

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой
"Литейное производство"
д. т. н. профессор
/Б. А. Кулаков
«__»_____2018г.

Технология получения стали К76Ф в условиях кислородно-
конверторного цеха предприятия ПАО "Мечел"

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ-22.03.02.2018.437.00.00 ПЗ ВКР

Нормоконтролер
доцент, к.т.н.
О.М. Заславская
«__»_____2018г.

Руководитель проекта
доцент кафедры
пиromеталлургических
процессов, к.т.н.
С.П. Салихов
«__»_____2018г.

Автор проекта
студент группы
П-437
А.Р. Закиров
«__»_____2018г.

АННОТАЦИЯ

Закиров А.Р. Технология получения стали К76Ф в условиях кислородно-конвертерного цеха предприятия ПАО «Мечел». Челябинск: ЮУрГУ, кафедра ЛП; 2018, 69 стр., 5 иллюстраций, 16 таблиц. Библиографический список – 7 наименований, 1 лист план цеха, 1 лист разрез цеха, 1 лист плавильный агрегат, 1 лист результаты расчётов материального баланса, 1 лист схема газоочистки, 3 листа иллюстрации к специальной части.

В квалификационной работе рассматривается кислородно-конвертерный цех для производства рельсовой стали К76Ф. Выполнено технико-экономическое обоснование проектного решения, описание цеха, расчёт основного и вспомогательного оборудования, технология производства стали К76Ф, расчёт материального баланса. Рассмотрен вопрос: использование металлизированного сидероплезита для наведения шлака с повышенным содержанием оксида магния.

<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>				
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
Разраб.		Закиров А.Р		
Провер.		Салихов С.П		
Реценз.				
Н. Контр.				
Утверд.		Кулаков Б.А.		
<i>Технология получения стали К76Ф в условиях кислородно-конвертерного цеха предприятия ПАО «Мечел»</i>				
		Лит.	Лист	Листов
		4	69	
<i>ЮУрГУ Кафедра ЛП</i>				

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	6
1 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЕКТНОГО РЕШЕНИЯ	8
2 ОПИСАНИЕ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА	10
3 РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА.....	18
4 ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА РЕЛЬСОВЫХ СТАЛЕЙ	27
5 МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ СТАЛИ К76Ф В КОНВЕРТЕРЕ .	32
6 ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТАЛЛИЗИРОВАННОГО СИДЕРОПЛЕЗИТА ДЛЯ НАВЕДЕНИЯ ШЛАКА С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ОКСИДА МАГНИЯ.....	44
7 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	50
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	59
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	60
Приложение А План цеха.....	61
Приложение Б Разрез цеха	62
Приложение В Плавильный агрегат.....	63
Приложение Г Технологическая схема производства.....	64
Приложение Д Результаты расчётов материального баланса	65
Приложение Е Схема газоочистки	66
Приложение Ж Иллюстрации к специальной части.....	67

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		5

ВВЕДЕНИЕ

Конвертерное производство – получение стали в сталеплавильных агрегатах–конвертерах путём продувки жидкого чугуна воздухом или кислородом. Превращение чугуна в сталь происходит благодаря окислению кислородом содержащихся в чугуне примесей (кремния, марганца, углерода и др.) и последующему удалению их из расплава. Сталь, полученная этим способом, наиболее дешевая и не уступает по качеству мартеновской.

В 1855 г. англичанин Бессемер разработал способ получения стали путем продувки жидкого чугуна (при температуре 1200... 1300 °С) сжатым воздухом. Плавильная печь представляла собой агрегат грушевидной формы, футерованный динасом. В 1878 г. кислая футеровка была заменена Томасом на основную (доломит), что позволило добавлять известь и перерабатывать чугуны, содержащие фосфор. Продувку воздухом и в бессемеровском, и в томасовском процессах вели снизу – через фурмы, расположенные в днище конвертера.

В настоящее время в результате развития кислородно-конвертерного процесса бессемеровский и томасовский процессы производства стали практически не применяются. Часовая производительность 300 – тонного кислородного конвертера составляет 400...500 т/ч.

Начало 21 века охарактеризовалось значительным ростом цен на энергоресурсы – газ, нефть, кокс и обострением экологических проблем, связанных с промышленным производством. Главными системными факторами, определяющими индустриальное развитие в 21 веке, становятся энергетический и экологический факторы. Конкурентоспособность производителей металлопродукции достигается за счет снижения материальных затрат на производство, повышения качества продукции и производительности труда. В этих условиях сложилась базовая технология кислородно-конвертерного способа производства стали. Она включает три составные части: выплавка полупродукта в конвертере из предварительно

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		6

подготовленных шихтовых материалов, основным из которых является жидкий чугун; ковшевая обработка жидкого металла газообразными, твердыми материалами и вакуумом; непрерывная разливка на машинах непрерывного литья заготовок.

Одним из важнейших продуктов конвертерного производства является сталь К76Ф, из которого в дальнейшем изготавливают рельсы для железнодорожных путей. Железнодорожные пути имеют большое значение для любой развитой страны, так как после водного транспорта железнодорожный транспорт является наиболее энергетически эффективным средством перевозки больших объемов грузов и пассажиров. Железнодорожный транспорт может перемещать большой объем грузов и множество пассажиров, что делает его эксплуатацию крайне эффективной. Исходя из этого можно сделать вывод о большой значимости производства рельсовой стали.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		7

1 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЕКТНОГО РЕШЕНИЯ

Челябинский металлургический комбинат – крупнейшее в России предприятие полного металлургического цикла по выпуску качественных и высококачественных сталей. С 2001 года ОАО «ЧМК» входит в состав холдинга «Мечел» и является флагманом металлургического производства этой группы компаний. ЧМК – одно из немногих предприятий страны, которому дано право присваивать продукции собственный индекс – ЧС (Челябинская Сталь). На сегодняшний день выпускается более 130 таких марок стали. Также комбинат является крупнейшим производителем нержавеющей стали в России.

ЧМК выпускает широкий сортамент продукции металлургического производства: чушковый чугун, полуфабрикаты стальные для дальнейшего передела, сортовой и листовой металлопрокат из углеродистых, конструкционных, инструментальных и коррозионностойких марок стали.

В качестве основной продукции, комбинат производит широкий профильный сортамент металлопроката: от катанки до арматурного проката периодического профиля, от бунтового проката из конструкционной стали до сортового проката для трубопрокатных и машиностроительных заводов, а также сортовую квадратную заготовку.

Одним из важнейших продуктов предприятия является сталь К76Ф, из которого в дальнейшем изготавливают рельсы для железнодорожных путей. Качество рельсовой стали определяется её химическим составом, микроструктурой и макроструктурой. Микроструктура рельсовой стали представляет собой пластинчатый перлит с прожилками феррита на границах перлитовых зёрен. Твёрдость, сопротивление износу и вязкость достигается приданием стали однородной сорбитной структуры при помощи термической обработки путём поверхностной (на 8–10 мм) закалки головки или объёмной закалки рельса. Объёмно закалённые рельсы имеют повышенную

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		8

износостойкость и долговечность. Макроструктура рельсовой стали должна быть мелкозернистой, однородной, без пустот, неоднородностей и посторонних включений.

Благодаря наличию в структуре интегрированного предприятия доменных цехов оптимально выгодно производить сталь К76Ф. Рельсы, произведенные из данной стали на ЧМК, планируется поставлять ОАО «РЖД» в рамках реализации «Стратегии развития железнодорожного транспорта в России до 2030 года», одобренной Правительством РФ и предполагающей модернизацию и строительство новых железных дорог по всей территории страны. В феврале 2008 года между ОАО «Мечел» и ОАО «РЖД» подписано соглашение о долгосрочном взаимовыгодном партнерстве по обеспечению железных дорог России транспортным металлопрокатом. Также между ЧМК и ОАО «РЖД» заключен договор о поставке рельсовой продукции на период до 2030 года в объеме до 400 тысяч тонн в год.

Сталь К76Ф производят в кислородно-конвертерном цеху. Конвертерное производство – получение стали в сталеплавильных агрегатах-конвертерах путём продувки жидкого чугуна воздухом или кислородом. Превращение чугуна в сталь происходит благодаря окислению кислородом содержащихся в чугуне примесей (кремния, марганца, углерода и др.) и последующему удалению их из расплава. Выделяющееся в процессе окисления тепло повышает температуру расплава до необходимой для расплавления стали, то есть конвертер не требует топлива для работы.

В современном кислородном конвертере дутьё подаётся через опускаемую сверху фурму с несколькими сверхзвуковыми соплами Лавалья на конце, направленными почти под прямым углом к поверхности расплава. Сама фурма, как правило, не заглубляется в расплав. Для предохранения от брызг и отвода газов горловина конвертера прикрывается опускающимся колоколом, также сверху смонтированы и контрольные приборы типа пирометров и газоанализаторов. Режим плавки и состав шихты (процент чугуна, лома, руды, состав и количество добавляемых ферросплавов) рассчитываются

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		9

компьютером по результатам лабораторных экспресс-анализов и текущих измерений.

Южный Урал является крупным промышленным регионом и, поэтому, здесь развита железнодорожная инфраструктура, что позволяет распространять продукцию на территорию всей страны и ближнего зарубежья. Но, несмотря на это, большим минусом является удаленность Южного Урала от крупных, богатых центральных регионов, ввиду чего, растут затраты на транспортировку продукции, что ведет к росту себестоимости продукции.

Таким образом исходя из выше сказанного можно сделать вывод что производство рельсовой стали для данного предприятия является экономически выгодным и технически возможным продуктом, который так же востребован на рынке и имеет стабильный спрос.

2 ОПИСАНИЕ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА

Конвертерный цех представляет собой комплекс отделений, обеспечивающих проведение циклических технологических операций по выплавке стали в конвертерах и ее разливке.

Традиционно кислородно-конвертерный цех состоит из шихтового, конвертерного и разливочного отделений. Шихтовое отделение делится на три меньших отделений:

- отделение магнитных материалов;
- отделение немагнитных материалов;
- миксерное отделение.

Важнейший энергетический элемент конвертерного цеха – газоотводящий тракт, включающий в себя охладитель конвертерных газов, газоочистку и нагнетательную установку.

В кислородно-конвертерных цехах применяются основное и вспомогательное оборудование. Для транспортировки, подачи, загрузки

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		10

требуемого сырья и материала используют вспомогательное оборудование, а именно чугуновозы, миксерные ковши и другое. Основные операции:

- 1) подача и загрузка лома в конвертер;
- 2) доставка и заливка жидкого чугуна;
- 3) подача и загрузка шлакообразующих материалов (сыпучих материалов при продувке кислородом сверху и порошкообразных при продувке снизу);
- 4) подача ферросплавов;
- 5) прием, транспортировка и разливка жидкой стали;
- 6) прием и транспортировка шлака;
- 7) вывоз из цеха стальных слитков или заготовок непрерывной разливки;
- 8) транспортировка конвертеров к месту ремонта и ковшей.

С помощью железнодорожного транспорта подают лом в отделение магнитных материалов и разгружают при помощи магнитных кранов в приемные бункера. В целях бесперебойной работы цеха принято иметь в бункерах суточный запас лома. В зависимости от местонахождения завода этот запас может быть большим. В зимнее время, так же, запас лома увеличен.

Из приемных бункеров лом на каждую плавку загружают при помощи магнитных кранов в совки. Далее совки взвешивают и устанавливают на скраповоз и подают на рабочую площадку.

Из доменного цеха жидкий чугун транспортируется с помощью ковшей миксерного типа (с целью улучшения условий труда сооружают отдельные здания миксерных отделений, а для доставки из них ковшей с чугуном в загрузочном пролете предусматривают два рельсовых пути). Переливное отделение (участок) располагают в торце загрузочного пролета, в пристраиваемом к нему пролете, и в редких случаях в отдельном здании. В зависимости от плана завода пути миксерных ковшей в отделениях перелива могут располагаться вдоль загрузочного пролета и в поперечном направлении. Чугун обычно доставляют в один из торцов загрузочного пролета, что обеспечивает нормальную работу цеха. В редких случаях применяют двустороннюю подачу чугуна, однако это усложняет другие проектные

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		11

решения. Пути доставки миксерных ковшей обычно располагают на нулевой отметке. Лишь в отдельных случаях с учетом местных условий допустимо сооружение дорогостоящих эстакад. Для перемещения ковшей с жидким чугуном по конвертерному цеху используют чугуновозы. Железнодорожный состав с ковшами останавливают в конвертерном отделении напротив соответствующего конвертера. Для того чтобы вылить жидкий чугун в конвертер используют мостовой кран. Следует заметить, что как правило емкость заливочного ковша и грузоподъемность крана выбирают такими, чтобы обеспечивалась заливка одним ковшом.

Перед заливкой чугуна в конвертер необходимо скатать из заливочного ковша шлак, попадающий из миксерного ковша или миксера, поскольку этот шлак обычно содержит много серы. Чаще всего скачивание шлака ведут в торце загрузочного пролета машиной гребкового типа из ковшей, удерживаемых и наклоняемых заливочным краном. При таком способе не обеспечивается полное удаление шлака и задерживается кран, в связи с чем разрабатываются новые способы и оборудование для выполнения этой операции.

Сыпучие материалы доставляют в отделение немагнитных материалов в саморазгружающихся вагонах и разгружают в приемные бункера, затем на передвижные конвейеры, при помощи которых материалы передают в приемные бункера.

Современные системы подачи материалов в конвертеры достаточно сложны. В качестве примера на рисунке 1 приведена объединенная схема подачи сыпучих материалов и ферросплавов.

Для автоматического управления все механизмы для взвешивания, дозирования и загрузки сыпучих материалов в конвертер условно делят на три группы:

– механизмы, обеспечивающие транспортировку сыпучих материалов в бункера;

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		12

– механизмы, обеспечивающие взвешивание и транспортировку сыпучих материалов из расходных бункеров в промежуточные;

– механизмы, обеспечивающие загрузку сыпучих материалов из промежуточных бункеров в конвертер.

Транспортировку сыпучих материалов и ферросплавов из соответствующего отделения в расходные бункера осуществляют по одному общему конвейерному тракту. Предусмотрены два параллельно расположенных конвейера с автоматически сбрасывающими тележками. Конвейеры расположены над бункерами, в которые загружают все сыпучие материалы, в том числе и ферросплавы. Под бункерами установлены электровибропитатели (грохоты), предназначенные для отсева мелкой фракции извести (10–0 мм) и загрузки весовых дозаторов. Электровибропитатели, установленные под бункерами ферросплавов и других компонентов, рассчитаны на работу без отсева. Для увеличения точности дозирования весовые дозаторы выполнены с приемными воронками, в которые введены носки электровибропитателей. Места ввода носков защищены кожухами, а в кожухах воронок имеются воздухосборники с жалюзи и отсасывающими патрубками, которые соединены с системой очистки их бункерами-осадителями.

У оснований весовых дозаторов установлены трубчатые приемники, под которыми расположен промежуточный бункер с затвором. Под затвором находятся течи, опущенные в патрубки, которые, в свою очередь, соединены с газоотводящим трактом конвертера. В системе тракта сыпучих материалов расположены весовые дозаторы для ферросплавов и предусмотрена тележка для передачи ферросплавов также и к электропечам.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		13

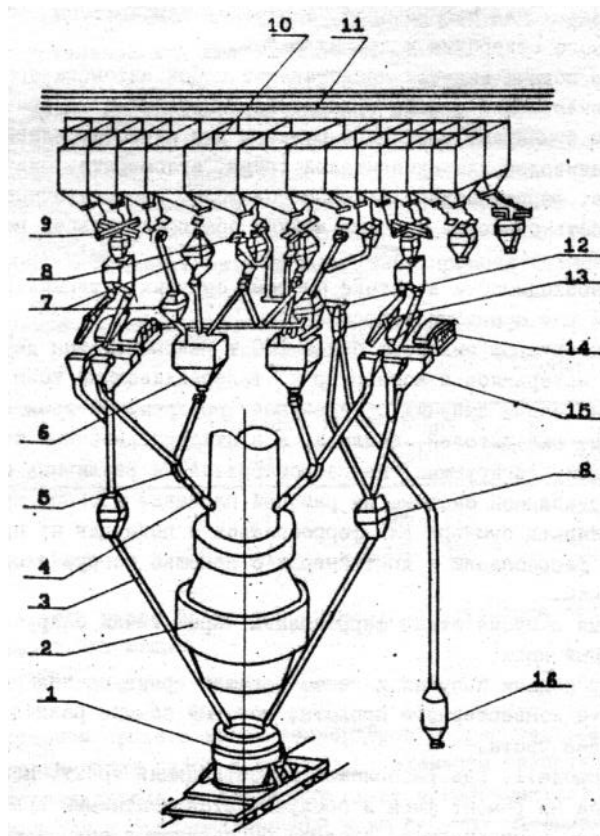


Рисунок 1 – Система загрузки сыпучих материалов в конвертер и ферросплавов в сталеразливочный ковш:

1 – сталеразливочный ковш; 2 – конвертер; 3,4 – загрузочные точки; 5 – воронки с отсечным устройством; 6 – промежуточные бункера; 7 – весодозаторы; 8 – грохот вибрационный; 9 – питатель вибрационный; 10 – расходные бункера; 11 – ленточные конвейеры; 12 – виброконвейер отсева мелочи; 13 – бункер для отсева мелочи; 14 – печи для прокали ферросплавов; 15 – воронка; 16 – емкость для отсева мелочи.

Под весовыми дозаторами установлены двухрукавные точки, а под ними печи для прокаливания ферросплавов. Между двухрукавными точками и печами расположены качающиеся точки, обеспечивающие загрузку ферросплавов либо в печи для прокаливания, либо прямо в воронки, в весовые дозаторы и далее по точке в ковш. При выдаче из печей прокаленные ферросплавы поступают в воронки и аналогично ссыпаются в ковш.

По окончании плавки полупродукт из конвертера выпускают в сталеразливочный ковш, который устанавливается на сталеvoz. Сталеvoz перевозит ковш со сталью в разливочное отделение, обычно примыкающее к конвертерному. Рассмотрим конструкцию сталеvoза на рисунке 2.

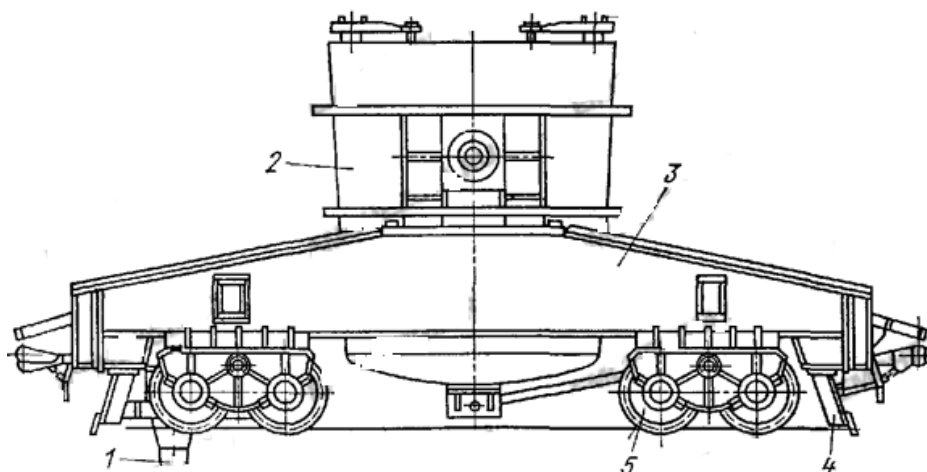


Рисунок 2 – Схема сталеvoза:

1 – держатель токоcъемников; 2 – ковш; 3 – тележка; 4 – скребок; 5 – ходовое колесо.

Сталеvoz представляет собой самоходную платформу, имеющую два механизма передвижения с электродвигателями постоянного тока, за счет чего и происходит движение сталеvoза. Ток подводят через токоcъемник от троллей, уложенных в специальном тоннеле, расположенном вдоль рельсового пути.

Грузоподъемность сталеvoзов для 280–530 т ковшей составляет 400 и 450 т, ширина колеи 4800 мм.

Но как известно вторым продуктом плавки является шлак, с которым, также нужно провести несколько операций. В существующих отечественных и зарубежных цехах применяют много различных способов уборки (вывоза) шлака из цеха:

– через загрузочный или разливочный пролеты, куда шлаковые ковши от конвертеров доставляют на тележках по поперечным рельсовым путям и где

их краном переставляют на автошлаковозы или продольные рельсовые пути для вывоза из цеха или сливают шлак в ямы и вывозят из цеха после застывания;

– автошлаковозами, снабженными механизмом снятия шлаковых ковшей с поперечных тележек, выдающих ковши из-под конвертеров;

– несамоходными шлаковозами по поперечным путям железнодорожной колеи с выездом за пределами цеха на внешние железнодорожные пути;

– через шлаковый пролет, куда шлаковые ковши доставляют от конвертеров самоходными шлаковозами по ширококолейным поперечным путям и где ковши переставляют на продольные пути вывоза из цеха;

– самоходными шлаковозами по ширококолейным поперечным путям от конвертеров непосредственно в расположенное рядом шлаковое отделение.

Первый из перечисленных способов в отечественных цехах не применяют в связи с усложнением работ в загрузочном и разливочном пролетах и ухудшением санитарных условий при сливе шлака в ямы. Второй – поскольку не налажено производство автошлаковозов. В первых отечественных цехах шлаковые ковши от конвертеров вывозили по путям железнодорожной колеи, которые под конвертером размещались внутри ширококолейных путей сталевоза. При этом, как показал опыт, нельзя было механизировать уборку выбросов шлака и металла и просыпи шихтовых материалов с путей.

Позже стали использовать ширококолейные шлаковозы, перемещающиеся по тем же путям, что и сталевоз (колея 4800 мм). Это позволило сделать между рельсами вдоль всего пути корытообразный желоб глубиной 0,5 м и механизировать уборку мусора путем перемещения его по желобу с помощью закрепленного на сталевозе или шлаковозе скребка в контейнер, устанавливаемый в приямке под рельсовыми путями.

Из двух перечисленных способов уборки ширококолейными шлаковозами рациональным считается вывоз ковшей в близко расположенное шлаковое отделение. При этом не требуется шлаковый пролет в главном здании и улучшаются условия труда в нем, не требуются межцеховые шлаковозы.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		16

Шлаковозы служат для транспортировки жидкого шлака на шлаковый отвал или грануляционные установки. Схема шлаковоза представлена на рисунке 3.

В проектах современных печей применение ковшей ограничено в связи с сооружением гранулирующих устройств непосредственно около литейных дворов.

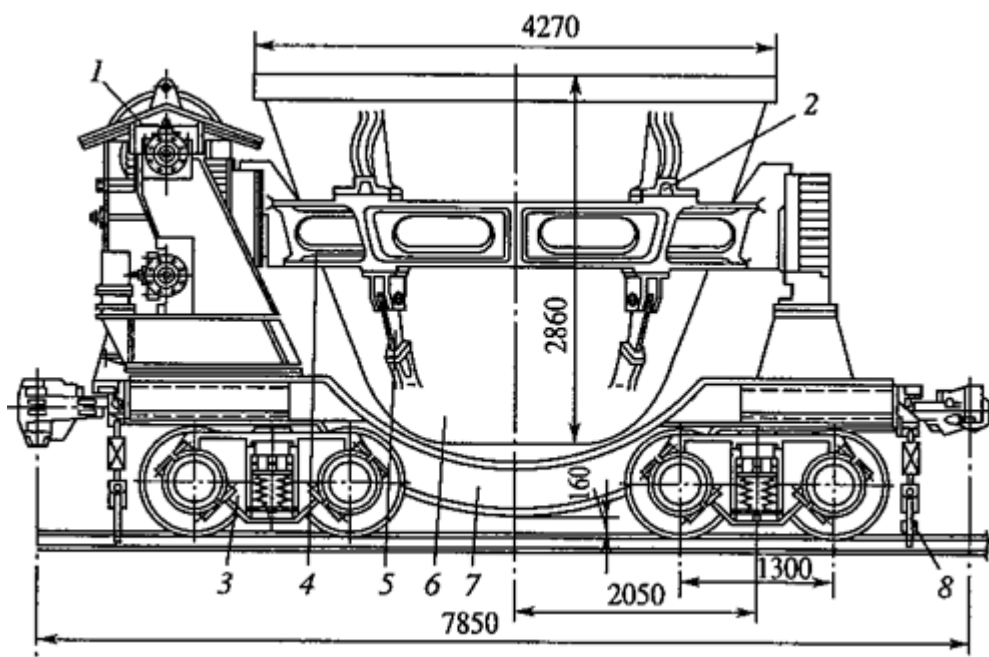


Рисунок 3 - Схема шлаковоза

Существующие типы шлаковозов различаются емкостью чаши (11; 16,5 м³), устройством механизмов опрокидывания и конструкциями некоторых деталей. Наиболее распространенный тип шлаковоза ДЗМО, состоящий из ковша (чаши) 6, опорного кольца 4, рамы 7, ходовых тележек 3 и механизма опрокидывания 7. Чаши эллиптической формы (стальные, нефутерованные) лапами 2 опираются на кольцо. Для точной фиксации чаши на лапах имеются впадины, а на опорном кольце – выступы. При опрокидывании чаши во время слива шлака она удерживается в опорном кольце упорами 5, шарнирно закрепленными в опорном кольце и входящими в пазы приливов ковша. Во время кантовки рама ковша закрепляется за рельсовый путь клещевыми захватами 8. Опорное кольцо также стальное, литое с проемами для лучшего охлаждения чаши.

В заключении следует отметить, что современные конвертерные цехи имеют огромную производительность, следовательно организация цеховой работы представляет сложную проблему. Для непрерывного действия цеха необходимо обеспечить ритмичную работу каждого участка; при этом выполнение каждой операции обеспечивается надежной работой сложного оборудования.

При нормальной работе двух конвертеров цех в сутки выдает более 70 плавов и ковш должен быть подготовлен к каждой плавке, причем каждые 2 ч должно быть готово пять-шесть ковшей. Не меньше организационных сложностей при выполнении операций ремонта ковшей, подготовки и подачи лома, доставки и заливки жидкого чугуна и т. д.

3 РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОГО ЦЕХА

1) Определение числа и вместимости конвертеров.

Считается рациональным строительство цехов с тремя конвертерами, один из которых является «подменным», т.е. находится в ремонте или в резерве. Постоянно работают два конвертера.

1.1) Производительность конвертера

$$P_k = \frac{P_{ц}}{n}, \quad (1)$$

где P_k – производительность конвертера, тыс. т. стали в год;

$P_{ц}$ – производительность цеха, 3500 тыс. т. стали в год;

n – число конвертеров.

$$P_k = \frac{3500}{2} = 1750 \text{ тыс. т/год}$$

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		18

1.2) Производительность конвертера по жидкой стали

$$\Pi_{\text{к}}^{\text{ж}} = \frac{\Pi}{0,96} = 1,04\Pi, \quad (2)$$

где 0,96 – выход годных заготовок;

$\Pi_{\text{к}}^{\text{ж}}$ – производительность конвертера по жидкой стали.

$$\Pi_{\text{к}}^{\text{ж}} = 1,04 \cdot 1750 = 1820 \text{ тыс.т/год}$$

1.3) Производительность цеха по жидкой стали

$$\Pi_{\text{ц}}^{\text{ж}} = 1,04 \cdot \Pi_{\text{ц}}, \quad (3)$$

где $\Pi_{\text{ц}}^{\text{ж}}$ – производительность цеха по жидкой стали.

$$\Pi_{\text{ц}}^{\text{ж}} = 1,04 \cdot 3500 = 3640 \text{ тыс.т/год}$$

1.4) Суточная производительность конвертера по жидкой стали

$$\Pi_{\text{сут}}^{\text{ж}} = \frac{\Pi_{\text{к}}^{\text{ж}}}{n_{\text{р}}}, \quad (4)$$

$$\Pi_{\text{сут}}^{\text{ж}} = \frac{1820000}{365} = 4986 \text{ т/сут}$$

1.5) Количество плавов в сутки (один конвертер)

$$A_{\text{к}} = \frac{\Pi_{\text{сут}}^{\text{ж}}}{T}, \quad (5)$$

$$A_{\text{к}} = \frac{4986}{160} = 31 \text{ пл/сут}$$

1.6) Продолжительность плавки

$$\tau_{\text{пл}} = \frac{1440}{A_{\text{к}}}, \quad (6)$$

$$\tau_{\text{пл}} = \frac{1440}{31} = 46 \text{ мин}$$

1.7) Определение необходимой вместимости конвертера

$$\Pi_{\text{к}}^{\text{ж}} = \frac{T \cdot 1440 \cdot n_{\text{р}}}{\tau_{\text{пл}}}, \quad (7)$$

где T – вместимость конвертера (по массе жидкой стали), т.;

1440 – число минут в сутках, мин/сут;

$n_{\text{р}} = 365 \text{ сут/г}$ - число рабочих суток в году;

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		19

$$T = \frac{\Pi_K^{\text{ж}} \cdot \tau_{\text{шт}}}{1440 \cdot n_p} = \frac{1820 \cdot 46}{1440 \cdot 365} \cdot 10^3 = 160 \text{ т}$$

В соответствии с типовым рядом вместимостей конвертеров (по ГОСТ) принимаем вместимость конвертера 160 т.

1.8) Суточная производительность цеха (по жидкой стали)

$$\Pi_{\text{ц.сут}}^{\text{ж}} = 2\Pi_{\text{сут}}^{\text{ж}}, \quad (8)$$

$$\Pi_{\text{ц.сут}}^{\text{ж}} = 2 \cdot 4986 = 9972 \text{ т/сут}$$

1.9) Количество плавов в сутки в цехе

$$A_{\text{ц}} = A_K \cdot n, \quad (9)$$

$$A_{\text{ц}} = 31 \cdot 2 = 62 \text{ пл/сут}$$

1.10) Расход чугуна на плавку

$$P_{\text{ч}} = 0,80T, \quad (10)$$

$$P_{\text{ч}} = 0,8 \cdot 160 = 128 \text{ т/пл.}$$

1.11) Расход лома на плавку

$$P_{\text{л}} = 0,2T, \quad (11)$$

где 0,2 – доля лома в шихте.

$$P_{\text{л}} = 0,2 \cdot 160 = 32 \text{ т/пл.}$$

1.12) Суточная потребность цеха в ломе

$$P_{\text{л}}^{\text{сут}} = P_{\text{л}} \cdot A_{\text{ц}}, \quad (12)$$

$$P_{\text{л}}^{\text{сут}} = 32 \cdot 62 = 1984 \text{ т/сут}$$

1.13) Суточная потребность цеха в чугуне

$$P_{\text{ч}}^{\text{сут}} = P_{\text{ч}} \cdot A_{\text{ц}}, \quad (13)$$

$$P_{\text{ч}}^{\text{сут}} = 128 \cdot 31 = 7936 \text{ т/сут}$$

2) Расчет основного и вспомогательного оборудования.

2.1) Расчет параметров кислородного конвертера (по Э.Фридля)

где M – масса металла 160т

Диаметр ванны

$$D_{\text{ВН}} = 2,62 + 0,0147M, \quad (14)$$

$$D_{\text{ВН}} = 2,62 + 0,0147 \cdot 160 = 4,972 \text{ м}$$

Высота полости конвертера

$$H_{\text{ВН}} = 6 + 0,0128M, \quad (15)$$

$$H_{\text{ВН}} = 6 + 0,0128 \cdot 160 = 8,048 \text{ м}$$

Диаметр горловины

$$d_{\text{Г}} = 1,10 + 0,0089M, \quad (16)$$

$$d_{\text{Г}} = 1,10 + 0,0089 \cdot 160 = 2,524 \text{ м}$$

Глубина спокойной ванны

$$h_{\text{В}} = 0,922 + 0,00253M, \quad (17)$$

$$h_{\text{В}} = 0,922 + 0,00253 \cdot 160 = 1,326 \text{ м}$$

Радиус сферического днища

$$R_{\text{ДН}} = 3,55 + 0,0064M, \quad (18)$$

$$R_{\text{ДН}} = 3,55 + 0,0064 \cdot 160 = 4,574 \text{ м}$$

Угол наклона конусной части

$$\alpha = 52 + 0,055M, \quad (19)$$

$$\alpha = 52 + 0,055 \cdot 160 = 60,8^\circ;$$

Толщина футеровки в цилиндрической части

$$t_{\text{СТ}} = 0,142M^{0,33}, \quad (20)$$

$$t_{\text{СТ}} = 0,142 \cdot 160^{0,33} = 0,758 \text{ м}$$

2.2) Определение числа и вместимости миксерных ковшей

$$n = n_{\text{ОБ}} + n_{\text{РЕЗ}} + n_{\text{РЕМ}}, \quad (21)$$

Где $n_{\text{ОБ}}, n_{\text{РЕЗ}}, n_{\text{РЕМ}}$ – число миксерных ковшей, находящихся в обороте, в резерве и ремонте.

$$n_{\text{ОБ}} = \frac{P_{\text{Ч}}^{\text{СУТ}} \cdot \tau_{\text{ОБ}} \cdot K}{24 \cdot P \cdot b}, \quad (22)$$

где $\tau_{\text{ОБ}} = 5$ – длительность цикла оборота ковша, час.;

$K = 1,25$ – коэффициент неравномерности выпусков чугуна;

$P = 420$ т. номинальная вместимость ковша;

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		21

$b = 0,9$ – коэффициент заполнения ковша чугуном (миксерного).

$$n_{\text{об}} = \frac{10240 \cdot 5 \cdot 1,25}{24 \cdot 420 \cdot 0,9} = 7 \text{ шт}$$

Принимаем с резервным $n = 7 + 1 = 8$ шт

2.3) Определение числа чугуновозов

Число чугуновозов:

$$n_{\text{об}} = \frac{A_{\text{ц}} \cdot \Sigma}{1440}, \quad (23)$$

где $\Sigma = 15...18$ – задолженность чугуновоза на одну плавку, мин/пл

$$n_{\text{об}} = \frac{62 \cdot 15}{1440} = 0,65 \text{ шт}$$

Принимаем $n = 2$, 1 рабочий и 1 в запасе.

2.4) Число заливочных ковшей

$$n_{\text{к}} = 1,2...1,3 \cdot (n_{\text{об}} + n_{\text{ср}}), \quad (24)$$

где $1,2...1,3$ – коэффициент запаса, принимаем $1,25$;

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

Число ковшей в обороте:

$$n_{\text{об}} = \frac{A_{\text{ц}} \cdot \tau_{\text{об}}}{24}, \quad (25)$$

где $\tau_{\text{об}} = 1,0...1,7$ ч/пл – длительность цикла оборота ковша, принимаем $\tau_{\text{об}} = 1,3$

$$n_{\text{об}} = \frac{62 \cdot 1,3}{24} = 3,35 \text{ шт}$$

Принимаем $n_{\text{об}} = 4$ шт.

Число ковшей, находящихся в среднем ремонте:

$$n_{\text{ср}} = \frac{n_{\text{об}} \cdot \tau_{\text{ср}}}{m \cdot \tau_{\text{об}}}, \quad (26)$$

где $\tau_{\text{ср}} = 40$ ч. – длительность среднего ремонта;

$m = 50$ – стойкость рабочего слоя между ремонтами, пл.

$$n_{\text{ср}} = \frac{n_{\text{об}} \cdot \tau_{\text{ср}}}{m \cdot \tau_{\text{об}}} = \frac{4 \cdot 40}{50 \cdot 1,3} = 3 \text{ шт}$$

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

Число заливочных ковшей:

$$n_k = 1,25 \cdot (4 + 3) = 9 \text{ шт}$$

2.5) Определение числа заливочных кранов загрузочного пролета

$$n = \frac{A_{ц} \cdot \Sigma \cdot K}{1440 \cdot b}, \quad (27)$$

где $\Sigma = 10$ – задолженность крана на одну плавку (на заливку 1 ковша), мин/пл.;

$K = 1,1$ – коэффициент, учитывающий выполнение вспомогательных работ;

$b = 0,8$ – коэффициент использования крана.

$$n = \frac{62 \cdot 10 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 0,6 \text{ шт}$$

Принимаем $n = 2$ крана грузоподъемностью $(280 + \frac{100}{20})$ тонн.

Загруженность крана

$$b = \frac{62 \cdot 10 \cdot 1,1}{1440 \cdot 2} = 0,24$$

2.6) Объем и число совков для лома

В случае загрузки лома одним совком его объем

$$V_c = \frac{P_{л}}{0,9}, \quad (28)$$

где $P_{л}$ – расход лома на плавку.

$$V_c = \frac{32}{0,9} = 35,5 \text{ м}^3$$

Принимаем $V_c = 36 \text{ м}^3$

$$n_c = \frac{K \cdot A_{ц} \cdot \tau_{об}}{24}, \quad (29)$$

где $\tau_{об}$ – длительность цикла оборота совка, ч. (принимаем $\tau_{об} = 3,5$ ч.);

$K = 1,3$ – коэффициент запаса.

$$n_c = \frac{1,3 \cdot 80 \cdot 3,5}{24} = 15 \text{ шт}$$

2.7) Число скраповозов

$$n = \frac{A_{ц} \cdot \tau_{об}}{1440}, \quad (30)$$

					ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

где $\tau_{об} = 20$ мин – продолжительность цикла оборота скраповоза;

$$n = \frac{62 \cdot 20}{1440} = 0,86 \text{ шт}$$

Принимаем $n = 2$ скраповоза: 1 рабочий и 1 резервный.

2.8) Число мостовых кранов для загрузки лома

$$n = \frac{A_{ц} \cdot \Sigma \cdot K}{1440 \cdot b}, \quad (31)$$

где $\Sigma = 15$ мин – задолженность крана на одну плавку;

$K = 1,1$ – коэффициент вспомогательных работ;

$b = 0,8$ – коэффициент использования машины.

$$n = \frac{62 \cdot 15 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 0,88 \text{ шт}$$

Для загрузки лома принимаем 2 крана грузоподъемностью 2·130т.

Загруженность крана $b = 0,35$

2.9) Число сталеразливочных ковшей

$$n_{к} = 1,2 \cdot (n_{об} + n_{ср} + n_{кр}), \quad (32)$$

где 1,2 – коэффициент запаса;

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

$n_{кр}$ – число ковшей, находящихся в капитальном ремонте, шт.

Продолжительность капитального ремонта составляет 25–50 ч, кампании до капитального ремонта ковша 6–12 месяцев, т.е. во много раз больше.

Поэтому величина $n_{кр}$ получается очень малой и ее можно не учитывать.

Число ковшей в обороте:

$$n_{об} = \frac{A_{ц} \cdot \tau_{об}}{24}, \quad (33)$$

где $\tau_{об} = 8$ ч/пл – длительность цикла оборота ковша;

$$n_{об} = \frac{62 \cdot 8}{24} = 21 \text{ шт}$$

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		24

Число ковшей, находящихся в среднем ремонте:

$$n_{\text{CP}} = \frac{n_{\text{OB}} \cdot \tau_{\text{CP}}}{m \cdot \tau_{\text{OB}}}, \quad (34)$$

где $\tau_{\text{CP}} = 30$ ч. – длительность среднего ремонта;

$m = 50$ – стойкость рабочего слоя между ремонтами, пл.

$$n_{\text{CP}} = \frac{21 \cdot 30}{50 \cdot 8} = 2 \text{ шт}$$

Число сталеразливочных ковшей по формуле 31:

$$n_{\text{K}} = 1,2 \cdot (27 + 2 + 0) = 35 \text{ шт}$$

2.10) Число кранов ковшевого (распределительного) пролета

$$n = \frac{(n_{\text{K}} \cdot n_{\text{III}} + n_{\text{P}} \cdot n_{\text{IP}}) \cdot \tau_{\text{II}} \cdot K}{1440 \cdot b}, \quad (35)$$

где n_{K} – число сталеразливочных ковшей, шт.,

n_{IP} – число перестановок на один ковш,

$\tau_{\text{II}} = 4$ мин. – длительность одной перестановки,

$b = 0,8$ – коэффициент использования крана,

$K = 1,2$ – коэффициент, учитывающий затрату кранового времени на выполнение вспомогательных работ.

$$n = \frac{(35 \cdot 6 + 2 \cdot 7) \cdot 4 \cdot 1,2}{1440 \cdot 0,8} = 0,93 \text{ шт}$$

Принимаем 2 крана с учетом запасного.

Задолженность крана:

$$b = \frac{(35 \cdot 6 + 2 \cdot 7) \cdot 4 \cdot 1,2}{1440 \cdot 2} = 0,37$$

2.11) Число шлаковых ковшей

$$n_{\text{ШК}} = 2 \cdot 3 + 3 = 9 \text{ шт}$$

Объем ковша

$$V_{\text{K}} = \frac{T \cdot a_{\text{Ш}}}{n \cdot q}, \quad (36)$$

$$V_{\text{K}} = \frac{160 \cdot 0,17}{1 \cdot 2,3} = 11,8 \text{ м}^3$$

Принимаем $V_k = 12 \text{ м}^3$

2.12) Число сталевозов

$$n_{\text{СТ}} = 1 \cdot 3 = 3 \text{ шт}$$

2.13) Число шлаковозов

$$n_{\text{ШК}} = 1 \cdot 3 = 3 \text{ шт}$$

3) Расчет МНЛЗ

Разливка стали производится на криволинейных двухручьевых слябовых МНЛЗ на заготовки сечением 200x1200 мм., методом «плавка на плавку».

3.1) Длительность разливки одной плавки

$$\tau_M = \frac{T}{N \cdot F \cdot v \cdot \rho}, \quad (37)$$

где $N = 2$ – число ручьев МНЛЗ;

F – площадь поперечного сечения заготовки, м^2 ;

v – линейная скорость разливки (для заготовки сечением 250x1200 мм² $v = 1,63 \text{ м/мин}$);

ρ – плотность жидкой стали (для спокойной стали $\rho = 7,8 \text{ т/м}^3$)

$$\tau_M = \frac{75}{2 \cdot 0,3 \cdot 1,63 \cdot 7,8} = 9,83 = 10 \text{ мин}$$

3.2) Годовая производительность одной МНЛЗ

$$P_{\text{МНЛЗ}} = \frac{T \cdot 1440 \cdot m}{m \cdot \tau_M + \tau_{\text{П}}} \cdot a \cdot n_p, \quad (38)$$

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

$a = 0,96$ – выход готовых заготовок;

$n_p = 320$ – число рабочих суток;

$\tau_{\text{П}}$ – пауза между серией плавов, мин;

$\tau_{\text{П}} = \tau_{\text{подг}} + \tau_{\text{доп}} = 160 + 15 = 175 \text{ мин.}$

$$P_{\text{МНЛЗ}} = \frac{160 \cdot 1440 \cdot 10}{10 \cdot 10 + 175} \cdot 0,96 \cdot 320 = 2573 \text{ тыс.т/год}$$

					ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

3.3) Необходимое число МНЛЗ

$$n_{\text{МНЛЗ}} = \frac{P_{\text{ц}}}{P_{\text{МНЛЗ}}}, \quad (39)$$

$$n_{\text{МНЛЗ}} = \frac{3500}{2573} = 1,3 \text{ шт}$$

Принимаем число МНЛЗ, равным 2.

4 ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА РЕЛЬСОВЫХ СТАЛЕЙ

Рельсовую сталь выплавляют в дуговых и кислородных конвертерах сталеплавильных печах. Основной задачей при производстве этих марок стали является получение низкого содержания фосфора в металле, соответствующему марочному содержанию углерода.

Дефосфорация в кислородных конвертерах начинается с первых минут продувки. Однако, при содержании углерода около 0,6–0,9% содержание фосфора в металле стабилизируется или даже несколько увеличивается. Дальнейшее понижение концентрации фосфора наблюдается при значительно более низком содержании углерода. Поэтому при высоком содержании фосфора в чугунах и прекращении продувки на марочном содержании углерода концентрация фосфора в металле обычно выше требуемого содержания его в стали.

Для получения требуемого содержания фосфора в высокоуглеродистой стали, которую выплавляют с прекращением продувки на марочном содержании углерода, используют обновление шлака. При этом понижается производительность сталеплавильных агрегатов, увеличиваются расходы шлакообразующих и чугуна.

На разных заводах повалку конвертера для слива шлака проводят при содержании углерода 1,2–2,5%. При содержании фосфора в чугунах 0,20 – 0,30% шлак обновляют дважды при содержании углерода 2,5–3,0% и 1,3–1,5%. После скачивания шлака в конвертер присаживают свежееобожженную известь. Содержание FeO в шлаке поддерживают в пределах

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		27

12–18%, изменяя уровень фурмы над ванной. Для разжижения шлака по ходу продувки присаживают плавиковый шпат в количестве 5–10% от массы извести. Эти мероприятия позволяют к моменту окончания продувки до марочного содержания углерода в стали получить концентрацию фосфора не более 0,010–0,020%.

Во время выпуска металл раскисляют в ковше ферросилицием и кальцием. При этом обязательной операцией является отсечка конвертерного шлака. Попадание его в ковш приводит к рефосфорации металла при раскислении и, особенно, при внепечной обработке под восстановительным шлаком для десульфурации.

Продувка металла в конвертере до низкого содержания углерода позволяет провести глубокую его дефосфорацию. В связи с этим некоторое распространение получила технология выплавки в кислородных конвертерах рельсовой и кордовой стали, которая предусматривает окисление углерода до 0,03–0,07% и последующее науглероживанием металла в ковше нефтяным коксом, антрацитом и др. Использование такой технологии требует наличия чистых по вредным примесям и газам карбюризаторов. Это вызывает необходимость в специальной их подготовке, организация которой может создавать значительные трудности.

На некоторых предприятиях используется технология производства рельсовой и кордовой стали в кислородных конвертерах путем выплавки низкоуглеродистого металла и последующего науглероживания его жидким чугуном, который заливают в сталеразливочный ковш перед выпуском плавки из конвертера. Ее использование предполагает наличие чугуна достаточно чистого по содержанию фосфора. Для получения содержания углерода в стали в требуемых пределах окончательное науглероживание раскисленного металла проводят твердыми карбюризаторами в процессе вакуумной обработки.

Вследствие низкого содержания кислорода в высокоуглеродистой рельсовой стали высокая степень чистоты ее по оксидным включениям может

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		28

быть получена и без применения таких относительно сложных видов внепечной обработки, как вакуумирование или обработка на УКП. Обычно для этого достаточно продувки металла в ковше инертным газом. При этом, чтобы избежать вторичного окисления металла, ковшевой шлак должен содержать минимальное количество оксидов железа и марганца.

После выпуска в ковш металл продувают инертным газом для гомогенизации и, главным образом, для удаления скоплений Al_2O_3 . При эксплуатации рельсов скопления Al_2O_3 вызывают возникновение расслоений в рабочей части головки рельса. Следствием расслоения может быть полное отделение отслоенных пластинок на головке рельса и преждевременный выход его из строя.

Производство рельсовой стали с применением модификаторов

Более эффективным способом предупреждения образования расслоений в рельсовой стали, выплавленной как в конвертерах, так и в дуговых сталеплавильных печах, является модифицирование неметаллических включений обработкой стали кальцием. Обычно с этой целью используют силикокальций, который вводят в металл в составе порошковой проволоки или вдувают в потоке аргона через погружаемые в расплав фурмы

Рельсы выходят из строя по дефектам контактно-усталостного происхождения. Причиной образования дефектов является высокотвердые неметаллические включения типа глинозема (Al_2O_3) и алюмосиликатов, вытягивающихся в строчки вдоль направления прокатки. В литом металле они образуют скопления, которые при прокатке дробятся и вытягиваются, образуя строчки, длина которых может достигать десятков миллиметров. Сама по себе величина отдельных включений глинозема (корунда) также влияет на величину напряжений и деформации в микрообъемах металла. Показано, что наибольшую опасность в рельсовой стали представляют включения корунда 30 мк [1]. По другим данным, строчечные включения корунда становятся опасными, снижающими усталостные свойства уже при величине 7–100 мк [2].

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		29

Потому все работы при производстве рельсовой стали направлены на снижение как размера остроугольных включений, так и поиска решений по снижению длины их строчек в прокатанном металле.

В некоторой степени снизить загрязненность металла позволяет продувка металла в ковше инертным газом, вакуумирование, применение (одновременно с продувкой) наводки нового шлака твердыми шлаковыми смесями с отсечкой в ходе выпуска металла из сталеплавильного агрегата печного шлака [3]. Однако более кардинально проблема решается при условии применения для обработки рельсовой стали модификаторов.

На НТМК на первых стадиях экспериментов были применены модификаторы, содержащие кальций и цирконий. При этом на опытных плавках при наполнении ковша металлом (мартеновская плавка 440 т) на 1/5 его высоты порциями вводили FeSiCa (3,2 кг/тон) [4], а после него порциями SiZr – 0,45 кг/тон. Подачу ферросплавов заканчивали при наполнении 2/3 ковша. Обнаруживали, что на опытном металле длина строчек 4 мм отсутствует, на обычном – более 20 % образцов со строчками 4–16 мм.

В дальнейшем, при использовании комплексных сплавов на базе силикокальция с цирконием и алюминием, расход 1,9 кг/тн. Оптимальный состав применяемого модификатора 6–7% Zr и 5–7% Al. При этом удалось обеспечить уровень ударной вязкости рельсов не менее 0,25 Мг 7/ М 2, а строчек длиной более 2 мм не обнаруживалось.

Украинские исследователи провели работу по опробованию лигатур с Mg и Ti при выплавке рельсовой стали в конвертерах и мартеновских печах. Применение сплавов с Mg, Ti и Al (55–58% Si, 4-5% Mg, 4–7% Ti) для модифицирования рельсовой стали в ковше позволило локализовать усадочные дефекты в прибыльной части слитка, уменьшить ликвацию элементов, на 27–32% повысить износостойкость металла. Присадка комплексной лигатуры в ковш без присадки Al обеспечила снижение пораженности рельсов поверхностными дефектами.

Следующей попыткой снижения загрязненности рельсов строчечными оксидными включениями явилось применение для модифицирования стали сплава, содержащего барий алюмобария. При этом достигнуто более глубокое раскисление металла, общее содержание кислорода с 0,0036–0,006% до 0,0026% и уменьшение анизотропии пластических свойств. Модификатор присаживали в ковш.

Четвертая группа попыток по улучшению качества рельсовой стали связана с появлением в составе модификаторов, идущих для обработки жидкого металла в ковше, ванадия. Причем ванадием металл микролегируется (его содержание 0,005-0,01%) из имеющего в составе лигатур (содержание компонентов в таких лигатурах не установлено) и из природного легированного ванадием чугуна [5]. В этой же работе приводятся данные по микролегированию цирконием ванадийсодержащего металла. При этом достигается повышение предельной контактной выносливости термоупрочненных рельсов на 7,2% и снижение их износа на 23%. Отмечается, что наиболее высокую надежность и долговечность имеют рельсы из стали, раскисленной кальцийсодержащей лигатурой с ванадием.

Действующая на отечественных металлургических комбинатах технология производства железнодорожных рельсов обеспечивает необходимое качество и стойкость продукции.

Международным союзом железных дорог (МСЖД) разработан международный стандарт UIC 860, касающийся качества и способов изготовления рельсовых сталей и условий приемки рельсов разных весовых категорий, нетермообработанных, изготовленных из обычных и износостойчивых сталей. Свойства рельсовых сталей определяются прежде всего содержанием углерода. Оно было принято за основу при определении аналогов сталей в различных стандартах.

Рельсовая сталь должна обладать высокой прочностью, износостойкостью и не иметь местных концентраторов напряжения металлургического происхождения. В средней трети ширины подошвы и на верхней плоскости

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		31

головки допускаются единичные пологие зачистки плен, забоин, риск глубиной до 0 5 мм.

5 МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ СТАЛИ К76Ф В КОНВЕРТЕРЕ

Материальный баланс конвертерной плавки составляется с учетом всех вводимых компонентов металлической шихты и сыпучих материалов, кислорода, вдуваемого в металлическую ванну, а также продуктов плавки, которыми являются жидкая сталь, шлак и выделяемые из конвертера газы. Целью составления такого баланса является определение расхода шихтовых материалов: чугуна, лома, извести и технического кислорода.

Он может быть записан следующим уравнением:

$$M_1 + M_T + M_3 + M_4 + M_5 + M_6 = M_7 + M_s + M_y + M_m, \quad (40)$$

где M_1 – расход жидкого чугуна;

M_2 – расход металлического лома; M_3 – расход извести;

M^* – расход шлакообразующих;

M_5 – расход технического кислорода;

M_6 – количество футеровки, перешедшей в шлак;

M_7 – выход жидкой стали;

M_g – количество образовавшегося шлака;

M_9 – количество образовавшегося газа;

M_m – потери металла.

Для удобства расчета баланс обычно составляют на 100 кг металлической шихты. При составлении общего баланса плавки целесообразно составить отдельные балансы кислорода, шлакообразования, металла, газа.

Составим баланс плавки стали К76Ф в кислородном конвертере с последующей продувкой металла в ковше аргоном.

Пользуясь справочниками, устанавливаем химический состав стали заданной марки и вносим данные в таблицу 1, состав металлической шихты и

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		32

стали перед раскислением вносим в таблицу 2, химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов вносим в таблицу 3.

Таблица 1 – Химический состав стали К76Ф, %

C	Si	Mn	S	P	V	Al
0,71-0,82	0,25-0,6	0,75-1,15	До 0,025	До 0,025	0,03-0,15	До 0,02

На 100 кг металлической шихты расходуется, кг: чугуна 80, лома 20.

Технический кислород содержит 99,5 % O₂ и 0,5 % N₂

Таблица 2 – Состав металлической шихты и стали перед раскислением, %

Материал	Fe	C	Mn	Si	S	P
Чугун	93,87	4,20	0,9	0,8	0,03	0,20
Лом	98,00	0,75	0,8	0,4	0,02	0,02

Вместе с чугуном в шлак поступает 5 кг/т миксерного шлака. С металлическим ломом в ванну попадает ржавчина – 0,5 % Fe₂O₃ и с мусором – 0,7 % SiO₂, которые вносят, соответственно 0,24 · 0,5= 0,120 кг Fe₂O₃ и 0,24 · 0,7= 0,168 кг SiO₂.

Таблица 3 – Состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, %

Материал	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	P	S	П.п.п
Плавиковый шпат	0,5	3,6	–	–	0,2	1,2	94,0	–	–	0,2
Известь	88,0	1,3	2,0	–	0,8	1,2	–	–	–	6,7
Железная руда	–	10,0	–	–	–	82,9	–	0,014	0,013	0
Периклаз	1,0	3,0	93,0	–	1,0	2,0	–	–	–	–
Периклазо-углерод	–	0,2	86-95	–	0,5	0,2	–	Углерод 6-15		–

Шихтовка плавки

Определим количество элементов, вносимой с шихтой, с учетом расхода компонентов на 100кг металлической шихты (чугуна 80 кг, лома 20 кг). Результаты заносим в таблицу 4. Проверкой правильности заполнения этой и последующих двух таблиц служит сумма последней строчки, которая должна быть ровно 100кг.

Таблица 4 – Количество элементов, вносимых с шихтой, кг

Компоненты шихты	C	Mn	Si	S	P	Fe	всего
Чугун	3,36	0,72	0,64	0,024	0,16	75,096	80
Лом	0,15	0,16	0,08	0,004	0,004	19,6	20
Итого	3,51	0,88	0,72	0,028	0,164	94,696	100

Продувка в конвертере

Считаем, что при продувке происходит окисление углерода до 0,75%, марганца до 0,44%, фосфора до 0,02%, кремния до нуля (окисляется полностью).

При продувке образуется оксидов:

$$\text{MnO}: (0,880-0,44) \cdot \frac{71}{55} = 0,568 \text{ кг};$$

$$\text{P}_2\text{O}_5: (0,164-0,02) \cdot \frac{142}{80} = 0,256 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2: 0,72 \cdot \frac{60}{28} = 1,543 \text{ кг}.$$

Принимаем, что угар железа составляет 2%. Из них 1% удаляется из конвертера в виде пыли Fe_2O_3 , а оставшееся железо переходит в шлак в виде оксидов FeO на 85% и Fe_2O_3 на 15%. Таким образом, в шлак вноситься $0,94696 \cdot 0,85 \cdot 72/56 = 1,035$ кг FeO и $0,94696 \cdot 0,15 \cdot 72/56 = 0,183$ кг Fe_2O_3 .

Принимаем расход извести 6%. При этом в шлак вноситься (таблица 3):

$$\text{CaO}: 0,88 \cdot 6 = 5,280 \text{ кг};$$

$$\text{MgO}: 0,02 \cdot 6 = 0,12 \text{ кг};$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 0,012 \cdot 6 = 0,072 \text{ кг};$$

$$\text{FeO: } 0,072 \cdot \frac{116}{160} \cdot \frac{72}{56} = 0,065 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 0,013 \cdot 6 = 0,078 \text{ кг;}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,008 \cdot 6 = 0,048 \text{ кг.}$$

В современных кислородно-ковертерных цехах используют периклазо-углеродистую футеровку, позволяющую получить стойкость футеровки конвертора до 4000 плавов. В старых цехах используют смолодоломитовую или периклазо-хромитовую футеровку.

Принимаем что конвертер футерован периклазо-углеродистыми огнеупорами. Расход периклазового порошка, применяемого для оперативного ремонта – 0,5%, периклазо-углеродистой футеровки 0,1%.

Периклазовый порошок вносит в шлак:

$$\text{CaO: } 0,005 \cdot 1 = 0,005 \text{ кг;}$$

$$\text{MgO: } 0,005 \cdot 93 = 0,456 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 0,005 \cdot 2 = 0,01 \text{ кг;}$$

$$\text{FeO: } 0,01 \cdot \frac{116}{160} \cdot \frac{72}{56} = 0,009 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 0,005 \cdot 3 = 0,015 \text{ кг;}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,005 \cdot 1 = 0,005 \text{ кг.}$$

Периклазо углеродистая футеровка вносит в шлак.

$$\text{MgO: } 0,001 \cdot 93 = 0,093 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 0,001 \cdot 0,2 = 0,0002 \text{ кг;}$$

$$\text{FeO: } 0,00018 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 0,001 \cdot 0,2 = 0,0002 \text{ кг;}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,001 \cdot 0,5 = 0,0005 \text{ кг.}$$

При сливе чугуна в конвертер может попадать миксерный шлак в количестве 3...6 кг/т, примем 0,5 кг на 100кг шихты. В расчете примем типичный состав шлака: CaO – 38%, SiO₂ – 55%, Al₂O₃ – 7%. Тогда в миксерный шлак с конвертерным шлаком вносится, кг:

$$\text{CaO: } 0,38 \cdot 0,5 = 0,190 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 0,55 \cdot 0,5 = 0,275 \text{ кг;}$$

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		35

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,07 \cdot 0,5 = 0,035 \text{ кг.}$$

Количество и состав полученного шлака сводим в таблицу 5.

Основность полученного шлака в простейшем случае рассчитывается как $\% \text{CaO} / \% \text{SiO}_2 = 2,81$, что вполне приемлемо.

Потребность кислорода

Количество окисляемых элементов (принято, что марганец окисляется на половину).

$$\text{C}: 3,51 - 0,75 = 2,76 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: окисляется полностью} = 0,72 \text{ кг;}$$

$$\text{Mn: } 0,88 - 0,44 = 0,44 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 0,164 - 0,02 = 0,144 \text{ кг.}$$

Доля углерода, окисляемого до CO_2 , обычно составляет 5–15%, примем равным 10%. Тогда потребность в кислороде для окисления элементов составит:

$$\text{C до CO: } 2,76 \cdot (1 - 0,1) \cdot \frac{16}{12} = 3,312 \text{ кг;}$$

$$\text{C до CO}_2: 2,76 \cdot 0,1 \cdot \frac{32}{12} = 0,736 \text{ кг;}$$

$$\text{Si до SiO}_2: 0,72 \cdot \frac{32}{28} = 0,822 \text{ кг;}$$

$$\text{P до PO}_2: 0,144 \cdot \frac{80}{62} = 0,185 \text{ кг;}$$

$$\text{Mn до MnO: } 0,568 \cdot \frac{16}{55} = 0,165 \text{ кг.}$$

Итого необходимо кислорода $\Sigma = 5,22$ кг.

Количество кислорода, идущего на образование оксидов железа в шлаке составляет:

$$\text{FeO: } 0,946 \cdot 0,85 \cdot \frac{16}{72} = 0,179 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 0,946 \cdot 0,15 \cdot \frac{48}{160} = 0,042 \text{ кг.}$$

Количество удаленной из конвертера пыли, состоящей из Fe_2O_3 , при угаре железа 1% составит:

$$0,946 \cdot \frac{160}{112} = 1,351 \text{ кг.}$$

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		36

На образование этой пыли будет затрачено кислорода:

$$1,351 \cdot \frac{48}{160} = 0,405 \text{ кг.}$$

Итого общая потребность в чистом кислороде составит $\Sigma=5,846$ кг. В перерасчете на технический кислород, применяемый при продувке

$$\frac{5,846}{0,995} = 5,875 \text{ кг.}$$

Таблица 5 – Количество и состав конвертерного шлака в конце продувки.

Источник	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Итого
Известь	5,280	0,078	–	–	0,072	–	0,048	0,120	–	5,598
Продукты окисления	–	1,543	0,568	–	–	–	–	–	0,256	2,367
Из лома	–	0,168	–	–	0,120	–	–	–	–	0,288
Окислы железа	–	–	–	1,035	0,183	–	–	–	–	1,218
Футеровка	–	0,0002	–	–	0,0002	–	0,0005	0,093	–	0,094
Периклаз. Порошок	0,005	0,015	–	–	0,010	–	0,005	0,456	–	0,491
Миксерный шлак	0,190	0,275	–	–	–	–	0,035	–	–	0,500
Всего	5,475	2,079	0,568	1,035	0,385	–	0,089	0,669	0,256	10,56
%	51,87	19,69	5,38	9,8	3,65	–	0,84	6,34	2,425	100

Выход жидкой стали

Баланс металла с учетом потерь сведем в таблицу 6, выход жидкой стали согласно данному расчёту составляет 94,29% от загруженной в конвертер шихты. В данном случае невязка равна $100 - 2,265 - 3,706 - 94,973 = 0,94$ что является 0,9% допустимым отклонением при расчете.

Таблица 6 – Выход жидкой стали, кг

Элемент	Поступило с шихтой, кг	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				Кг	%
C	3,51	–	2,76	0,75	0,789
Mn	0,88	0,44	–	0,44	0,46
Si	0,72	0,72	–	–	–
S	0,028	0,015	–	0,013	0,014
P	0,164	0,144	–	0,02	0,021
Fe	94,696	0,946	0,946	93,75	98,71
Итого	100	2,265	3,706	94,973	100

В кислородном-конвертере емкостью 160т выход жидкой стали составит 150,864 т.

Количество образующихся газов в результате:

- окисления углерода до CO и CO₂ = 4,048 кг;
- вносимый с кислородом азот = 0,0285 кг;
- при прокаливании из извести выделяется CO₂ $6,7 \cdot 0,06=0,402$ кг.

Общее количество выделившихся газов $\Sigma = 4,479$ кг. Материальный баланс выплавки полупродукта по результатам сведем в таблицу 7. Невязка равна 2,58 кг что является 2,2% что вполне допустимо в данном расчете. Для доведения химического состава стали до марочного необходимо присадить ферросилиций, ферромарганец и феррованадий.

Таблица 7 – Материальный баланс плавки

Поступило	кг	%	Получено	кг	%
Чугун	80,0	70,92	Полупродукт	94,290	83,59
Стальной лом	20,0	17,73	Шлак	10,098	8,95
Известь	6,0	5,32	Газы	4,479	3,97
Миксерный шлак	0,5	0,44	Пыль	1,351	1,20
Футеровка	0,6	0,53	Невязка	2,580	2,28
Кислород	5,7	5,05			
Итого	112,8	100	Итого	112,8	100

Материальный баланс обработки стали в ковш-печи

Для доводки полупродукта до нужного химического состава необходимо присадить ферросилиций, ферромарганец и феррованадий с целью повышения содержания соответственно Si, Mn, V в полупродукте. Химический состав полупродукта, полученного из конвертера, занесем в таблицу 8. Пользуясь справочными данными, определим химический состав используемых ферросплавов, данные занесем в таблицу 9.

Таблица 8 – Химический состав жидкого полупродукта, мас%

C	Si	Mn	S	P	V	Al
0,798	–	0,46	0,014	0,02	–	–

Таблица 9 – Химический состав используемых материалов, мас%

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al	V	Cu
ФС 75	–	0,4	80	0,4	0,02	0,05	19,13	–	–	–
ФМ75С80VLP	8	82	2	–	0,03	0,1	7,87	–	–	–
ФВд75У0,1	0,1	0,4	0,8	0,5	0,05	0,05	26,1	2	80	0,1

Раскисление и легирование

Величину присадок определим по формуле 40.

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{жт.ст}} (C_{\text{гот.ст}} - C_{\text{исх.ст}}) \cdot 100}{C_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})} \quad (41)$$

где $M_{\text{жт.ст}}$ - масса жидкой стали, кг;

$C_{\text{гот.ст}}$ и $C_{\text{исх.ст}}$ - содержание элемента в готовой стали (среднее в стали данной марки) и перед раскислением, соответственно, %;

$K_{\text{уг}}$ - угар элемента при раскислении (легировании), %. При раскислении в ковше $K_{\text{уг}}$ в среднем составляет 25 % для кремния, 19 % для марганца и близкое к 0% для ванадия.

$$M_{\text{ФВд75}} = \frac{100(0,05 - 0) \cdot 100}{80(100 - 0)} = 0,0625 \text{ кг}$$

$$M_{\text{Фс75}} = \frac{100(0,3 - 0) \cdot 100}{75(100 - 25)} = 0,533 \text{ кг}$$

$$M_{\text{Фм75}} = \frac{100(0,85 - 0,44) \cdot 100}{80(100 - 19)} = 0,632 \text{ кг}$$

Количество внесенных элементов, ферросплавами на 100 кг полупродукта запишем в таблицу 10.

Таблица 10 – Количество элементов, внесенных ферросплавами, кг

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al	V
ФС 75	0	0,0021	0,426	0,0021	0,0001	0,0002	0,1019	0	0
ФМ75С80VL Р	0,0505	0,5182	0,013	0	0,0002	0,0006	0,0497	0	0
ФВд75У0,1	0	0,0002	0,0005	0,0003	0	0	0,0100	0,0012	0,05
Итого	0,0506	0,5206	0,4395	0,0024	0,0003	0,0009	0,1617	0,0013	0,05

Состав и количество шлага.

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема в соотношении 65:35. Расход смеси обычно составляет 20...30 кг/т или 2...3 кг на 100 кг полупродукта. Но так как данный расчет ведется для стали легированной кремнием примем повышенный расход смеси 5 кг на 100 кг полупродукта. Шлаковая смесь внесет (см. таблица 11).

из извести:

СаО: $0,88 \cdot 5 \cdot 0,65 = 2,86$ кг;

МgО: $0,02 \cdot 5 \cdot 0,65 = 0,065$ кг;

$Fe_2O_3: 0,012 \cdot 5 \cdot 0,65=0,039$ кг;

$SiO_2: 0,013 \cdot 5 \cdot 0,65=0,042$ кг;

$Al_2O_3: 0,008 \cdot 5 \cdot 0,65=0,026$ кг.

из глинозема:

$SiO_2: 0,001 \cdot 5 \cdot 0,35=0,002$ кг;

$Al_2O_3: 0,992 \cdot 5 \cdot 0,35=1,736$ кг;

Fe_2O_3 : низкое содержание в глиноземе за малостью пренебрежем.

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

в результате угара окислиться кремния: $0,533 \cdot 0,8 \cdot 0,25=0,106$ кг,

из остальных ферросплавов: $0,632 \cdot 0,19=0,12$ кг.

Всего окислится кремния: $0,106+0,002+0,042=0,15$ кг.

При этом образуется $0,15 \cdot 60/28=0,32$ кг SiO_2 .

Помимо кремния в шлак перейдет $0,04$ кг Al_2O_3 .

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

$CaO: 0,12 \cdot 0,1=0,012$ кг;

$MgO: 0,12 \cdot 0,87=0,104$ кг;

$SiO_2: 0,12 \cdot 0,03=0,004$ кг;

Переход в шлак из вдуваемого углеродистого порошка:

$CaO: 0,182 \cdot 0,00132=0$, кг за малостью пренебрежем;

$MgO: 0,182 \cdot 0,00032=0$, кг за малостью пренебрежем;

$SiO_2: 0,182 \cdot 0,00041=0$, кг за малостью пренебрежем.

По результатам проведенных расчетов можно определить количество и состав образующегося шлака. Результаты расчетов внесем в таблицу 11.

Десульфурация стали не требуется, так как содержание серы в стали в два раза ниже максимально допустимого количества.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		41

Таблица 11 – Количество и состав шлака в ковше печи, кг

Источник	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	2,86	0,026	0,042	0,039	0,065	3,032
Глинозем	0	1,736	0,002	0	0	1,738
Прод. раскис	0	0,04	0,32	0	0	0,36
Футеровка	0,012	0	0,004	0	0,104	0,12
Итого кг	2,872	1,802	0,368	0,039	0,169	5,25
Итого %	54,7	34,32	7,01	0,74	3,22	100

Количество газа.

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

При наведении шлака выделиться:

Из извести $6,7 \cdot 0,01 \cdot 5 \cdot 0,65 = 0,218$ кг;

из глинозема $0,6 \cdot 0,01 \cdot 5 \cdot 0,35 = 0,011$ кг.

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

$$0,182 \cdot \frac{30}{100} \cdot \frac{28}{12} = 0,127 \text{ кг.}$$

30% угара углерода, вносимого ферромарганцем:

$$0,632 \cdot \frac{30}{100} \cdot \frac{28}{12} = 0,442 \text{ кг.}$$

Итого образуется газа $0,218 + 0,011 + 0,127 + 0,442 = 0,798$

Используемый при продувке инертный газ аргон проходит ванну без взаимодействия с компонентами стали и шлака, поэтому не учитывается, так как уходит полностью.

Выход жидкой стали

Баланс металла с учетом потерь сведем в таблицу 12, выход жидкой стали согласно данному расчёту составляет 99,77% от загруженной в ковш печь исходных материалов. Материальный баланс в ковше-печи приводится в таблице 13.

Расчет присадки ферросплавов для доводки стали до нужного химического состава выполнен успешно, невязка 0,047%, что допустимо в данных расчетах. Выход жидкой стали соответствует химическому составу рельсовой стали К76Ф.

Таблица 12 – Баланс металла

Элемент	Поступило с шихтой, кг		Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
	ПП	ФС			Кг	%
C	0,798	0,05	0	0,13	0,718	0,714
Mn	0,46	0,52	0,12	0	0,86	0,85
Si	0	0,44	0,106	0	0,334	0,33
S	0,014	0,0003	0	0	0,0143	0,014
P	0,021	0,0009	0	0	0,0219	0,021
V	0	0,05	0	0	0,05	0,05
Fe	98,716	0,162	0	0	98,87	97,98
Al	0	0,0013	0	0	0,0013	0,001
Итого	101,233		0,226	0,13	100,9	100

Таблица 13 – Материальный баланс плавки

Поступило	кг	%	Получено	кг	%
Полупродукт	100	94,13	Жидкая сталь	100,9	94,98
Известь	3,25	3,05	Шлак	5,25	4,94
Глинозем	1,75	1,64	Газ	0,13	0,12
ФС 75	0,533	0,50			
ФМ75С80VLP	0,632	0,59	Невязка	0,05	0,047
ФВд75У0,1	0,0625	0,06			
Итого	106,23	100	Итого	106,23	100

6 ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТАЛЛИЗИРОВАННОГО СИДЕРОПЛЕЗИТА ДЛЯ НАВЕДЕНИЯ ШЛАКА С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ОКСИДА МАГНИЯ

В настоящее время уменьшение основных затрат на огнеупоры (на тонну стали) является актуальной задачей.

Ниже представлены основные операции для сохранения футеровки применяемые в современных цехах [6]:

– применение торкретирования всей поверхности футеровки массами невысокой стойкости с большим расходом огнеупорного материала, например факельное торкретирование, которое имеется на нескольких предприятиях СНГ, а также широко распространено в Японии;

– рационализация содержания MgO в шлаке, чтобы блокировать процесс растворения футеровки конвертера в шлаке;

– раздувание конвертерного шлака после слива металла (успешно используется на ПАО «ММК», ПАО «НЛМК», ПАО «ЗСМК», ПАО «Северсталь» и т.п.). Интерес вызывает простота реализации операции, ее время 3–4 мин.

Основность, состав и вязкость определяющие качества шлака, они во многом характеризуются качеством применяемого сырья (извести, доломита, чугуна, а также ферросплавов). Регулирование содержания MgO шлака обычно осуществляют слабообоженным доломитом, доломитизированной известью, а также ожелезненным доломитом. Они одновременно выполняют роль сыпучих охладителей плавки.

Состав конвертерного шлака и интенсивность разрушения футеровки отличаются в различные периоды кислородно-конвертерного процесса. Наибольшая интенсивность разрушения конвертерной футеровки протекает во время формирования шлака с основностью CaO/SiO_2 около 1,0 – 1,5, а также повышенной окисленностью – примерно 30 % FeO. Таким образом нужно уже на начальном этапе продувки металла сформировать шлак, содержащий

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		44

максимально возможную к насыщению концентрацию MgO при текущих температурах. Отмечена эффективность применения магнезиальных флюсов для повышения концентрации MgO в шлаке.

С повышением степени насыщения шлака оксидами магния установлена тенденция к уменьшению перехода оксидов магния из футеровки в шлак. В реальных условиях, как установлено, существует проблема равномерно-распределенного растворения оксида магния в полном объеме шлака, а значит, быстрая растворимость магнезиальной добавки в шлаке сыграет первостепенную роль.

С целью поддержания в конвертере рафинирующей способности шлака содержание MgO в нем поддерживается на уровне 8–12 %. Данная оптимальная концентрация MgO в шлаке была определена на российских предприятиях опытным путем. Данные результаты совпадают с рекомендациями и других специалистов. Вместе с тем доказана эффективность использования магнезиальных флюсов в рублях на одну тонну стали, которая была рассчитана от экономии затрат на флюсы, а также понижения энергетических затрат с уменьшением присаживаемых в конвертер охладителей плавки. При концентрации MgO 12–15% и более ухудшается растворимость извести в шлаке, в результате чего шлак переходит в гетерогенное состояние и технологические свойства его быстро ухудшаются. Что наглядно показано на рисунке 4.

Рассмотрим таблицу 5 в расчете материального баланса. Определим недостающее количество MgO для достижения 8–12% содержания MgO в шлаке:

$$(10,56 \cdot 0,12) - 0,213 = 1,054 \text{ кг.}$$

$$\text{что в переводе на сидероплезит } (1,054 \cdot 100)/16,68 = 6,32 \text{ кг}$$

Таким образом путем добавления, металлизированного сидероплезита мы можем регулировать и поддерживать оптимальную концентрацию MgO в шлаке 8–12% (см. таблица 15). Это приведет к более высокой устойчивости

футеровки к плавкам. Состав металлизированного сидероплезита приведен в таблице 14.

Таблица 14 – Химический состав металлизированного сидероплезита, %

Источник	Fe _{мет}	MgO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MnO	FeO	P	S
Сидероплезит	55,67	16,68	13,59	5,77	4,21	2,12	1,52	0,05	0,39

Таблица 15 – Количество и состав конвертерного шлака при добавлении сидероплезита.

Источник	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Итого
Известь	5,28	0,078	0	0	0,072	0	0,048	0,12	0	5,598
Продукты окисления	0	1,543	0,568	0	0	0	0	0	0,256	2,367
Из лома	0	0,168	0	0	0,12	0	0	0	0	0,288
Окислы железа	0	0	0	1,035	0,183	0	0	0	0	1,218
Сидероплезит	0,364	0,858	0,134	0,096	0	0	0,266	1,054	0	2,77
Футеровка	0	0,0002	0	0	0,0002	0	0,0005	0,093	0	0,094
Миксерный шлак	0,19	0,275	0	0	0	0	0,035	0	0	0,5
Всего	5,834	2,9222	0,702	1,131	0,375	0	0,349	1,267	0,256	12,83
%	45,45	22,76	5,46	8,81	2,92	0	2,72	9,9	1,99	100

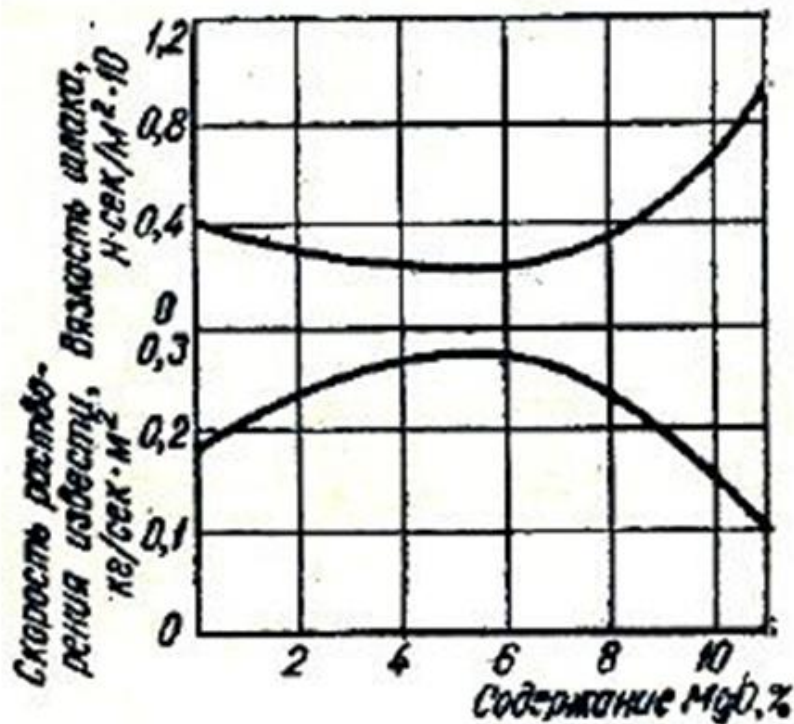


Рисунок 4 – Зависимость скорости растворения извести от содержания MgO в шлаке

Так же добавление металлизированного сидероплезита позволит уменьшить расход лома на плавку, так как дополнительно внесет в шихту железо: $0,5567 \cdot 6,32 = 3,51$ кг. Количество элементов, вносимых с шихтой с добавлением сидероплезита внесем в таблицу 16.

Из расчета материального баланса в таблице 4 мы видим, что затраты лома на плавку составляют 19,6 кг лома на 100 кг шихтовых материалов. Добавление сидероплезита снижает расход лома на $(3,51/19,6) \cdot 100\% = 17,9\%$.

Таблица 16 – Количество элементов, вносимых с шихтой, кг

Компоненты шихты	C	Mn	Si	S	P	Fe	всего
Чугун	3,36	0,72	0,64	0,024	0,16	75,096	80
Лом	0,12	0,13	0,065	0,003	0,003	16,09	16,46
Сидероплезит	0	0	0	0,024	0,0031	3,51	3,53
Итого	3,48	0,85	0,705	0,05	0,166	94,696	100

При оптимизации шлакового режима эксплуатации конвертера, помимо корректировки химического состава шлака, необходимо учитывать и иные факторы: температуру выпуска металла и, соответственно, температуру шлака, глубину шлака в конвертере и расстояние фурмы от шлака во время раздува. Следует отметить, что квалифицированное использование мер по уходу за футеровкой во время эксплуатации конвертера не приводит к проблемам с донными фурмами для конвертеров с донной продувкой. Важнейшим достоинством технологии выплавки стали под магнезиальными шлаками, наряду со снижением износа периклазоуглеродистой футеровки, является улучшение шлакового режима, что особо отмечается специалистами – металлургами. Оксиды магния ускоряют растворение извести, препятствуя образованию тугоплавкой корочки двукальциевого силиката вокруг частиц извести, а также повышают активность растворимого оксида кальция, взаимодействуя с частью оксидов кремния.

Безусловно, существует оптимум стойкости конвертеров, для чего необходимо увязать преимущества, получаемые от выполнения футеровки качественными огнеупорами и применения мер по уходу за футеровкой, с производством, учитывая увеличение производительности агрегата, простой для ухода за футеровкой, на ремонт и смену футеровки и затраты на огнеупорные материалы. Реально оцениваются затраты в рублях как на огнеупорные изделия, так и на материалы, предназначенные для ухода за футеровкой (торкрет-массы, флюсы, подварка) на тонну выплавленной стали.

В связи с истощением запасов высококачественного железорудного сырья становится все более актуальной задача вовлечения в металлургический процесс руд, которые до настоящего времени не использовались, или применялись в ограниченных объемах. Например, сидероплезитовые руды. Выбор в пользу сидеритовых руд был сделан исходя из их невысокой стоимости (около 800 руб/т), больших запасов (около 1 млрд. т) [7], которыми располагает Челябинская область Российской Федерации (Бакальское месторождение). Главная составляющая – изоморфная смесь карбонатов

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		48

железа, марганца, магния. Алюмосиликаты, кремнийсодержащие сланцы, сульфаты и карбонаты являются минеральными включениями. Из сидероплезитовой руды можно получить металлизированный сидероплезит путем восстановительного обжига концентрата сидероплезитовой руды.

Для восстановления железа в этой руде достаточно нагрева до температуры 1100°C. При этом оксидная фаза формируется из оксидов пустой породы концентрата и золы угля. Температура плавления такого шлака соответствует интервалу температуры 1500...1600°C. Такая высокая температура плавления оксидной фазы может обеспечить твердофазное восстановление и при температуре до 1500°C [7].

В зависимости от размеров частиц руды за 1 час выдержки при температуре 1200...1250°C удаётся полностью металлизировать частички руды размером 1...2 мм (рисунок 3).

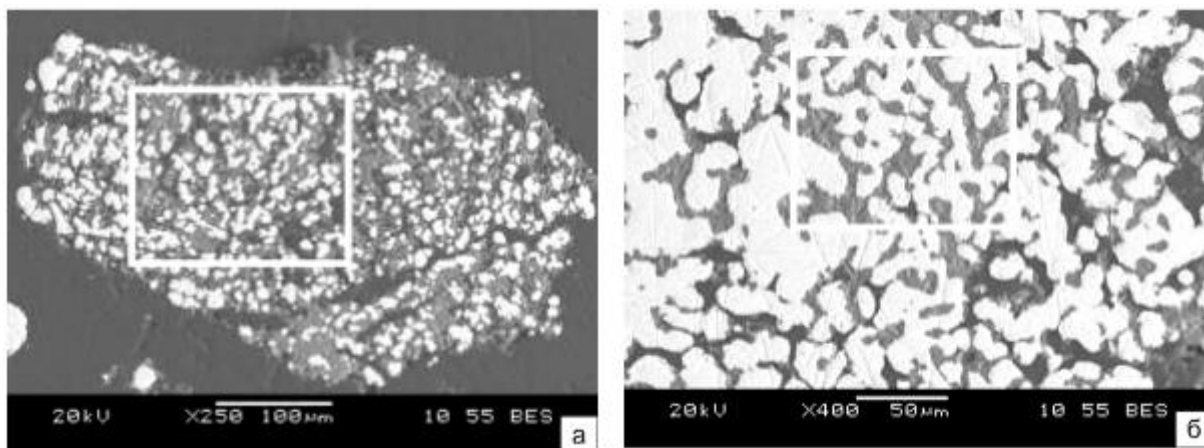


Рисунок 5 – Вид металлизированных частиц руды, выдержанных 1 час при температуре 1200°C в контакте с восстановителем: а – х250, б – х400.

На сегодняшний день существует лишь один вариант промышленного использования сидеритов – в аглодоменном производстве при ограниченном их количестве до 15–17 %. Лимитированное использование данного вида руд обусловлено главным негативным фактором – загущением доменного шлака оксидами магния, которые содержит руда (около 9 %). В связи с этим на протяжении нескольких лет ведутся комплексные исследования, целью

которых является улучшение существующих 27 вариантов использования (доменная плавка) и расширение области применения сидеритовых руд.

Таким образом путем добавления, металлизированного сидероплезита мы можем регулировать и поддерживать оптимальную концентрацию MgO в шлаке. Это приведет к более высокой стойкости футеровки. Также это решает проблему с истощением запасов высококачественного железорудного сырья, так как использование металлизированного сидероплезита является более

7 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

В соответствии с федеральным законом №181 – ФЗ от 17.07.99 г. "Об основах охраны труда в Российской Федерации" главными направлениями в области охраны труда являются:

1. Обеспечение приоритета сохранения жизни и здоровья работников
2. Государственное управление охраной труда.
3. Государственный надзор и контроль за соблюдением требований охраны труда.

Важность проблемы охраны труда на металлургических предприятиях заключается в специфике их работы. Все технологические процессы характеризуются наличием опасных и вредных производственных факторов, которые определяются согласно ГОСТ 12.0.003–74 (2004). К ним относятся движущиеся машины и механизмы, шум, вибрация, тепловое излучение, повышенная загазованность и запылённость воздуха. Влияние этих факторов на работающих, может привести к возникновению несчастных случаев, травм, профзаболеваниям.

Для кислородно-конверторного производства характерно большое разнообразие использования сырья и полуфабрикатов. Вещества и химические соединения, пыль в определенных условиях создают реальную опасность возникновения профессиональных заболеваний, возможность образования взрывоопасных смесей.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		50

Безопасность технологических процессов

Основные технологические процессы в кислородно-конвертерном цехе:

- загрузка лома;
- заливка чугуна;
- продувка;
- слив металла и шлака из конвертера;
- разливка стали на МНЛЗ.

В ККЦ необходимо устранить непосредственный контакт рабочих с исходными материалами (жидким чугуном) и отходами производства, оказывающими вредное действие на состояние человека. При этом необходимо соблюдать все правила применения средств защиты работающих в соответствии с ГОСТ 12.4.011–89 (2004) «Средства защиты работающих. Общие требования». Для этого используется спецодежда, брюки и куртка. Обязательно иметь защитные очки, а также очки со светофильтром. Для защиты сталевара и подручного сталевара конвертера от теплового излучения во время наклона конвертера в горизонтальное положение для выпуска готовой плавки или технологического контроля (взятия проб металла и шлака, замера температур), используется пробоотборный экран.

Для своевременного получения информации о возникновении опасных и вредных производственных факторов на отдельных технологических операциях установлены системы контроля и защиты (автоматическое пожаротушение в соответствии с ГОСТ 12.3.046–91 (2001) ССБТ «Установки пожаротушения автоматические. Общие технические требования», контроль выбросов вредных веществ). Системы контроля и управления технологическим процессом обеспечивает защиту сталевара и подручных сталевара, и других работающих в опасных зонах при аварийном отключении производственного оборудования.

При выполнении технологических процессов и операций, которые сопровождаются опасными и вредными производственными факторами, предусмотрена механизация, автоматизация и применение дистанционного

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		51

управления. Помещения МНЛЗ оборудованы громкоговорящей и телефонной связью и сигнализацией, а также системой аварийного освещения. Все посты управления обеспечены кондиционерами и звукоизолированы. Разливочная площадка выложена огнеупорным кирпичом и имеет перильное ограждение.

Для аварийного слива металла из сталеразливочного ковша имеются аварийные ёмкости, обеспечивающие приём всего металла.

При разливке стали на МНЛЗ, в системе охлаждения кристаллизатора и зоны вторичного охлаждения предусмотрено аварийное водоснабжение при отключении основной системы. В процессе разливки сталеразливочный ковш и промковш закрыты специальными футерованными крышками. Подъемник и рольганг для выдачи слитков из установки оборудованы ограждениями в соответствии с ГОСТ 12.2.062–81 (2008) «Оборудование производственное. Ограждения защитные», исключаящими вход обслуживающего персонала в их зону действия в период работы. Уборка и погрузка слитков, а также уборка окалины механизированы. Все помещения, где установлено механическое оборудование и электрическое оборудование, снабжены различного вида блокировками в соответствии с ГОСТ 12.2.062–81 (2008) «Оборудование производственное. Ограждения защитные». Эти помещения оборудованы также системами автоматического пожаротушения в соответствии с ГОСТ 12.3.046–91 (2001) ССБТ «Установки пожаротушения автоматические. Общие технические требования».

Безопасность веществ

Количество вредных веществ, образующихся от различных объектов цеха, в год составляют:

- взвешенные частицы: 38,6 тыс.т;
- окиси марганца: 0,30 тыс.т;
- окиси углерода: 0,29 тыс.т;
- окиси азота: 3 тыс.т;
- прочие вещества: 0,03 тыс.т.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		52

Все вредные вещества, попадая в организм через органы дыхания, ведут к пневмокониозам и онкологическим заболеваниям. Влияние металлургического производства на заболеваемость раком легких многократно превышает влияние курения.

В кислородно-конверторном производстве используют следующие газы: кислород, азот, аргон, природный и доменный газ. Кислород образует взрывоопасные смеси с природным газом, парами бензина, смазочных масел, угольной пылью. Азот нетоксичен, невзрывоопасен, не горит, удушлив. Аргон нетоксичен, невзрывоопасен, не горит, удушлив, чистота 99,9%. Так как газообразный аргон тяжелее воздуха, он может накапливаться в слабо вентилируемых помещениях. Увеличение концентрации аргона в воздухе снижает содержание кислорода.

При вдыхании чистого аргона человек быстро теряет сознание, если он продолжает находиться в атмосфере аргона, наступает смерть. При пониженном содержании кислорода, уменьшается содержание кислорода в крови. Дыхание становится более глубоким, пульс учащается, появляются ослабление внимания, нарушается мускульная координация. Загазованность природным газом, азотом и аргоном вызывает удушающее действие, нарушаются процессы усвоения кислорода. Высокое усвоение СО гемоглобином крови вызывает образование карбоксигемоглобина крови и нарушение транспорта кислорода.

Безопасность оборудования

Зона действия конвертера ограждена металлическими щитами, которые закрывают проем между корпусом конвертера и рабочей площадкой. Начало любой технологической операции сопровождается звуковым или световым сигналом. Все операции по управлению конвертерами автоматизированы и производятся с ПУ. Привод конвертера оборудован блокировкой исключения возможности падения, опрокидывания и самопроизвольного смещения конвертера обеспечивается установкой муфт или установкой навесного оборудования.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		53

Прочность характеристики (механическая прочность, жидкотекучесть, коррозионная стойкость и т.п.) установок механизмов обеспечивается специальными мерами для повышения этих свойств (использование жаропрочных материалов, обработка антикоррозийными средствами).

В качестве защиты от теплового излучения применяют теплоизоляции, экранирование, удаление тепла аэрацией. ПУ выполняют из теплоизолирующих материалов (защитный экран, шамотный кирпич). Создание дистанционного управления агрегатами, применение видеонаблюдения позволяет удалить человека от опасной зоны. Рабочие обеспечиваются специальной одеждой, обувью и другими средствами индивидуальной защиты.

Кислородные фурмы оборудованы устройствами, обеспечивающими автоматическое отключение фурм и вывод из рабочего пространства при создании аварийной ситуации.

Открытые движущиеся части оборудования, расположенные на высоте 2,5 м и менее от уровня пола или доступные для случайного прикосновения с рабочих площадей, ограждены сплошными или сетчатыми ограждениями в соответствии с ГОСТ 12.2.062–81 (2008) «Оборудование производственное. Ограждения защитные». Для обслуживания запорной регулирующей и прочей арматуры, а также механизмов отопительных и вентиляционных устройств, расположенных на высоте 2 м и более от уровня пола предусмотрены стационарные площадки и лестницы к ним.

Грузоподъемное оборудование проходит ряд испытаний ПБ 10–382–2000 «Правила устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов».

Все краны проходят освидетельствования (статические и динамические). Цель статического испытания – проверка прочности металлической конструкции и устойчивости против опрокидывания. Кран, выдержавший статическое, подвергается динамическому испытанию нагрузкой, которая на 10 % превышает грузоподъемность крана.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		54

Всё оборудование контролируется Ростехнадзором, на него распространяются требования федерального закона по технике безопасности, в соответствии с которым проходят технические освидетельствования.

Электробезопасность и защита от атмосферного электричества

В связи с большим количеством металлоконструкций, а также с выделением пыли, газов, и повышенной температуры, к устройству и эксплуатации электроустановок и электросетей предъявляются повышенные требования.

Для того, чтобы сознательно выполнять все требования предупреждения несчастных случаев от поражения электрическим током, рабочие и ИТР должны хорошо знать принципы работы электрооборудования, причины электротравматизма и меры их устранения, а также уметь оказать пострадавшему первую помощь.

Общее электроснабжение цеха осуществляется через цеховую подстанцию, которая служит для подвода, преобразования и распределения электроэнергии в цехе.

Всё оборудование высокого напряжения огорожено сеткой высотой 1,7 м. Шины, расположенные ниже 2,5 м огорожены на высоту 2 м от уровня пола. В цехе применяются напряжения от 12 до 6000 В. Все не токоведущие части оборудования оснащены защитным заземлением.

Для защиты от атмосферного электричества, на здании цеха установлено два стержневых молниеотвода. Молниеотвод состоит из молниеприёмника, токоотвода и заземляющего устройства, обеспечивающего надёжный контакт с землёй.

Промышленная санитария

Система вентиляции

Общепромышленная вентиляция для удаления избытков тепла и газов осуществляется аэрацией. Проточный наружный воздух попадает в цех через проёмы ворот, открывающиеся аэрационные панели и фрамуги,

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		55

расположенные в наружных стенах. Отработанный воздух удаляется через аэрационные фонари и шахты.

Предусмотрена местная вытяжная вентиляция от бункеров, в местах наклона конвертера в горизонтальное положение, укрытий вибропитателей, тракта сыпучих материалов и тракта ферросплавов. На стендах для сушки ковшей предусмотрена естественная вентиляция.

Предусмотрена вытяжная вентиляция постов управления, машинных залов, циркуляционных насосных, помещений котлов-утилизаторов, трансформаторных помещений, комнат отдыха и других вспомогательных помещений. Проёмы ж/д и а/м ворот оборудованы воздушными завесами с нижней подачей воздуха для подогрева производительностью 150000 м³/час.

Освещение

В цехе используется как искусственное, так и естественное освещение. Естественное освещение – комбинированное, предусматривающее верхнее освещение через светоаэрационные фонари и боковое освещение через окна, встроенные наружные стены.

Для освещения цеха в пасмурную погоду и ночные часы в основных производственных пролетах используются искусственное освещение с помощью ртутных ламп. Освещение масляных подвалов и тоннелей осуществляется лампами накаливания. На постах управления конвертерами применяются люминесцентные лампы мощностью 60–100 Вт. Светильники расположены на уровне 3 метров от уровня пола

Периодичность чистки светильников – один раз в месяц. Для освещения железнодорожных путей при въезде в цех на кровле здания установлены прожекторы.

Помимо рабочего в цехе предусмотрено аварийное освещение, предназначенное для бесперебойного обслуживания агрегатов и оборудования в случае выхода из строя рабочего освещения и действующее от независимого источника электроэнергии. Аварийное освещение обеспечивает освещенность на рабочих поверхностях 10% от нормы, установленной для рабочего

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		56

освещения. Кроме того, аварийное освещение устраивается в проходных помещениях, пожарных проездах, в коридорах и на лестницах, служащих для эвакуации людей из цеха.

Шум

Аэродинамические и механические шумы типичны для производства. Чрезмерный шум ограничивает возможное повышение мощности оборудования и отрицательно сказывается на проведении производственных процессов и производительности труда.

Врачи-гигиенисты определяют три уровня шума: уровень шума в 60–80 дБ – «шумно», при интенсивности шума 90–110 дБ – «очень шумно», более 110 дБ – «невыносимо шумно».

В конвертерном цехе интенсивность шума составляет 80–100 дБ и в отдельные моменты достигает 120 дБ.

В результате воздействия высоких уровней шума появляются постоянный «звон в ушах», «двойная слышимость», когда каждое ухо воспринимает по-разному воспринимает тональность звучания. Причем это наблюдается при низких уровнях интенсивности звука и не ощущается в шумном производстве. Для снижения уровня шума в отделении предусмотрены следующие мероприятия:

- Применение защитных устройств в особошумных участках (шумопоглощающие экраны) в соответствии с ГОСТ 23499–2009
- Беспорядочное использование звуковых сигналов запрещено, применяются сигналы частотой не более 2 кГц. Заливка чугуна в конвертер сопровождается сиреной;

Средства индивидуальной защиты (вкладыши, наушники, шлемоны) в соответствии с ГОСТ 12.4.011–89 (2004) «Средства защиты работающих». Общие требования и классификация». Чрезмерный шум мешает правильной организации и проведению производственных процессов, а также отрицательно сказывается на производительности труда, вызывает ослабление внимания, что может привести к несчастному случаю.

Вибрация

В конвертерном цехе имеет место местная вибрация. Санитарными нормами допускается воздействие вибрации не более 50 – 60% рабочего времени.

Вибрация корпуса конвертера и вибрация фурмы во время продувки. Для защиты от вибрации используется виброгасящая обувь и перчатки, а также применяют меры для исключения прямого контакта (по возможности) узлов и механизмов с человеком.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		58

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В квалификационной работе был рассмотрен кислородно-конвертерный цех для производства стали. Выполнено технико-экономическое обоснование проектного решения, из которого можно сделать вывод о перспективности конвертерного производства в наше время. Так же было выполнено описание цеха, расчёт основного и вспомогательного оборудования, технология производства стали К76Ф, расчёт материального баланса. Рассмотрен вопрос: Использование металлизированного сидероплезита для наведения шлака с повышенным содержанием оксида магния.

Кислородно-конвертерный процесс занимает главенствующую роль среди существующих способов массового производства стали. Такой успех кислородно-конвертерного способа заключается в возможности переработки чугуна практически любого состава, использованием металлолома от 10 до 30%, возможность выплавки широкого сортамента сталей, включая легированные, высокой производительностью, малыми затратами на строительство, большой гибкостью и качеством продукции.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		59

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1) Кудрин, В.А. Технология получения качественной стали / В.А. Кудрин, В.М. Парма. – М: Металлургия, 1984. 320 с.

2) Поволоцкий, Д.Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов / Д.Я. Поволоцкий, В.Е. Рошин, М.А. Рысс и др. – М.: Металлургия, 1984. – 568с.

3) Симонян, Л.М. Металлургия спецсталей. Теория и технология спецэлектрометаллургии: Курс лекций / Л.М. Симонян, А.Е. Семин, А.И. Кочетов. – М.: МИСиС, 2007. – 180 с.

4) Кудрин, В.А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с.

5) Воскобойников, В.Г. Общая металлургия: учебник для вузов / В.Г. Кудрин, А.М. Якушев. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 768 с.

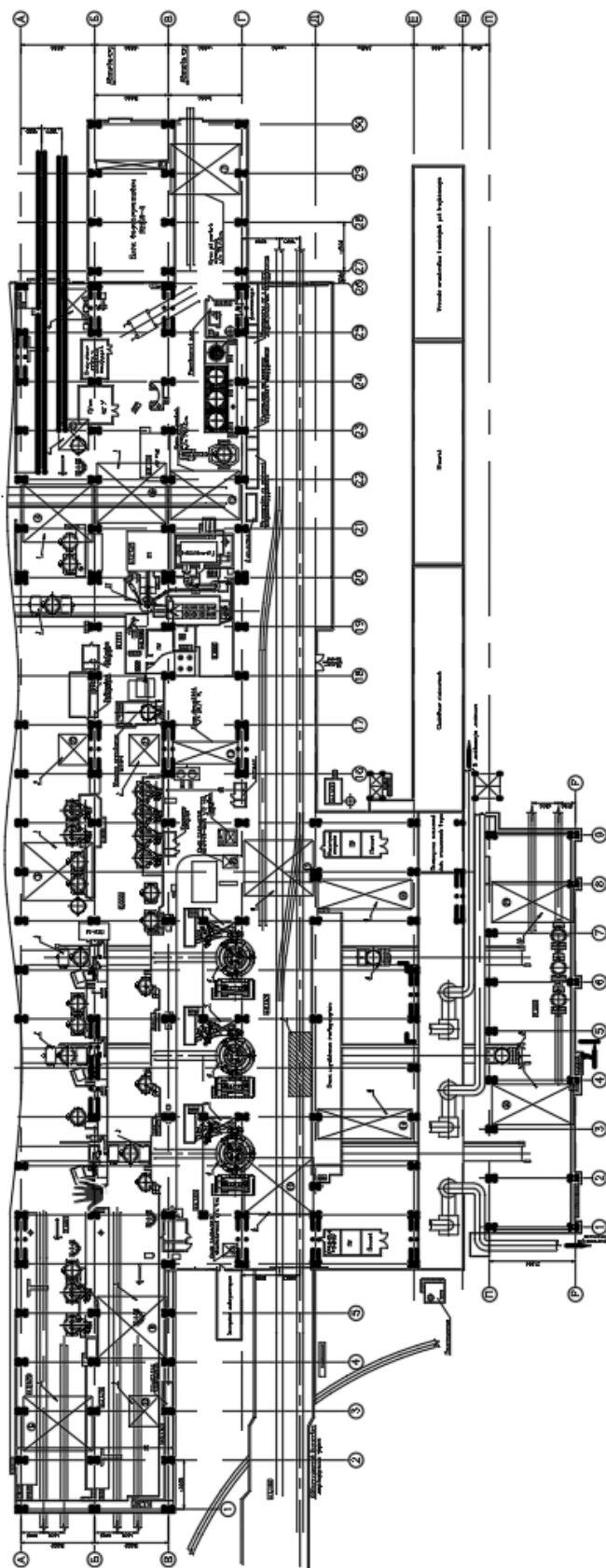
6) Сергеев, Д.С. Разработка технологии выплавки стали в кислородных конвертерах с применением природного комплексного магнезиального флюса-охладителя: дис. ... канд. техн. наук / Д.С. Сергеев. – МГТУ им. Г.И. Носова, 2017. – 21 с.

7) Салихов, С.П. Теоретические и технологические основы безотходной пирометаллургической переработки сидероплезитовой руды: дис. ... канд. техн. наук / С.П. Салихов. – ЮУрГУ, 2017. – 21 с.

					<i>ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
						60
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Приложение А

План цеха



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

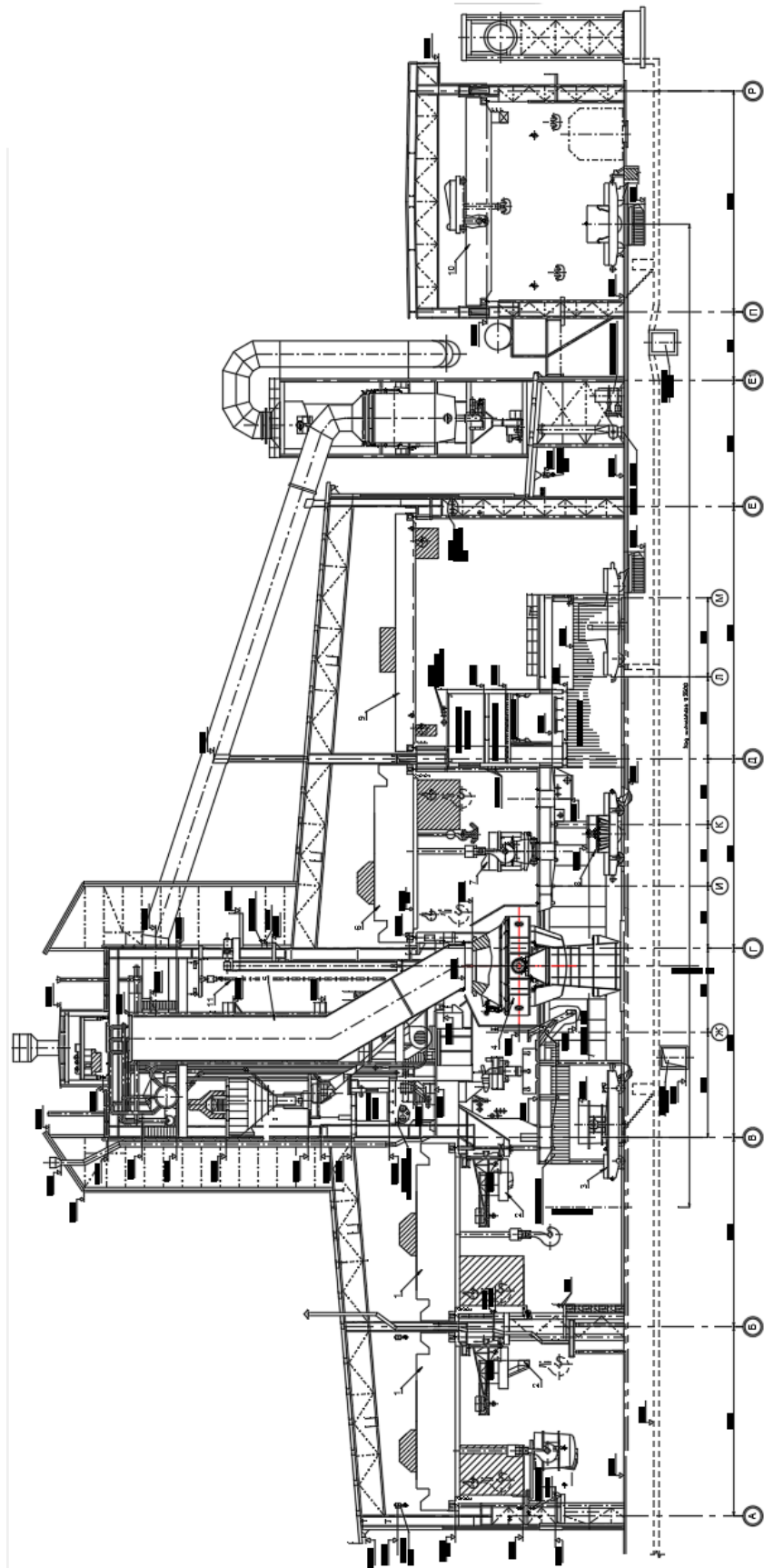
ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР

Лист

61

Приложение Б

Разрез цеха



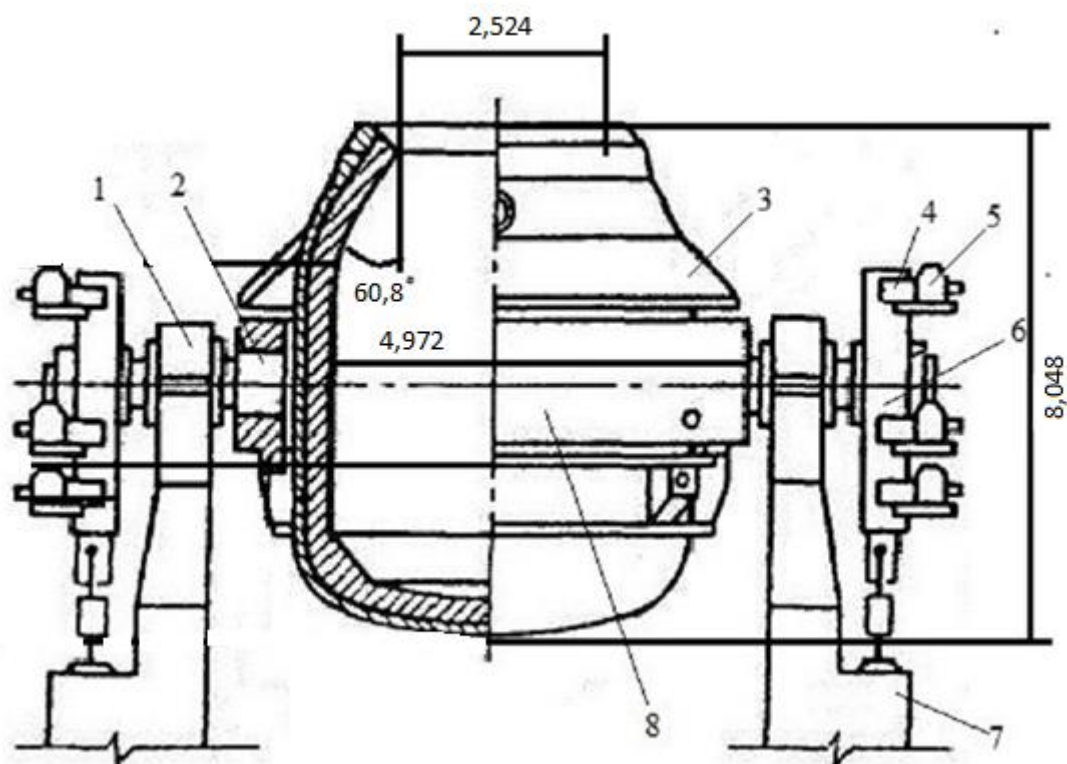
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР

Лист

62

Приложение В
Плавильный агрегат



Кислородный конвертер

1 - опорный подшипник; 2 — цапфа; 3 — защитный кожух; 4 — вал-шестерня;
5 — навесной электродвигатель с редуктором; 6 — корпус ведомого
колеса; 7 — опорная станина; 8 — опорное кольцо.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

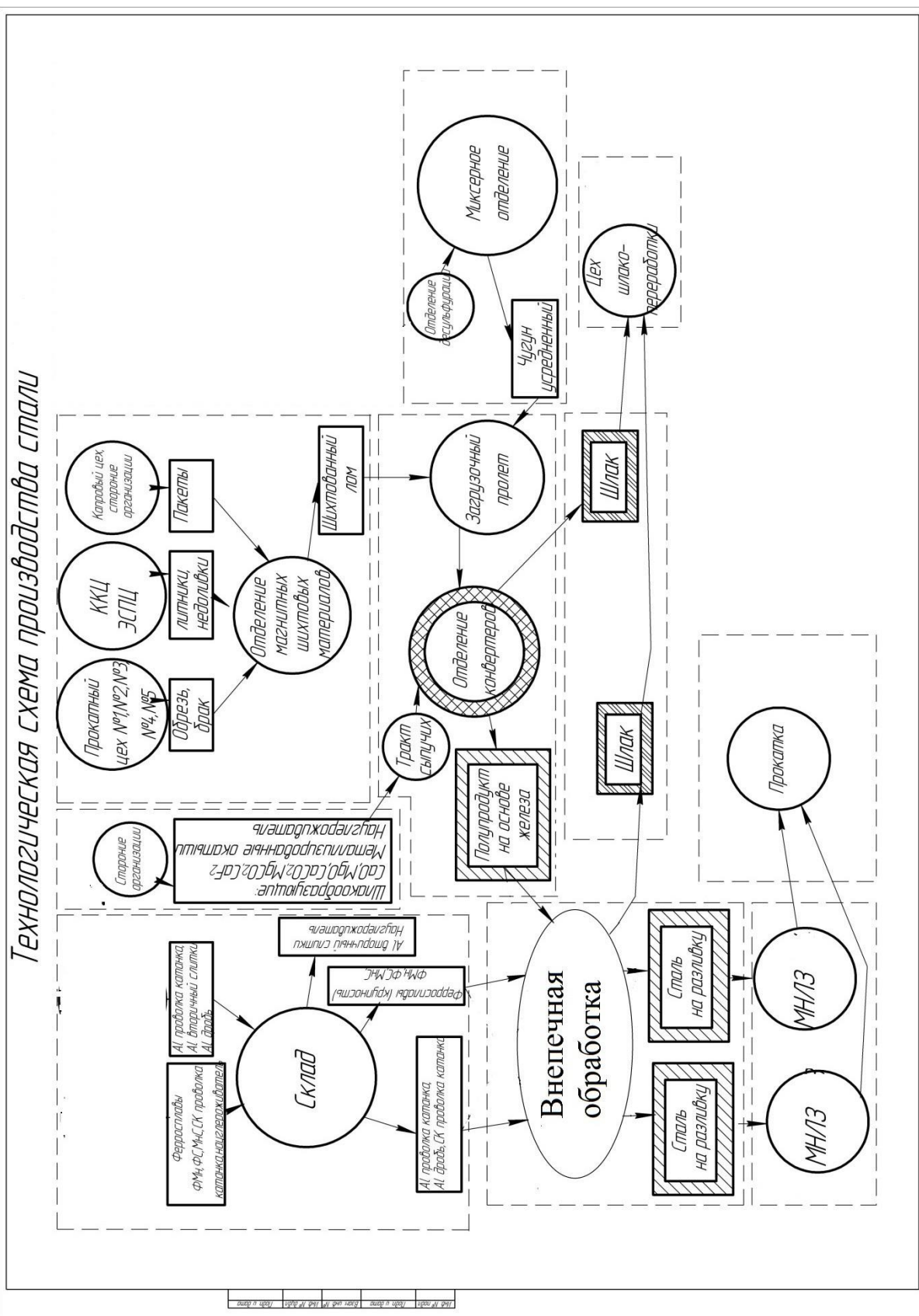
ЮУрГУ-22.03.02.2018.040.ПЗ ВКР

Лист

63

Приложение Г

Технологическая схема производства



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Приложение Д

Результаты расчётов материального баланса

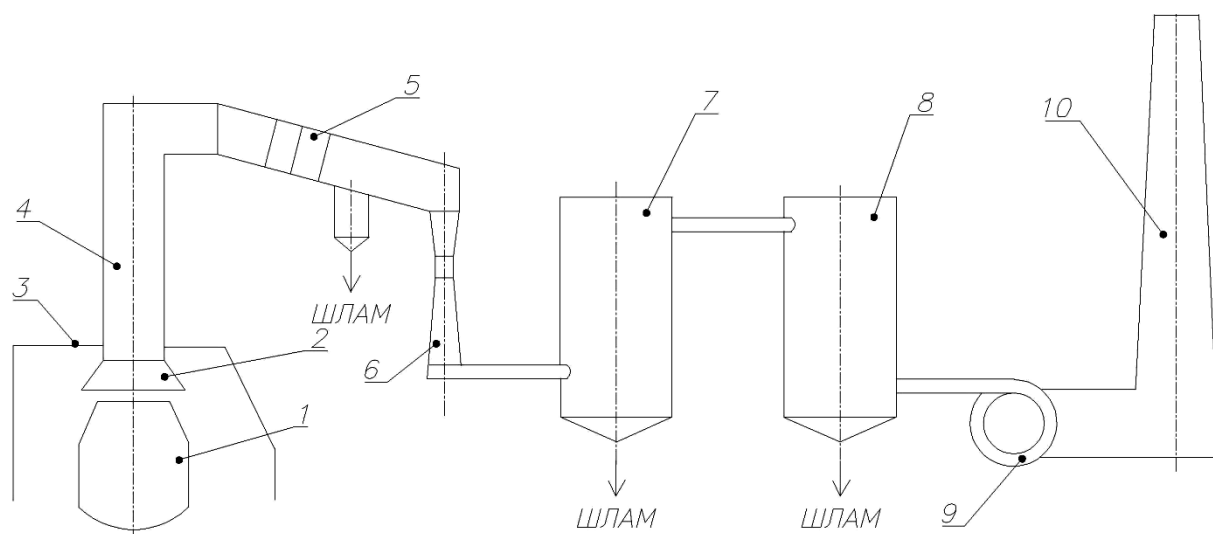
Материальный баланс плавки в конвертере

Поступило	кг	%	Получено	кг	%
Чугун	80	70,92	Полупродукт	94,29	83,59
Стальной лом	20	17,73	Шлак	10,098	8,95
Известь	6	5,32	Газы	4,479	3,97
Миксерный шлак	0,5	0,44	Пыль	1,351	1,2
Футеровка	0,6	0,53	Невязка	2,58	2,28
Кислород	5,7	5,05			
Итого	112,8	100	Итого	112,8	100

Материальный баланс в ковше печи

Поступило	кг	%	Получено	кг	%
Полупродукт	100	94,13	Жидкая сталь	100,9	94,98
Известь	3,25	3,05	Шлак	5,25	4,94
Глинозем	1,75	1,64	Газ	0,13	0,12
ФС 75	0,533	0,50			
ФМ75С80VLP	0,632	0,59	Невязка	0,05	0,047
ФВд75У0,1	0,0625	0,06			
Итого	106,23	100	Итого	106,23	100

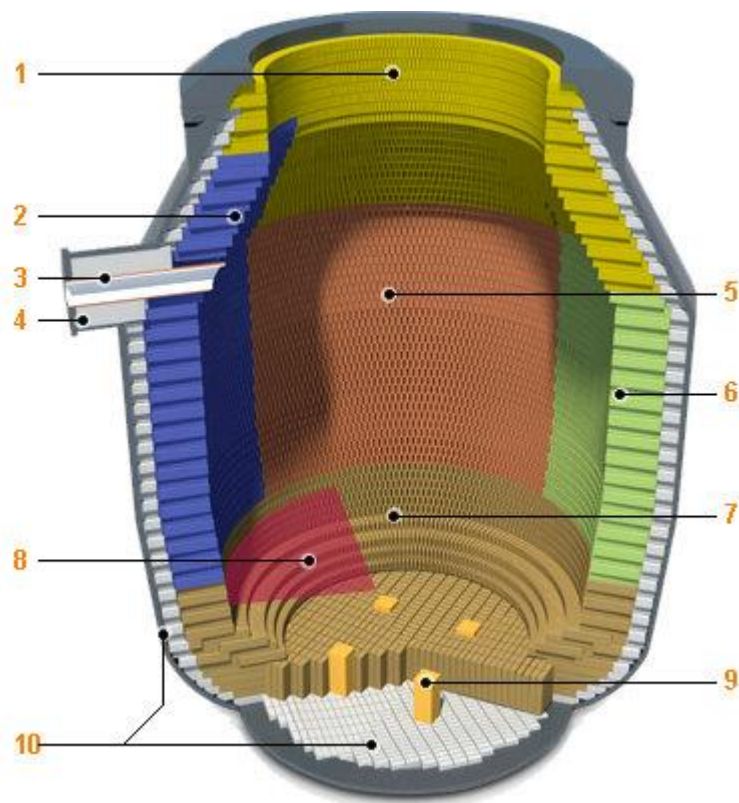
Приложение Е
Схема газоочистки



1 – кислородный конвертер, 2 – юбка котла-утилизатора, 3 – корпус камеры,
4 – котел утилизатор, 5 – орошаемый газопровод, 6 – труба Вентури, 7,8 –
каплеуловитель, 9 – нагнетатель, 10 – дымовая труба

Приложение Ж

Иллюстрации к специальной части



Футовка конвертера

1 – горловина, 2 – сливная зона, 3 – леточный блок, 4 – гнездовой блок, 5 – цапферная зона, 6 – загрузочная зона, 7 – дно и ванна, 8 – слой металла, 9 – продувочный узел, 10 – арматурный слой

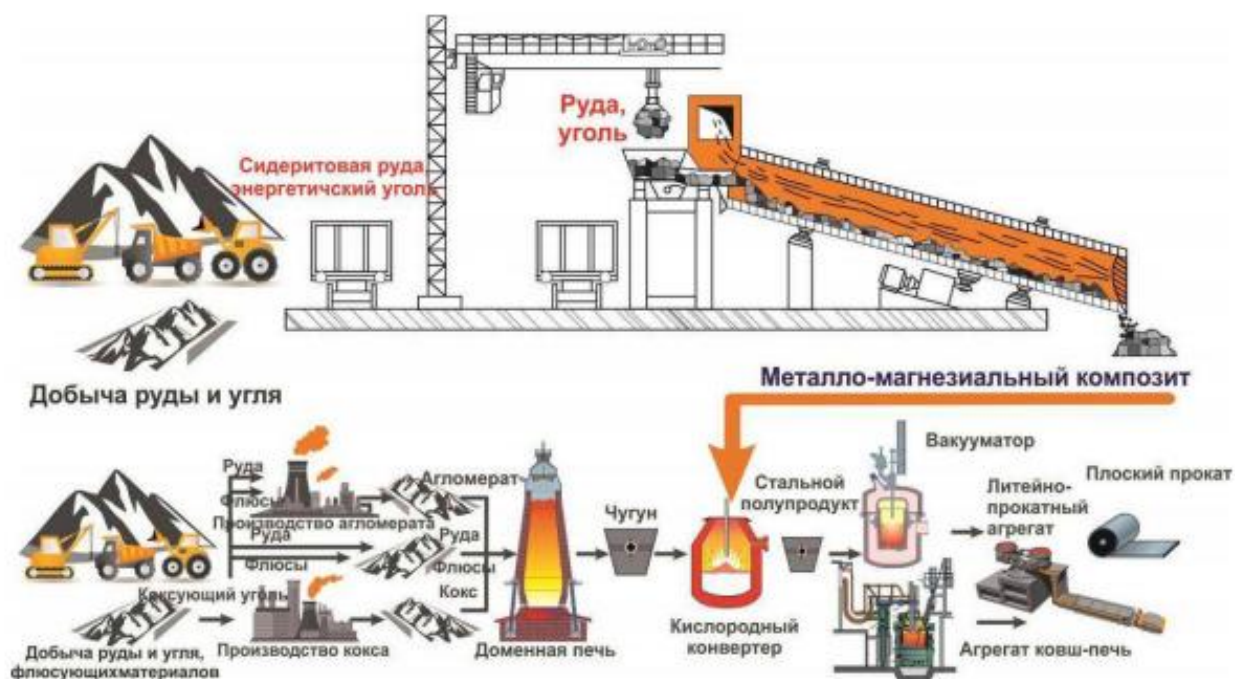


Схема использования неразделённого композита в конвертерном производстве

Химический состав металлизированного сидероплезита, %

Источник	Fe _{мет}	MgO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MnO	FeO	P	S
Сидероплезит	55,67	16,68	13,59	5,77	4,21	2,12	1,52	0,05	0,39

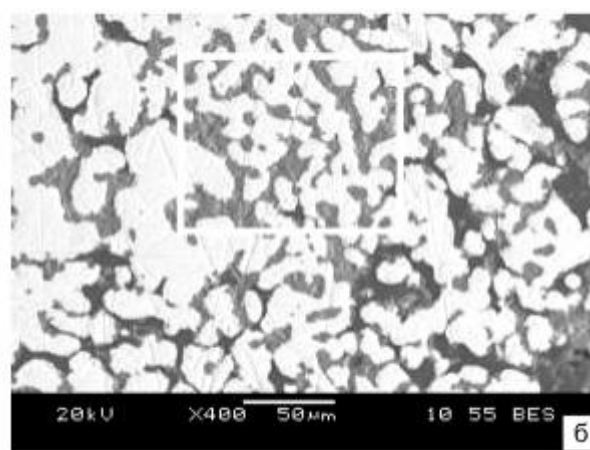
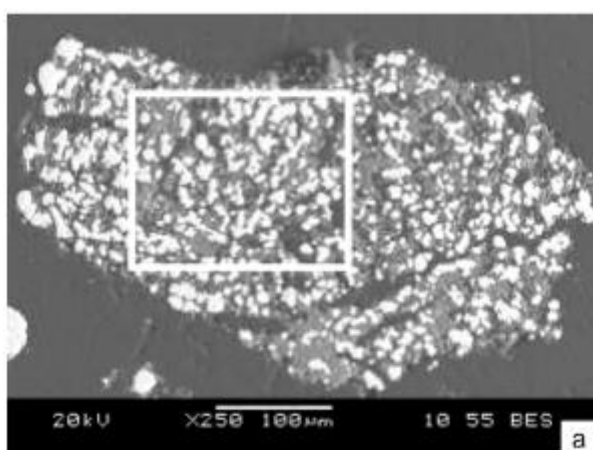


Рисунок 5 – Вид металлизированных частиц руды, выдержанных 1 час при температуре 1200°C в контакте с восстановителем: а – х250, б – х400.

Количество и состав конвертерного шлака при добавлении сидероплезита.

Источник	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Итого
Известь	5,28	0,078	0	0	0,072	0	0,048	0,12	0	5,598
Продукты окисления	0	1,543	0,568	0	0	0	0	0	0,256	2,367
Из лома	0	0,168	0	0	0,12	0	0	0	0	0,288
Окислы железа	0	0	0	1,035	0,183	0	0	0	0	1,218
Сидероплезит	0,364	0,858	0,134	0,096	0	0	0,266	1,054	0	2,77
Футеровка	0	0,0002	0	0	0,0002	0	0,0005	0,093	0	0,094
Миксерный шлак	0,19	0,275	0	0	0	0	0,035	0	0	0,5
Всего	5,834	2,9222	0,702	1,131	0,375	0	0,349	1,267	0,256	12,83
%	45,45	22,76	5,46	8,81	2,92	0	2,72	9,9	1,99	100

При использовании металлизированного сидероплезита в качестве шлакообразующего для наведения высокомагнезиальных шлаков, снижается расход лома на 17,9%.