.
20. Морозов, Ю.Д. Изучение закономерности упрочнения и охрупчивания малоуглеродистых экономно-легированных бейнитных трубных сталей и путей достижения уровня прочности 65-70 кгс/мм<sup>2</sup> с высокой вязкостью / Ю.Д. Морозов, Р.Н. Донец, Н.И. Карчевская. // *Отчет по научно-исследовательской работе ЦНИИчермет им. И.П. Бардина, Москва*, 1984. 63с.
21. Нархов, А.В. Влияние неметаллических включений на механические свойства стали / А.В. Нархов, Б.А. Клыпин, А. Рей. // *ЦНИИИИ и ТЭИЧМ «Чер. Metallургия»*. Сер. «Металловед. и терм. обработка». Вып.1 – М.,1992.
22. Новик, В.И. Получение толстых листов с повышенной сплошностью / В.И. Новик, О.В. Носоченко, В.В. Емельянов, В.П. Харчевников, А.Г. Богомолов, М.В. Быков. // *Сталь*. 1991. №5 С. 63 – 66.
23. Новохатский, И.А., Кожухарь В.Я., Романов О.Н., Брем В.В. Водород в процессах электрошлакового переплава сталей / И.А. Новохатский, В.Я. Кожухарь, О.Н. Романов, В.В. Брем. -Одесса: *Астропринт*, 1997. 212 с.
24. Носоченко, А.О. Водородное разрушение и сероводородное растрескивание непрерывнолитых трубных сталей / А.О. Носоченко, О.А. Багмет, С.Г. Мельник. // *Химическое и нефтегазовое машиностроение*. 2004. №8. С. 48 – 50.
25. Носоченко, А.О. Свойства бесперлитной трубной стали категории прочности К55-Х70 типа 0,3С-1,5Мn-0,09Nb / А.О. Носоченко, Ю.И. Матросов, И.В. Ганошенко, А.В. Назаров, В.В. Володарский. // *Металлург*. 2003. №12. С. 30 – 33.

					22.03.02.2021.661.00.00-ПЗ ВКР	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		94

26. Носоченко, О.В. Повышение качества низколегированной непрерывнолитой стали микролегированием титаном и кальцием / О.В. Носоченко, Ю.Я. Скок, И.Д. Буга, С.Г. Мельник, Л.В. Лепихов. //Металл и литьё Украины. 1998. № 7 – 8. 1998. С. 33 – 35.
27. Обработка стали кальцием // К.: ИЭС им. Патона, 1989. – 215с.
28. Васильев, Г.А. Основы безопасности труда на предприятиях черной металлургии / Г.А. Васильев, В.Д. Жидков. –М.: Металлургия, 1982. – 224с.
29. Пат. 2166550 Российская Федерация, МПК С 21 С 7/064. Способ производства низкокремнистой стали / С.М. Чумаков, А.Ф. Каблуковский, С.И. Ябуров, А.Н. Никулин. – № 99105989/02; заявл. 26.03.1999; опубл. 10.05.2001, Бюл. №13. – 12 с.
30. Поволоцкий, Д.Я. Основы технологии производства стали: учебное пособие для вузов / Д.Я. Поволоцкий – 2-е изд., испр. и доп. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2004. – 202с.
31. Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / А.В. Рябов, И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188с.
32. Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.
33. Смирнов, А.Н. Удаление неметаллических включений из стали в промковше при ее продувке аргоном через пористые блоки / А.Н. Смирнов, В.Г. Ефимова, А.В. Кравченко, К.Е. Писмарев. // Донецк 2011. – Научные труды ДонНТУ. – №13(194). – С.80 – 92
34. Смирнов, А.Н. Физическое моделирование параметров рафинирования стали в промежуточном ковше слябовой МНЛЗ при продувке аргоном / А.Н. Смирнов, А.В. Кравченко, С.В. Куберский, Д.Ю. Кузнецов. // Сборник научных трудов конференции «Инновационные технологии внепечной обработки чугуна и стали» / Донецк 2011. – С.182-190

					22.03.02.2021.661.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		95

35. Смирнов, А.Н. Оптимизация потоков стали в проковше при разливке сверхдлинными сериями на многоручьевых сортовых МНЛЗ / А.Н. Смирнов, А.В. Кравченко, А.Л. Подкорытов, В.Г. Климов, С.Г. Соловых // Сборник научных трудов конференции «50 лет непрерывной разливке стали в Украине» / Донецк 2010. – С.324-330
36. Смирнов, А.Н. Многофункциональный проковш для разливки чистых сталей / А.Н. Смирнов, А.В. Кравченко, А.А. Сердюков, А.Ф. Тонкушин. // Сборник научных трудов конференции «50 лет непрерывной разливке стали в Украине» / Донецк 2010. – С.409-420
37. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан. // Алчевск: ДонДТУ, 2010. – 520 с.
38. Смирнов, А.Н. Современные сортовые МНЛЗ: перспективы развития технологии и оборудования / А.Н. Смирнов, А.Л. Подкорытов. // Технологии. – №12. – декабрь 2009. – С. 18 – 25.
39. Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / В.Г. Сорокин, А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.
40. Поволоцкий, Д.Я. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей / Д.Я. Поволоцкий, Ю.А. Гудим, И.Ю. Зинуров. – М.: Металлургия, 1990. – 176 с.
41. Рябов, А.В. Расчеты материальных и энергетических балансов в сталеплавильных и внепечных агрегатах: учебное пособие: / А.В. Рябов, И. В. Чуманов; – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2018. - 215с