

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Сибирский государственный индустриальный университет»

На правах рукописи



**Морозов Иван Сергеевич**

**РАЗВИТИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОСНОВ  
ПРОИЗВОДСТВА КОНВЕРТЕРНЫХ СТАЛЕЙ ДЛЯ МЕЛЮЩИХ ШАРОВ  
С ПОВЫШЕННЫМИ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫМИ СВОЙСТВАМИ**

Специальность

2.6.2. Metallurgy of black, colored and rare metals

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
доктор технических наук, доцент  
Уманский Александр Александрович

Новокузнецк

2024 г.

## Оглавление

Введение.....	4
1 Современные тенденции развития технологии производства сталей для изготовления мелющих шаров.....	11
1.1 Особенности химического состава и технологии производства специальных шаровых сталей.....	11
1.2 Влияние показателей качества шаровых сталей, технологических режимов их выплавки и внепечной обработки на эксплуатационные характеристики производимых мелющих шаров.....	17
1.3 Совершенствование и оптимизация дутьевых режимов и устройств для кислородных конвертеров при выплавке специальных шаровых сталей.....	23
1.4 Выводы и постановка задач исследования.....	38
2 Теоретические и экспериментальные исследования процессов производства шаровых сталей в большегрузных кислородных конвертерах..	41
2.1 Численное моделирование основных режимов взаимодействия кислородных струй с расплавом при верхней продувке конвертерной ванны в 350-т агрегатах АО «ЕВРАЗ ЗСМК».....	40
2.2 Разработка и совершенствование конструкции кислородных фурм с центральным охлаждением.....	49
2.3 Выводы.....	61
3 Разработка и совершенствование технологии производства специальных шаровых сталей в условиях кислородно-конвертерного цеха.....	62
3.1 Исходные условия для совершенствования режимов выплавки и внепечной обработки конвертерных шаровых сталей.....	62
3.2 Исследование и совершенствование технологии выплавки шаровых сталей в большегрузных конвертерах АО «ЕВРАЗ ЗСМК».....	67

3.3 Разработка и совершенствование технологии комплексной ковшевой обработки шаровых сталей в кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК».....	74
3.4 Выводы.....	80
4 Исследование процессов формирования качества непрерывнолитых заготовок шаровых сталей.....	82
4.1 Исследование влияния режимов выплавки и внепечной обработки шаровых сталей на интенсивность дефектообразования в непрерывнолитых заготовках.....	82
4.2 Экспериментальные исследования влияния качества непрерывнолитых заготовок на ударную стойкость мелющих шаров.....	88
4.3 Определение закономерностей влияния технологических параметров конвертерной плавки и ковшевой обработки стали на ударную стойкость мелющих шаров.....	94
4.4 Выводы.....	105
Заключение.....	107
Библиографический список.....	109
Приложение А.....	124
Приложение Б.....	125

## **Введение**

### **Актуальность работы.**

Одной из основных тенденций развития современной металлургии является увеличение доли производства качественных сталей специального назначения. К указанному сортаменту в полной мере можно отнести стали для производства мелющих (помольных) шаров. Условия эксплуатации мелющих шаров определяют повышенные требования к их твердости, устойчивости к абразивному износу и ударным нагрузкам. При этом фактический опыт работы предприятий различных отраслей промышленности (металлургические комбинаты, горнорудные предприятия), использующих помольные шары в мельницах барабанного типа для измельчения исходного сырья, свидетельствует о наличии проблемы недостаточного эксплуатационного ресурса мелющих шаров. Преждевременный раскол помольных шаров приводит не только к повышенному их расходу, что увеличивает общие затраты на измельчение исходного сырья, но и значительно ухудшает качество самого измельчаемого материала.

Формирование высокой ударной стойкости мелющих шаров, обеспечивающей минимизацию преждевременного их раскола в процессе эксплуатации, невозможно без обеспечения металлургического качества шаров и исходных непрерывнолитых заготовок, а именно их минимальной загрязненности неметаллическими включениями, низкого содержания постоянных вредных примесей и газов, отсутствия дефектов макроструктуры. При этом в соответствии с технологией производства, принятой в современных сталеплавильных цехах, параметры качества непрерывнолитых заготовок, связанные с наличием дефектов их макро- и микроструктуры, в значительной мере закладываются на этапах выплавки и ковшевой обработки стали.

С учетом вышесказанного, а также принимая во внимание, что наибольшая доля шаровых сталей в отечественной металлургии производится в кислородно-конвертерных цехах, выбранное направление исследований по

совершенствованию технологии выплавки и внепечной обработки конвертерных шаровых сталей является актуальным.

### **Степень разработанности темы исследования.**

Анализ литературных данных показывает, что подавляющее большинство исследований, направленных на повышение механических свойств и эксплуатационных характеристик мелющих шаров, связано с разработкой и обоснованием оптимального химического состава шаров в сочетании с режимами их термической обработки и не имеет своей основной задачей улучшение показателей металлургического качества шаров. Тематика научных исследований, связанная с влиянием металлургического качества мелющих шаров на их ударную стойкость, практически не развивается и частично, в виде вспомогательных данных, затронута только в работах ученых Уральской научной школы (профессоров Шевченко О.И., Шварца Д.Л.), а также в работах профессора Ефременко В.Г. Также нужно констатировать, что на текущий момент практически отсутствует информация по разработке оптимальных параметров дутьевого и шлакового режимов конвертерной плавки, рациональных схем внепечной обработки стали применительно к специальным сталям шаровых марок.

**Работа выполнена** в рамках: гранта РНФ №22-29-20170 «Разработка теоретических и технологических основ переработки отбраковки заготовок легированных рельсовых сталей в высокорентабельные мелющие шары повышенной твердости, износо- и ударостойкости», 2021-2022 гг.

**Цель:** Теоретическое обоснование и разработка технических и технологических решений по совершенствованию выплавки и ковшевой обработки шаровых сталей для обеспечения повышенного металлургического качества и ударной стойкости производимых мелющих шаров.

В рамках достижения цели сформулированы **основные задачи:**

1. Провести численное моделирование аэро- и гидродинамических процессов при верхней продувке расплава в большегрузном конвертере в зависимости от периода операции, уровня и количества газошлаковой фазы.

2. Выполнить моделирование распределения температурных полей в наконечнике кислородных фурм различных конструкций и обосновать вероятность торцевого износа головок фурм в процессе продувки конвертерной ванны.

3. Для условий продувки расплава в большегрузном конвертере разработать эффективные конструкции кислородных фурм с центральным охлаждением, обеспечивающие повышение стойкости их наконечников.

4. Разработать режимы выплавки и внепечной обработки конвертерных шаровых сталей, применение которых обеспечивает повышение показателей их качества без увеличения расходов на производство.

5. Выполнить исследования основных параметров качества макро- и микроструктуры непрерывнолитых заготовок шаровых сталей, произведенных с использованием различных режимов конвертерной плавки и внепечной обработки.

6. Провести экспериментальные исследования степени влияния дефектов непрерывнолитых заготовок на ударную стойкость производимых из них мелющих шаров.

7. Исследовать характер и степень влияния технологических параметров выплавки и внепечной обработки шаровых сталей на отбраковку мелющих шаров при их испытаниях на ударную стойкость.

#### **Научная новизна:**

1. Применительно к процессу выплавки стали в большегрузных конвертерах получена новая информация о характере движения газшлакометаллической фазы в объеме рабочего пространства, механизме накопления газа в подфурменной зоне и выходе продуктов реакции на поверхность ванны при кислородной продувке расплава. Указанная информация является теоретической базой для совершенствования режимов конвертерной плавки с целью повышения качества шаровой стали.

2. Получены новые научно-обоснованные данные о распределении температурных полей в объеме наконечников кислородных фурм различных

конструкций, являющиеся базой для разработки и совершенствования конструкций дутьевых устройств повышенной стойкости.

3. Определены закономерности влияния технологических параметров выплавки и внепечной обработки конвертерных шаровых сталей на образование дефектов непрерывнолитых заготовок, параметры металлургического качества и ударостойкость производимых из них мелющих шаров.

### **Практическая значимость работы:**

1. Усовершенствованы параметры дутьевого и шлакового режимов конвертерной плавки, режимы раскисления и внепечной обработки шаровых сталей в условиях кислородно-конвертерного цеха №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК», что обусловило повышение металлургического качества производимых на указанном предприятии мелющих шаров и снижение их отбраковки при испытаниях на ударную стойкость на 3% (подтверждено Справкой об использовании в производстве результатов диссертации).

2. Выполнено техническое проектирование новых конструкций 6-ти сопловых наконечников кислородных фурм с центральным охлаждением, обеспечивающих повышение стойкости дутьевых устройств, в том числе при выплавке шаровых сталей. Проектно-техническая документация передана для внедрения в сталеплавильное производство АО «ЕВРАЗ ЗСМК», что подтверждено соответствующей Справкой.

3. Получены аналитические зависимости влияния технологических параметров выплавки и ковшевой обработки шаровых сталей массового сортамента на отбраковку мелющих шаров по причине неудовлетворительной ударостойкости, являющиеся базой для обоснованного выбора направлений совершенствования технологии производства шаровых конвертерных сталей.

4. Результаты диссертационной работы внедрены в учебный процесс ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет» и используются при подготовке магистров по направлению 22.04.02 «Металлургия», что подтверждено соответствующей Справкой.

## **Методология и методы исследования.**

Для изучения особенностей аэро- и гидродинамических процессов при верхней продувке расплава в большегрузных кислородных конвертерах, исследований распределения температурных полей в наконечнике кислородных фурм применяли усовершенствованные математические модели, основанные на применении общепринятых теоретических положений. Исследования параметров микроструктуры непрерывнолитых заготовок конвертерных сталей и производимых из них мелющих шаров проводили с использованием метода оптической микроскопии, применением стандартных методик полуколичественной оценки загрязненности стали неметаллическими включениями, определения размера зерна, а также визуальной оценки цифровых изображений структуры. Экспериментальные исследования характера и степени влияния режимов производства шаровой стали на показатели ее качества, а также влияния дефектов непрерывнолитых заготовок на ударную стойкость производимых из них мелющих шаров проводили в условиях действующего производства АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Для исследования влияния технологических параметров выплавки и внепечной обработки стали на ударостойкость производимых мелющих шаров использовали стандартные методики статистического анализа.

## **Основные положения, выносимые на защиту:**

1. Результаты численного моделирования процессов аэро- и гидродинамики расплава при выплавке шаровых сталей в большегрузных кислородных конвертерах при варьировании уровня и количества газошлаковой фазы.
2. Закономерности распределения температурных полей в объеме наконечников кислородных фурм различных конструкций.
3. Разработанные конструкции наконечников дутьевых устройств с центральным охлаждением, обеспечивающие повышение стойкости кислородных фурм и снижение затрат на производство шаровых сталей.
4. Усовершенствованные режимы конвертерной плавки и внепечной обработки шаровых сталей массового сортамента, обеспечивающие повышение



показателей качества непрерывнолитых заготовок и производимых из них мелющих шаров.

5. Закономерности формирования параметров качества макро- и микроструктуры непрерывнолитых заготовок при использовании различных режимов выплавки и ковшевой обработки шаровых сталей.

6. Результаты исследований влияния дефектов непрерывнолитых заготовок на ударную стойкость производимых из них мелющих шаров.

7. Закономерности влияния технологических параметров выплавки и внепечной обработки конвертерных шаровых сталей массового сортамента на ударостойкость мелющих шаров, обобщенные в виде аналитических зависимостей.

#### **Соответствие диссертации паспорту научной специальности.**

Диссертационная работа по своим целям, задачам, содержанию, методам исследования и научной новизне соответствует паспорту научной специальности

2.6.2. Металлургия черных, цветных и редких металлов по следующим пунктам:

- п. 12 «Газо- и аэродинамика в металлургических агрегатах»;
- п. 17 «Пирометаллургические процессы и агрегаты»;
- п. 21 «Внепечная обработка металлов»;
- п. 26 «Математическое моделирование процессов производства черных, цветных и редких металлов, формирования техногенных месторождений и способов их утилизации. Управление и оптимизация металлургическими процессами».

**Личный вклад автора** заключается в разработке плана и личном участии в проведении теоретических и экспериментальных исследований процессов формирования качества стали для производства мелющих шаров; разработке и участии в опытно-промышленных исследованиях новых дутьевых и шлаковых режимов конвертерной плавки, режимов раскисления и внепечной обработки шаровой стали; проектировании новых конструкций наконечников кислородных фурм; обобщении результатов комплексных исследований, формулировании основных выводов по работе.

### **Степень достоверности и апробация результатов.**

Подтверждением достоверности полученных результатов является: совместное использование методик теоретических и экспериментальных исследований, в том числе проведенных в условиях действующего промышленного производства; применение современного аналитического оборудования с программным обеспечением для цифровизации полученных данных в автоматическом режиме; качественное совпадение результатов исследований с общепринятыми теоретическими представлениями; наличие подтвержденного эффекта от использования разработанных технологических решений по оптимизации производства стали в условиях действующего кислородно-конвертерного цеха.

Основные результаты диссертационной работы доложены и обсуждены на следующих конференциях: XXIII Международная научно-практическая конференция «Металлургия: технологии, инновации, качество» (г. Новокузнецк, 2022 г.); XVII Международный конгресс сталеплавильщиков и производителей металла (г. Магнитогорск, 2022 г.); Международная научно-практическая конференция «Развитие производительных сил Кузбасса» (г. Кемерово, 2023 г.), VII Международная научно-практическая конференция «Новые вызовы – новые исследования» (г. Петрозаводск, 2024); 2-ая Конференция с международным участием «Качество стали 2024: от руды до проката» (г. Москва, 2024 г.); Международная научно-практической конференции «Научные революции как ключевой фактор развития науки техники» (г. Пермь, 2024 г.).

### **Публикации.**

По материалам диссертации опубликовано 10 печатных работ, в том числе 4 статьи в рецензируемых изданиях из перечня ВАК РФ, 6 статей в журналах и сборниках трудов.

### **Структура и объем работы.**

Диссертация состоит из введения, четырех глав, выводов, двух приложений и изложена на 125 страницах машинописного текста, содержит 29 рисунков, 19 таблиц, список литературы из 145 наименований.

# 1 Современные тенденции развития технологии производства сталей для изготовления мелющих шаров

## 1.1 Особенности химического состава и технологии производства специальных шаровых сталей

В настоящее время основным отечественным нормативным документом на производство стальных мелющих (помольных) шаров является ГОСТ 7524-2015 [1]. В указанном ГОСТе представлены требования к химическому составу помольных шаров и их твердости. При этом в отношении химического состава в явном виде регламентировано только содержание углерода, которое в зависимости от диаметра и группы твердости шаров должно составлять не менее 0,40-0,60% и углеродный эквивалент, который должен находиться на уровне не менее 0,50-0,85% (таблица 1.1).

Таблица 1.1 – Требования ГОСТ 7524-2015 к химическому составу стали для производства мелющих шаров

Диаметр шаров, мм	Группа твердости	Содержание углерода, не менее	Углеродный эквивалент, не менее
15-55	1, 2	0,40	0,50
	3	0,60	0,70
	4, 5		0,75
60-70	1, 2	0,50	0,70
	3, 4	0,60	0,75
	5		0,80
80-120	1, 2	0,50	0,70
	3, 4	0,60	0,75
	5		0,85

Требования по содержанию остальных (кроме углерода) химических элементов в явном виде отсутствуют. Опосредованно ограничение по их содержанию заложено с учетом необходимости получения нужного значения углеродного эквивалента, определяемого по выражению [1]:

$$C_{\text{ЭКВ}} = C + \frac{Mn}{6} + \frac{Si}{24} + \frac{Cr}{5} + \frac{Ni + Cu}{40} + \frac{V}{14} \quad (1.1)$$

Из вышеприведенной формулы следует, что при содержании углерода в стали, близком к нижнему пределу требований ГОСТ 7524-2015, для выполнения требований по углеродному эквиваленту необходимо использовать стали, легированные хромом или марганцем.

В зависимости от минимально допустимой твердости мелющие шары подразделяются на пять групп, из которых максимальной твердостью должны обладать шары, относимые к пятой группе (таблица 1.2). При этом для первых трех групп оговорены требования только к поверхностной твердости, а для высших (четвертой и пятой групп твердости) дополнительно к поверхностной твердости регламентирована твердость на глубине 0,5 радиуса и объемная твердость соответственно (таблица 1.2) [1].

Таблица 1.2 – Группы твердости мелющих шаров по ГОСТ 7524-2015

Диаметр шаров, мм	Твердость, HRC, не менее по группам						
	1	2	3	4		5	
	на поверхности				на глубине 0,5 радиуса	на поверхности	объемная
15-45	45	49	55	55	45	61	57
50-70	43	48	53	53	43	60	53
80-100	39	42	52	52	40	58	48
110-120	35	38	50	50	35	56	43

Отсутствие жестких требований к химическому составу сталей для производства шаров предопределяет тот факт, что для производства шаров используются как специальные шаровые марки стали, так и стали другого назначения: углеродистые [2, 3], легированные [4] стали, основным назначением которых является производство различных видов проката.

Поскольку в ГОСТе на производство шаров, как указано выше, отсутствуют марки шаровых сталей, то такие марки вводятся внутренними нормативными документами предприятий, производящих мелющие шары по согласованию с заказчиками. К таким документам относятся: технические условия (ТУ), стандарт организации (СТО), технический стандарт (ТС) и т.д.

Имеющиеся данные [5] позволяют констатировать, что основными производителями стальных мелющих шаров в России на сегодняшний день являются: АО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбината» (АО «ЕВРАЗ ЗСМК»), АО «ЕВРАЗ Нижнетагильский металлургический комбинат» (АО «ЕВРАЗ НТМК») и ОАО «Гурьевский металлургический завод» (ОАО «ГМЗ»). Суммарное производство помольных шаров на указанных предприятиях составляет более 80% от общего объема выпуска данного вида продукции на отечественных металлургических предприятиях.

В АО «ЕВРАЗ ЗСМК» для производства катаных мелющих шаров используются стали согласно требований СТО 899-57-2014, ТС 001186269-250-2014 (таблица 1.3).

Таблица 1.3 – Химический состав сталей для производства мелющих шаров в АО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Диаметр шара	Группа твердости	Марка стали	Содержание элементов, %							
			C	Mn	Si	Cr	P	S	Ni	Cu
							не более			
30-60	2, 3	Ш2.1	0,60-0,69	0,60-0,70	0,20-0,30	-	0,030	0,025	-	-
70-100	2, 3	Ш2.2	0,70-0,80	0,60-0,70	0,20-0,30	-	0,020	0,015	-	-
40-60	4	Ш2.3	0,65-0,75	0,70-0,80	0,20-0,35	0,30-0,40	0,030	0,020	0,30	0,30
70	4	Ш2.4	0,65-0,75	0,70-0,80	0,20-0,35	0,35-0,45	0,030	0,020	0,30	0,30
80-100	4	Ш2.Л	0,65-0,75	0,70-0,80	0,20-0,35	0,50-0,60	0,020	0,015	0,30	0,30

При этом производство стали для мелющих шаров осуществляется, как в

кислородно-конвертерных цехах, так и в электросталеплавильном цехе. Конвертерная сталь, предназначенная для производства шаров, разливается, как на МНЛЗ, так и в изложницы, а электросталь – только с использованием непрерывного способа разливки. Из заготовок конвертерной стали производят шары диаметром 30-70 мм, а из заготовок электростали – шары диаметром 80-100 мм (рисунок 1.1).

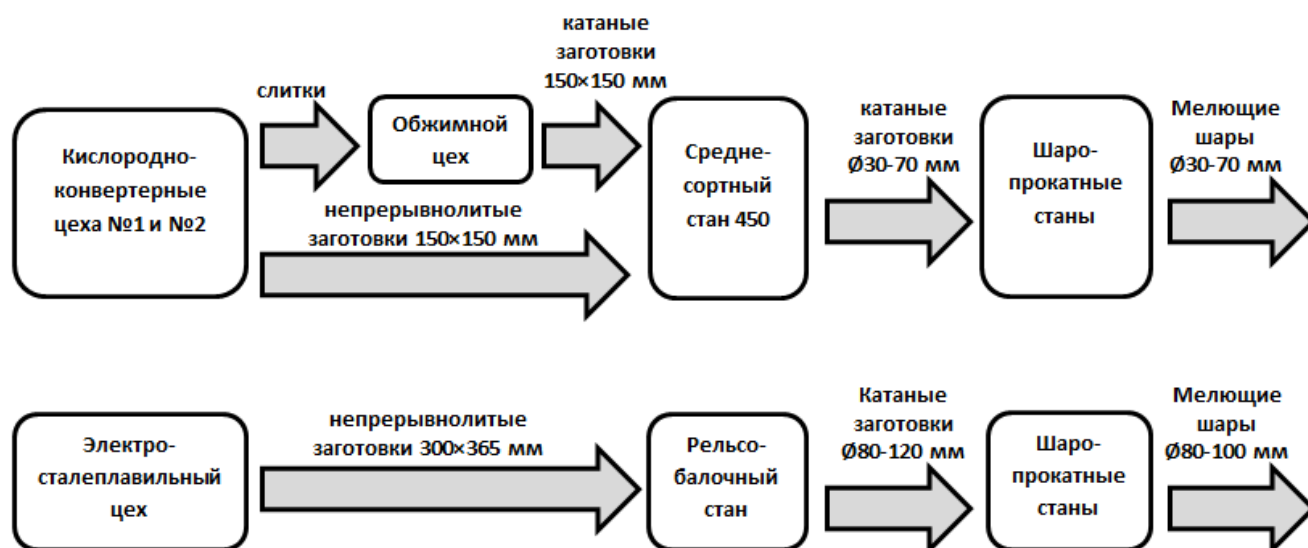


Рисунок 1.1 – Технологическая схема производства мелющих шаров  
в АО «ЕВРАЗ ЗСМК»

В АО «ЕВРАЗ НТМК» мелющие шары диаметром 40-120 мм получают из непрерывнолитых заготовок конвертерной стали. При этом помимо стандартных шаровых марок сталей освоено производство мелющих шаров диаметром 100 мм повышенных групп твердости из сталей марок 70ХГС, 60ГР и 65С2Х, химический состав которых представлен в таблице 1.4. В ОАО «Гурьевский металлургический завод шары прокатывают из собственной мартееновской стали, а также из отбраковки заготовок рельсовой конвертерной стали производства ПАО «Мечел». При этом химический состав мартееновских сталей для производства шаров диаметром от 20 мм до 120 мм регламентирован техническими условиями предприятия: ТУ 14-134-463-2015 и ТУ 1171-078-00186223-2016 (таблица 1.5).

Таблица 1.4 – Химический состав сталей, используемых для производства мелющих шаров в АО «ЕВРАЗ НТМК»

Марка стали	Содержание элементов, %									
	C	Si	Mn	Cr	Al	B	не более			
							S	P	Ni	Cu
60ГР	0,60-0,66	0,15-0,30	0,75-0,90	Не более 0,30	0,02-0,05	0,002-0,005	0,035	0,035	0,30	0,30
65С2Х	0,65-0,75	1,40-1,70	0,40-0,60	0,20-0,30	0,02-0,05	-	0,030	0,030	0,30	0,03
70ХГС	0,70-0,75	0,60-0,70	0,85-0,95	0,25-0,35	0,02-0,05	-	0,030	0,030	0,30	0,25

Таблица 1.5 – Химический состав сталей для производства мелющих шаров в ОАО «Гурьевский металлургический завод»

Диаметр шара, мм	Группа твердости	Марка стали	Содержание элементов, %								
			C	Mn	Si	Cr	Ni	Ti	P	S	Cu
									не более		
30-120	2, 3	Ш1	0,50-0,65	0,60-0,70	0,17-0,37	Н.б. 0,30	Н.б. 0,25	Н.б. 0,03	0,030	0,020	0,25
		Ш2	0,60-0,75	0,65-0,80	0,17-0,37	Н.б. 0,30	Н.б. 0,25	Н.б. 0,03	0,030	0,020	0,25
	4	Ш4.1	0,60-0,70	0,65-0,75	0,35-0,45	0,35-0,45	Н.б. 0,25	Н.б. 0,03	0,030	0,020	0,25
		Ш4.2	0,55-0,65	0,65-0,75	0,35-0,45	0,50-0,60	0,30-0,40	0,02-0,05	0,030	0,020	0,25
		Ш5	0,65-0,75	0,75-0,85	0,35-0,45	0,55-0,60	0,40-0,50	0,02-0,05	0,030	0,020	0,25
20-120	5	ТУ 1171 – 078 – 00186223 - 2016	0,60-0,75	0,65-0,90	0,35-0,50	0,35-0,75	<0,05	<0,05	0,015-0,035	0,015-0,035	-

Рассматривая информацию о ведущих зарубежных производителях мелющих шаров необходимо в первую очередь отметить южноафриканскую компанию «Scow Metals» (ЮАР). На принадлежащих данной компании десяти

заводах выпускается около 600 тыс. т шаров в год диаметром 25-150 мм под общим брендом «Moly-Cor» [6]. На данных предприятиях шары производят из непрерывнолитых заготовок; при этом химический состав используемых сталей отличается от отечественных производителей более высоким содержанием марганца и хрома – таблица 1.6. Поверхностная твердость шаров «Moly-Cor» составляет не менее 57-62 HRC. Аналогичные по диаметру и твердости шары производит компания «Goldpro» (Китай).

Таблица 1.6 – Химический состав специальных сталей для производства мелющих шаров компанией «Moly-Cor» (ЮАР)

Диаметр шара, мм	Содержание элементов, %						
	C	Mn	Si	Cr	не более		
					Mo	S	P
94	0,75- 0,85	0,85- 1,35	0,10- 0,35	0,50- 1,00	0,10	0,035	0,030
105							
125		0,75- 1,25	0,15- 0,35	0,75- 1,25			
133							
140							

Таким образом, обобщая вышесказанное можно констатировать, что для производства мелющих шаров невысокой твердости (группы 1, 2, 3 по ГОСТ 7524-2015) отечественными производителями применяются в основной массе средне- и высокоуглеродистые стали легированные марганцем. В то же время шары повышенных групп твердости (группы 4 и 5 по ГОСТ 7524-2015), как правило, производят из высокоуглеродистых сталей, легированных марганцем, хромом и, в ряде случаев, никелем. При этом для шаров диаметром более 80 мм содержание указанных легирующих элементов заметно выше, по отношению к шарам меньшего диаметра. Отличительной особенностью шаровых сталей зарубежного производства по отношению к отечественным сталям для производства шаров является более высокое содержание марганца и в особенности хрома. Так содержание хрома в зарубежных сталях находится в



диапазоне 0,5-1,25%, в отечественных сталях – не превышает 0,75%.

## **1.2 Влияние показателей качества шаровых сталей, технологических режимов их выплавки и внепечной обработки на эксплуатационные характеристики производимых мелющих шаров**

В соответствии с областью применения мелющих шаров основными требованиями к ним в условиях эксплуатации является обеспечение высокой твердости, ударо- и износостойкости [7-11]. Достижение требуемых высоких показателей твердости шаров и их устойчивости к абразивному износу, в основном, эффективно решается в процессе их производства за счет правильного подбора и обеспечения химического состава [12, 13] в сочетании с соответствующими режимами термической обработки [14-17].

Рассматривая показатель ударной стойкости шаров необходимо отметить, что значительное влияние на данную характеристику оказывает качество макроструктуры шаров (наличие внутренних дефектов) и параметры микроструктуры шаров в части загрязненности неметаллическими включениями. Так, например, по данным работ [18, 19] наиболее опасными для помольных шаров являются флокены и остатки усадочной раковины. Такие дефекты выступают в роли концентраторов напряжений и способствуют расколу шаров при ударных нагрузках. Влияние оксидных неметаллических включений на качество шаров в значительной степени зависит от их формы, размеров и расположения в исходных заготовках. Наиболее выраженное отрицательное влияние на свойства шаров оказывают остроугольные включения (глиноземистые включения), а наименее «вредными», соответственно, можно считать включения глобулярной формы. С увеличением размеров оксидных включений их отрицательное влияние на качество шаров возрастает. Полученные авторами работы [20] зависимости позволили количественно оценить изменение вероятности появления усталостных микротрещин в изделиях из шарикоподшипниковой стали ШХ15 при увеличении размеров оксидных включений с помощью коэффициента относительной вредности включений. По полученным данным

[20] увеличение размеров оксидных включений до размеров порядка 20 мкм оказывает выраженное влияние на повышение вероятности возникновения трещин, а дальнейшее увеличение размеров включений практически не сказывается на качестве стальных изделий.

Отрицательное влияние серы и фосфора на качество стальных изделий является общепризнанным и обусловлено неравномерным распределением образуемых ими соединений по объему заготовок, а именно склонностью концентрироваться в межзеренном пространстве в процессе кристаллизации заготовок. Так превышение концентрации серы в областях по границам дендритов над среднеплавочным значением может достигать 15...2000 раз, для фосфора разница концентраций составляет 10...25 раз [21].

Степень влияния серы на свойства стального металлопроката, в том числе мелющих шаров, зависит от характера сульфидных включений и их распределения в металле, что определяется воздействием некоторых сульфидообразующих элементов, вводимых в сталь для раскисления. По данным [22-24] при раскислении стали марганцем и кремнием без алюминия или с небольшим количеством алюминия (до 0,006 %) образуются сульфиды и преимущественно оксисульфиды в виде обособленных, беспорядочно разбросанных обычно крупных глобулей – I тип включений. При более глубоком раскислении алюминием сульфидные включения выпадают в виде цепочек мелких глобулей или пленок – II тип включений. Критическое содержание алюминия, при котором образуются включения второго типа, составляет примерно 0,005-0,020% в средне- и высокоуглеродистой сталях. Дальнейшее увеличение количества вводимого в сталь алюминия приводит к образованию включений III типа, относительно крупных, обычно неправильной формы, беспорядочно расположенных в объеме металла. Эти включения, как правило, состоят из сульфидов алюминия, марганца и железа. Наиболее вредное влияние на механические свойства стали сера оказывает при образовании включений II типа. Влияние это менее выражено при образовании включений III типа и еще меньше при образовании включений I типа.

Имеющиеся данные [25, 26] свидетельствуют, что отрицательное влияние фосфора на качество стали может быть проиллюстрировано, в том числе, в уменьшении им работы развития трещины. Так сталь, содержащая 0,045% фосфора, имеет работу распространения трещины в 2 раза меньшую, чем сталь с концентрацией данного элемента на уровне 0,005 %.

В соответствии с имеющимися данными [5, 6] основная масса мелющих шаров в отечественной металлургии производится из конвертерных сталей. При этом металлургическое качество мелющих шаров, оказывающее значительное влияние на их основные эксплуатационные характеристики (прежде всего, устойчивость к ударным нагрузкам) в значительной степени определяется загрязненностью стали неметаллическими включениями и наличием флокенов, которые, в свою очередь, зависят от окисленности шаровых сталей на выпуске из плавильного агрегата и содержания в них водорода.

Влияние окисленности стали в заключительном периоде продувки на ударную стойкость мелющих шаров, прежде всего, связано с тем, что содержание кислорода напрямую определяет количество образующихся при последующем раскислении неметаллических включений. В свою очередь неметаллические включения приводят к образованию внутренних (расслой) и поверхностных (трещин) дефектов, являющихся концентраторами напряжений при ударных воздействиях в процессе эксплуатации шаров.

Необходимо учитывать, что содержание и активность кислорода в конвертерной стали в конце продувки в наибольшей степени определяется такими параметрами, как [27-29]: содержание углерода, активность оксидов железа в шлаке, содержание марганца в стали, интенсивность продувки.

Отмеченные закономерности и неудовлетворительное ведение дутьевого режима плавки на заключительном этапе продувки, как правило, приводит к переокисленности металла и повышенному расходу ферросплавов. В то же время повышение концентрации марганца в стали в конце продувки приводит к снижению содержания кислорода, что объясняется обратной зависимостью между активностью закиси железа в шлаке и содержанием марганца в

металле [27].

Накопление и избыточное содержание кислорода в стали в заключительный период продувки, как правило, связывают с торможением процесса его диффузии к реакционной поверхности, поэтому повышение интенсивности продувки будет приводить к снижению окисленности и переокисленности стали за счет улучшения условий массопереноса [28].

Полученные результаты [27, 28] показывают, что использование додувок приводит к значительному повышению окисленности стали. Также по данным работы [27] существенное влияние на окисленность конвертерной стали в конце продувки оказывает температура металла, при этом повышение температуры приводит к дополнительному увеличению активности кислорода и, соответственно, к повышению окисленности стали [29].

Отмечается, что влияние содержания водорода на ударную стойкость мелющих шаров из невакуумированной стали, прежде всего, связано с образованием флокенов, выступающих в роли концентраторов напряжений [30]. Анализируя имеющие место на практике концентрации водорода в основных компонентах металлошихты конвертерной плавки (чугуне и металлическом ломе) следует отметить, что содержание водорода в них может варьироваться в достаточно широких пределах. Так, если в металлическом ломе концентрация водорода обычно находится в диапазоне 4-8 ppm, то в мелком покрытом слое ржавчины скрапе его содержание может достигать 0,122% [31]. Чугун, как правило, содержит 3-7 ppm водорода, при этом содержание водорода в чугуне может быть существенно выше в случае повышенной влажности воздуха дутья и увеличения подачи в доменную печь природного газа [32].

Влияние атмосферы плавильного агрегата особенно заметно проявляется в период продувки с неоптимальным шлаковым режимом плавки и по время выпуска стали. Значительное количество водорода может вноситься в металл добавочными материалами (известью, доломитом, различными флюсами), применяемыми по ходу продувки для формирования шлака. Используемые при раскислении стали некоторые виды ферросплавов и легирующих добавок могут

содержать значительные количества водорода, что приводит к дополнительному насыщению водородом металла.

В то же время отмечается [33], что главным источником водорода в конвертерном процессе является кислород, используемый для продувки. В техническом кислороде содержится 8-10 г/м<sup>3</sup> влаги, поэтому, попадая в реакционную зону, водяные пары диссоциируют и отдают водород металлу. По данным В.И. Явойского [34], равновесная концентрация водорода в этих условиях может достигать 10-13 см<sup>3</sup>/100 г. Фактическое содержание водорода по ходу продувки значительно ниже, что связано с дегазирующим действием кипения ванны и циркуляцией металла.

В практике конвертерного производства хорошо известны случаи очень высокого содержания водорода в металле. Обычно это связано с использованием подтекающей фурмы для продувки и попаданием в реакционную зону охлаждающей воды.

Необходимо помнить, что при выпуске и раскислении металла содержание водорода может повышаться за счет его поступления из ферросплавов и при присадке корректирующих науглероживающих добавок.

Первоначальный уровень содержания водорода в металле определяется его содержанием в шихте. В начальный период продувки при формировании шлака отмечается увеличение концентрации водорода в металле, что связано с поступлением его из металлолома, гидратной влаги извести и из атмосферы конвертера. Отмечается [34], что парциальное давление водяных паров в атмосфере в этот период достаточно высокое, так как скорость окисления углерода невелика. Существенная нестабильность (получение разброса) значений концентраций водорода в начале продувки, полученная на разных плавках, объясняется различным количеством водорода, поступающим из разных источников. В дальнейшем интенсивное окисление углерода и вымывающее действие всплывающих пузырей СО определяет концентрацию водорода в металле. В конце продувки содержание водорода в металле увеличивается, что объясняется падением скорости обезуглероживания.

Важным элементов технологии, определяющим конечное содержание водорода в конвертерной ванне в значительной степени является момент ввода водородосодержащих добавок – чем ближе этот момент к окончанию продувки, тем выше концентрация остаточного водорода в расплаве.

Применение оптимальных режимов внепечной обработки шаровых сталей позволяет снизить концентрацию в расплаве неметаллических включений и водорода. При этом выбор методов ковшевой обработки стали, как правило, определяется наличием современных комплексных агрегатов внепечной обработки [35, 36].

В случае применения для обработки шаровых сталей установок доводки металла основной операцией внепечной обработки является продувка инертным газом. Для шаровых сталей является допустимой продувка азотом, поскольку такие стали не содержат значительных концентраций нитридообразующих элементов (алюминия, титана, ванадия). При этом в интервале температур обработки стали на установках доводки металла (1550-1600 °С) процесс растворения азота в жидком железе не получает заметного развития, то есть насыщения расплава азотом фактически не происходит [22, 33].

Характер воздействия продувки инертным газом на качество стали зависит от продолжительности продувки и от ее интенсивности, то есть от расхода инертного газа. По мнению авторов [22, 33] продувка с расходом газа до 0,5 м<sup>3</sup>/т стали достаточна для усреднения химического состава и температуры металла, а продувка с интенсивностью до 1,0 м<sup>3</sup>/т влияет на удаление из металла неметаллических включений; при этом для удаления водорода необходимо увеличить интенсивность продувки до 2,0 м<sup>3</sup>/т.

Применительно к внепечной обработке шаровых сталей на агрегатах «ковш-печь» в дополнении к нагреву металла и продувке инертным газом имеется возможность проведения таких операций, как обработка специальными шлаками путем применения ТШС, модифицирование неметаллических включений за счет ввода реагентов в виде порошковой проволоки, либо их вдувания в струе газа [22, 35, 36]. При наводке на поверхности металла в сталеразливочном ковше шлака

специального состава дополнительное перемешивание расплава улучшает условия протекания ассимиляции таким шлаком неметаллических включений [37].

Касательно применения вакууматоров для обработки шаровых сталей необходимо отметить, что значительная доля отечественных сталей для производства мелющих шаров вакуумированию не подвергается. Так в АО «ЕВРАЗ ЗСМК» обрабатывается на вакууматоре только электросталь для производства мелющих шаров большого диаметра (80 мм и выше), составляющих незначительную долю в общем сортаменте помольных шаров. Шары из конвертерной стали диаметром 30-70 мм производятся из стали, не подвергающейся вакуумной обработке. В АО «ЕВРАЗ НТМК» значительная доля конвертерной стали для производства мелющих шаров также не вакуумируется [30]. В ОАО «Гурьевский металлургический завод» при производстве мелющих шаров используется невакуумированная сталь собственного производства и вакуумированная рельсовая конвертерная сталь, поставляемая ПАО «Мечел» в виде заготовок.

### **1.3 Совершенствование и оптимизация дутьевых режимов и устройств для кислородных конвертеров при выплавке специальных сталей**

Принимая во внимание вышеприведенные данные о значительном объеме производства мелющих шаров из конвертерных сталей, актуальность приобретает анализ известных решений по совершенствованию дутьевых режимов и устройств для их реализации в кислородных конвертерах с целью получения качественной стали.

В соответствии с общим мнением специалистов, верхняя кислородная фурма является основным инструментом управления любого современного конвертерного процесса [38-42]. При этом экономическая эффективность варианта технологии в значительной степени определяется наличием оптимальной конструкции дутьевого устройства и рациональной технологией

ведения плавки с его использованием. Рациональные конструкции фурм и современные высокоэффективные технологии с их применением способствуют повышению качества стали, улучшению эксплуатационных характеристик металлургического оборудования, значительному ресурсо- и энергосбережению [38].

Проектирование рациональных параметров головки фурмы является важнейшим элементом технологии, требует научно обоснованных подходов и должно обеспечивать высокую стойкость дутьевого устройства, в особенности в условиях производства специальных марок стали. При правильно организованном выполнении работ по проектированию фурменных головок и дутьевого устройства в целом, рациональном их использовании, как правило, достигаются следующие положительные результаты:

- быстрое и устойчивое зажигание операции;
- ускоренное растворение извести и быстрая наводка жидкоподвижного высокоосновного шлака, в том числе при повышенном содержании оксида магния;
- увеличение стойкости фурменных головок, и в целом, футеровки агрегата;
- снижение трудоемкости работ по замене головок и ремонтам фурмы;
- уменьшение степени заметалливания технологического оборудования (ствола фурмы, горловины конвертера, экранных поверхностей котла-утилизатора);
- снижение удельного расхода основных шихтовых материалов (чугуна, извести, плавикового шпата, магнезимального флюса, углеродсодержащих теплоносителей и т.д.) и раскислителей,
- уменьшение окисленности выплавляемого металла;
- повышение качества и выхода жидкой стали.

В процессе проектирования выбор количества сопел в головке определяется размерами конвертера, высотой рабочего пространства от уровня спокойной ванны до горловины и удельным расходом кислорода, при этом число



сопел в головке должно быть оптимальным [41, 42].

В соответствии с данными работы [43] считается, что для современных 300-400-т конвертеров при интенсивности продувки  $5-7 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$  в головке фурмы должно быть не менее 10-12 сопел. Близкой точки зрения придерживаются авторы работы [44], согласно которой лучше всего использовать девятисопловые головки фурмы. По другим данным считают [41], что число сопел в фурмах большегрузных конвертеров должно быть не менее семи. Вместе с тем на практике в условиях работы конвертерных цехов с большегрузными агрегатами пока применяются фурмы с 4-6 соплами, что вероятней всего объясняется отработанными технологиями и удовлетворительной их стойкостью [45-47].

В длительных производственных исследованиях [44, 48-50] на агрегатах различной емкости уже опробованы фурмы с 8-13 соплами, которые показали достаточно хорошие технологические показатели. В то же время такие фурмы отличаются весьма низкой стойкостью наконечников из-за сложности конструкции и системы охлаждения, вследствие чего они и не внедрены в постоянное производство.

Повышение числа сопел (обычно более шести) способствует [46, 48] увеличению степени усвоения кислорода, улучшению гидродинамической обстановки в ванне и ускорению шлакообразования, но вместе с тем приводит к переокислению металла и шлака, выбросам, снижению выхода жидкой стали. При небольшом числе сопел (как правило, до пяти) вследствие увеличения жесткости дутья снижается окисленность металла и шлака, однако ухудшаются условия шлакообразования, что приводит к интенсивному выносу металла из реакционной зоны, способствуя, таким образом, увеличению степени замetalливания технологического оборудования и снижению выхода жидкого металла [45-47].

Для определения оптимального количества сопел в головке фурмы авторы работ [51, 52] получили выражение зависимости высоты рабочего пространства конвертера выше уровня спокойной ванны ( $H'$ , м) от расхода кислорода на одно сопло ( $q_{\text{O}_2}$ ,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ):

$$H' = 0,850q_{O_2}^{0,428} \quad (1.3)$$

На основании указанной зависимости для данной величины  $H'$  рассчитывается допустимое значение  $q_{O_2}$ , а затем при заданном расходе кислорода ( $Q_{O_2}$ , м<sup>3</sup>/мин) определяется число сопел ( $n$ ):

$$n = \frac{Q_{O_2}}{q_{O_2}}. \quad (1.4)$$

С учетом размеров внутреннего профиля конвертера и расхода кислорода на продувку для определения значений  $n$  в работах [43, 44] также получены известные выражения.

В отношении вариантов рационального расположения сопел во внешней чаше головки фурмы до сих пор нет единого мнения. Рекомендуется размещение всех сопел по одной окружности, по двум концентричным окружностям, в том числе с центральным соплом [43-47], а также в сопловых блоках [50].

В случае однорядного расположения определенного количества сопел ( $n$ ) в головке фурмы угол наклона последних к вертикальной оси ( $\alpha$ , град) согласно данных [52-54] можно найти из выражения:

$$\sin \alpha = \frac{\sin \varphi/2}{\sin 180/n}, \quad (1.5)$$

где  $\varphi$  – угол в плане между осями двух близ расположенных сопел.

При этом обеспечение разведения первичных реакционных зон в объеме конвертерной ванны на безопасный угол  $\varphi$ , как правило, определяется из соотношения [53-60]:

$$\operatorname{tg} \varphi/2 \geq \frac{D_1}{2(H_\phi + L'_1)}, \quad (1.6)$$

где  $L'_1$  – расстояние, на котором первичная реакционная зона достигает максимального диаметра;  $D_1$ ,  $L_1$  – диаметр и длина первичной реакционной зоны соответственно.

Для расчета значений  $D_1$  и  $L_1$  чаще всего используются различные выражения, полученные при обработке данных высокотемпературного

моделирования по изучению взаимодействия кислородных струй с конвертерной ванной [53-55].

В целом, угол расположения сопел по отношению к вертикальной оси фурмы должен быть достаточно большим, чтобы не допустить слияния газовых струй и обеспечить раздельное существование в объеме расплава реакционных зон [52-56]. При этом величина угла наклона сопел не должна быть достаточно большой, так как это приводит к значительному снижению стойкости футеровки в результате приближения к ней высокотемпературных реакционных зон [52]. В то же время необходимо учитывать, что при увеличении числа сопел угол их наклона к вертикальной оси фурмы также должен несколько увеличиваться. Следует учитывать и тот факт, что увеличение числа сопел и угла их наклона к вертикали, кроме разрушения футеровки газовыми струями, приводит к повышению окисленности шлакового расплава, что, в свою очередь, также отрицательно отражается на стойкости футеровки.

Проведенный в работе [53] анализ в первом приближении позволяет рекомендовать следующие углы наклона сопел к вертикальной оси:

n	4	6	8	10	12
$\alpha$ , град.	12-13	17-18	23-24	29-30	35-36

В практике работы фурм для 160-400-тонных конвертеров угол наклона  $\alpha$  колеблется в пределах 15-25 град [43-47], при этом внешний диаметр фурмы обычно составляет 219-419 мм [44-50].

Рациональная геометрия сопел всегда определяется конкретными производственными условиями – давлением кислорода в магистрали, химическим составом перерабатываемого чугуна и сортаментом выплавляемых марок стали. Как известно [38-42], для получения стабильно высоких показателей очень важно создать оптимальную конструкцию закритической части сопла Лаваля, то есть диффузора. Причем если диффузор выполнен со значительным углом раскрытия сопла и имеет повышенную длину, то возможно образование зоны пониженного давления между струей и стенкой сопла в результате отрыва кислородного потока

от стенки на ее концевом участке, в которую подсасываются высокотемпературные частицы расплава и образующиеся газы. Последнее явление приводит к разгару и механической деформации сопел, значительному износу их выходных участков [57]. Такое явление известно в технической литературе как обратное горение сопла, а развитию его в значительной мере способствует то, что обычно геометрические параметры сопел рассчитывают на определенный расход кислорода для продувки в расчетном режиме [40, 54]. По данным работ [41, 42], величина оптимального угла раскрытия сопла Лаваля должна составлять 5-6 град., по другим [45-47] – 6-12 град.

В соответствии с [44, 58, 59] избежать повышенного износа выходных участков сопел можно путем проектирования так называемых укороченных сопел Лаваля, геометрические размеры которых рассчитываются не на конкретную заданную величину давления кислорода, а на некоторый интервал давлений на входе в сопло с учетом изменения давления в полости конвертера.

Оптимальная форма докритического участка сопла Лаваля представляется в виде тороидальной секции, при этом наличие острых кромок входного участка сопла также может способствовать отрыву газовой струи от стенок сопла [59].

С точки зрения расширения функциональных возможностей конвертерных процессов весьма своевременными были разработки различных конструкций верхних двухъярусных кислородных фурм, однако их производственное внедрение на глуходонных конвертерах так и не состоялось вследствие недостаточно высокого уровня технического исполнения [59-61]. По этим же причинам при освоении технологии комбинированной продувки использование двухъярусных и двухконтурных фурм завершилось также только продолжительным опытно-промышленным опробованием [62-65].

На современном этапе развития черной металлургии в преобладающем большинстве конвертерных цехов отрасли сегодня освоена технология дутьевого и шлакового режимов плавки с формированием в ходе продувки обогащенного оксидом магния шлака, который после выпуска металла из агрегата при продувке азотом через многосопловую фурму раздувается газовыми струями с нанесением

шлакового гарнисажа на футеровку [66-68]. Использование таких вязких гарнисажных шлаков приводит к значительному повышению стойкости футеровки агрегатов [69-72]. В то же время по данным работ [71-74] такой шлак может негативно влиять на ход продувки и шлакообразование, что, прежде всего, выражается в усилении выноса мелких капель металла и шлака из пределов реакционной зоны и, как следствие, в более интенсивном заметалливании технологического оборудования.

На основании полученного производственного опыта известно [65, 75], что продувка конвертерной ванны через более сложные конструкции двухъярусных фурм с расходом дополнительного кислорода на дожигание отходящих газов через верхний ярус сопел в количестве 20-30% от общего, обеспечивает увеличение приходной части теплового баланса наплавки и, как следствие, повышение доли перерабатываемого лома в металлозавалке. При этом отмечается [62, 75], что такая продувка приводит к ускоренному локальному износу верхней конусной части футеровки при воздействии на нее высокотемпературных факелов дожигания и переокисленного шлака.

В соответствии с имеющимися данными при отработке дутьевого режима плавки чрезвычайно важно предотвратить продувку конвертерной ванны с усиленным выносом мелких капель металла и шлака из пределов реакционной зоны, что наблюдается при незначительном количестве шлакометаллической эмульсии в ванне или вообще «свернутом» гетерогенном шлаке. В данных условиях используемая кислородная фурма должна обеспечить ускоренное шлакообразование и вспенивание шлака, что особенно важно при выплавке специальных сталей и остановке продувки на заданном высоком содержании углерода в расплаве.

Известные конструкции головок, так называемых двухконтурных фурм с двухрядным расположением сопел [61, 73, 76] также имеют внутренний ряд сопел Лавалля, как правило, в количестве 3-4 шт. и периферийный ряд дополнительных цилиндрических сопел (8-32 шт.), ориентированных под разными углами к вертикали фурмы. В данном случае такие дутьевые устройства при истечении из

сопла формируют сверхзвуковые кислородные струи, предназначенные для продувки ванны с глубоким проникновением дутья в расплав и обеспечением интенсивного обезуглероживания. В то же время дополнительные цилиндрические сопла внешнего контура формируют относительно более низкоскоростную область кислородных потоков, которая и определяет, в свою очередь, режимы шлакообразования и, прежде всего, дожигания монооксида углерода в полости конвертера.

Согласно производственного опыта [77-79] в данном случае интенсивность подачи кислорода через дополнительные сопла обычно колеблется в пределах 5-30% от общей, причем нижний предел характерен для случаев, когда по технологии предусматривается организация дожигания встречного потока отходящих газов без повышения окисленности шлака. При верхнем пределе расхода кислорода (20-30%) обеспечивается, как дожигание отходящих газов, так и усиленный приток кислорода в шлак, особенно при повышении высоты фурмы над ванной сверх оптимального значения.

С учетом некоторой сложности конструкций двухпоточных фурм и систем подвода к ним технологических газов для более простого варианта продувки конвертерной ванны известны технические решения использования обычных кислородных фурм, но уже с двухрядным расположением сопел [79, 80]. В технической литературе широко рекламируется использование таких кислородных фурм при комбинированной продувке конвертерной ванны в Китае [81] и США [73].

Возможность дожигания монооксида углерода как в объеме шлако-металлической эмульсии, так и в газовой фазе над ней, то есть в свободном газовом пространстве конвертера, а также результаты других исследований послужили поводом для создания целого ряда новых конструкций верхних кислородных фурм и рекомендаций по дутьевому режиму конвертерной плавки [41, 42]. Такая работа продолжается и на сегодняшний день.

Помимо описанных вариантов конструкций верхних кислородных фурм существует целый ряд дутьевых устройств, с помощью которых улучшение

дожигания отходящих конвертерных газов достигается путем изменения конфигурации сопел, их взаиморасположения между собой для создания низкоскоростных газовых потоков и увеличения площади контакта с СО, а также путем изменения в широких пределах угла взаимодействия кислородных струй с ванной и их пульсации [41, 42, 73].

Появилось множество публикаций с рекомендациями по улучшению теплового баланса плавки путем использования верхних фурм с центральным соплом и завихрителем потока [80-84]. Использование таких фурм в 350-т конвертерах [85] сопровождалось дополнительным поступлением тепла за счет дожигания СО без отрицательного воздействия на футеровку конвертера, при этом экономия чугуна составила 3-6 кг/т стали, а за счет снижения угара железа в шлак на 10 кг/т стали снизился удельный расход металлошихты. Подобные технические решения чрезвычайно важны при реализации технологии с регламентированным расходом чугуна и остановкой продувки на заданном высоком содержании углерода.

В то же время известно, что для всех конструкций дутьевых устройств важнейшим элементом технологии является способ изготовления наконечника и вариант подвода к головке охлаждающего реагента [41, 42, 60-62]. К сожалению, в настоящее время в преобладающем числе конвертерных цехов отрасли применяются морально устаревшие сварные конструкции многосопловых головок, не отвечающие современному уровню ресурсо- и энергосбережения.

В таких головках сопла закрепляются посредством сварки между нижней и верхней чашами. При этом такой вариант компоновки наконечника характеризуется низкой стойкостью из-за наличия сварных швов на наружном торце фурмы, которые являются наиболее поражаемыми участками из-за более низкой теплопроводности сварочной меди, а также значительного снижения прочности вследствие уменьшения плотности сварных швов. К сожалению, известные способы изготовления головок в виде цельных медных отливок не привели к необходимому результату [86, 87]. Несмотря на то, что данный технологический прием позволяет ликвидировать наружные и внутренние

сварные швы вокруг сопел, стойкость изделий все же повышается незначительно. Именно поэтому в зарубежных странах практически полностью отказались от использования в практике конвертерных цехов сварных и литых головок конструкций дутьевых устройств, отдав предпочтение ковано-сварным или ковано-паяным головкам [46]. Основное преимущество таких конструкций состоит в отсутствии на наружном торце головки сварных швов, соединяющих сопла с нижней чашей, благодаря штампованному или кованому наконечнику, который уже содержит в себе сопла или их нижние участки.

В процессе проектирования фурменных головок необходимо обеспечивать равномерное охлаждение всей внутренней поверхности с максимально возможной интенсивностью, что достигается оптимизацией площади проходного сечения каналов отвода воды в головке, применением различных разделительных устройств специального профиля и центрального подвода охлаждающей воды [41, 42].

Вместе с тем есть мнение, что цельноточенные наконечники обладают весьма серьезным недостатком – их изготовление более трудоемко и требует повышенных затрат меди [57]. Изготовление штампованных или кованых наконечников также требует значительных материальных и трудовых затрат, связанных с разработкой и изготовлением дорогостоящего оборудования – штампов, мощных прессов, литейной оснастки, что в настоящее время для многих металлургических предприятий весьма проблематично.

В заключении следует отметить, что для изготовления наконечников к фурмам наиболее перспективны полностью цельноточенные конструкции или головки с блочным расположением сопел, поскольку в них можно разместить необходимое количество разных по размерам и конфигурации сопел, а также соответствующие каналы для прохождения охлаждающей воды.

Относительно совершенствования и оптимизации дутьевых режимов кислородных конвертеров для верхней продувки можно отметить следующее.

Как известно, дутьевой режим, связанный с конструкцией кислородной фурмы, положением ее относительно уровня металлической ванны и параметрами



дутья, играет определяющую роль в конвертерной плавке [38-42, 52, 53]. В настоящее время практически все конвертерные агрегаты работают при использовании многоструйных фурм с соплами Лавалья, позволяющих достигать сверхзвуковых скоростей истечения и максимальной глубины проникновения струи кислорода в расплав.

При выбранной интенсивности продувки и конструкции кислородной фурмы (количества сопел, их формы и угла наклона к вертикали) дутьевой режим кислородно-конвертерного процесса в основном определяется высотой расположения фурмы над уровнем ванны ( $H_{\phi}$ ).

В технической литературе известны работы [51, 88, 89], в которых сделана попытка обобщить имеющиеся сведения в целях определения оптимальной в данных условиях высоты фурмы относительно уровня металлической ванны. В наиболее обоснованном виде данный вопрос рассмотрен в работах В.И. Баптизманского и В.Б. Охотского [39, 51-54]. В то же время в данных исследованиях анализируется ограниченный объем данных и используются устаревшие теоретические разработки [88, 89].

Рациональную рабочую высоту фурмы над уровнем ванны в случае применения сопел Лавалья В.Б. Охотский [51] рекомендует определять по уравнениям:

$$H_{\phi}=y_1(1,82-0,015q) \text{ при } q<60 \text{ м}^3/\text{мин}; \quad (1.7)$$

$$H_{\phi}= y_1(1,82-0,015q) \text{ при } q>60 \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (1.8)$$

где  $q$  – интенсивность продувки кислородом на одно сопло;  $y_1$  – длина ядра начальных скоростей струи, определяемая по выражениям из работы [39].

Многочисленными исследованиями установлено [38, 48-50, 57], что при продувке ванны через многосопловую фурму с целью регулирования и улучшения шлакообразования положение последней над уровнем спокойного металла целесообразно изменять в процессе продувки. В практике конвертерной плавки положение фурмы относительно уровня ванны в начале продувки ( $H_{\phi}^{\text{нач}}$ ) зачастую выбирается в зависимости от содержания марганца в заливаемом

чугуне [37, 51, 57]. При переработке перedельного чугуна величина  $H_{\phi}^{нач}$  должна быть в 1,5-1,75 раза больше рабочей величины  $H_{\phi}^{раб}$  в остальное время продувки.

На основании результатов обработки данных высокотемпературного моделирования [90, 91] предложены следующие эмпирические уравнения для определения начальной ( $H_{\phi}^{нач}$ ) и рабочей ( $H_{\phi}^{раб}$ ) высоты расположения многосопловой фурмы над уровнем ванны:

$$H_{\phi}^{нач} = 1,3 \left( \frac{i}{\rho_{\text{м}} \cdot g} \right)^{0,495}; \quad (1.9)$$

$$H_{\phi}^{раб} = 7,7 \left( \frac{i}{\rho_{\text{м}} \cdot g} \right)^{0,465}, \quad (1.10)$$

здесь:  $i$  – импульс одиночной кислородной струи,  $\text{кг} \cdot \text{м}/\text{с}^2$ ;  $\rho_{\text{м}}$  – плотность металла,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $g$  – ускорение силы тяжести,  $\text{м}/\text{с}^2$ .

По данным [48, 92-94] весьма важным параметром, определяющим дутьевой режим плавки, является минутный расход кислорода, который в большинстве конвертерных цехов поддерживается постоянным на протяжении всего времени операции.

При неизменном расходе кислорода в течение всего периода пропускная способность газоотводящего тракта конвертера в начальный и конечный период плавки используется не полностью. В этой связи заслуживают внимание проведенные в свое время работы [94-98] по разработке дутьевого режима плавки при регламентированной интенсивности продувки ванны кислородом. Так, в соответствии с [95, 96] успешно реализуется режим ступенчатой продувки со значительным повышением интенсивности в течение первых 5-6 минут плавки и со скачкообразным ее снижением до номинального уровня в течение остального времени операции. Полученные результаты свидетельствуют о сокращении продолжительности продувки на 2-3 минуты, повышении производительности конвертеров на 3-5% без ухудшения результатов шлакообразования, процессов десульфурации и дефосфорации, увеличении выхода годного. Такая точка зрения

находится в противоречии с имеющимися данными [97] и требует детальной проверки, в особенности в условиях организации продувки в большегрузных конвертерах.

Отмечается [39, 40], что продолжительность продувки в большегрузных конвертерах практически такая же, как и в малых, при условии обеспечения одинаковой удельной интенсивности продувки ванны кислородом. В то же время следует отметить, что в течение длительного периода предпринимались попытки по дальнейшему сокращению длительности продувки за счет интенсификации подачи кислорода в агрегат [39, 40, 54, 98], что являлось одной из основных тенденций развития конвертерного процесса вплоть до последнего десятилетия. В настоящее время интенсивность подачи кислорода на отечественных заводах обычно не превышает  $3,0-3,5 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$  [99-101]. Наиболее высокая интенсивность продувки (до  $5 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$ ) в свое время была достигнута на заводах фирмы Аугуст Тиссен-хютте в Беекерверте (ФРГ), а также в кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» [49].

Работа с повышенной интенсивностью продувки ( $4-5 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$ ) позволяет значительно сократить длительность продувки и всего цикла плавки в целом. Так, в соответствии с [102] длительность продувки была уменьшена до 12-13 мин., а длительность всего цикла плавки от выпуска до выпуска составляла порядка 30 мин.

Накопленный опыт [49, 92, 95-98] по интенсификации процесса продувки конвертерной ванны актуален и в настоящее время, когда в условиях стабильного производства необходимо изыскивать время для проведения операции нанесения шлакового гарнисажа на футеровку конвертеров [66], то есть предусматривать дополнительное время в цикле плавки для периода раздувки подготовленного конечного шлака.

Анализ имеющегося опыта работы большегрузных конвертеров свидетельствует о некоторых затруднениях в обеспечении нормального шлакового режима плавки в случае использования присадок MgO-содержащих материалов по ходу продувки, особенно при интенсивной продувке с расходом

кислорода  $4-5 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$  [66, 92, 93].

Отмечается [38-40, 49, 52], что образование высокоосновного и жидкоподвижного шлака с самого начала продувки может быть достигнуто при присадке части материалов в завалку совместно с плавиковым шпатом в сочетании с рассредоточенной присадкой остальной части извести в первую треть периода продувки.

Положительное влияние на ускорение формирования шлака в большегрузных конвертерах может быть достигнуто присадками части извести (40-60% от требуемого на плавку количества) на скрап до заливки чугуна и подачи оставшейся извести небольшими порциями (2,0-3,0% от веса металлозавалки) по ходу продувки [93, 102, 103]. В то же время в технической литературе зафиксированы различные позиции авторов работ [38, 39, 47, 89, 100] при выборе оптимальных режимов присадки извести и плавикового шпата в конвертер или его заменителей с целью ускорения процесса шлакообразования.

По мнению авторов работ [39, 44, 103] для ускорения растворения извести с самого начала операции фурму следует устанавливать на более высоком уровне, чем в период интенсивного обезуглероживания. Таким мероприятием обеспечивается повышенное содержание оксидов железа в шлаке, способствующее растворению извести [52-53], а также увеличивается площадь высокотемпературной зоны активной обработки шлакового расплава кислородными струями.

В условиях повсеместного использования в конвертерном производстве технологии нанесения шлакового гарнисажа на футеровку агрегатов [66] важным представляется обеспечение оптимального шлакового режима плавки для сохранения показателей процесса. Оптимальным в данном случае, с точки зрения нормального хода продувки следует считать возможность обеспечения содержания  $\text{MgO}$  в конечном конвертерном шлаке, которое в свою очередь зависит от многих факторов: химического состава чугуна, марки выплавляемой стали, параметров дутья, температурного режима плавки и т.д. Опыт работы конвертеров завода в Кимицу фирмы «Син ниппон сэйтэцу», Япония [104],

показывает, что существенных результатов по повышению стойкости футеровки конвертеров можно добиться лишь при пересыщении шлака  $MgO$  в конце продувки до 8-12%. Такие шлаки содержат большое количество дисперсной твердой фазы, придающей шлаку способность образовывать гарнисажное шлаковое покрытие.

С точки зрения оптимального ведения конвертерной плавки целесообразно поддерживать минимальную вязкость шлака при повышенной концентрации  $MgO$  [105]. При этом необходимо учитывать, что по мере рассредоточенного ввода магнийсодержащих материалов вязкость шлакового расплава будет расти. Как установлено для нанесения шлакового гарнисажа после окончания плавки более целесообразно быстро повышать вязкость шлака путем снижения его окисленности и температуры и вводом дополнительного количества  $MgO$  для подготовки конечного шлака [66, 106, 107].

На протяжении всего периода развития конвертерного процесса было разработано и внедрено достаточно много способов ведения конвертерной плавки при оптимизации шлакообразования и с использованием магнезиальных материалов, направленных на повышение стойкости футеровки конвертеров без снижения качества выплавляемой стали. Поэтому внедрение комплекса гарнисажных технологий является абсолютно логичным и высокоэффективным техническим решением, получившим повсеместное развитие и внедрение в производство.

В тоже время необходимо отметить, что отработка рациональной технологии продувки конвертерной ванны, в особенности при выплавке специальных сталей, в большинстве случаев ранее велась без учета использования магнезиальных шлакообразующих материалов, хотя опыт их применения с целью повышения стойкости футеровки конвертеров был хорошо известен, что предопределяет необходимость продолжения исследований в данном направлении.

## 1.4 Выводы и постановка задач исследования

Проведенный анализ современного состояния и тенденций развития производства сталей для изготовления мелющих шаров позволил установить:

1. На сегодняшний день основная масса мелющих шаров в России производится из средне- и высокоуглеродистых сталей, легированных марганцем, хромом и, для некоторых марок дополнительно – никелем. Отличительными особенностями химического состава шаровых сталей ведущих зарубежных производителей от сталей, применяемых отечественными металлургическими предприятиями, является заметно повышенное содержание углерода, марганца и хрома.

2. Превалирующая доля сталей для производства мелющих шаров в отечественной металлургии выплавляется в кислородных конвертерах. При этом значительная часть производимой стали не подвергается комплексной внепечной обработке, включая вакуумирование, и существует проблема низкого металлургического качества и недостаточной ударной стойкости производимых мелющих шаров. Приведенные данные предопределяют актуальность исследований по совершенствованию дутьевого и шлакового режимов конвертерной плавки при производстве шаровых сталей, методов раскисления таких сталей и режимов их внепечной обработки.

3. Несмотря на наличие значительного количества исследований по совершенствованию технологии конвертерной плавки с целью повышения качества получаемых сталей специального назначения, следует констатировать наличие существенных ограничений по использованию их результатов применительно к конкретным агрегатам. Это обуславливает необходимость проведения теоретических и экспериментальных исследований при совершенствовании технологии конвертерной плавки.

4. Одним из наиболее активно развиваемых направлений повышения эффективности кислородно-конвертерного процесса, в том числе при производстве сталей специального назначения, продолжает оставаться

совершенствование конструкции дутьевых устройств. В рамках данного направления наибольшие перспективы представляет разработка новых конструкций наконечников кислородных фурм.

В соответствии с вышеизложенным сформулированы основные задачи работы:

1. Провести численное моделирование аэро- и гидродинамических процессов при верхней продувке расплава в большегрузном конвертере в зависимости от периода операции, уровня и количества газошлаковой фазы.

2. Выполнить моделирование распределения температурных полей в наконечнике кислородных фурм различных конструкций и обосновать вероятность торцевого износа головок фурм в процессе продувки конвертерной ванны.

3. Для условий продувки расплава в большегрузном конвертере разработать эффективные конструкции кислородных фурм с центральным охлаждением, обеспечивающие повышение стойкости их наконечников.

4. Разработать режимы выплавки и внепечной обработки конвертерных шаровых сталей, применение которых обеспечивает повышение показателей их качества без увеличения расходов на производство.

5. Выполнить исследования основных параметров качества макро- и микроструктуры непрерывнолитых заготовок шаровых сталей, произведенных с использованием различных режимов конвертерной плавки и внепечной обработки.

6. Провести экспериментальные исследования степени влияния дефектов непрерывнолитых заготовок на ударную стойкость производимых из них мелющих шаров.

7. Исследовать характер и степень влияния технологических параметров выплавки и внепечной обработки шаровых сталей на отбраковку мелющих шаров при их испытаниях на ударную стойкость.

## **2 Теоретические и экспериментальные исследования процессов производства шаровых сталей в большегрузных кислородных конвертерах**

### **2.1 Численное моделирование основных режимов взаимодействия кислородных струй с расплавом при верхней продувке конвертерной ванны в 350-т агрегатах АО «ЕВРАЗ ЗСМК»**

Происходящие в конвертерной ванне процессы, связанные, прежде всего, с гидродинамическими и теплообменными явлениями в высокотемпературных средах практически не поддаются непосредственному изучению, либо их исследование требует неоправданно высоких затрат средств и времени. Вместе с тем значительный объём информации может быть получен при использовании математического моделирования, а его результаты могут послужить основой для новых технологических и конструктивных решений.

Накопленный к настоящему времени экспериментальный материал, касающийся вопросов взаимодействия кислородных струй с расплавом [108-113], структуры реакционных зон и механизма рафинирования [114-117], поведения конвертерной ванны при продувке [118, 119] при комплексном рассмотрении и анализе в целом позволяет сформировать основные положения физико-химической модели конвертерного процесса [120] и на её основе вплотную подойти к технически грамотному решению практических задач.

Реализация такого подхода при отработке параметров рационального дутьевого режима конвертерной операции может быть осуществлена при формировании основных положений разработанных ранее математических моделей для исследования характерных периодов плавки [121, 122].

С учётом поставленных задач при изучении особенностей газовыделения в 350-т конвертерной ванне при верхней продувке выполнены численные исследования [123] с использованием разработанной и усовершенствованной



математической модели [120-122].

При постановке задачи для исследования были выделены наиболее значимые периоды операции, в том числе на этапе активного обезуглероживания и заключительном этапе продувки, наиболее сильно влияющие на окисленность металлической ванны и загрязнённость расплава неметаллическими включениями. В качестве допущений при расчётах приняты постоянные размеры образующейся реакционной зоны, вес расплава и уровень ванны при рабочих параметрах дутья с учётом преимущественного расхода кислорода (до ~ 95% от общего за плавку) в пределах реакционной зоны на обезуглероживание. Принято, что преимущественное протекание данной реакции происходит на границе раздела струи кислорода с металлом. Задача решена в осесимметричной постановке, в предположении, что граница раздела газометаллической и газошлаковой фаз фиксирована, определяется уровнем металла в конвертере и параболическим законом при описании формы реакционной зоны.

Параметры, определяющие глубину внедрения газовой струи в расплав и диаметр реакционной зоны задавали исходя из эмпирических закономерностей.

Поскольку в разработанной модели исследуемые газометаллическая и газошлаковая фазы являются газожидкостными средами последние могут быть описаны следующей системой уравнений:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \vec{V}_\rho}{\partial t} &= -(\vec{V}_\rho \cdot \vec{\nabla}) \vec{V}_\rho + \nu_e \Delta \vec{V}_\rho + \zeta_e \vec{\nabla}(\vec{V}_\rho - \vec{\nabla}) + (1 - \alpha) \vec{g} - \vec{\nabla} \tilde{p}, \\ \vec{\nabla} \vec{V}_\rho &= \Phi(\vec{V}_\rho, \alpha), \\ \frac{\partial \alpha}{\partial t} &= -\vec{V} \cdot (\alpha \vec{V}_\rho) + \Phi(\vec{V}_\rho, \alpha), \end{aligned} \right\} \quad (2.1)$$

в которой  $\vec{V}_\rho$  – барицентрическая скорость среды;  $\nu_e$  и  $\zeta_e$  – кинематическая и динамическая вязкости;  $\alpha$  – коэффициент объёмного газосодержания;  $\tilde{p}$  – динамическая составляющая давления, отнесённая к плотности несущей жидкой фазы (металла и шлака).

Тогда эффективный источник газовой фазы в газожидкостной среде представим выражением:

$$\Phi(\vec{V}_p, \alpha) = \psi - \alpha \xi \rho \vec{g}(\vec{V}_p + \vec{W}_g) - \vec{\nabla} \cdot (\alpha \vec{W}_g), \quad (2.2)$$

полученным в пренебрежении динамической составляющей давления по сравнению с гидростатической, что возможно для режимов течения, реализуемых при продувке конвертерной ванны (здесь  $\psi$  и  $\xi$ , – объёмный источник газовой фазы и логарифмическая производная плотности этой фазы по давлению). Входящая в это выражение диффузионная скорость  $\vec{W}_g$  газовой фазы имеет конвективную ( $\vec{W}_g^c$ ) и турбулентную ( $\vec{W}_g^t$ ) составляющие. Первая из них в вакуумном приближении имеет постоянное направление, определяемое ускорением свободного падения, а величина её задана непосредственно исходя из экспериментальных данных; турбулентная составляющая определяется через эффективный коэффициент турбулентной диффузии газовой фазы ( $D_g$ ) соотношением

$$\alpha \vec{W}_g^t = -D_g \vec{\nabla} \alpha. \quad (2.3)$$

Расчёты проведены для условий 350-т конвертеров «ЕВРАЗ ЗСМК» с параметрами дутьевого режима разработанного в соответствии с технологической инструкцией. Геометрические параметры конвертеров определяются значениями: высота рабочего пространства – 9,76 м; диаметр нижней части – 6,4 м; горловины 3,46 м; высота конической части горловины – 2,57 м; уровень металла в конвертере – 1,5 м при рабочем положении фурмы – 1,2 м от поверхности металла; расход кислорода на продувку – 900-1200 м<sup>3</sup>/мин; при использовании 4-х сопловой фурмы диаметр сопла – 0,054 м; угол наклона сопел – 15° к оси симметрии агрегата; глубина реакционной зоны – 0,9 м. Граничные условия определяли в соответствии с решаемыми задачами.

Результаты расчёта, полученные для двух характерных значений уровня шлака в конвертере 1,5 и 3,0 м, приведены на рисунке 2.1. Стрелки указывают направления скоростей, кривые – линии изоконцентрации газовой фазы с

коэффициентом объёмного газосодержания, изменяющимся в пределах от 0,05 до 0,2.

Как показывает анализ (рисунок 2.1), на качественном уровне фиксируется значительное влияние динамики газошлаковой фазы, которая существенно зависит от её уровня и количества в объёме конвертера, при этом аналогичное влияние на динамику газометаллической фазы незначительно. В связи с отмеченными особенностями гидродинамики ванны в дальнейшем выполнили отдельный анализ полученных результатов для условий газометаллической и газошлаковой фаз.

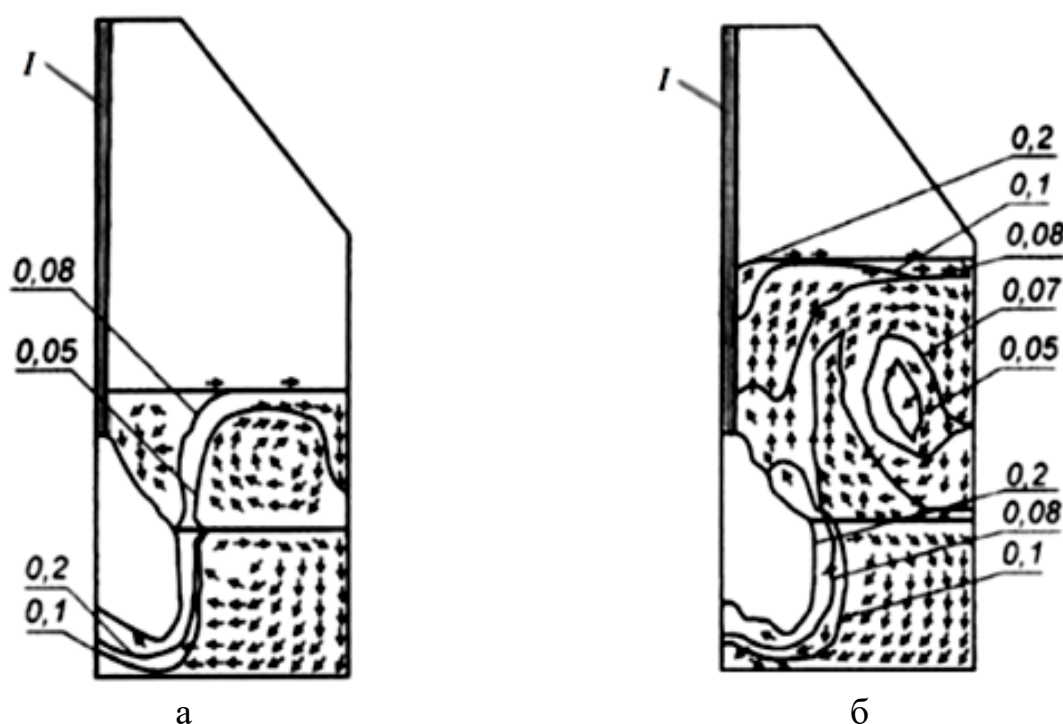


Рисунок 2.1 – Гидродинамика металлической и шлаковой фаз в рабочем пространстве конвертера при продувке через фурму (*I*) в режиме «заглубленных» струй при уровне шлака в конвертере 1,5 м (*а*) и 3,0 м (*б*) и изолинии концентраций газовой фазы в полости конвертера: стрелки – направление скоростей; кривые – линии изоконцентраций газовой фазы; цифры – коэффициенты объёмного газосодержания

На основании полученной информации (рисунок 2.1) видно, что расплав движется в замкнутом глобальном вихре. При этом восходящие потоки фиксируются вдоль поверхности реакционной зоны и границы раздела с газошлаковой фазой, затем потоки всплывающими пузырями оттесняются к

стенкам конвертера, опускаются вдоль последних к днищу конвертера и в дальнейшем возвращаются по поверхности к реакционной зоне.

Таким образом, формируются замкнутые контуры циркуляции, определяющие общую скорость движения ванны и теплообмен, а в зоне симметрии агрегата образуется вихрь, вращающийся в противоположном направлении. У днища конвертера, под реакционной зоной, потоки расплава, входящие в эти два вихря, сталкиваются, очевидно, перемешиваются и направляются вверх, образуя границу раздела вихрей. На участке соответствующем высоте реакционной зоны расплав имеет значительное количество газовых включений, обусловленные совместными действиями газовой струи и всплывающих пузырей монооксида углерода.

Тем не менее, общая динамика газошлаковой фазы, очевидно, будет определяться уровнем вспененного шлака. Важным фактором здесь является доказательство существования интенсивного потока газошлаковых объёмов от границы реакционной зоны к поверхности шлака, обусловленное движением газа, выделяющегося в реакционной зоне. Газ при движении увлекает всплывающий шлак, который у свободной поверхности частично освобождается от газовых включений, разделяясь на два потока. Первый, двигаясь к стенкам конвертера, а затем вдоль них вниз, образует основной интенсивный тороидальный вихрь, вращающийся в плоскости рисунка по часовой стрелке. Второй поток движется к кислородной фурме и образует в верхних горизонтах ванны области вихря, вращающегося в противоположном направлении. При этом с повышением уровня вспененного шлака центр основного вихря смещается вверх (рисунок 2.1 б).

В целом распределение газовых включений также существенно зависит от уровня шлака в конвертере. При относительно небольшом количестве вспененного шлака (рисунок 2.1 а) значительное количество газа, образующегося в объёме реакционной зоны, достигая свободной поверхности покидает зону шлаковой фазы и лишь незначительная его доля затягивается обратно в шлак у стенок конвертера нисходящими потоками. С увеличением общего уровня вспененного шлака (рисунок 2.1 б) количество газа, не успевающего покинуть

шлак, постепенно увеличивается. Всплывающий газ вовлекается в глобальный общий вихрь, в результате чего его концентрация в центре вихря возрастает, что приводит к прорывам оболочки газошлакометаллической эмульсии и свищевому выходу газовых объёмов на поверхность ванны.

Численным моделированием определены количественные характеристики относительных величин газосодержания в шлаке, то есть объёмной концентрации газа, рассчитанной по отношению к средней плотности газошлаковой эмульсии. При этом заметное содержание газа в металле наблюдается только в области, примыкающей к реакционной зоне, где значение  $a$  превышает 0,2. В шлаке газовые объёмы относительно равномерно распределены по высоте вблизи стенок конвертера, где значение  $a$  не более 0,1. В центре зоны вихря газосодержание превышает величину 0,25.

Наиболее интенсивный выход газа со свободной поверхности шлака для исследованных уровней приходится на участок, соответствующий границе реакционной зоны. При этом в случае незначительного уровня вспененного шлака такой максимум наиболее выражен. В то же время с повышением уровня шлака высота такого пика уменьшается и он «растягивается» в сечении ванны в направлении к стенкам конвертера.

Описанная модель позволила исследовать общий характер движения циркуляционных потоков и характерное распределение зоны всплывания газовых пузырей в металлической и шлаковой фазах, однако, без учёта возможности существования на поверхности расплава участков интенсивного «свищевого» выхода газа на поверхность шлака с коэффициентом газосодержания, близким к единице. Такой подход связан с принципиальным допущением в модели, что значение коэффициента газосодержания незначительно.

В дальнейшем с целью численного исследования влияния этих зон на протекание газодинамических процессов в полости конвертера разработали математическую модель, учитывающую существование в рабочем объёме агрегата зон со значительно большим газосодержанием, расположение которых определялось с использованием ранее полученных экспериментальных данных

[113, 114]. Наличие таких зон способствует повышенному газосодержанию ванны на заключительном этапе продувки при незначительной скорости обезуглероживания и, соответственно, способствует повышенной окисленности металла. Такие зоны явно выделялись и не включались в расчётную область.

Задачу решали в цилиндрически симметричной постановке, что обусловлено расположением верхней фурмы по оси симметрии конвертера. Как и ранее [116], предполагали, что граница раздела газометаллической и газошлаковой зон фиксирована и определяется уровнем металла в конвертере и формой реакционной зоны.

Границы зоны со значительным газосодержанием определяли по параболическому закону  $y = ax^2 + bx + c$ , где коэффициенты  $a$ ,  $b$ ,  $c$  находили при решении соответствующих линейных алгебраических уравнений. В частности для параболы, описывающей правую границу зоны, коэффициенты выбирались в соответствии со следующими соотношениями:

$$\left. \begin{aligned} a &= -\frac{(H_{\text{шл}} - c)}{\beta^2}, \\ b &= \frac{2(H_{\text{шл}} - c)}{\beta}, \\ c &= \frac{H_{\text{м}} + H_{\text{шл}}[(R_{\text{р.з}} - 1,5)/(\beta - 2)]/\beta}{[(R_{\text{р.з}} - 1,5)/\beta]^2 - 2(R_{\text{р.з}} - 1,5)/(\beta + 1)}, \end{aligned} \right\} \quad (2.4)$$

а для параболы, описывающей левую границу выражениями:

$$\left. \begin{aligned} a &= -\lambda/(H_{\text{шл}} - H_{\text{м}} - \delta)^2, \\ b &= 2\lambda(H_{\text{м}} + \delta)/(H_{\text{шл}} - H_{\text{м}} - \delta)^2, \\ c &= 5\beta - \lambda(H_{\text{м}} + \delta)^2/(H_{\text{шл}} - H_{\text{м}} - \delta)^2, \end{aligned} \right\} \quad (2.5)$$

здесь  $H_{\text{шл}}$  и  $H_{\text{м}}$  – высота слоев шлака и металла;  $\beta$  и  $\delta$  – масштабные коэффициенты по радиусу и высоте;  $R_{\text{р.з}}$  – радиус реакционной зоны;  $\lambda$  – расстояние от оси симметрии конвертера до правой границы зоны на поверхности шлака.

Тогда динамику газожидкостной среды можно описывать следующей системой уравнений:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \vec{V}_\rho}{\partial t} &= -(\vec{V}_\rho \cdot \vec{\nabla}) \vec{V}_\rho + \nu_e \vec{\Delta} \nabla + (1 - \alpha) \vec{g} - \vec{\nabla} \tilde{p}, \\ \vec{\nabla} \vec{V}_\rho &= \Phi(\vec{V}_\rho, \alpha), \\ \frac{\partial \alpha}{\partial t} + \vec{\nabla} \cdot (\alpha \vec{V}_\rho) &= \Phi(\vec{V}_\rho, \alpha), \\ \Phi(\vec{V}_\rho, \alpha) &= \psi - \alpha \xi \rho \vec{g} (\vec{V}_\rho + \vec{W}_g) - \vec{\nabla}(\alpha \vec{W}_g), \end{aligned} \right\} \quad (2.6)$$

где  $\vec{\Delta}$  – оператор Лапласа;  $\xi = 1/\gamma\rho$ .

Учитывали, что в прифурменной области действует источник газовой фазы  $\psi = qO_2T/(273Q)$ , где  $qO_2$  – минутный расход кислорода через фурму;  $Q$  – характерный расход газа;  $T$  – температура металла.

При моделировании численные решения выполняли методом расщепления по физическим факторам для несоленоидального движения среды в двухмерном случае в цилиндрической системе координат. Граничные условия задавали, выполняя следующие условия: для барицентрической скорости среды газ-расплав на твёрдых поверхностях, свободной поверхности и оси симметрии – условия свободного скольжения; для коэффициента объёмного содержания на твёрдых поверхностях и оси симметрии условия не протекания, а на свободной поверхности и оси симметрии – свободного протекания. В зоне с большим газосодержанием граничные условия определяются с учётом условий баланса. Таким образом, для ячейки с номером  $(i, n)$  справедливы соотношения  $\alpha_{i,n} = \alpha_{\text{общ}}/N$  и  $\omega_{i,n} = Q/S_n$ , здесь  $\alpha_{\text{общ}}$  – общее количество газа на  $n$ -м слое,  $N$  – количество ячеек, приходящихся на зону с большим газосодержанием на  $n$ -м слое,  $Q$  – характерный расход газа,  $S_n$  – площадь  $n$ -го слоя.

В численных расчётах варьировали общее количество газа на  $n$ -м слое, накапливающегося для формирования зоны с большим газосодержанием. Результаты тестовых расчётов, иллюстрирующих характер движения среды в объёме конвертера для двух различных значений  $\alpha_{\text{общ}}$ , представлены на рисунке 2.2.

Как видно (рисунок 2.2 а) в данном случае расплав в конвертере движется в едином глобальном вихре. В объёме ванны расплав под действием всплывающих

газовых потоков в реакционной зоне формируется в вихревой поток, движущийся преимущественно по часовой стрелке. В случае, показанном на рисунке 2.2 б, в периферийной зоне около стенок агрегата на границе раздела металлической и шлаковой фаз формируется малый нестационарный вихрь, движущийся против часовой стрелки, что, по-видимому, обусловлено большими значениями скоростей в районе данной границы. При этом под реакционной зоной в обоих случаях наблюдается формирование дополнительного вихря, движущегося также по часовой стрелке.

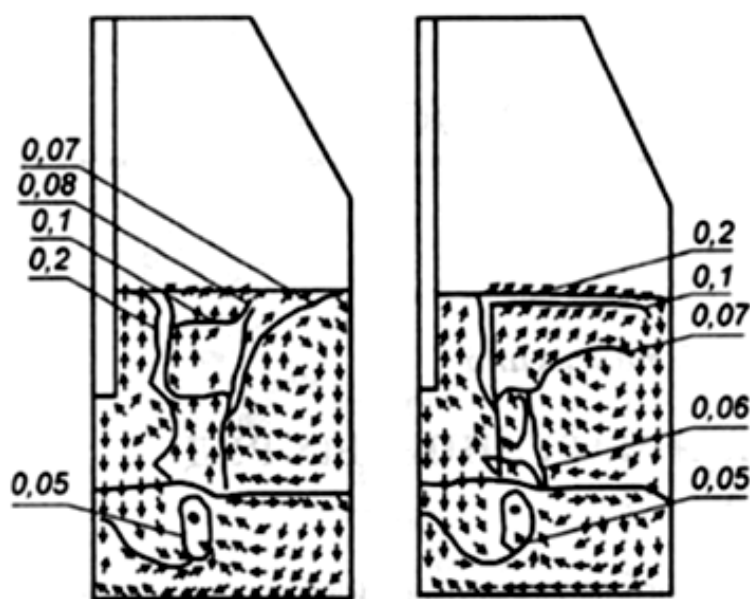


Рисунок 2.2 – Динамика металлической и шлаковой фаз для двух разных значений  $\alpha_{\text{общ}}$  и изолинии концентраций газовой фазы в полости конвертера:

стрелки – направление скоростей; кривые – линии изоконцентраций газовой фазы; цифры – коэффициенты объёмного газосодержания

Общим в рассмотренных случаях является существование интенсивного потока всплывающих газошлаковых объёмов от реакционной зоны к поверхности шлака, что обусловлено движением газа при выделении из реакционной зоны и направленного в район зоны с большим газосодержанием. При таком движении газ захватывает и шлак, который у свободной поверхности создаёт дополнительный вихрь, движущийся по часовой стрелке.

Значительное газосодержание в металле наблюдается только в области,



примыкающей к реакционной зоне. При подъёме к поверхности концентрация газа уменьшается, а её относительный объём растёт. В шлаке газ относительно равномерно распределяется по высоте в районе границы выделенной зоны с бóльшим газосодержанием как с правой, так и с левой стороны. Насыщение газом и формирование газошлаковой среды происходит практически на всём пути движения потока к свободной поверхности, при этом незначительная часть газа будет втягиваться в глобальный вихрь. При увеличении значения  $\alpha_{\text{общ}}$  газ интенсивнее захватывается глобальным вихрем и распределяется вдоль стенок конвертера, накапливаясь и формируя на этих участках застойные зоны. Тем не менее, наибольшая концентрация газовой фазы всё равно наблюдается в пределах реакционной зоны.

Таким образом, полученная численными исследованиями информация качественно согласуется с ранее полученными результатами высокотемпературного моделирования относительно движения газошлакометаллической среды в рабочем пространстве конвертера [124, 125] и может быть использована при отработке дутьевого и шлакового режимов плавки шаровых сталей в большегрузном конвертере.

## **2.2 Разработка и совершенствование конструкции кислородных фурм с центральным охлаждением**

В рассматриваемом кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» используются четырехсопловые фурмы со сварной медной головкой. Недостатком такой конструкции является низкая стойкость фурм (50-70 плавов) по причине прогара сварных швов, расположенных на поверхности внешней чаши (рисунок 2.3) и неудовлетворительном охлаждении межсоплового пространства наконечника [126]. Причём прогар центральной части торца наконечника, как правило, сопровождается ухудшением дутьевого режима плавки из-за взаимодействия друг с другом истекающих кислородных струи до встречи с поверхностью ванны. Такой режим продувки расплава приводит к переокислению

шлака и интенсивным выбросам шлакометаллической эмульсии из конвертера, что значительно осложняет ход плавки.

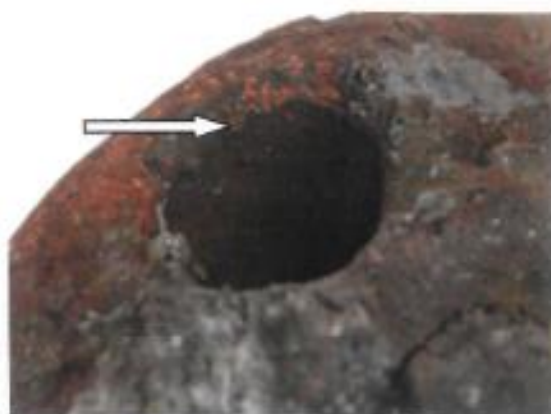


Рисунок 2.3 – Внешний вид разрушения сварного шва в сопловом блоке  
наконечника кислородной фурмы

Как известно, эффективное охлаждение самого наконечника или отдельного соплового блока в головке может быть достигнуто только путём создания оптимальной траектории подвода и отвода потоков охлаждающей воды, что обеспечивается более простым и надежным охлаждением головки и сопловых блоков при центральном подводе охлаждающей воды к фурме [127-129].

Согласно принятой постановке задачи разработку и проектирование новых вариантов конструкции дутьевых устройств целесообразно осуществлять с использованием ранее полученной информации о макроструктуре и размерах реакционных зон при взаимодействии многоструйного верхнего дутья с расплавом [53-56]. При этом использование усовершенствованных методик проектирования кислородных фурм позволяет обеспечивать теоретически обоснованные подходы при расчётах и разработке рациональных параметров дутьевого и шлакового режимов конвертерной плавки. В целом обработка ранее полученных материалов высокотемпературных исследований позволяет использовать уточнённые выражения для определения структурных составляющих реакционных зон для конкретных размеров конвертерной ванны при верхней кислородной продувке (рисунок 2.4).

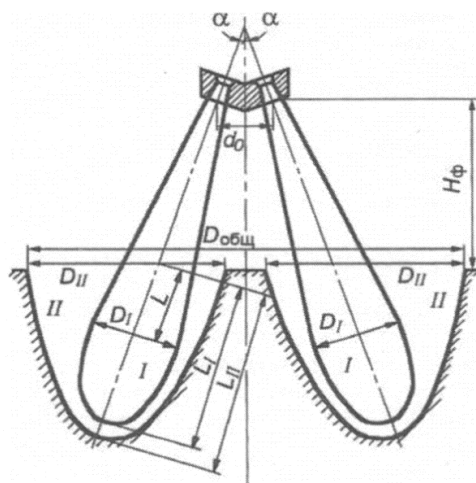


Рисунок 2.4 – Общая схема определяемых параметров реакционных зон при верхней многоструйной продувке (минимальных и максимальных размеров) первичной (I) и вторичной (II) зоны

В такой постановке при выполнении расчётов, разработке параметров и обосновании дутьевого режима плавки экспериментальные результаты были обработаны по следующей схеме. Зависимость глубины  $L$  и диаметра  $D$  реакционной зоны от параметров дутья представляли в виде выражений:

$$L(H_{\Phi} + L)^2 = k_1 \frac{i_k}{\rho_m g}, \quad (2.7)$$

$$D = k_2 \sqrt{\frac{i_k}{\rho_m g L}}, \quad (2.8)$$

где  $H_{\Phi}$  – высота фурмы над уровнем спокойной ванны;  $k_1$  и  $k_2$  – эмпирические коэффициенты;  $i_k$  – импульс одиночной кислородной струи;  $\rho_m$  – плотность металла;  $g$  – ускорение свободного падения.

Тогда для условий верхней кислородной продувки основные размеры структурных составляющих первичной и вторичной реакционных зон (I и II) можно определить из уравнений:

$$L_I^{max}(H_{\Phi} + L_I^{max})^2 = 133,3 \frac{i_k}{\rho_m g \cos \alpha}, \quad (2.9)$$

$$L_I^{min}(H_{\Phi} + L_I^{min})^2 = 75,1 \frac{i_k}{\rho_m g \cos \alpha}, \quad (2.10)$$

$$D_I^{max} = 3,09 \left( \frac{i_k}{\rho_m g L_I^{min}} \right)^{0,5}, \quad (2.11)$$

$$D_I^{min} = 2,68 \left( \frac{i_k}{\rho_m g L_I^{min}} \right)^{0,5}, \quad (2.12)$$

$$L_{II}^{max} (H_\phi + L_{II}^{max})^2 = 228,6 \frac{i_k}{\rho_m g \cos \alpha}, \quad (2.13)$$

$$L_I^{min} (H_\phi + L_{II}^{min})^2 = 205,3 \frac{i_k}{\rho_m g \cos \alpha} \quad (2.14)$$

$$D_{II}^{max} = 5,81 \left( \frac{i_k}{\rho_m g L_{II}^{min}} \right)^{0,5} \quad (2.15)$$

$$D_{II}^{min} = 5,02 \left( \frac{i_k}{\rho_m g L_{II}^{max}} \right)^{0,5} \quad (2.16)$$

На основании расчетов, произведенных с использованием уравнений (2.7)-(2.16) разработаны конструкции кислородных фурм с центральным подводом охлаждающей воды к головке с уменьшенным количеством сварных швов во внешней чаше для продувки в большегрузных конвертерах.

В процессе выполнения работы учитывали, что характерной особенностью работы конвертерных цехов АО «ЕВРАЗ ЗСМК» является переработка чугунов с пониженным содержанием марганца, что создает известные сложности в организации дутьевого и шлакового режима плавки, в особенности при выплавке специальных сталей при необходимости обеспечения быстрого шлакообразования и остановки продувки на заданном высоком содержании углерода в расплаве.

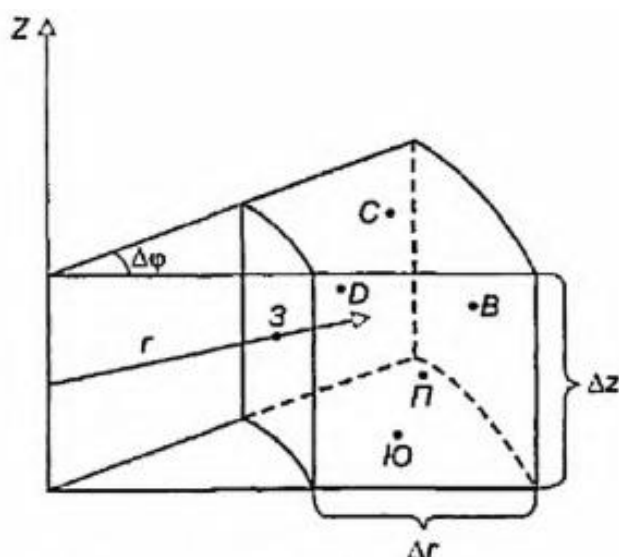
С учётом опыта эксплуатации многосопловых фурм в ККЦ-2 и необходимостью повышения стойкости сварных головок были предложены представленные ниже технические решения.

Упрощения конструкции и технологии изготовления сварной многосопловой головки фурмы и повышения эффективности охлаждения последней можно достичь при центральном подводе охлаждающей воды к межсопловому пространству и блочном варианте расположения сопел в головке фурмы. Расчёт параметров сопел 5-ти и 6-ти канальных фурм выполнен с использованием известных методик [130] с учётом изменения расхода кислорода в пределах 600-1200 м<sup>3</sup>/мин при отводе конвертерных газов в режиме без или с частичным дожиганием. Размещение сопел в блоке и самих сопловых блоков в головке фурмы производили с условием обеспечения в ходе продувки

раздельного существования первичных реакционных зон в объеме расплава, образуемых при внедрении в ванну рассредоточенных кислородных струй. Размеры первичных и вторичных реакционных зон при выбранных режимах дутья определяли по данным высокотемпературного моделирования с использованием полученных зависимостей (уравнения (2.7)-(2.16)).

Предварительно с учетом очевидных трудностей прямых экспериментальных исследований температурных полей в объеме головки фурмы и водоохлаждаемого соплового блока наконечника фурмы выполнено математическое моделирование поставленной задачи [131].

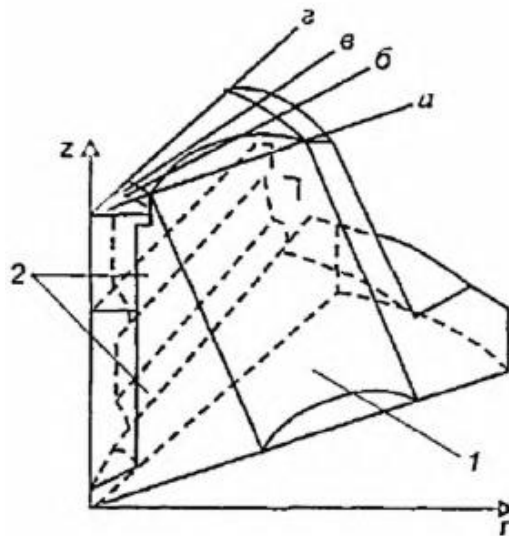
Представленная математическая модель, адаптированная для условий рассматриваемого цеха, позволяет выполнять расчеты пространственных температурных полей в объеме наконечника фурмы и ранее многократно оптимизировалась различными авторами [132, 133]. С учетом того факта, что рассматриваемый наконечник фурмы является симметричным относительно оси вращения на угол  $2\pi/5$  в качестве расчетной области использован объемный сектор с угловым размером  $\pi/5$  (рисунок 2.5).



1 – сопло; 2 – проточки для охлаждающей воды; а-г – вертикальные сечения

Рисунок 2.5 – Схема элементарной ячейки при численном моделировании

Расчет проведен в цилиндрических координатах с применением метода элементарных тепловых балансов; схема расчетной элементарной ячейки приведена на рисунке 2.6.



1 – сопло; 2 – проточки для охлаждающей воды; а-г – вертикальные сечения

Рисунок 2.6 – Схема расчетной области при моделировании распределения температурных полей в объеме головки кислородной фурмы

Объем ( $V$ ) и площадь ( $S$ ) граней трехмерной ячейки в цилиндрических координатах с учетом их зависимости от расстояния  $r$  (расстояния от центра ячейки до оси) определяются из выражений (индексы  $j$  и  $k$  не указаны в связи с отсутствием зависимости от них):

$$\left. \begin{aligned} V(r) &= r \Delta r \Delta z \Delta \varphi, \\ S^3(r) &= \left( r - \frac{\Delta r}{2} \right) \Delta z \Delta \varphi, \\ S^B(r) &= \left( r + \frac{\Delta r}{2} \right) \Delta z \Delta \varphi, \\ S^{IO}(r) &= S^C(r) = r \Delta r \Delta \varphi, \\ S^H(r) &= S^D(r) = \Delta r \Delta z. \end{aligned} \right\} \quad (2.17)$$

Нумерация ячеек производится с помощью индексов  $i, j, k$ . При этом индекс  $i$  нумерует ячейки в направлении изменения радиуса  $r$ , индекс  $j$  – угла  $\varphi$ , индекс  $k$  – оси  $z$ .

С целью упрощения задачи граничных условий [134, 135] расчетная область определялась одним слоем элементарных ячеек. В связи с указанной особенностью, ячейка, ближайшая к оси симметрии, нумеруется, как  $(2, j, k)$ .

При использовании такой нумерации и с учетом равномерности сетки, когда  $r = (i - 1,5)\Delta r$ , выражения из формул (2.17) возможно представить в следующем виде (индексы  $j$  и  $k$  не указаны, так как зависимость от них отсутствует):

$$\left. \begin{aligned} V_i &= (i - 1,5)\Delta z\Delta r^2\Delta\varphi, \\ S_i^3 &= (i - 2)\Delta r\Delta z\Delta\varphi, \\ S_i^B &= (i - 1)\Delta r\Delta z\Delta\varphi, \\ S_i^{JO} &= S_i^C = (i - 1,5)\Delta r^2\Delta\varphi, \\ S_i^\Pi &= S_i^\Delta = \Delta r\Delta z. \end{aligned} \right\} \quad (2.18)$$

Отношения площадей боковых поверхностных ячеек ( $S$ ) к их объему ( $V$ ), необходимые для записи разностного уравнения теплопроводности примут вид:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_i^3 &= \frac{S_i^3}{V_i} = \frac{i - 2}{i - 1,5\Delta r} \cdot \frac{1}{\Delta r}, \\ \sigma_i^B &= \frac{S_i^B}{V_i} = \frac{i - 1}{i - 1,5\Delta r} \cdot \frac{1}{\Delta r}, \\ \sigma_i^{JO} &= \sigma_i^C = \frac{S_i^{JO}}{V_i} = \frac{S_i^C}{V_i} = \frac{1}{\Delta z}, \\ \sigma_i^\Pi &= \sigma_i^\Delta = \frac{S_i^\Pi}{V_i} = \frac{S_i^\Delta}{V_i} = \frac{1}{i - 1,5} \cdot \frac{1}{\Delta r\Delta\varphi} \end{aligned} \right\} \quad (2.19)$$

На основании вышеприведенных соотношений температура в центре каждой ячейки рассчитывается в момент времени  $t = n \cdot \tau$  (где  $n$  – количество ячеек,  $\tau$  – величина шага) по схеме:

$$T^{n+1} = T^n - \tau \left[ (q\sigma)^B - (q\sigma)^3 + (q\sigma)^C - (q\sigma)^{JO} + (q\sigma)^\Pi - (q\sigma)^\Delta \right] / (C \cdot \rho), \quad (2.20)$$

где  $q$  – удельный тепловой поток через грань ячейки, Вт/м<sup>2</sup>;

$C$  – удельная теплоемкость, Дж / (кг · К);

$\rho$  – плотность, кг/м<sup>3</sup>.

Тепловой поток внутри расчетной системы определяется из выражения:

$$q_{ГР} = \frac{\lambda_{ГР}(T_i - T_b)}{\Delta}, \quad (2.21)$$

где  $\lambda_{ГР} = \frac{2\lambda_i\lambda_b}{\lambda_i + \lambda_b}$  – эффективный коэффициент теплопроводности среды на границе ячейки;

$\Delta$  – расстояние между центрами ячеек, разделенных рассматриваемой гранью;

$i$  и  $b$  – индексы, которые соответствуют значениям переменных при большем и меньшем пространственном индексе соответственно.

Граничные условия применительно к зазорам, по которым происходит движение охлаждающей воды, а также применительно к верхней поверхности наконечника фурмы заданы по методикам работ [136, 137].

Также необходимо отметить ряд моментов, дополнительно учтенных при проведении численного моделирования тепловых потоков в головке фурмы. Для нижней части сопел, прилегающих к торцевой поверхности фурмы, учитывалось тепло от излучения реакционной зоны, а также тепловые потоки от всплесков металла и шлака.

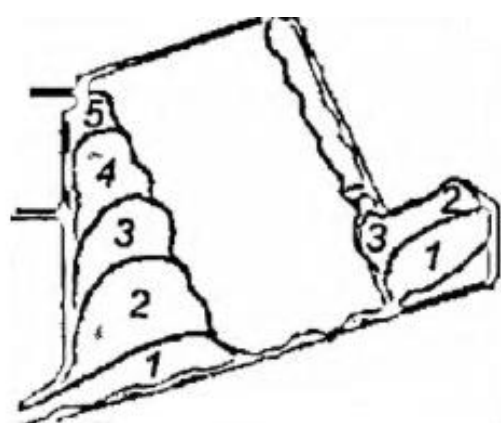
Полученные данные о распределении температурных полей (рисунок 2.7) в вертикальных сечениях позволяют спрогнозировать механизм торцевого износа фурм при эксплуатации различных конструкций фурм с центральным охлаждением наконечников. Как видно, наибольшая вероятность разгара наконечника реализуется в его присопловой части.

В процессе исследования спроектированы и выполнены рабочие чертежи дутьевых устройств (рисунок 2.8) с обеспечением в конструкциях фурмы компенсации термических напряжений путём установки сальниковых или металлошланговых соединений [131].

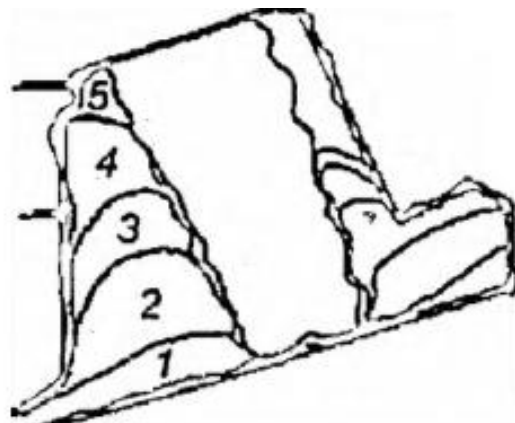
Использование новых фурм потребует модернизации системы установки и крепления дутьевого устройства в продувочном стенде. В качестве базовой



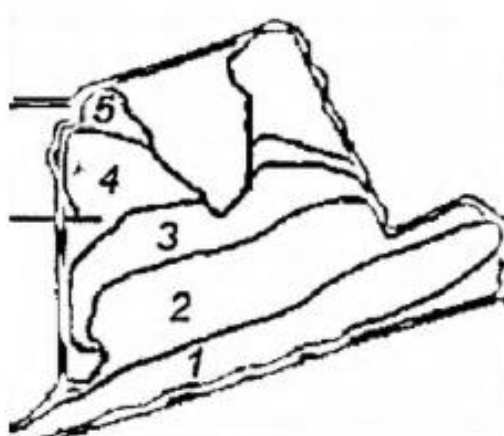
конструкции при переводе кислородных фурм на центральное охлаждение спроектирована 5-сопловая головка фурмы (рисунок 2.8) на расход кислорода 600-900 м<sup>3</sup>/мин с соплами Лаваля критическим диаметром  $d_{кр}=41$  мм, расположенными равномерно по окружности под углом 17° к вертикальной оси фурмы.



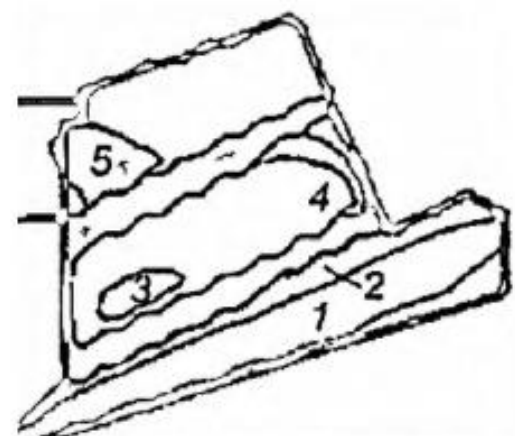
а



б



в



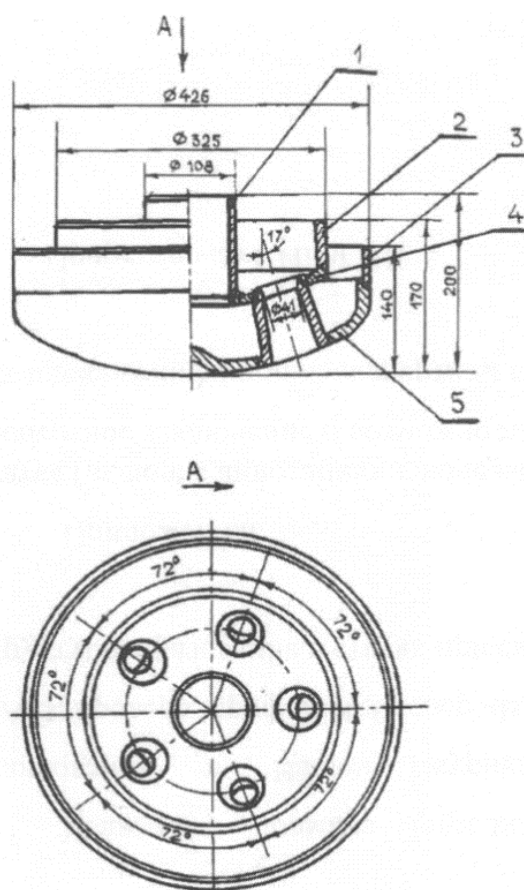
г

1 – 1083°C (температура плавления меди); 2 – 500°C; 3 – 100°C; 4 – 60°C; 5 – 40°C

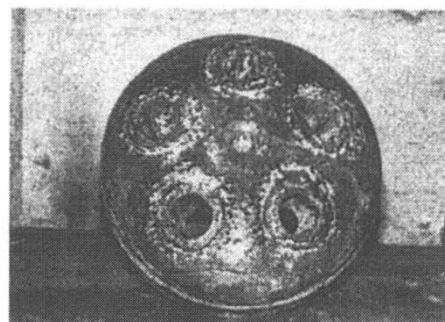
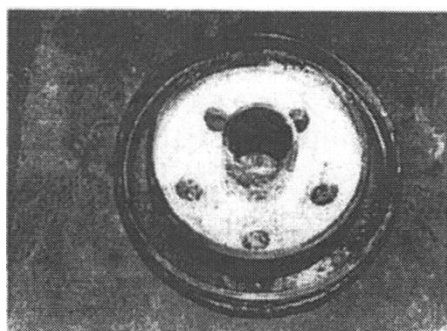
Рисунок 2.7 – Расчетное распределение температурных полей в наконечнике

6-ти сопловой фурмы с центральным охлаждением

(а-г – вертикальные сечения согласно схеме на рисунке 2.6)



*а*



*б*

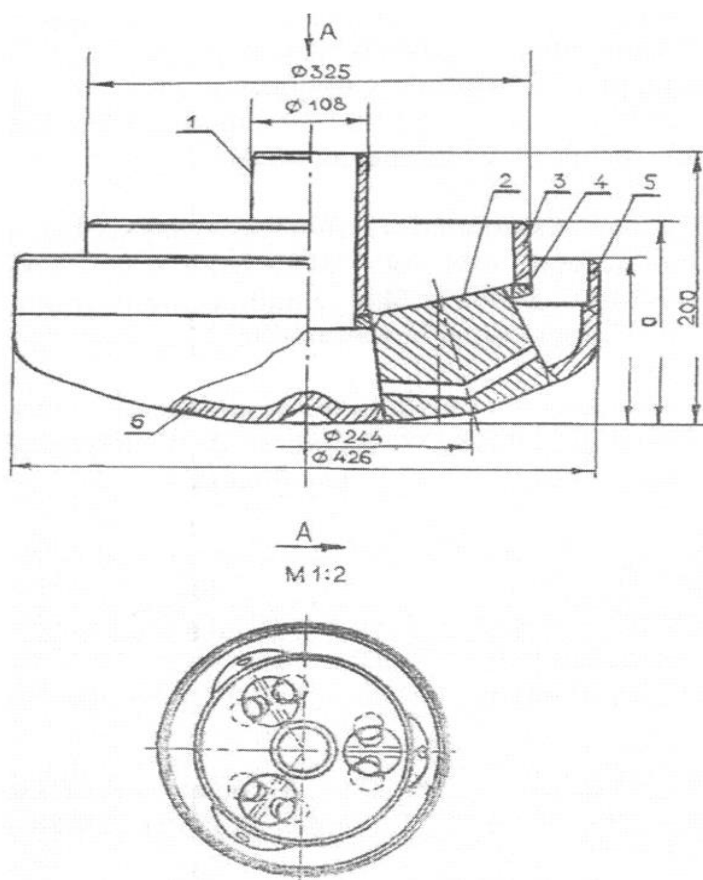
1 – труба для подвода охлаждающей воды; 2 – разделительная труба;

3 – внешняя труба; 4 – обойма; 5 – сопло; 6 – чаша

Рисунок 2.8 – Конструкция 5-сопловой головки фурмы с центральным подводом воды (*а*) и внешний вид наконечника (*б*)

В разработанных вариантах конструкции 6-сопловых головок фурм (рисунки 2.9 и 2.10) между верхней и нижней чашами равномерно по окружности под углом  $15^\circ$  к вертикальной оси фурмы посредством сварки закрепляются

сопловые блоки (рисунок 2.9), в каждом из которых выполняется по два сопла расчётного профиля.



1 – труба для подвода охлаждающей воды; 2 – сопловый блок;  
3 – разделительная труба; 4 – обойма; 5 – внешняя труба; 6 – чаша  
Рисунок 2.9 – Конструкция 6-сопловой головки кислородной фурмы  
с блочным расположением сопел

Модификация 6-сопловой трехблочной фурмы (рисунок 2.10) обеспечивает продувку с оптимальным расходом кислорода 900-1200 м<sup>3</sup>/мин, при возможности расширения диапазона регулирования расхода до 600-1200 м<sup>3</sup>/мин за счёт изменения общей длины сопла без снижения эффективности продувки и стойкости головки фурмы, что в максимальной степени соответствует условиям работы ККЦ-2. При этом в каждом из сопловых блоков размещается по два сопла Лаваля с критическим диаметром  $d_{кр}$ , равным 38 мм, и выходным диаметром  $d_{вых}$  43 мм, при расположении сопла в плане между собой под углом ( $\gamma$ ) 9° к оси блока.

В межсопловом пространстве блока для дополнительного охлаждения выполнены проточки – сверления диаметром 12 мм.

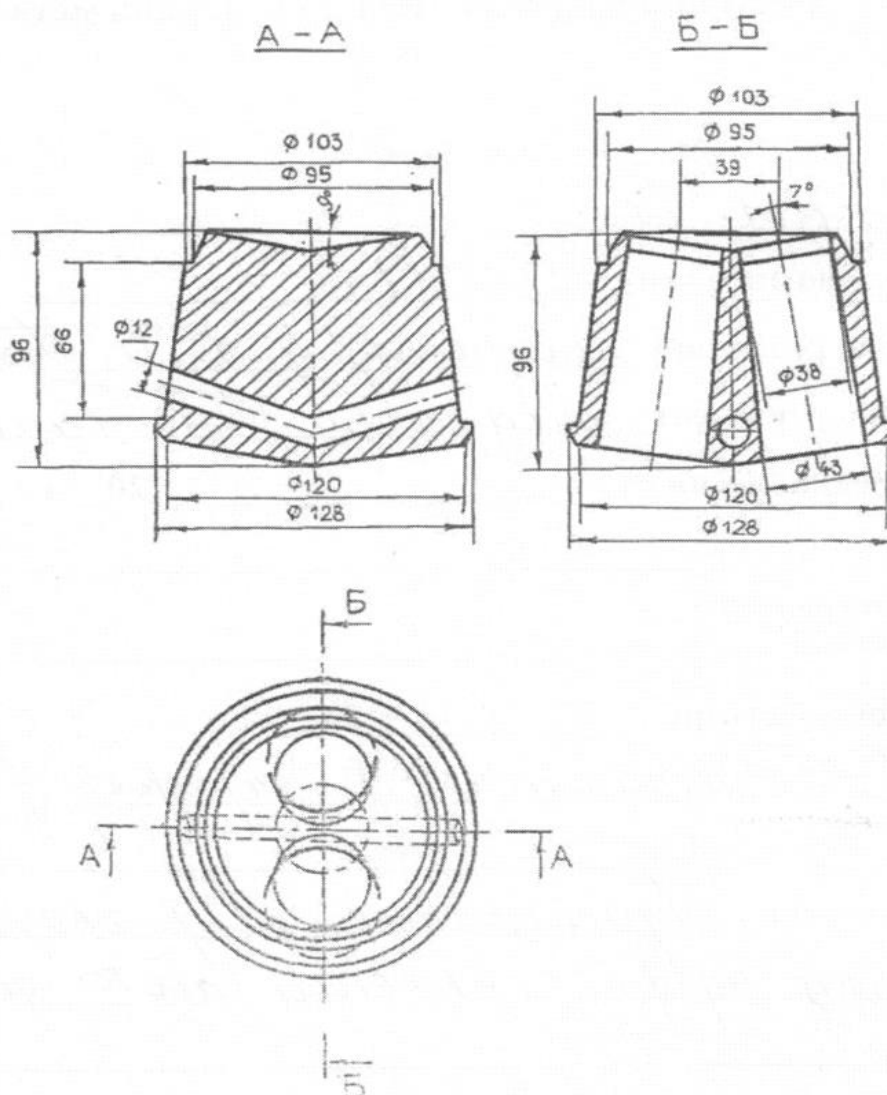


Рисунок 2.10 – Блок 6-сопловой фурмы. Компоновка разрезов и сечений

Выполненная в цехе реконструкция подвода технологических газов к продувочной фурме позволит при использовании разработанных конструкций кислородных фурм обеспечить повышение эффективности продувки, в том числе при замещении технологических газов в различные периоды операции, обеспечить повышение стойкости дутьевых устройств и сохранить возможность реализации технологии «горячих» ремонтов конвертеров при нанесении шлакового гарнисажа.

Разработанная проектно-техническая документация передана в ККЦ №2 сталеплавильного производства АО «ЕВРАЗ ЗСМК», что подтверждено Справкой об использовании в производстве результатов диссертации (Приложение А).

## **2.3 Выводы**

1. Проведено численное моделирование процесса продувки расплава в большегрузном кислородном конвертере, в результате которого получена новая информация по характеру движения газшлакометаллической среды в объёме рабочего пространства, механизме накопления газа в подфурменной зоне и выходе продуктов реакции на поверхность ванны. Указанная информация является теоретической базой для совершенствования дутьевого и шлакового режимов конвертерной плавки шаровых сталей.

2. С использованием известных методик проектирования и экспериментальных данных, а также опираясь на результаты моделирования распределения температурных полей в головке фурм, позволившие оценить вероятность их торцевого износа в процессе продувки расплава, разработаны новые варианты конструкции кислородных фурм с центральным охлаждением. Для фурм предложенной конструкции разработана проектно-техническая документация, которая передана кислородно-конвертерный цех №2 сталеплавильного производства АО «ЕВРАЗ ЗСМК», что подтверждено Справкой об использовании в производстве результатов диссертации.

### **3 Разработка и совершенствование технологии производства специальных шаровых сталей в условиях кислородно-конвертерного цеха**

#### **3.1 Исходные условия для совершенствования режимов выплавки и внепечной обработки конвертерных шаровых сталей**

Исследования проводились для условий кислородно-конвертерного цеха №2 (ККЦ-2) АО «ЕВРАЗ ЗСМК», основная технологическая схема производства в котором включает в себя (рисунок 3.1): выплавку стали в большегрузном кислородном конвертере с последующей обработкой расплава в ковше последовательно на установке доводки металла (УДМ) и агрегате «ковш-печь» и, затем, разливку стали на сортовой МНЛЗ. Сталь разливают в заготовки сечением 150×150 мм и 150×200 мм.



Рисунок 3.1 – Схема производства шаровых сталей в кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Основные характеристики базовой (принятой на момент проведения исследований) технологии выплавки шаровых сталей в конвертерах в условиях рассматриваемого цеха представлены ниже.

Вес металлозавалки (чугун и металлический лом) составляет 320-350 т, в том числе расход чугуна 810-860 кг/т. Химический состав последнего колеблется в пределах: Si – 0,35-0,65%; Mn – 0,35-0,60%; S – не более 0,028%; P – не более 0,17%. Температура заливаемого чугуна составляет не ниже 1380 °С.

Продувка металла кислородом в цехе традиционно ведётся с использованием 4-сопловой водоохлаждаемой фурмы с центральным подводом

кислорода. Применение в конструкции головки сопел Лавалья, расположенных под углом  $15^\circ$  к вертикали, позволяет обеспечить сверхзвуковые скорости истечения, максимальную кинетическую энергию струи кислорода и глубокое проникновение дутья в расплав. Основные параметры сопел Лавалья представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Параметры сопла Лавалья стандартной 4-сопловой головки

№ п/п	Наименование	Значение
1	Критический диаметра сопла, мм	54
2	Входной диаметр сопла, мм	65
3	Выходной диаметр сопла, мм	71
4	Длина докритической части сопла, мм	27
5	Длина закритической части сопла, мм	115
6	Угол раскрытия сопла, град.	8
7	Общая длина сопла, мм	142

Для продувки плавки используется кислород чистотой 99,5% под давлением 1,2-1,4 МПа с содержанием азота не более 0,1%. Продувка осуществляется по ступенчатому режиму: в начальный и заключительный период продувки металла расход кислорода составляет 900-1200 м<sup>3</sup>/мин; в середине продувки 700-1000 м<sup>3</sup>/мин; при додувках – 1100-1200 м<sup>3</sup>/мин. При этом расход кислорода в начале, конце продувки и во время додувок определяется пропускной способностью кислородопровода, а расход кислорода в середине продувки – газоотводящего тракта и необходимостью отвода отходящих газов из рабочего пространства агрегата.

Конструкция газоотводящего тракта 350-т конвертеров ККЦ-2 при расходе кислорода на продувку 700-1200 м<sup>3</sup>/мин предусматривает отвод конвертерных газов с частичным дожиганием при постоянной по ходу продувки производительности дымососа, то есть без регулирования давления в камине. При более низкой интенсивности продувки процесс проводится с полным дожиганием отходящих газов в камине.

В течение первых 2-3 мин продувка ведётся при положении фурмы 3,0-4,0 м по сельсину для формирования первичных железистых шлаков, после чего фурма

опускается до рабочего положения 0,8-1,3 м для обеспечения нагрева, расплавления ванны и необходимой скорости обезуглероживания металла. Общая продолжительность продувки составляет 18-20 мин. в зависимости от параметров шихтовки плавки и расхода газообразного окислителя.

Формирование шлака осуществляется за счёт присадки (таблица 3.2) извести, содержащей не менее 88,5% CaO при 8 % потерь при прокаливании, и высокомагнезиального флюса ФОМИ или его модификаций с содержанием не менее 66% MgO.

Перед заливкой чугуна, как правило, проводят предварительный подогрев металлического лома в конвертере. В качестве основных теплоносителей используются различные марки углей Кузнецкого бассейна (до 15 кг/т), а также отработанные автомобильные покрышки (до 5 кг/т). Кислород на сжигание угля подаётся по следующему режиму: в течение первых 3-х минут – 200-250 м<sup>3</sup>/мин, далее – 250-450 м<sup>3</sup>/мин. Продолжительность нагрева составляет не более 6 мин. При этом минутный расход кислорода для нагрева регламентируется необходимостью обеспечения воспламенения углеродсодержащих материалов и предупреждением локального перегрева металлического лома с образованием жидкой фазы.

Таблица 3.2 – Расход извести и высокомагнезиального флюса на плавку в зависимости от содержания кремния в чугуне

Наименование	Значение						
Содержание Si в чугуне, %	0,20 – 0,30	0,30 – 0,40	0,40 – 0,50	0,50 – 0,60	0,60 – 0,70	0,70 – 0,80	более 0,80
Расход извести, т	8 – 10	10 – 12	12 – 14	14 – 16	16 – 18	18 – 20	20 – 22
Расход флюса, т	2 – 3	3 – 4	4 – 5	5 – 6	5 – 6	6 – 7	6 – 7

Известь отдается на лом до его нагрева в количестве 80% от требуемого на плавку, остальная часть присаживается по ходу продувки порциями, либо равномерно с весов-дозаторов из промежуточных бункеров. Присадку высокомагнезиального флюса в конвертер выполняют обычно вместе с известью.



Количество присаживаемых материалов рассчитывается в зависимости от химического состава и расхода чугуна, марки выплавленной стали для получения жидкоподвижного, однородного конечного шлака с основностью не менее 2,5. Расходные коэффициенты на материалы колеблются в пределах: для извести – 50-55 кг/т; высокомагнезиального флюса – 13-15 кг/т. Рекомендуемая температура металла перед выпуском – не более 1650 °С.

Продолжительность выпуска металла из конвертера должна быть не менее 6 мин. На выпуске металла из конвертера производится обязательная отсечка конечного шлака. Науглероживание металла на выпуске из конвертера проводится углеродсодержащим материалом с содержанием углерода более 80% и без содержания азота. Для наведения ковшевого шлака на выпуске используется не менее 1,5 т извести фракции 8-40 мм и не менее 450 кг глинозёмсодержащего флюса, при этом отдаются указанные материалы в сталеразливочный ковш до его наполнения не более 2/3.

Для защиты футеровки конвертера, рабочий слой которой выполняется периклазоуглеродистым огнеупорным кирпичом, а арматурный – периклазовым, после каждой плавки наносится шлаковый гарнисаж. Нанесение последнего, а также проведение других видов «горячих» ремонтов, в частности, подварок или торкретирования позволяет обеспечить среднюю стойкость футеровки порядка 5000 плавов при расходе конвертерных огнеупоров до 4 кг/т стали.

Для подготовки шлака к его раздувке на футеровку используется известь, высокомагнезиальный флюс ФМ-1 и уголь, при этом расход последних определяется окисленностью конечного шлака. Раздувка подготовленного шлакового расплава осуществляется с использованием штатной кислородной фурмы. При выполнении операции нанесения шлакового гарнисажа фурма опускается ниже 1,0 м по сельсину, расход азота составляет 700-1300 м<sup>3</sup>/мин при давлении 1,0-1,4 Мпа, длительность периода нанесения гарнисажа, как правило, составляет 4-5 мин. и определяется моментом окончания операции при исчезновении выноса брызг через горловину конвертера.

С учетом существующей технологической схемы основными задачами этапа выплавки стали с точки зрения формирования показателей ее качества является проведение глубокой дефосфорации расплава при условии получения заданного содержания углерода на выпуске из конвертерного агрегата.

Цель ковшевой обработки расплава на установке доводки металла заключается, по сути, в его подготовке для окончательной внепечной обработки на агрегате «ковш-печь». На установке доводки металла производится усреднение стали по химическому составу и температуре путем продувки инертным газом и реализуется предварительный этап формирования ковшевого шлака за счет присадки шлакообразующих материалов (прежде всего, извести). Окончательные показатели качества стали формируются на этапе обработки на агрегате «ковш-печь», где проводится десульфурация стали путем наводки шлака специального состава, а также рафинирование от неметаллических включений и частичная дегазация расплава за счет продувки инертным газом. Кроме того, обработка на агрегате «ковш-печь» решает задачу выдачи металла на разливку в оптимальном температурном интервале, что является необходимым условием получения качественных непрерывнолитых заготовок. Следует констатировать, что рафинирование стали от неметаллических включений в условиях сортовой МНЛЗ рассматриваемого конвертерного цеха значительно ограничено в связи с отсутствием электромагнитного перемешивания металла, также ограничены возможности по снижению интенсивности образования внутренних дефектов непрерывнолитых заготовок в связи с отсутствием устройства для «мягкого обжата» заготовок.

В связи с вышесказанным значительный потенциал для повышения качества непрерывнолитых заготовок производства ККЦ-2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» заключается в совершенствовании технологических режимов выплавки и внепечной обработки шаровых сталей.

### 3.2 Исследование и совершенствование технологии выплавки шаровых сталей в большегрузных конвертерах АО «ЕВРАЗ ЗСМК»

Эффективность технологии конвертерной плавки во многом определяется полнотой использования энергетических возможностей самого процесса, в особенности при выплавке качественных сталей. В данном случае при разработке технологии для обеспечения наиболее рациональной схемы работы конвертеров, прежде всего, необходимо обеспечить в конвертерной плавке сбалансированность шихты в тепловом отношении. Поэтому предварительно при отработке и исследовании технологии исходили из необходимости получения замкнутого теплового баланса (отсутствие, как избытка, так и недостатка тепла) при определённой шихтовке плавки. При этом в качестве основного варианта организации дутьевого и шлакового режимов принимали условия продувки конвертерной ванны с остановкой на заданном высоком содержании углерода в расплаве (не менее 0,40-0,50%) и в дальнейшем получения необходимых параметров металла добивались использованием агрегатов внепечной обработки для подготовки металла к разливке на МНЛЗ.

Предварительно выполнили расчёты горения применяемого топлива (уголь марки ТО), и определив удельный расход кислорода на его сжигание с учётом коэффициента расхода кислорода и степени чистоты технического кислорода по расходам топлива и кислорода рассчитали количество  $G_T^{np}$  сгоревшего топлива за период прогрева металлолома по выражению:

$$G_T^{np} = V_{O_2} / V_{уд(O_2)}, \quad (3.1)$$

где  $V_{O_2}$  – расход технического кислорода на прогрев, м<sup>3</sup>;  $V_{уд(O_2)}$  – расчётный удельный расход технического кислорода на сжигание 1 кг твёрдого топлива при заданном коэффициенте расхода кислорода м<sup>2</sup>/кг.

Расчёты показали, что применяемое твёрдое топливо в период прогрева лома сгорало только лишь частично, а в последующем (жидком) периоде плавки несгоревшее топливо начиная с момента заливки чугуна участвовало в процессе

как науглероживатель и соответственно дополнительных присадок топлива по ходу продувки при определённом расходе чугуна на плавку, как правило, не требовалось.

Предварительно определённый многократным счётом материального баланса расход жидкого чугуна на плавку должен составлять не менее 900 кг/т стали (таблица 3.3), что позволяет обеспечить по окончании продувки расплава на выпуске из агрегата содержание углерода в металле не менее 0,40-0,50%.

Отработанный рациональный режим продувки и присадки сыпучих материалов по ходу операции представлен на рисунке 3.2. В качестве характерных особенностей технологии следует выделить организацию дополнительного периода с предварительным подогревом лома и сыпучих материалов.

К особенностям организации кислородной продувки и дутьевого режима плавки целесообразно отнести следующие положения.

Продувка начинается при включении кислорода и введении фурмы в конвертер при поднятой «юбке» опускного газохода до положения 3,0-5,0 м с постоянным расходом 900-1100 м<sup>3</sup>/мин. В дальнейшем, в период нагрева лома, положение фурмы поддерживается в пределах 4,0-4,2 м по Сельсину, в особенности при наличии в агрегате тяжеловесного лома в завалке не менее 30 т.

При этом в период формирования шлака продувка ведётся при постепенном понижении положения фурмы до высоты 3,5-2,0 м, после чего в период интенсивного обезуглероживания фурма опускается в рабочее положение до 1,0-1,3 м. В дальнейшем по достижении общего количества израсходованного кислорода на продувку в пределах 10000-11000 м<sup>3</sup> положение фурмы изменяется с постепенным повышением до высоты 1,5-2,5 м и периодическим подъёмом вверх, при увеличении объёма шлака в конвертере.

Плавка заканчивается при положении фурмы выше рабочего на 1-1,5 м (или 2-2,5 м по Сельсину). Общий расход кислорода на продувку, как правило, составляет 14000-15500 м<sup>3</sup>.

Таблица 3.3 – Усредненные технологические показатели отработанной технологии производства шаровой стали

Показатели	Марка стали	
	Ш 2.1	Ш 2.3
<b>Расход материалов в конвертере, кг/т</b>		
Металлолом	186	191
Чугун жидкий	918	881
Температура чугуна, °С	1379	1389
Химический состав чугуна, %:		
- кремний	0,48	0,53
- марганец	0,44	0,44
- сера	0,023	0,021
- фосфор	0,069	0,078
Уголь на прогрев лома (ТО)	4,29	4,29
Известь (СаО)	54,4	55,3
Mg – флюс (ФМ)	8,0	8,5
Кислород на нагрев лома, м <sup>3</sup>	1723	1648
Кислород на продувку, м <sup>3</sup>	14310	14443
Кислород на плавку, м <sup>3</sup>	15373	16291
<b>Последняя повалка конвертера</b>		
Температура металла, °С	1627	1628
Окисленность металла, ppm	99	83
Химический состав, %:		
- углерод	0,43	0,53
- марганец	0,19	0,201
- сера	0,018	0,019
- фосфор	0,019	0,024
- хром	0,031	0,041
- никель	0,019	0,020
- медь	0,024	0,026
<b>Конвертерный шлак перед выпуском плавки, %</b>		
CaO	43,60	41,83
SiO <sub>2</sub>	14,87	15,10
FeO	22,67	24,03
MnO	5,04	4,94
MgO	8,43	8,47
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,87	1,86
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,55	1,52
TiO <sub>2</sub>	1,52	1,36
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,52	1,36
Основность шлака	2,95	2,86

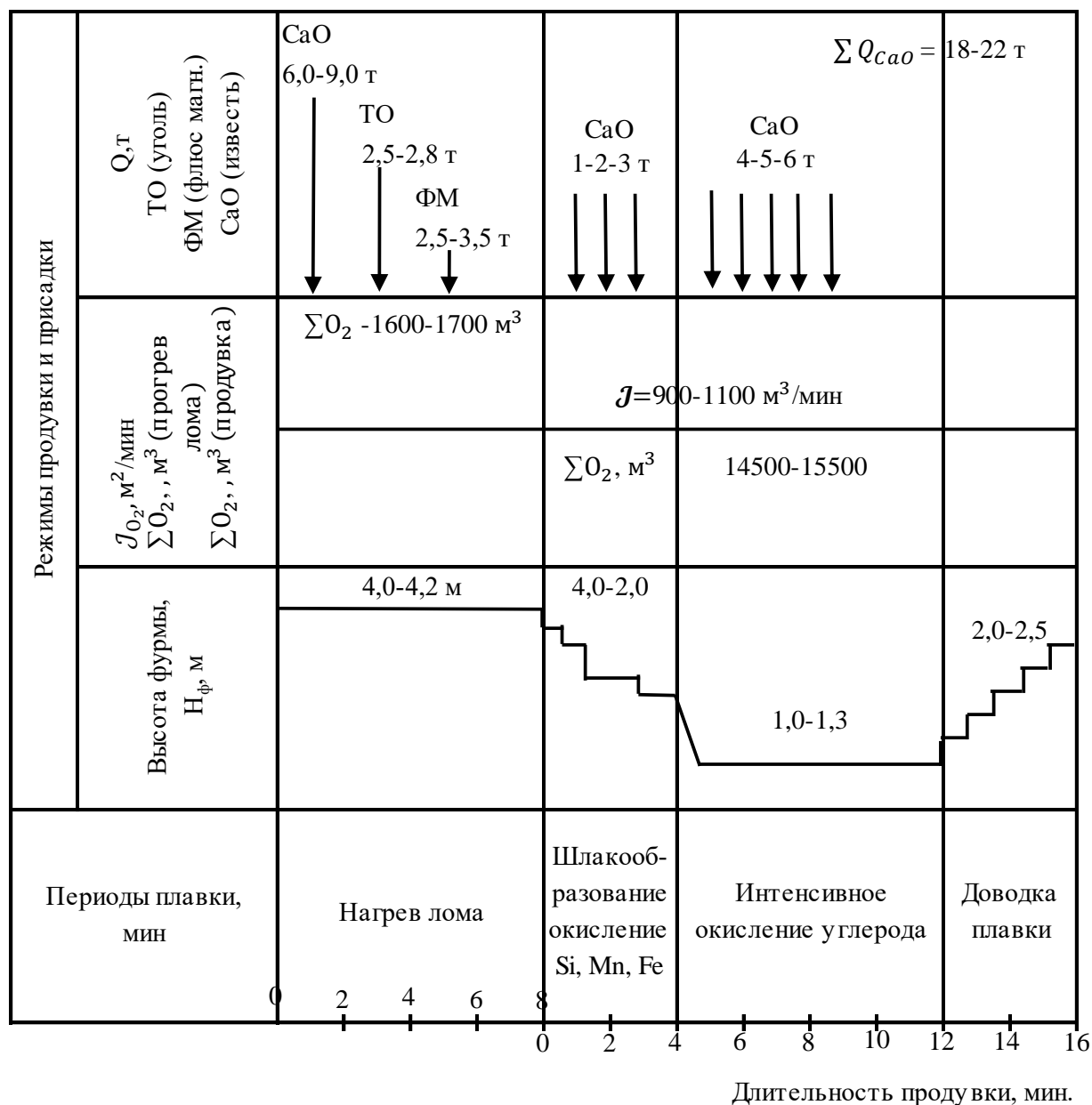


Рисунок 3.2 – Разработанный режим присадки сыпучих материалов и кислородной продувки ванны 350-т конвертера при выплавке шаровой стали

В процессе исследований для интенсификации процесса шлакообразования, обеспечения удаления фосфора при высоком содержании углерода в металле, спокойного хода продувки с предотвращением интенсивных выбросов и выносов отработывался рациональный режим присадки сыпучих материалов. В соответствии с рисунком 3.2 основное количество извести СаО, необходимой на плавку (до 60%), присаживали до начала жидкого периода при прогреве

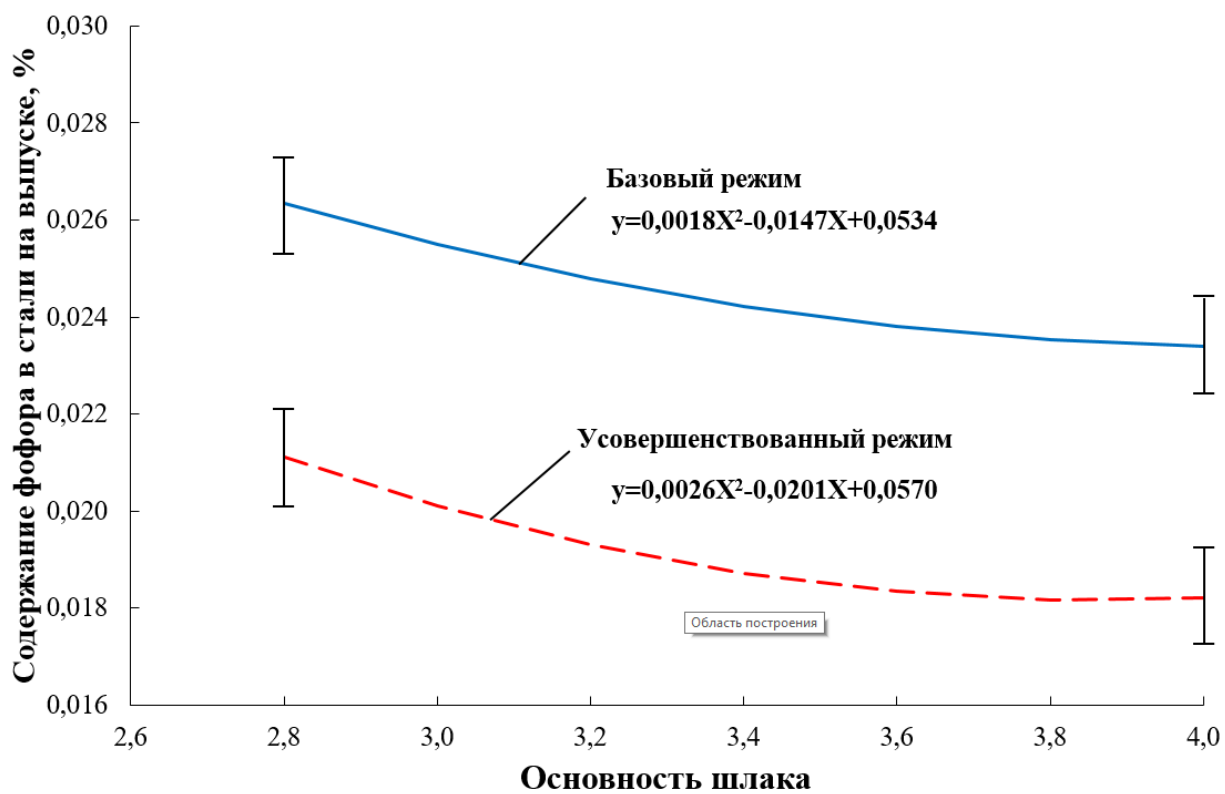
металлолома и в дальнейшем вводили порционно по ходу продувки после «зажигания» плавки вплоть до 10-12 минут продувки (по 1,0-5,0 т).

Как правило, количество присаживаемой извести и магнезиального флюса рассчитывали в зависимости от химического состава и расхода жидкого чугуна для обеспечения получения жидкоподвижного однородного конечного шлака с основностью не менее 2,5. Рекомендуемый расход извести на плавку в зависимости от содержания кремния в чугуне приведён в таблице 3.2. При этом для улучшения параметров дефосфорации расплава, расход извести может быть увеличен на 2-3 тонны в зависимости от табличного рекомендуемого значения.

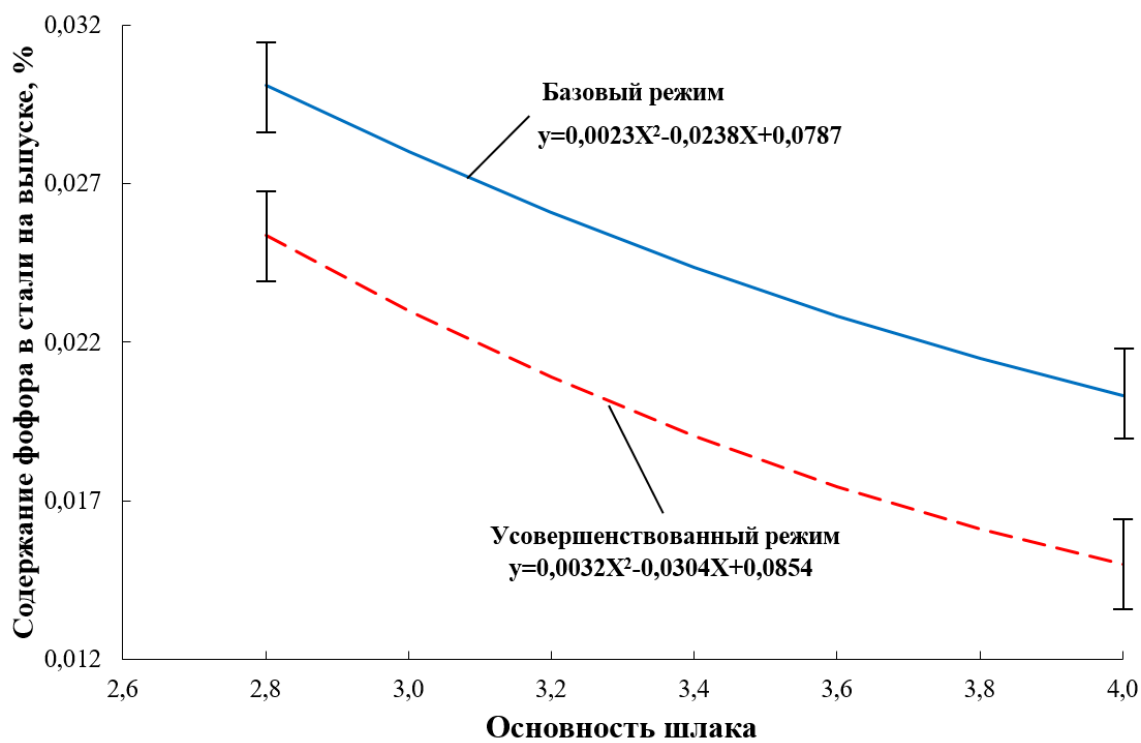
Результаты опытно-промышленного опробования усовершенствованного режима выплавки шаровых сталей марок Ш2.1 и Ш2.3 (рисунок 3.2) свидетельствуют [138] о снижении содержания фосфора в стали на выпуске из конвертера при аналогичных параметрах основности (рисунок 3.3) и окисленности (рисунок 3.4) конвертерного шлака.

При этом следует особенно подчеркнуть, что указанное снижение содержания фосфора в стали достигнуто не смотря на повышение удельного расхода чугуна при использовании нового режима конвертерной плавки (с 810-860 кг/т до 881-918 кг/т), который является основным источником фосфора. Это свидетельствует, прежде всего, о значительном влиянии усовершенствованного дутьевого режима и режима присадки шлакообразующих по ходу конвертерной плавки на интенсификацию процесса дефосфорации стали.

Касательно других показателей качества шаровых сталей на выпуске из конвертера (содержание серы, примесей цветных металлов в стали, ее окисленность) можно отметить, что значимые их изменения при использовании нового режима конвертерной плавки отсутствовали.



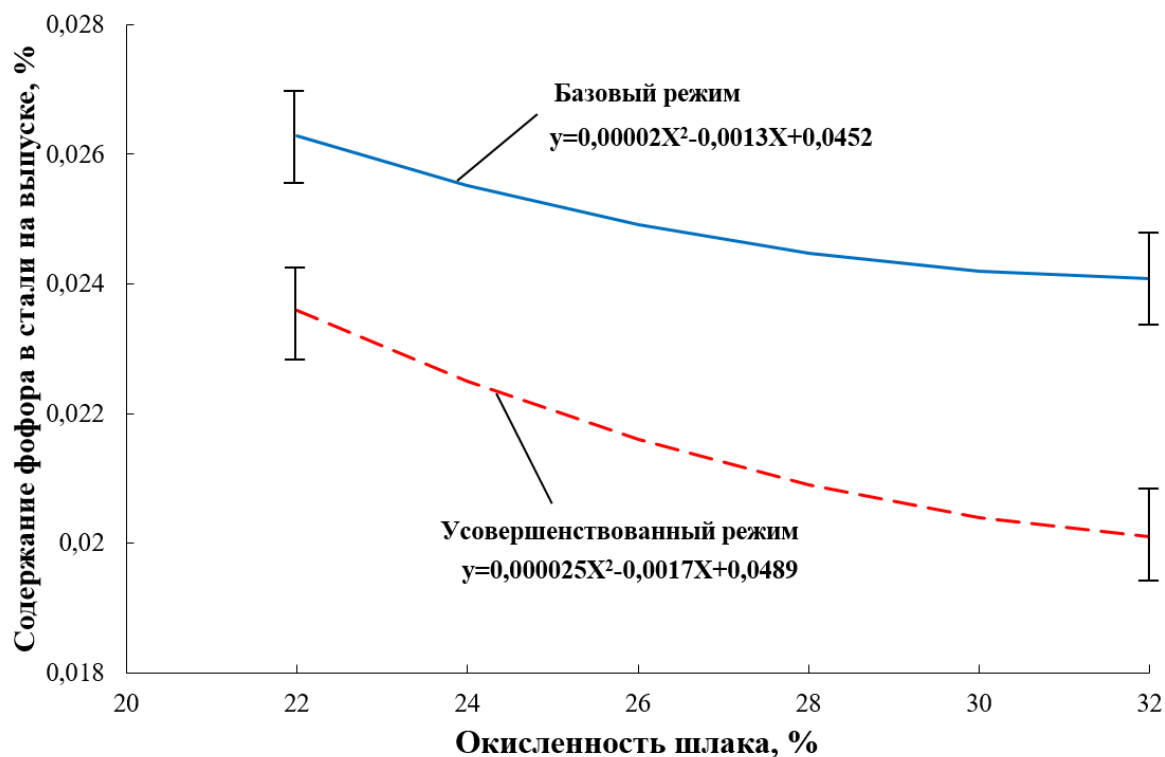
а



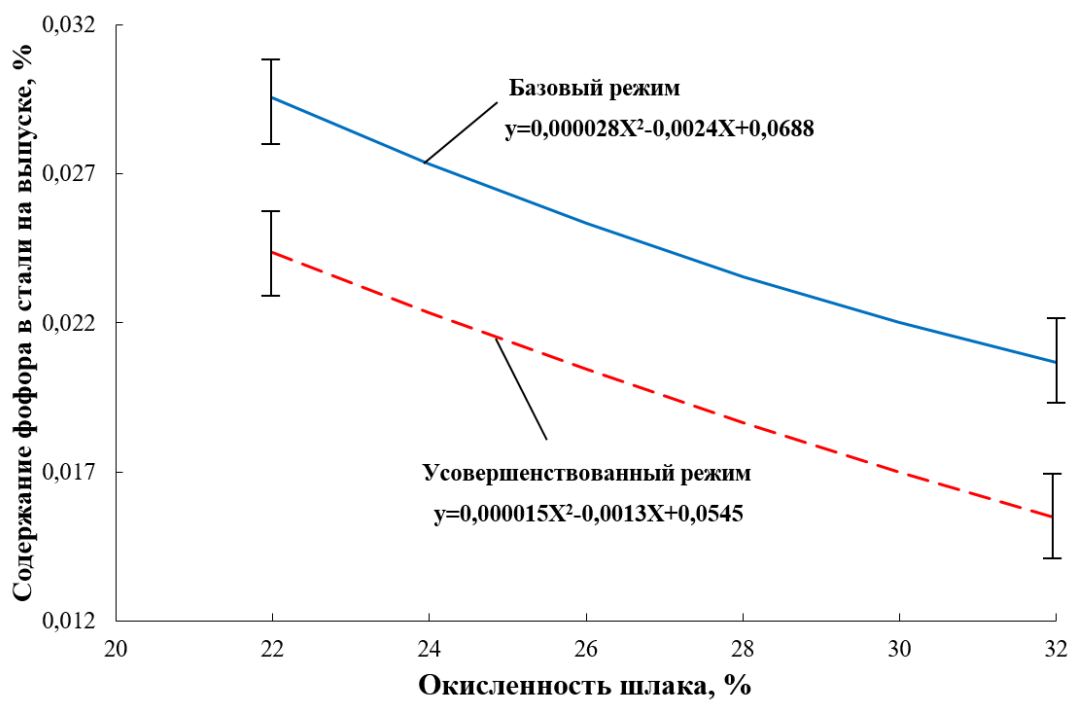
б

Рисунок 3.3 – Содержание фосфора в сталях марок Ш2.1 (а) и Ш2.3 (б) на выпуске из конвертера в зависимости от основности шлака и режимов конвертерной плавки





а



б

Рисунок 3.4 – Содержание фосфора в сталях марок Ш2.1 (а) и Ш2.3 (б) на выпуске из конвертера в зависимости от окисленности шлака и режимов конвертерной плавки

### **3.3 Разработка и совершенствование технологии комплексной ковшевой обработки шаровых сталей в кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК»**

В дальнейшем для повышения эффективности проведения комплексной внепечной обработки при подготовке металла в сталь-ковше (СК), прежде всего, было необходимо обеспечивать отсечку конечного конвертерного шлака на выпуске из агрегата, при этом были выработаны рекомендации при наведении первичного ковшевого шлака химического состава с содержанием FeO не более 5% и основностью не менее 4 единиц.

При проведении исследований технологии ковшевой обработки было определено, что для наведения такого покровного шлака целесообразно использование не менее 1,5-2,0 т извести фракции 8-40 мм и не менее 0,5 т глинозёмсодержащего флюса (типа СШ-1т или АТФ-75) для обеспечения жидкоподвижности последнего, а науглероживание металла на выпуске из конвертера проводить материалами с высоким содержанием углерода (не менее 80%). Важным элементом технологии следует считать, что операции науглероживания, раскисления и легирования металла на выпуске из конвертера необходимо проводить из расчёта получения содержания химических элементов в металле не менее нижнего марочного предела (таблица 3.4).

В дальнейшем при поступлении металла на УДМ прежде всего визуально оценивается состояние ковшевого шлака и в зависимости от этого осуществляется внепечная обработка по следующей схеме (рисунок 3.5):

1) при вспененном шлаке:

- предварительное раскисление шлака;
- продувка стали аргоном через донные фурмы в течение 6 мин;
- замер окисленности стали;

2) при нормальном состоянии шлака:

- предварительная донная продувка аргоном в течение 6 мин;
- замер окисленности стали;

- раскисление шлака.

Таблица 3.4 – Усредненный расход материалов при внепечной обработке шаровой стали на УДМ и АКП

Показатели	Марка стали	
	Ш 2.1	Ш 2.3
Глинозёмсодержащий материал шлакообразующий	1,5	1,5
Известь	6,6	6,6
Науглероживатель	2,6	2,1
Ферросиликомарганец	7,6	9,2
Ферросилиций	1,9	1,5
Феррохром	-	5,1
Порошковая проволока с силикокальцием (SiCa)	0,7	0,7
Порошковая проволока с графитом	0,1	0,2
Коксовая мелочь	0,12	0,2
Карбид кремния	0,5	0,5
Катанка алюминиевая	0,2	0,2
<b>Химический состав готовой стали, %</b>		
Углерод	0,647	0,698
Кремний	0,251	0,266
Марганец	0,645	0,744
Сера	0,010	0,012
Фосфор	0,019	0,019
Хром	0,047	0,336
Никель	0,020	0,023
Медь	0,025	0,028
<b>Вес стали, т</b>	<b>305,1</b>	<b>318,2</b>

Шлак, как правило, раскисляется следующими материалами: SiC – 0,15-0,2 т, либо FeSi – 0,15-0,2 т. При этом общее время обработки плавки на УДМ должно составлять не более 12-15 мин. (в том числе продувка аргоном, отдача материалов, отбор проб металла и шлака, замер температуры металла, замер толщины шлака, усреднительная продувка аргоном).

В агрегате «ковш-печь» (АКП), в условиях ККЦ-2 в соответствии с поставленными задачами формируются высокоосновные, жидкоподвижные шлаки, основная цель которых удаление серы из металла, как элемента снижающего служебные свойства стали, и, кроме того, обеспечение защиты

металла от вторичного окисления, снижение теплотерь с поверхности расплава и поглощение неметаллических включений.

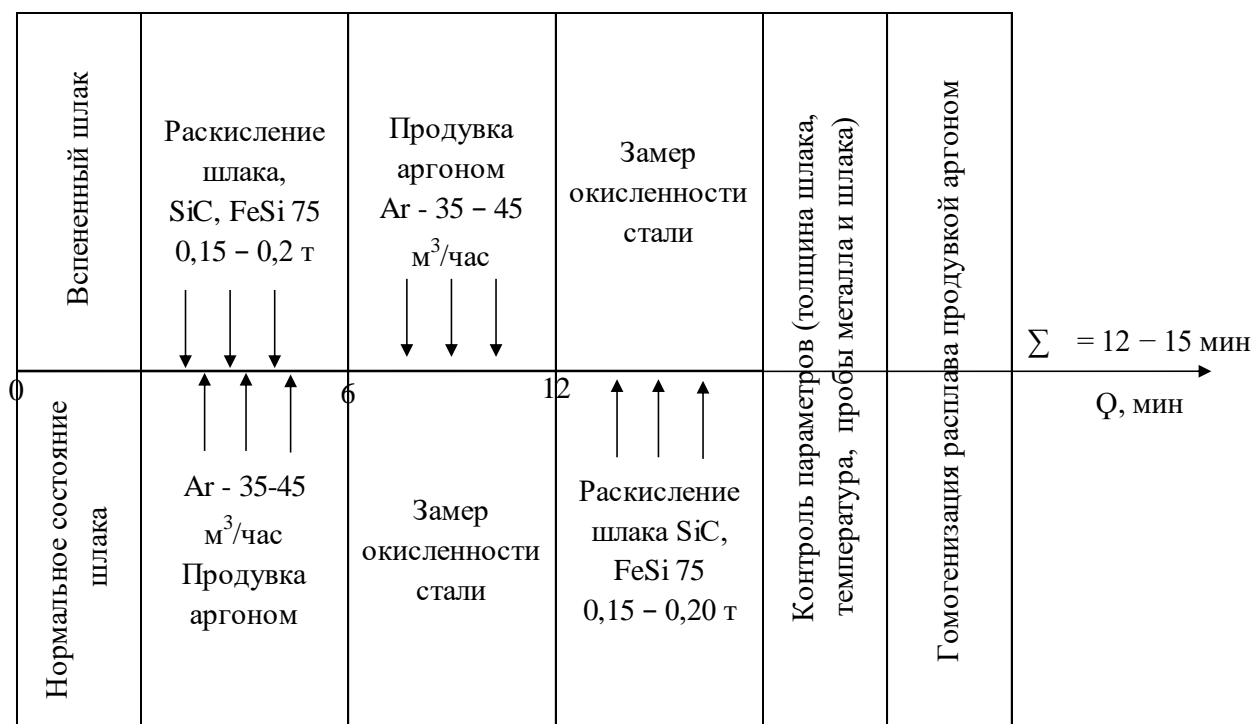
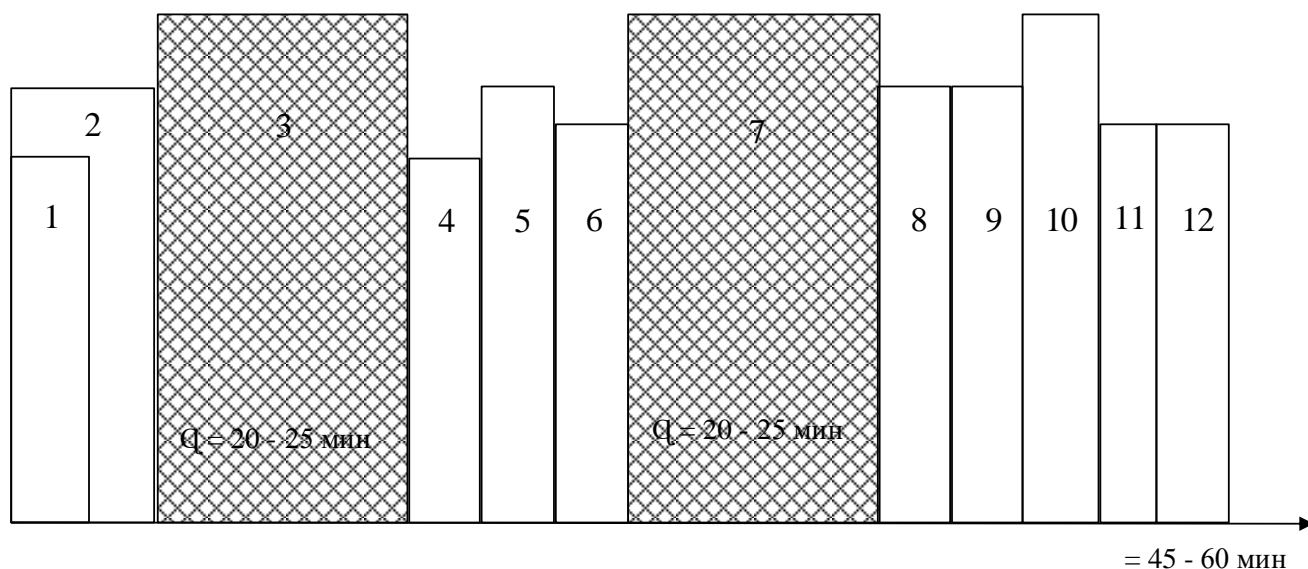


Рисунок 3.5 – Технологические параметры обработки стали на УДМ,  
где Q – время обработки, мин

Дополнительно к определяющим эффективность работы АКП параметрам необходимо отнести:

- толщину слоя шлака на зеркале металла;
- длину электрической дуги;
- соотношение подводной мощности к площади зеркала металла;
- скорость нагрева металла;
- интенсивность перемешивания металла и особенности гидродинамики ванны в ковше.

При поступлении металла на установку АКП анализ проведённых кампаний позволяет сформулировать эффективную последовательность основных технологических операций и параметры обработки (рисунок 3.6).



1 – замер толщины слоя шлака (нормально 150 – 200 мм); 2 – продувка аргоном (расход 5-30 м<sup>3</sup>/час); 3 – первый цикл нагрева металла (12-17 ступень напряжения трансформатора); 4 – наведение шлака для десульфурации металла (присадки CaO, CaF<sub>2</sub>); 5 – замер температуры, отбор проб металла и шлака, продувка аргоном; 6 – корректировка химического состава металла (присадки углеродсодержащих материалов, алюминиевой катанки, ферросплавов); 7 – второй цикл нагрева металла (12-17 ступень напряжения трансформатора); 8 – отбор проб, замер температуры, продувка аргоном; 9 – усреднительная продувка аргоном; 10 – ввод порошковой проволоки с SiCa, продувка аргоном; 11 – замер температуры, отбор проб, продувка аргоном; 12 – покрытие зеркала металла теплоизолирующим слоем шлака на основе отсева извести

Рисунок 3.6 – Технологическая карта операций обработки шаровой стали на установке АКП с общей продолжительностью обработки 45-60 мин.

Прежде всего, предварительно проводится обязательный замер толщины слоя шлака в СК и при необходимости выполняется его корректировка до уровня 150-200 мм и, затем, начинается донная продувка аргоном при обеспечении расхода инертного газа в пределах 250-300 л/мин.

Необходимым условием контактного графика производства является продолжительность обработки плавки на АКП кратная циклу плавки при выплавке в конвертере и составляющая 45-60 мин. Для корректировки содержания углерода в стали при обработке на АКП также необходимо

использовать только углеродсодержащие материалы с высоким содержанием углерода, либо углеродсодержащую порошковую проволоку (ПП). Корректировку химического состава металла целесообразно выполнять только присадкой ферросплавов и Al-катанкой, а далее присаживать известь и плавиковый шпат для наведения специального шлака и обеспечения десульфурации металла.

Рекомендуемое число вводов Al-катанки в сталь на АКП – должно быть не более 2-х (не более одного в каждом цикле обработки плавки), а количество таких циклов нагрева стали – не более 2-х, при этом продолжительность нагрева определяется в зависимости от толщины слоя шлака в СК. После 3-х минутной продувки металла аргоном, выполняется замер температуры металла и второй цикл нагрева с последующим отбором пробы металла и замером температуры.

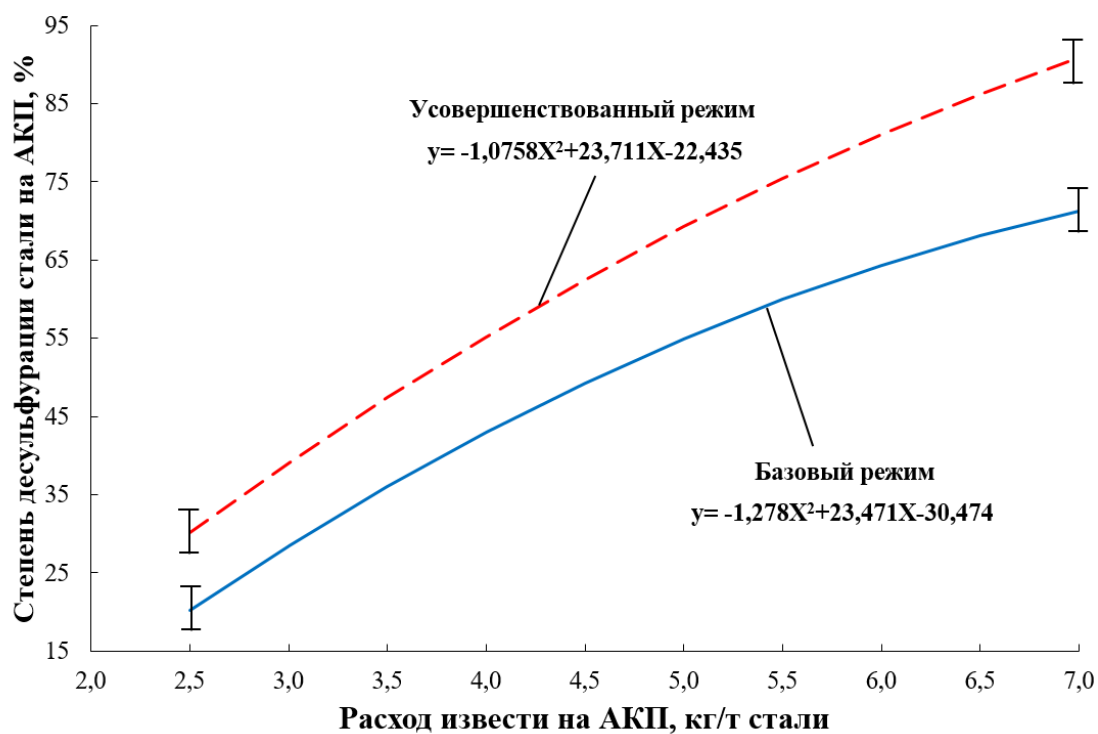
В процессе обработки на АКП шаровую сталь необходимо перегревать выше верхнего предела температуры при выдаче плавки на МНЛЗ на 15-20 °С.

Содержание [Al] и [S] в последней пробе стали перед выдачей плавки на МНЛЗ рекомендуется обеспечивать  $\approx 0,01\%$  и не более 0,012% соответственно. На заключительном этапе обработки плавки в металл вводится порошковая проволока с SiCa. Продолжительность итоговой рафинировочной усреднительной донной продувки стали аргоном в СК на АКП на первой плавке в серии должна быть не менее 10 мин, а на остальных плавках в серии – не менее 5 мин.

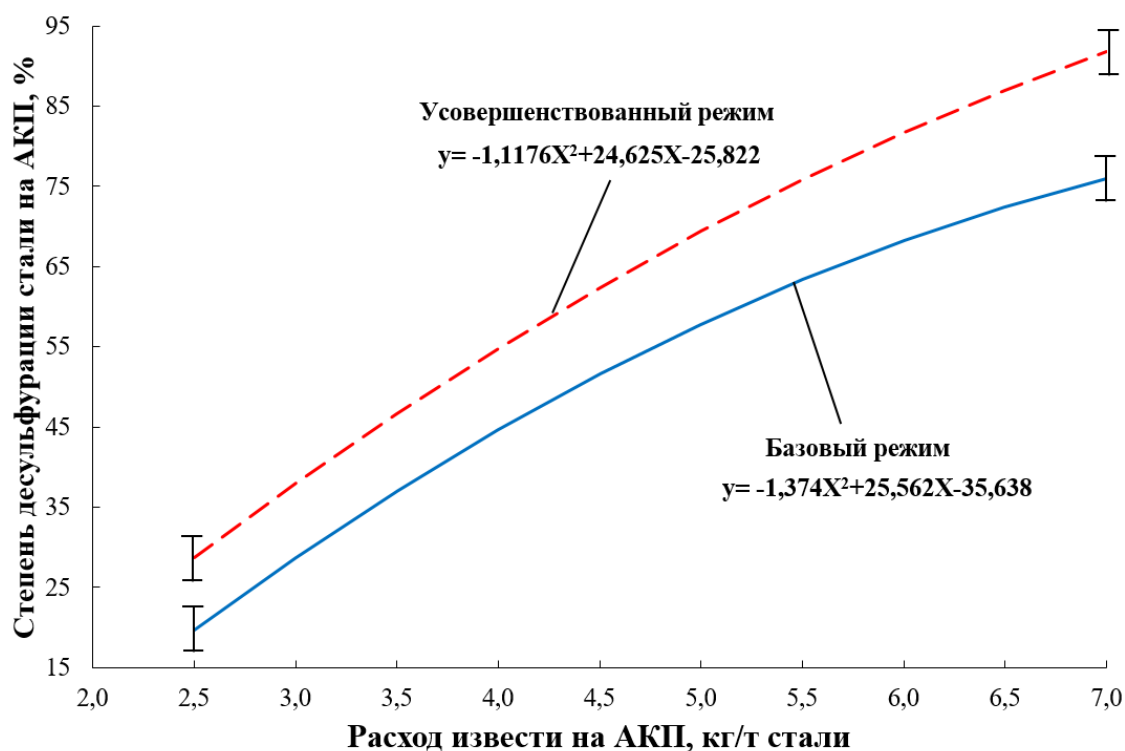
Температура стали в СК перед выдачей плавки на МНЛЗ должна быть (с учётом оборота и состояния СК, продолжительности обработки и других параметров): на первой плавке в серии –  $T_{\text{ликв.}} + (85-90)^\circ\text{C}$ , и на последующих плавках –  $T_{\text{ликв.}} + (80-90)^\circ\text{C}$ . После обработки плавки на поверхность металла в СК присаживается не менее 0,3-0,5 т порошка отсева извести для обеспечения теплоизоляционного покрытия площади зеркала металла в СК. Общие усреднённые расходы материалов при производстве шаровой стали на этапе внепечной обработки (УДМ + АКП) представлены в таблице 3.4.

Применение усовершенствованных режимов ковшевой обработки стали, в том числе присадки шлакообразующих материалов, продувки расплава инертным газом, описание которых представлено выше, позволило значительно (в среднем

на 15%) повысить степень десульфурации стали при аналогичных расходах извести (рисунок 3.7).



а



б

Рисунок 3.7 – Степень десульфурации сталей Ш2.1 (а) и Ш2.3 (б) при обработке на АКП в зависимости от расхода извести и режимов ковшевой обработки

Таким образом, можно сделать вывод, что использование новых режимов выплавки (рисунок 3.2) и внепечной обработки (рисунки 3.5, 3.6) шаровых сталей марок Ш2.1 и Ш2.3 обусловило значимое повышение их качества (снижение содержания фосфора и серы) без увеличения расходов на производство стали.

### **3.4 Выводы**

На базе комплекса исследований оптимизирована технология выплавки и внепечной обработки специальных шаровых сталей марок Ш2.1 и Ш2.3 для их дальнейшей разливки на сортовой МНЛЗ.

Основными отличительными особенностями разработанной технологии выплавки стали в конвертере явились: остановка продувки в конвертере на повышенном содержании углерода (0,4-0,5% в зависимости от марки стали); повышенный до 900 кг/т стали расход чугуна; реализация в течение продувки трех режимов, отличающихся положением фурмы, расходом кислорода и режимов присадки шлакообразующих материалов.

Результаты опытно-промышленного опробования усовершенствованного режима конвертерной плавки свидетельствует о значимом повышении степени дефосфорации стали при его использовании.

Согласно разработанным технологическим режимам внепечная обработка стали включает в себя последовательную обработку расплава на установке доводки металла и агрегате «ковш-печь». При этом на установке доводки металла предусматривается применение различных режимов обработки в зависимости от состояния шлака (вспененный шлак или шлак в нормальном состоянии). Применительно к агрегату «ковш-печь» с целью повышения степени рафинирования расплава от неметаллических включений продувка инертным газом разбита на периоды с различной интенсивностью вдувания газа и выделены два отдельных периода электродугового подогрева расплава в ковше. По результатам опробования новой комплексной технологии внепечной обработки шаровых сталей установлено значимое повышение степени десульфурации стали.



В целом можно констатировать, что применение усовершенствованных режимов выплавки и комплексной внепечной обработки шаровых сталей позволяет снизить содержание постоянных вредных примесей (серы и фосфора) в стали без значимого повышения производственных затрат.

## **4 Исследование процессов формирования качества непрерывнолитых заготовок шаровых сталей**

### **4.1 Исследование влияния режимов выплавки и внепечной обработки шаровых сталей на интенсивность дефектообразования в непрерывнолитых заготовках**

Проведенными в рамках представленной работы исследованиями (глава 3) показано, что применение усовершенствованных режимов выплавки и внепечной обработки шаровых сталей позволяет повысить степень дефосфорации (рисунки 3.3, 3.4) и десульфурации (рисунок 3.7) стали, то есть повысить качество шаровых сталей по содержанию указанных вредных примесей.

Следующим этапом исследований явилась комплексная оценка влияния изменения режимов производства шаровых сталей на параметры качества макро- и микроструктуры непрерывнолитых заготовок. В ходе проведения данных исследований анализировали такие параметры качества заготовок, как:

- загрязненность неметаллическими включениями;
- наличие дефектов макроструктуры;
- степень развития химической неоднородности по зонам кристаллизации заготовок.

Объектом исследований выступили образцы заготовок 20-ти плавов шаровых сталей, произведенных с использованием базовой и усовершенствованной технологии выплавки и внепечной обработки (10 плавов по каждой технологии).

Загрязненность неметаллическими включениями оценивали полуколичественным методом по ГОСТ 1778-2022 [139] с использованием металлографического микроскопа OLYMPUS GX-51, оснащенного цифровой металлографической камерой. Наличие дефектов макроструктуры определяли визуально на продольных образцах. Относительную степень ликвации

рассчитывали на основании результатов рентгеноспектрального анализа (спектрометр Shimadzu XRF-1800) химического состава образцов от различных зон кристаллизации заготовок (корковой зоны, зоны столбчатых кристаллов и центральной зоны):

$$L_{\text{э}} = \frac{(C_{\text{э}}^X - C_{\text{э}}^{\text{ПЛ}})}{C_{\text{э}}^{\text{ПЛ}}} \cdot 100\%, \quad (4.1)$$

где  $C_{\text{э}}^X$ ,  $C_{\text{э}}^{\text{ПЛ}}$  – содержание элемента в точке замера и по данным ковшевой пробы соответственно, %.

По полученным данным в непрерывнолитых заготовках шаровых сталей, произведенных с использованием усовершенствованных режимов конвертерной плавки и ковшевой обработки, имеет место значительно меньшая загрязненность стали оксидными, силикатными и сульфидными неметаллическими включениями по отношению к заготовкам от плавов, выплавки и внепечная обработка которых проводилась по базовой технологии (таблица 4.1, рисунки 4.1, 4.2). Снижение относительной концентрации неметаллических включений оксидного и силикатного типов, явилось следствием одновременного воздействия двух факторов (таблица 4.2):

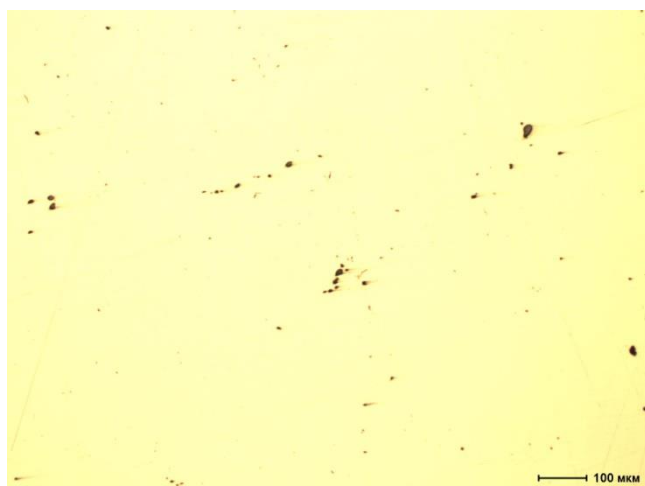
- уменьшение окисленности стали на выпуске из конвертера (на 33-41 ppm или 25-33%), достигнутое за счет усовершенствованного режима продувки расплава с остановкой продувки на высоком содержании углерода (0,40-0,50%);

- повышение эффективности рафинирования стали от неметаллических включений при использовании нового режима продувки, отличительной особенностью которого является разбивка на два периода с различной интенсивностью вдувания газа.

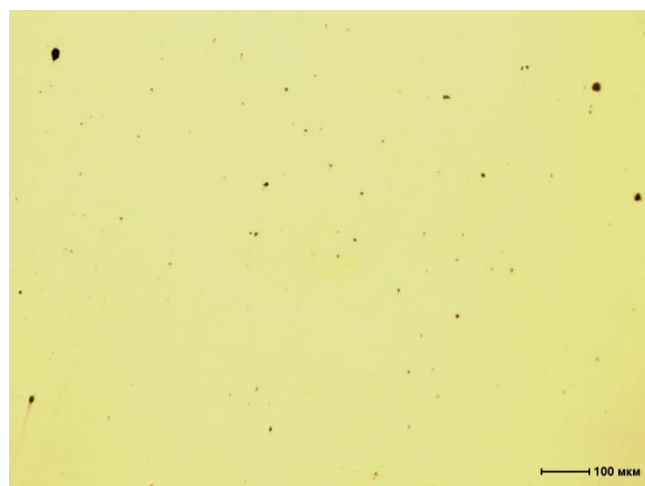
В свою очередь уменьшение загрязненности заготовок шаровой стали сульфидами также в наибольшей степени обусловлено применением усовершенствованного режима продувки расплава в ковше инертным газом, повлиявшего на повышение степени десульфурации и, соответственно, на уменьшение содержания серы в готовой стали (таблица 4.2).

Таблица 4.1 – Сравнительный анализ загрязненности непрерывнолитых заготовок шаровых сталей неметаллическими включениями

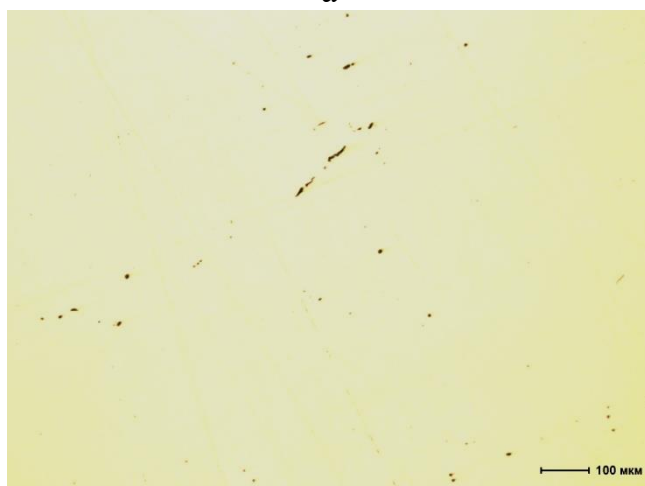
Технология выплавки и внепечной обработки стали	Относительная концентрация неметаллических включений, минимальный / максимальный баллы по ГОСТ 1778-2022			
	оксиды точечные	оксиды строчечные	силикаты недеформирующиеся	сульфиды
базовая	1а / 3а	1б / 3б	1б / 3б	1а / 2б
новая	- / 1а	- / 1б	1а / 1б	1а / 1б



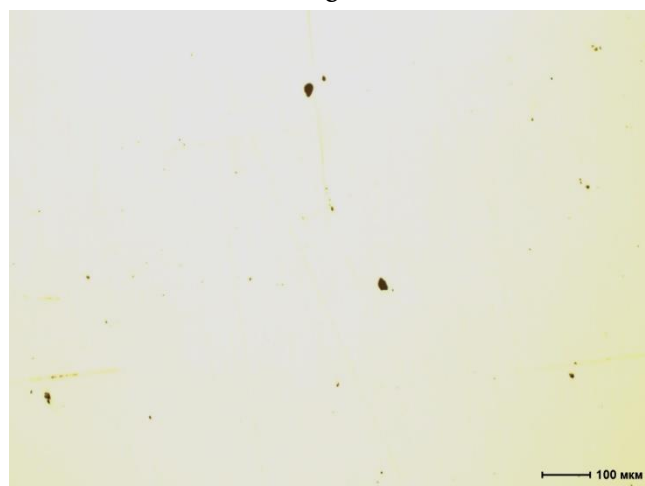
а



б

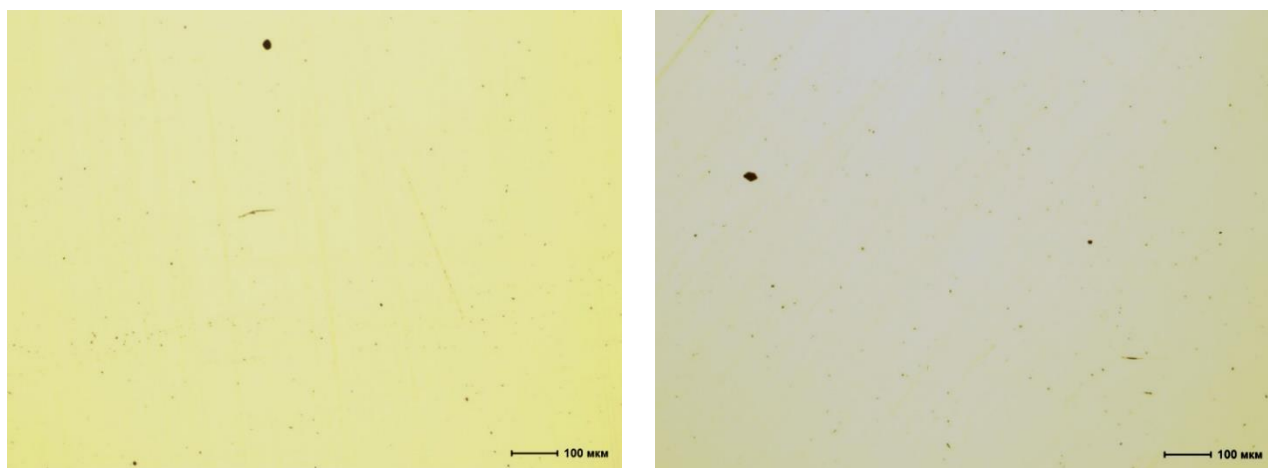


в



г

а – оксиды строчечные балл 3б; б – оксиды точечные балл 3а;  
в – сульфиды балл 2б; г – силикаты недеформирующиеся балл 3б  
Рисунок 4.1 – Неметаллические включения максимального балла в заготовках шаровых сталей от плавов, произведенных по базовой технологии



а

б

а – оксиды точечные балл 1а; бв – силикаты недеформирующиеся балл 1б

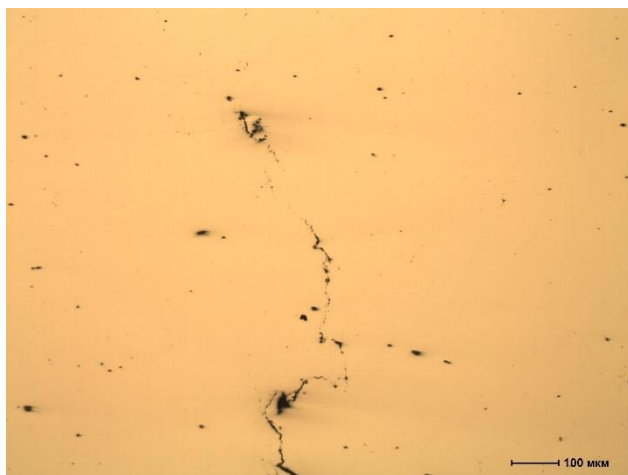
Рисунок 4.2 – Неметаллические включения максимального балла в заготовках шаровых сталей от плавов, произведенных по усовершенствованной технологии

Таблица 4.2 – Параметры качества шаровых сталей, произведенных с использованием различных режимов выплавки и ковшевой обработки

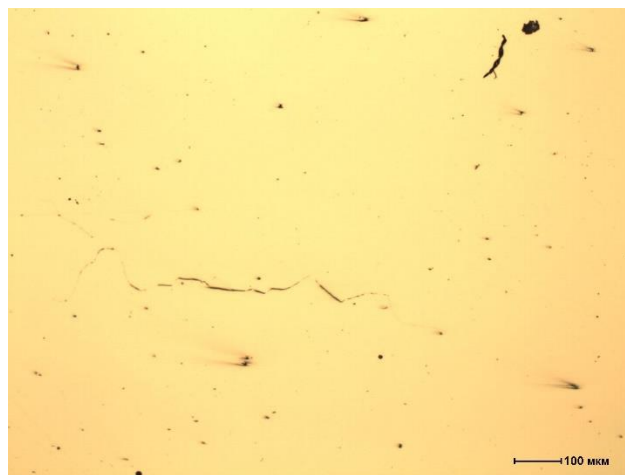
Технология производства стали	Окисленность стали на выпуске из конвертера, ppm		Содержание серы в готовой стали, %		Степень десульфурации при обработке на АКП, %	
	Ш2.1	Ш2.3	Ш2.1	Ш2.3	Ш2.1	Ш2.3
базовая	132	124	0,014	0,015	39	35
новая	99	83	0,010	0,012	57	48

Кроме того, необходимо отметить, что на фоне неметаллических включений в ряде заготовок от плавов, произведенных по базовой технологии, выявлены внутренние трещины (рисунок 4.3); в заготовках плавов, произведенных по усовершенствованной технологии, указанные дефекты не обнаружены.

Исследованиями макроструктуры непрерывнолитых заготовок шаровых сталей определено наличие в значительной доле заготовок дефектов в виде флокенов (рисунок 4.4). При этом доля заготовок с данным видом дефекта на плавках, произведенных по усовершенствованной технологии, заметно ниже по сравнению с плавками, выплавка и внепечная обработка которых осуществлялась по стандартным режимам (таблица 4.3).



а

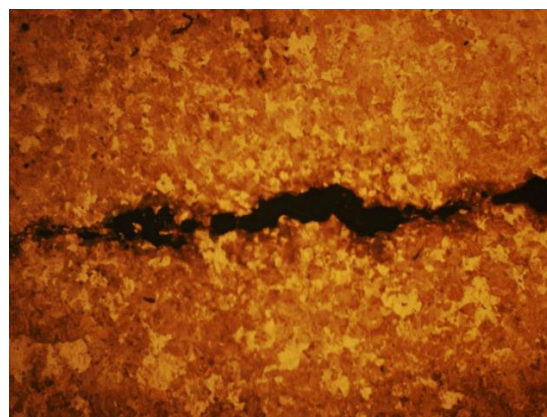


б

Рисунок 4.3 – Внутренние трещины в заготовках шаровых сталей на фоне неметаллических включений в виде силикатов недеформирующиеся и оксидов точечных: а – баллы 2б и 2а; б – баллы 2а и 1 а



а



б

Рисунок 4.4 – Флокены в заготовках шаровых сталей:  
а – общий вид; б – микроструктура в области дефекта

Таблица 4.3 – Интенсивность образования флокенов в заготовках шаровых сталей от плавов, произведенных с использованием различных технологий

Технология выплавки и внепечной обработки стали	Доля непрерывнолитых заготовок с флокенами, %		Среднее содержание водорода в стали в промковше МНЛЗ, ppm	
	Ш2.1	Ш2.3	Ш2.1	Ш2.3
базовая	7,2	8,5	5,1	4,8
новая	3,8	4,1	3,5	3,7

Снижение интенсивности образования флокенов в заготовках плавок, произведенных с применением усовершенствованных режимов выплавки и внепечной обработки, очевидно, связано со снижением содержания водорода в стали (таблица 4.3), которое в свою очередь обусловлено проведенной оптимизацией дутьевого и шлакового режимов плавки и режимов продувки инертным газом в ковше. Согласно общепринятых представлений содержание водорода в стали на выпуске из конвертера в значительной степени зависит от времени ввода шлакообразующих добавок, потенциально вносящих водород – при вводе таких добавок ближе к окончанию продувки содержание водорода в стали на момент выпуска плавки в сталеразливочный ковш закономерно возрастает. Также общеизвестным является факт повышения интенсивности удаления водорода из расплава при увеличении интенсивности продувки инертным газом в ковше.

Проведенный анализ степени развития химической неоднородности в непрерывнолитых заготовках шаровых сталей показал снижение степени ликвации по углероду, сере и фосфору в осевой зоне заготовок при использовании усовершенствованных режимов производства стали по сравнению с базовыми режимами (таблица 4.4). Механизм данного влияния обусловлен улучшением условий для гомогенизации расплава при совершенствовании режимов продувки инертным газом в ковше.

Таблица 4.4 – Ликвация по сечению заготовок шаровых сталей

Технология производства стали	Относительная степень ликвации по зонам кристаллизации непрерывнолитых заготовок, %								
	корковая зона			зона столбчатых кристаллов			Центральная зона		
	С	S	P	С	S	P	С	S	P
базовая	-3	-8	-9	4	10	12	16	48	41
новая	-2	-10	-8	3	9	14	12	31	26

Обобщая вышесказанное можно констатировать, что усовершенствованные режимы выплавки и внепечной обработки шаровых сталей марок Ш2.1 и Ш2.3 являются эффективными с точки зрения повышения основных показателей качества непрерывнолитых заготовок. Применение указанных режимов позволяет снизить загрязненность непрерывнолитых заготовок неметаллическими включениями, уменьшить вероятность образования флокенов, снизить химическую неоднородность по сечению заготовок.

#### **4.2 Экспериментальные исследования влияния качества непрерывнолитых заготовок на ударную стойкость мелющих шаров**

Параметры качества непрерывнолитых заготовок оказывают определяющее влияние на металлургическое качество производимых из них мелющих шаров, так как дефекты макро- и микроструктуры исходных заготовок переходят в готовые шары. Отрицательный характер влияния таких дефектов на эксплуатационные характеристики мелющих шаров также не вызывает сомнений. Внутренние дефекты шаров, переходящие с исходных заготовок (скопления неметаллических включений, флокены, поры, трещины, усадочные дефекты и иные несплошности структуры) выступают в роли концентраторов напряжений и способствуют преждевременному расколу шаров при воздействии на них ударных нагрузок. Значительная ликвация углерода по сечению заготовок приводит к аналогичной ликвации в объеме готовых шаров и обуславливает неоднородность механических свойств шара, что способствует снижению их устойчивости к ударным нагрузкам. При этом степень влияния указанных дефектов структуры заготовок на ударную стойкость производимых из них мелющих шаров является дискуссионным вопросом.

С целью оценки степени влияния дефектов макро- и микроструктуры заготовок шаровых сталей, переходящих в мелющие шары, выполнены промышленные исследования в условиях шаропрокатного стана АО «ЕВРАЗ ЗСМК».



В соответствии с планом эксперимента проведена опытная прокатка заготовок конвертерной стали с внутренними дефектами и заготовок без обнаруженных дефектов в мелющие шары с их последующей закалкой по трем режимам, обеспечивающим формирование различных вариантов микроструктуры [140, 141]:

- режим с оптимальной скоростью охлаждения, обеспечивающий получение однородного закаленного поверхностного слоя и отсутствие «сквозной» прокаливаемости;

- режим, обеспечивающий «сквозную» прокаливаемость;

- режим с пониженной скоростью охлаждения, обеспечивающий «сквозную» прокаливаемость.

Такая схема эксперимента позволила учесть влияние дополнительного фактора (режима термообработки) на ударную стойкость шаров.

Готовые шары подвергали испытаниям на ударную стойкость на копровой установке, имеющейся в составе шаропрокатного стана.

Наличие дефектов в исходных заготовках определяли путем металлографических исследований образцов с использованием металлографического микроскопа «OLYMPUS GX-51».

В качестве объекта экспериментальных исследований использовали шары диаметром 50 мм и 60 мм, прокатанные из заготовок 20-ти плавок: по 10 плавок прокатано на каждый из названных диаметров. При этом для каждого диаметра шаров выбраны 5 плавок с выявленными в заготовках дефектами и 5 плавок – без дефектов.

Исследования макроструктуры шаров плавок, в заготовках которых выявлены флокены, подтвердили наличие указанных дефектов и в шарах (рисунок 4.5). Обнаруженные флокены имеют вид несплошностей различной величины и формы, вид и форма которых предопределяется закономерностями трансформации при поперечно-винтовой прокатке.

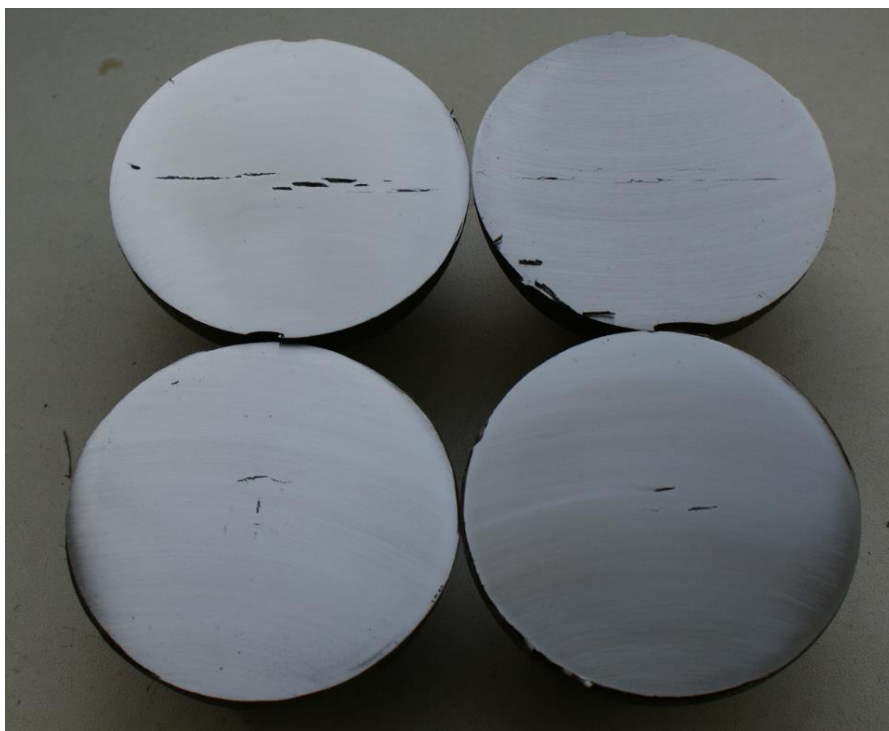


Рисунок 4.5 – Макроструктура шаров, прокатанных из заготовок с флокенами

При испытаниях шаров диаметром 60 мм на копровой установке 100% шаров, прокатанных из заготовок с дефектами макроструктуры, раскололись между 40-ым и 50-ым ударами (таблица 4.5).

Таблица 4.5 – Влияние параметров макро- и микроструктуры шаров на их ударную стойкость

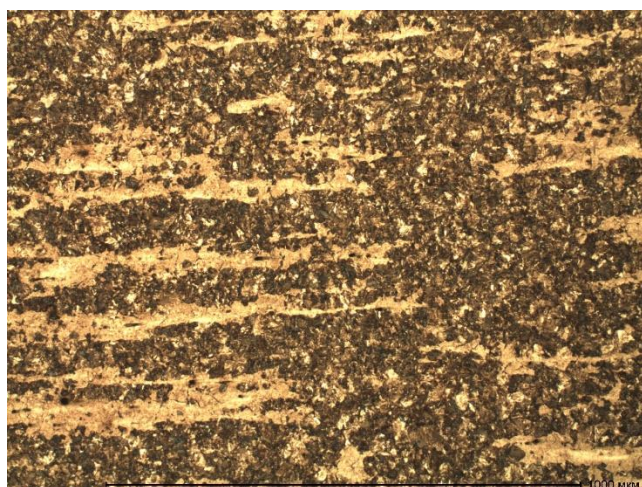
Режим закалки	Доля мелющих шаров, не выдержавших копровые испытания, %					
	диаметр 60 мм			диаметр 50 мм		
	из заготовок с флокенами	из заготовок с дефектами микро- структуры	из заготовок без дефектов	из заготовок с флокенами	из заготовок с дефектами микро- структуры	из заготовок без дефектов
№1	100	9,3	0	100	14,4	0
№2	100	10,2	0	100	15,3	0
№3	100	7,6	0	100	17,1	0

Фотографии характерных изломов шаров, свидетельствующие о наличие флокенов в зоне изломов, представлены на рисунке 4.6.



Рисунок 4.6 – Общий вид изломов шаров диаметром 60 мм, прокатанных из заготовок с флокенами

Доля шаров, не выдержавших 70 ударов при копровых испытаниях, применительно к шарам, прокатанным из заготовок с дефектами микроструктуры, в среднем составила 9%. В изломе таких шаров подтверждены дефекты, переходящие с исходных заготовок: химическая неоднородность (рисунок 4.7), повышенная загрязненность неметаллическими включениями в виде силикатов недеформирующихся (рисунок 4.8 а), оксидов точечных (рисунок 4.8 б), сульфидов (рисунок 4.8 в) и наличие внутренних несплошностей в виде пор (рисунок 4.8 г) на фоне силикатных включений, в особенности в центральной их зоне. При этом 100% шаров, прокатанных из заготовок без выявленных дефектов, выдержали 70 ударов [142].



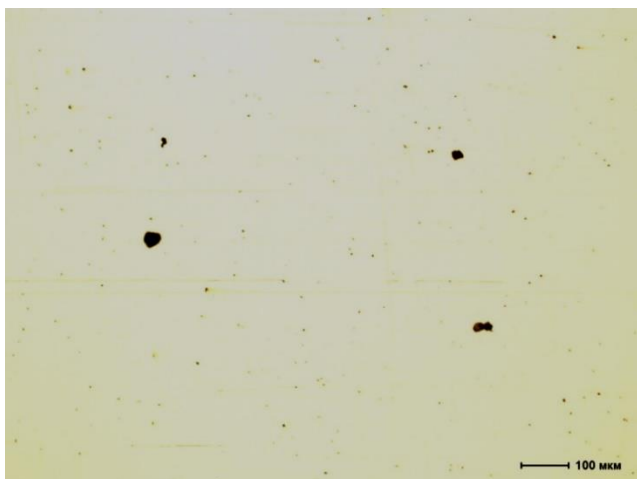
а



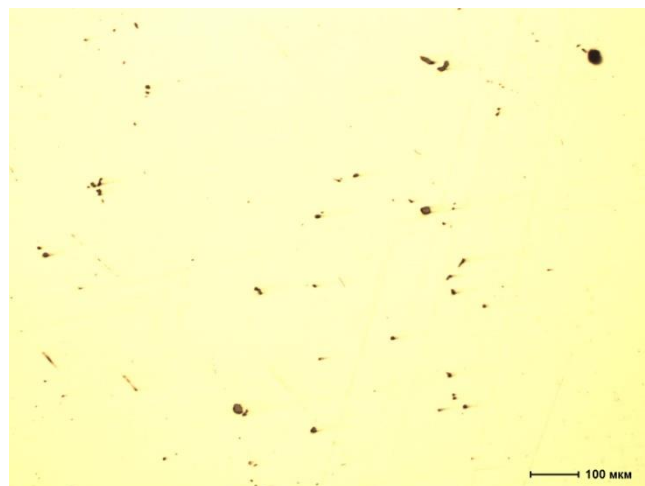
б

а – центральная зона; б –расстоянии 15 мм от поверхности

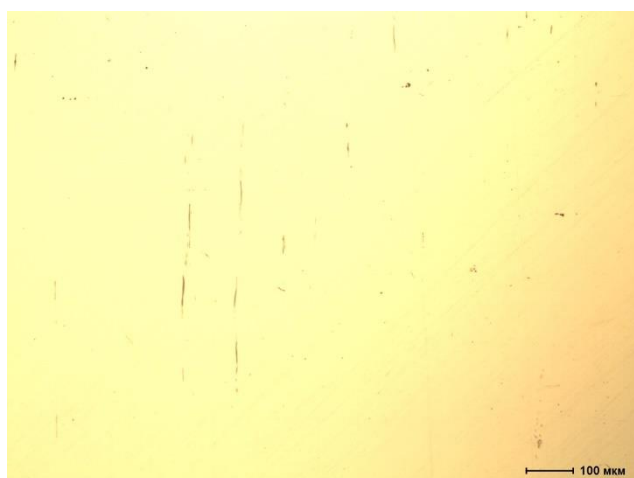
Рисунок 4.7 – Химическая неоднородность в шарах диаметром 60 мм, не выдержавших испытания на ударную стойкость



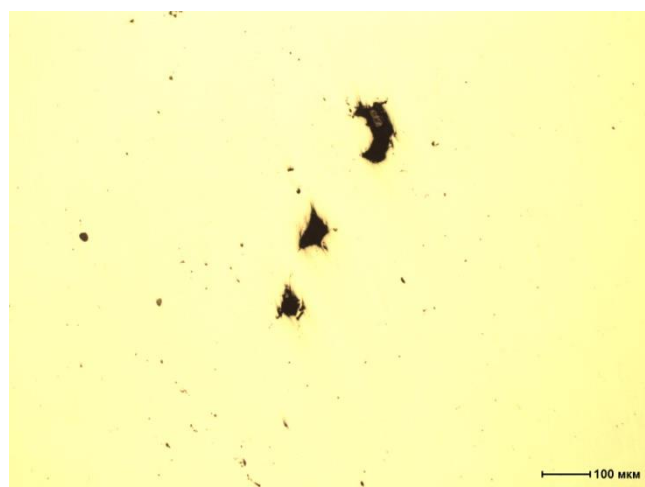
а



б



в



г

а – силикаты недеформирующиеся балл 4б; б – оксиды точечные балл 4а;  
в – сульфиды балл 3 б; г – силикаты недеформирующиеся балл 2а + поры  
Рисунок 4.8 – Неметаллические включения в шарах диаметром 60 мм,  
не выдержавших испытания на ударную стойкость

Аналогичная картина наблюдалась и применительно к шарам диаметром 50 мм. При этом различие ударной стойкости мелющих шаров, прокатанных из заготовок с различным качеством макро- и микроструктуры проявлялось еще более ощутимо по отношению к шарам диаметром 60 мм. В результате испытаний на копровой установке 100% шаров, прокатанных из заготовок с флокенами, раскололись уже после 8-10 ударов (рисунок 4.9) и наблюдалось увеличенная доля отбраковки шаров при их прокатке из заготовок с дефектами



микроструктуры [143]. Шары же, прокатанные из заготовок без видимых дефектов в 100% случае выдержали испытания на ударную стойкость.



Рисунок 4.9 – Общий вид изломов шаров диаметром 50 мм, прокатанных из заготовок с флокенами

Касательно степени влияния режимов закалки шаров на их ударную стойкость можно отметить, что полученные данные (таблица 4.5) свидетельствуют об отсутствии зависимости между формируемой закалочной микроструктурой шаров и их устойчивостью к ударным нагрузкам.

Вышеприведенные результаты экспериментальных исследований в целом свидетельствуют о том, что наличие в шарах дефектов макроструктуры в виде флокенов оказывает превалирующее влияние на их ударную стойкость. Влияние дефектов микроструктуры шаров металлургического происхождения (химическая неоднородность, скопления неметаллических включений, несплошности) хотя и является менее выраженным по отношению к флокенам, но в количественном отношении также значительно и поэтому уменьшение развития указанных дефектов в заготовках является значимым резервом повышения эксплуатационных характеристик мелющих шаров.

### **4.3 Определение закономерностей влияния технологических параметров конвертерной плавки и ковшевой обработки стали на ударную стойкость мелющих шаров**

Выполненные экспериментальные исследования свидетельствуют об определяющем влиянии металлургического качества мелющих шаров, то есть наличия дефектов макро- и микроструктуры сталеплавильного происхождения, на их ударную стойкость. С учетом установленных закономерностей в качестве направления дальнейших исследований определено изучение влияния технологических параметров выплавки и внепечной обработки шаровых сталей на ударостойкость производимых из них мелющих шаров.

Исследования проведены с использованием статистического анализа паспортов плавов текущего производства. В качестве объекта исследований использована выборка из 100 плавов стали Ш2.3, произведенных в ККЦ-2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» с использованием базовой (раздел 3.1) и усовершенствованной (разделы 3.2, 3.3) технологии производства, прокатанных на шары диаметром 60 мм. В качестве параметра оптимизации использована доля мелющих шаров, не выдержавших копровые испытания.

Алгоритм проведения исследований включал в себя следующие основные этапы:

1. Дисперсионный анализ значимости влияния на отбраковку шаров по результатам копровых испытаний параметров, не имеющих численного измерения.
2. Множественный регрессионный анализ влияния технологических параметров выплавки и внепечной обработки шаровых сталей указанных марок, имеющих численное измерение, на брак шаров по результатам их испытаний на ударную стойкость.

Необходимо отметить, что в зависимости от результатов дисперсионного анализа последующий регрессионный анализ проводится либо для всей выборки плавов (в случае, если влияние факторов на параметр оптимизации оказывается не

значимым), либо выборка делится на группы по признаку (или признакам) влияние которого (или которых) является значимым.

При исследовании значимости влияния дискретных (не имеющих численного измерения) факторов производства и обработки шаровой стали на ударную стойкость шаров применена методика дисперсионного анализа двухфакторного комплекса с несколькими значениями в каждой группе [144].

Методика множественного регрессионного анализа, использованная для определения количественной взаимосвязи параметров производства шаровых сталей с ударной стойкостью получаемых шаров, является стандартной и заключается в расчете коэффициентов уравнения множественной регрессии с последующей проверкой их значимости (надежности) с использованием критерия Стьюдента [145].

Перечень технологических параметров выплавки и внепечной обработки специальных сталей для производства мелющих шаров, выбранных для проведения анализа, включал в себя такие параметры, как:

- доля чугуна и оборотного лома в металлозавалке;
- температура выпуска стали из конвертера;
- расход кислорода на продувку;
- расход шлакообразующих материалов на выпуске из конвертера и при обработке в ковше на УДМ и АКП;
- показатели качества извести (ППП, содержание Сао и серы);
- химический состав стали на выпуске из конвертера в ковш, после обработки на УДМ и после обработки на АКП;
- характеристики химического состава (основность, окисленность) конвертерного и ковшевого шлака;
- длительность продувки аргоном (азотом) и расход газа на продувку при обработке на УДМ и АКП.

На основании проведенного дисперсионного анализа установлено, что технологический персонал, обеспечивающий выплавку специальных шаровых сталей (бригада и смена выплавки стали), не оказывает значимого влияния на

отбраковку шаров по результатам копровых испытаний с вероятностью 95% (таблица 4.6). При этом применение усовершенствованных режимов выплавки и ковшевой обработки шаровых сталей значительно снижает отбраковку шаров по сравнению с базовыми режимами производства таких сталей (таблица 4.6). Данный факт впоследствии подтвержден результатами внедрения новой технологии в массовое производство кислородно-конвертерного цеха №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» – зафиксировано уменьшение отбраковки шаров в среднем на 3%, что подтверждено Справкой об использовании в производстве результатов диссертации работы (Приложение А).

Таблица 4.6 – Влияние параметров, не имеющих численного измерения, на отбраковку мелющих шаров

Наименование параметра	Признаки параметра	Отбраковка шаров, %
Бригада выплавки шаровых сталей	№1	8,3
	№2	7,8
	№3	8,8
	№4	9,1
Смена выплавки шаровых сталей	дневная	8,5
	ночная	8,0
Технология выплавки и внепечной обработки шаровых сталей	базовая	8,2
	усовершенствованная	5,4

На основании полученных результатов множественный регрессионный анализ проводили для выборок плавок, не разделяя их по признакам квалификации персонала, но с учетом деления по технологии их производства.

На первом этапе регрессионного анализа провели предварительную обработку данных, заключающуюся в определении технологических параметров, имеющих незначительный интервал изменения и параметров с линейной взаимосвязью между собой. В результате выбрано и не рассматривалось для



дальнейшего анализа содержание в стали меди, хрома и никеля, а использовано только суммарное содержание указанных химических элементов в стали. Также не анализировалось содержание целого ряда примесных элементов, имеющих крайне низкую и практически стабильную концентрацию в стали: Ti, As, V, Pb, Mo, Nb, W, Sn, Co, Zr, Sb. В целом по результатам первого этапа для последующего детального анализа выбраны 14 технологических факторов, диапазон изменения которых в рамках рассмотренной выборки, а также результаты расчетов статистических характеристик представлены в таблице 4.7.

По результатам проведенного анализа [144] для плавок, произведенных по базовой технологии, получено уравнение регрессии, устанавливающее взаимосвязь между технологическими параметрами выплавки и внепечной обработки стали Ш2.3 с ударной стойкостью производимых из них мелющих шаров:

$$B_K = 4,9 + 0,015[O] + 84,6[S] - 0,024t_{\text{прод}} + 430[H], \quad (4.1)$$

где  $B_K$  – отбраковка шаров по результатам копровых испытаний на ударную стойкость, %;

$[O]$  – окисленность стали на выпуске из конвертера, ppm;

$[S]$  – содержание серы в готовой стали, %;

$t_{\text{прод}}$  – продолжительность продувки аргоном при обработке стали на агрегате ковш-печь, мин;

$[H]$  – содержание водорода в стали, ppm.

Из полученного уравнения регрессии видно, что значимое влияние на увеличение отбраковки мелющих шаров по результатам их испытаний на ударную стойкость оказывают следующие факторы в рассмотренном диапазоне их изменения (таблица 4.7): повышение окисленности стали на выпуске из конвертера, увеличение содержания серы в готовой стали, снижение длительности продувки при внепечной обработке стали на АКП, повышение содержания водорода в стали по окончании внепечной обработки.

Установленное влияние повышенной окисленности стали на снижение ударостойкости шаров обусловлено увеличением концентрации оксидных и

силикатных неметаллических включений в заготовках и в получаемых из них мелющих шарах. В свою очередь, повышенная загрязненность мелющих шаров неметаллическими включениями указанных типов снижает их ударостойкость, что подтверждено результатами экспериментальных исследований в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» (рисунок 4.8 а, б).

Таблица 4.7 – Результаты расчетов статистических характеристик

Наименование	Единицы измерения	Обозначение	Область изменения	Среднее значение	Среднее квадратическое отклонение
Отбраковка шаров по результатам копровых испытаний	%	Y	0 – 15,3	8,2	0,47
Доля оборотного лома в металлозавалке	%	X <sub>1</sub>	0 – 12,9	3,4	4,0
Температура выпуска металла из конвертера	°C	X <sub>2</sub>	1596-1696	1638	27
Окисленность металла на выпуске	ppm	X <sub>3</sub>	64-180	95	33
Окисленность конвертерного шлака	%	X <sub>4</sub>	20,7-35,2	28,8	3,9
Основность конвертерного шлака	-	X <sub>5</sub>	1,7-5,0	3,3	0,8
Окисленность ковшевого шлака	-	X <sub>6</sub>	0,5-4,6	2,3	1,0
Основность ковшевого шлака	-	X <sub>7</sub>	1,7-3,7	2,6	0,5
Содержание углерода на выпуске	%	X <sub>8</sub>	0,28-0,65	0,46	0,09
Содержание серы в готовой стали	%	X <sub>9</sub>	0,007-0,017	0,013	0,003
Содержание фосфора в готовой стали	%	X <sub>10</sub>	0,013-0,021	0,018	0,002
Содержание примесей цветных металлов в готовой стали	%	X <sub>11</sub>	0,06-0,16	0,11	0,03
Содержание водорода в стали после внепечной обработки	ppm	X <sub>12</sub>	2,0-5,5	3,2	0,7
Длительность продувки аргоном при обработке на УДМ	мин.	X <sub>13</sub>	7-38	17	7
Длительность продувки аргоном при обработке на АКП	мин.	X <sub>14</sub>	41-99	70	13

Выявленное влияние повышенного содержания серы в металле на снижение устойчивости мелющих шаров к ударным нагрузкам, очевидно, связано с формированием сульфидных неметаллических включений. Скопления таких включений в локальных зонах заготовки приводит к расколу шаров, что подтверждается структурой их изломов (рисунок 4.8 в).

Установленный факт положительного влияния увеличения длительности продувки расплава инертным газом в процессе внепечной обработки на ударостойкость мелющих шаров связан с такими факторами, как:

- снижение химической неоднородности в объеме металла в ковше при увеличении работы перемешивания (наличие химической неоднородности в изломе расколовшихся шаров подтверждено результатами исследований) – рисунок 4.7;

- интенсификацией флотационных процессов, способствующих всплыванию неметаллических включений из металла в шлак, при повышении эффективности перемешивания расплава;

- повышением степени дегазации стали, в том числе при увеличении количества удаляемого из расплава водорода со всплывающими пузырьками инертного газа.

Влияние повышенного содержания водорода в стали на снижение ударной стойкости шаров, очевидно, связано с увеличением вероятности образования флокенов, выступающих в роли концентраторов напряжений при ударных нагрузках и поэтому способствующих расколу шаров (рисунки 4.6, 4.9).

Совокупный коэффициент детерминации, отражающий степень суммарного относительного влияния вышеприведенных параметров производства и обработки стали на ударостойкость мелющих шаров, составил 0,73 (73%); при этом относительные степени влияния данных параметров практически одинаковы (таблица 4.8). Оставшиеся 27% необъясненной вариации частично можно отнести к влиянию условий и параметров непрерывной разливки стали, не рассматриваемых в пределах данного исследования, и частично обусловлены отсутствием данных о ряде технологических параметров в

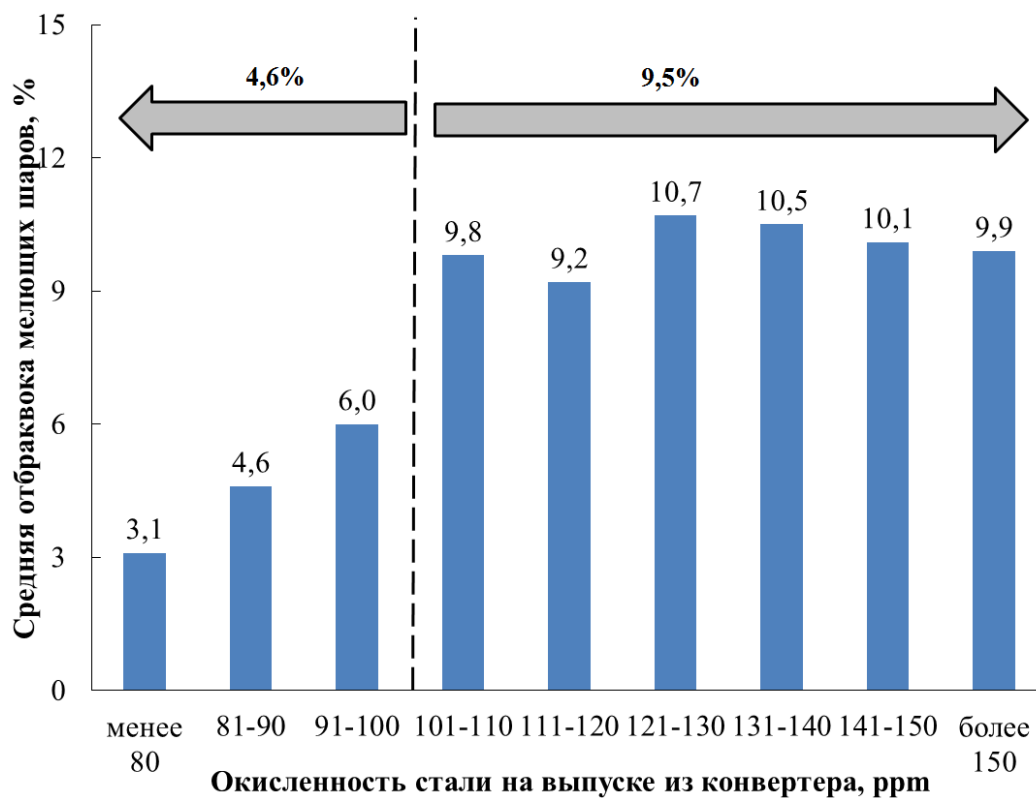
пригодной для анализа форме.

Таблица 4.8 – Относительная степень влияния параметров производства стали Ш2.3 на отбраковку мелющих шаров по результатам копровых испытаний (базовая технология выплавки и ковшевой обработки стали)

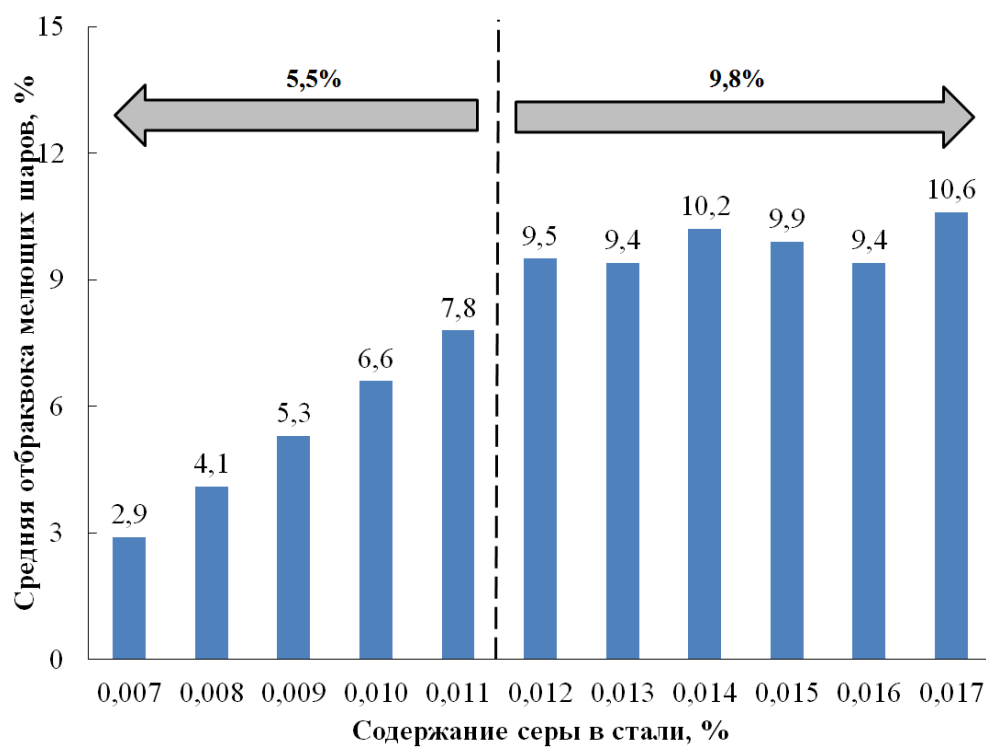
Наименование параметра	Относительная степень влияния на отбраковку мелющих шаров, %
Окисленность стали на выпуске из конвертера	23
Содержание серы в готовой стали	15
Длительность продувки инертным газом при обработке на АКП	16
Содержание водорода в стали после обработки на АКП	19
Необъясненная вариация	27

Анализ выборки плавок, произведенных по усовершенствованной технологии выплавки и внепечной обработки стали, позволил установить значимое влияние на отбраковку шаров тех же технологических параметров, что и для выборки плавок, произведенных по базовой технологии. Однако при этом отличительной особенностью явился явно выраженный нелинейный характер полученных зависимостей применительно к окисленности стали на выпуске из конвертера и содержанию серы в готовой стали. Так значительное повышение отбраковки мелющих шаров наблюдается при увеличении окисленности стали более 100 ppm (рисунок 4.10 а) и повышении содержания серы более 0,011% (рисунок 4.10 б).

Указанная отличительная особенность обусловлена заметным снижением содержания кислорода и серы в стали при использовании усовершенствованных режимов ее выплавки и ковшевой обработки по сравнению с базовыми режимами производства шаровой стали, что, в частности, проиллюстрировано в таблице 4.2.



а



б

Рисунок 4.10 – Влияние окисленности стали на выпуске из конвертера (а) и содержания серы в готовой стали (б) на отбраковку мелких шаров

Исходя из нелинейного характера полученных зависимостей (рисунок 4.10), для оценки влияния указанных параметров на отбраковку мелющих шаров применили следующий подход:

- плавкам шаровой стали с окисленностью на выпуске из конвертера более 100 ppm (критическое значение на рисунке 4.10 а, после которого происходит резкое увеличение брака шаров) присвоили численное значение «1», а остальным плавкам – численное значение «0»;

- плавкам с содержанием серы в готовой стали более 0,011% (критическое значение на рисунке 4.10 б, превышение которого приводит к резкому увеличению отбраковки шаров) присвоили численное значение «1», остальным плавкам – численное значение «0».

После суммирования указанных значений каждая плавка получила соответствующее ей значение коэффициента от 0 до 2, где 0 характеризует наиболее благоприятной сочетание параметров производства на ударную стойкость мелющих шаров, а 2 – наименее благоприятное сочетание параметров.

Далее плавки в зависимости от величины отбраковки шаров были разбиты на четыре группы:

- без отбраковки шаров;
- с отбраковкой шаров до 5%;
- с отбраковкой шаров от 5% до 10%;
- с отбраковкой шаров более 10%.

Проведенный анализ (таблица 4.9, рисунок 4.11) показал, что при благоприятном сочетании обоих анализируемых параметров (значение суммарного коэффициента 0) доля плавков без отбраковки шаров составляет более 50% и возрастает в 2 раза по сравнению с ситуацией, когда все параметры имеют неблагоприятное значение (значение суммарного коэффициента 2).

Таблица 4.9 – Анализ влияния параметров производства шаровой стали Ш2.3 на отбраковку шаров (при использовании усовершенствованных режимов выплавки и ковшевой обработки стали)

Значение суммарного коэф-фициента*	Кол-во плавов общее	Плавки с отбраковкой рельсов							
		без отбраковки		До 2%		2-5%		более 5%	
		кол-во, шт.	доля, %	кол-во, шт.	доля, %	кол-во, шт.	доля, %	кол-во, шт.	доля, %
0	35	18	51	17	49	0	0	0	0
1	46	17	37	16	35	8	17	5	11
2	19	5	26	4	21	7	37	3	16

\* 0 – благоприятное сочетание обоих параметров; 1 – неблагоприятное значение одного из параметров; 2 – неблагоприятное значение двух параметров

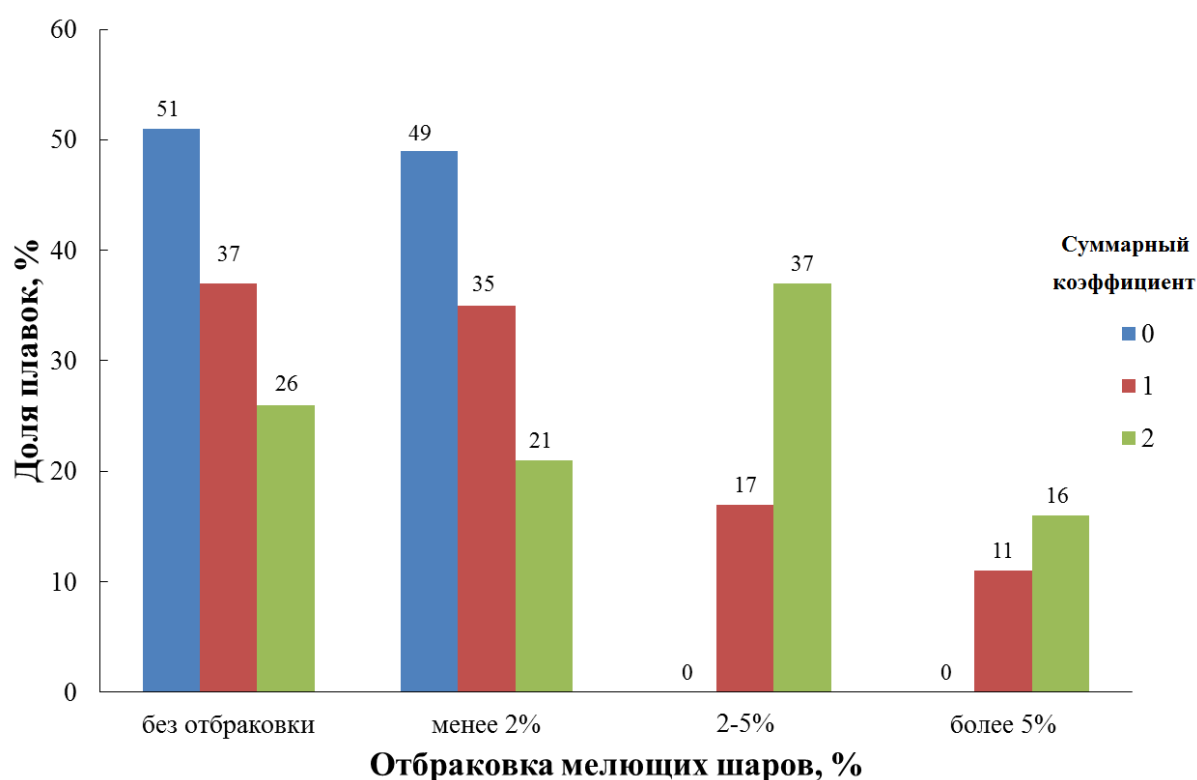


Рисунок 4.11 – Суммарное относительное влияние окисленности стали на выпуске из конвертера и, содержания серы в готовой стали на отбраковку шаров

При этом в случае неблагоприятного сочетания обоих анализируемых

параметров вероятность появления плавок с отбраковкой более 2% составляет 53%, в том числе с отбраковкой шаров более 5% – 16%, а на плавках, где имеет место благоприятное сочетание рассматриваемых факторов, плавки с отбраковкой более 2% отсутствуют.

Таким образом, по результатам проведенных статистических исследований можно констатировать следующее:

1) применение усовершенствованных режимов конвертерной плавки и внепечной обработки шаровой стали позволяет по сравнению с базовой технологией производства данной стали значительно повысить ударную стойкость мелющих шаров, что подтверждается результатами внедрения новой технологии в массовое производство кислородно-конвертерного цеха №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» – согласно Справке об использовании в производстве результатов диссертации (Приложение А) зафиксировано уменьшение отбраковки мелющих шаров в среднем на 3%;

2) вне зависимости от используемой технологии производства шаровой стали (базовой или усовершенствованной) в рассматриваемом цехе снижению отбраковки шаров при их ударных испытаниях способствует уменьшение окисленности стали на выпуске из конвертера, снижение содержания серы в готовой стали, увеличение длительности продувки инертным газом при обработке на АКП и уменьшение концентрации водорода в стали после АКП;

3) применительно к базовой технологии производства стали влияние всех вышеприведенных факторов на отбраковку шаров имеет линейный характер, а степени их относительного влияния практически равнозначны;

4) применительно к усовершенствованным режимам выплавки и внепечной обработки шаровой стали преобладающее влияние на отбраковку производимых шаров оказывают содержание кислорода в стали на выпуске и концентрация серы в готовой стали; при этом влияния данных факторов на брак шаров имеет ярко выраженный нелинейный характер – при превышении критических значений содержания кислорода и серы в стали (100 ppm и 0,011% соответственно) брак шаров резко возрастает.



#### 4.4 Выводы

1. На основании комплекса исследований, проведенных с использованием стандартных методик металлографического и рентгеноспектрального анализа, подтверждено положительное влияние разработанных и усовершенствованных дутьевых и шлаковых режимов плавки и внепечной обработки шаровых сталей в кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» на параметры качества непрерывнолитых заготовок. В частности, установлено уменьшение загрязненности заготовок неметаллическими включениями, снижение степени химической неоднородности по сечению заготовок и вероятности образования флокенов.

2. Экспериментальными исследованиями, проведенными в условиях действующего производства АО «ЕВРАЗ ЗСМК», определена степень влияния дефектов непрерывнолитых заготовок на ударную стойкость производимых из них мелющих шаров. Определено превалирующее влияние дефектов макроструктуры заготовок, переходящих в готовые шары, на снижение ударостойкости последних. Также установлено менее выраженное, но значительное в количественном отношении влияние дефектов микроструктуры исходных непрерывнолитых заготовок (химическая неоднородность, скопления неметаллических включений, несплошности) на уменьшение устойчивости мелющих шаров к ударным нагрузкам.

3. Статистическими исследованиями выборок плавов шаровой стали и результатами внедрения в производство (Справке об использовании в производстве результатов диссертации) подтверждено уменьшение отбраковки мелющих шаров при их испытаниях на ударную стойкость в среднем на 3% за счет применения усовершенствованных режимов выплавки и внепечной обработки шаровой стали. Установлено, что вне зависимости от используемой технологии производства шаровой стали (стандартной или усовершенствованной) сталей в кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» повышению ударной стойкости мелющих шаров (снижению их

отбраковки при копровых испытаниях) способствует уменьшению окисленности стали на выпуске из конвертера, снижение содержания серы в готовой стали, увеличение длительности продувки инертным газом при обработке на АКП и уменьшение концентрации водорода в стали после АКП. При этом применительно к у совершенствованным режимам производства и обработки шаровых сталей содержания кислорода и серы в расплаве имеет ярко выраженный нелинейный характер – при превышении критических значений (100 ppm и 0,011% для кислорода и серы соответственно) брак шаров резко возрастает.

## Заключение

1. Численным моделированием процесса продувки расплава в большегрузном кислородном конвертере определены закономерности движения газошлакометаллической среды в объёме рабочего пространства, механизмов накопления газа в подфурменной зоне и выхода продуктов реакции на поверхность ванны, являющиеся теоретической базой для совершенствования дутьевого и шлакового режимов конвертерной плавки шаровых сталей.

2. На основании результатов моделирования распределения температурных полей в наконечнике кислородных фурм и с использованием известных методик проектирования дутьевых устройств разработаны варианты 6-ти сопловых кислородных фурм с центральным охлаждением, обеспечивающие повышение их стойкости и снижение материалоемкости процесса выплавки сталей в целом. Проектно-техническая документация на указанные фурмы передана в кислородно-конвертерный цех №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК», что подтверждено Справкой об использовании в производстве результатов диссертации.

3. Применительно к условиям кислородно-конвертерного цеха №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» разработаны и усовершенствованы дутьевой и шлаковый режимы конвертерной плавки шаровых сталей. Показано, что увеличение расхода чугуна на выплавку стали до 900 кг/т совместно с применением трехступенчатого режима продувки и остановкой продувки на повышенном содержании углерода позволяют повысить эффективность дефосфорации стали.

4. Проведено совершенствование режимов комплексной внепечной обработки шаровых сталей на установке доводки металла и агрегате «ковш-печь» кислородно-конвертерного цеха №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Дифференциация режимов обработки на установке доводки металла в зависимости от состояния шлака, а также варьирование интенсивности продувки инертным газом расплава в процессе обработки на агрегате «ковш-печь» позволили повысить степень десульфурации стали без увеличения расходов на проведение данной операции.

5. На основании комплексных исследований, проведенных с использованием методик металлографического, рентгеноспектрального и статистического анализа, установлено положительное влияние разработанных и усовершенствованных режимов выплавки и ковшевой обработки шаровых сталей в кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» на параметры качества непрерывнолитых заготовок и ударную стойкость производимых из них мелющих шаров. Результаты внедрения усовершенствованных режимов производства шаровых сталей массового сортамента в АО «ЕВРАЗ ЗСМК» свидетельствуют о снижении отбраковки мелющих шаров по результатам их испытаний на ударную стойкость в среднем на 3% (подтверждено Справкой об использовании в производстве результатов диссертации).

6. Исследованиями влияния технологических параметров выплавки и ковшевой обработки стали на металлургическое качество мелющих шаров и их ударную стойкость обоснованы направления дальнейшего совершенствования режимов производства шаровых сталей. В частности определены пороговые значения концентрации кислорода в стали на выпуске из конвертерного агрегата и содержания серы в готовой стали, превышение которых приводит к значительному увеличению отбраковки готовых шаров из-за наличия дефектов металлургического происхождения.

7. Результаты исследований, полученных в рамках диссертационной работы, внедрены в учебный процесс ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет» и используются при подготовке магистров по направлению 22.04.02 «Металлургия», что подтверждено соответствующей Справкой.

## Библиографический список

1. ГОСТ 7524-2015. Шары мелющие стальные для шаровых мельниц: Технические условия: дата введения 2016-04-11 / Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации. – Изд. официальное. – Москва: Стандартинформ, 2016. – 8 с.
2. Оценка применимости непрерывнолитой стали марки 55 при производстве мелющих шаров диаметром 40 мм групп твердости IV и V / Е. Н. Смирнов, А. Н. Смирнов, В. В. Михеев [и др.] // Сталь. – 2020. – №4. – С. 44-49.
3. Промышленные испытания мелющих шаров IV группы твердости производства ПАО "Донецкий металлопрокатный завод" / М. М. Лам, А. И. Серов, Е. Н. Смирнов [и др.] // Metallurg. – 2016. – №9. – С. 63-67.
4. Сталинский, Д. В. Освоение производства и оценка эффективности использования высококачественных мелющих шаров. Сообщение 1. Освоение производства шаров из хромомолибденовой стали / Д. В. Сталинский, А. С. Рудюк, В. К. Солёный // Сталь. – 2021. – №11. – С. 36-39.
5. Обзор рынка стальных помольных (мелющих) шаров и оборудования для их производства в СНГ. – Москва, 2021. – 290 с.
6. Мелющие тела. Проблемы. Перспективы / А. Н. Крутилин, Н. И. Бестужев, А. Н. Бестужев, Д. Н. Каленкович // Литье и металлургия. – 2009. – №4 (53). – С. 26-33
7. Aldrich, C. Consumption of steel grinding media in mills / C. Aldrich // Minerals Engineering. – 2013. – Vol. 49. – P. 77-91.
8. Umucu, Y. The effect of ball type in fine particles grinding on kinetic breakage parameters / Y. Umucu, V. Deniz // Inzynieria Mineralna. – 2015. – Vol. 16. – Issue 1. – P. 197-203.
9. Analysis of Failure of Grinding Balls During Service / Z. Song, Y. Pu, Z. Liu, B. Wang // Metal Science and Heat Treatment. – 2022. – Vol. 64. – №12. – P. 127-133.

10. Артес, А. Э. Проблема совершенствования производства мелющих шаров. Качество и инновации / А. Э. Артес, В. В. Третьюхин // Компетентность. – 2014. – № 3 (114). – С. 50-53.

11. Анализ причин растрескивания мелющих шаров при эксплуатации / С. Чжаоян, П. Исун, Л. Чжисинь, В. Баоци // Металловедение и термическая обработка металлов. – 2022. – № 2 (800). – С. 59-65.

12. Сычков, А. Б. О выборе материала и режимов термической обработки стальных мелющих шаров, отвечающих требованиям современного мирового рынка / А. Б. Сычков, А. Б. Стеблов, С. Н. Березов // Литье и металлургия. – 2013. – №3 (71). – С. 30-32.

13. Сталинский, Д. В. Выбор материала и технологии термической обработки мелющих шаров, работающих преимущественно в условиях абразивного износа / Д. В. Сталинский, А. С. Рудюк, В. К. Соленый // Сталь. – 2017. – № 6. – С. 64-69.

14. Bai, X. Heat treatment of wear resistant steel ball for large ball mill / X. Bai, Y. Jin // Jinshu Rechuli / Heat Treatment of Metals. – 2017. – Vol. 42. – No. 5. – pp. 193-196.

15. Влияние термической обработки на твердость и износ мелющих шаров / С. Айсат, А. Садэддин, М. А. Брадай [и др.] // Металловедение и термическая обработка металлов. – 2017. – № 5 (743). – С. 34-38.

16. Кузьмин, С. О. Влияние режима термоупрочнения на объемную износостойкость мелющих шаров из низколегированных марок стали / С. О. Кузьмин // Вестник Приазовского государственного технического университета. Серия: Технические науки. – 2011. – № 23. – С. 117-126.

17. Самойлович, Ю. А. Возможности повышения эксплуатационного ресурса крупных мелющих шаров из высокохромистой стали при использовании термоциклической обработки / Ю. А. Самойлович // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2017. – №6 – (1410). – С. 73-80.

18. Ефременко, В. Г. Металлографический анализ причин разрушения стальных катаных тел для барабанных мельниц / В. Г. Ефременко // Вестник Приазовского государственного технического университета. – 2000. – №9. – С. 89-91.
19. Ефременко, В. Г. Влияние макроструктурного состояния шаровой заготовки на качество стального проката для помольного оборудования. / В. Г. Ефременко // Металл и литье Украины. – 2002. – №9-10. – С. 40-42.
20. Спектор, Я. И. Исследование усталостных микротрещин у неметаллических включений / Я. И. Спектор, В. П. Лященко, А. Н. Самсонов. // Сталь и неметаллические включения: Тем. отр. сб. №4 МЧМ СССР – М.: Металлургия, 1980. – С. 30-38.
21. Suzuki H. // Testu to hagane. J.I.S.I. Japan, 1981. V. 67. №4. P. 166.
22. Кудрин, В. А. Внепечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин. – М.: Металлургия. 1992. – 336 с.
23. Губенко, С. И. Трансформация неметаллических включений / С. И. Губенко. – М.: Металлургия, 1991. – 224 с.
24. Явойский, В. И. Генезис формирования неметаллических включений при кристаллизации / В. И. Явойский, С. А. Близнюков, Л. С. Горохов. // Исследование и пути совершенствования процессов производства стали – М.: Металлургия, 1970. – С. 4-17.
25. Гуляев, А. П. Металловедение. / А. П. Гуляев, А. А. Гуляев. М.: Альянс, 2012. – 643 с.
26. Лахтин, Ю. М. Материаловедение / Ю. М. Лахтин, В. П. Леонтьева. – М.: Альянс, 2013. – 528 с.
27. Казачков, Е. А. Окисленность конвертерной ванны в конце плавки низкоуглеродистой стали / Е. А. Казачков, В. В. Климанчук // Вестник Приазовского государственного технического университета. – 2008. – Вып.18. – С. 41-43.
28. Назюта, Л. Ю. Анализ окисленности конечного металла при выплавке стали в большегрузных конвертерах / Л. Ю. Назюта, В. С. Денисенко // Вестник

Приазовского государственного технического университета. – 2011. – Вып.22. – С. 68-76.

29. Исследование окисленности стали в 350-т конвертерах / Г. С. Гальперин, А. К. Бученков, А. И. Александров, В. В. Болотников // Сталь. – 1996. – №1. – С. 28-29.

30. Галимьянов, И. К. Влияние температуры и структуры круглой заготовки на раскол мелющих шаров / И. К. Галимьянов // Черные металлы. – 2019. – №10. – С. 63-66.

31. Кудрин, В. А. Теория и технология производства стали / В. А. Кудрин. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с.

32. Воскобойников, В. Г. Общая металлургия / В. Г. Воскобойников, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 768 с.

33. Дюдкин, Д. А. Производство стали. Том 1. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисилenko. – М.: «Теплотехник», 2008. – 528 с.

34. Явойский, В. И. Научные основы современных процессов производства стали / В. И. Явойский, А. В. Явойский. – М.: Металлургия, 1987. – 183 с.

35. Гизатулин, Р. А. Внепечные и ковшовые процессы обработки стали / Р. А. Гизатулин, В. И. Дмитриенко. – Новокузнецк: СибГИУ, 2006. – 181 с.

36. Валуев, Д. В. Внепечные и ковшовые процессы обработки стали в металлургии / Д. В. Валуев. – Томск: ТПУ, 2009. – 206 с.

37. Живченко, В. С. Гомогенизация и рафинирование стали продувкой аргоном в шлейфовом мелкопузырьковом режиме / В. С. Живченко, С. А. Фролова, А. И. Троцан // Черная металлургия. – Бюл. научно-технич. и эконом. информации. – Москва. – 2008. – Вып. 2 (1298). – С. 70-75.

38. Технология производства стали в современных конвертерных цехах / С. В. Колпаков, Р. В. Старов, В. В. Смоктий [и др.]. – М.: Машиностроение, 1991. – 464 с.

39. Баптизманский, В. И. Теория кислородно-конвертерного процесса / В. И. Баптизманский. – М.: Металлургия, 1975. – 375 с.



40. Явойский, В. И. Теория продувки сталеплавильной ванны. / В. И. Явойский, Г. А. Дорофеев, И. Л. Повх. – М.: Metallurgy, 1974. – 495 с.
41. Баптизманский, В. И. Дутьевые устройства кислородных конвертеров / В. И. Баптизманский, А. Г. Величко, А. В. Шибко // Черная металлургия: Бюл. НТИ. –1987. – № 6. – С. 2-15.
42. Конструкция и режимы работы дутьевых устройств кислородных конвертеров / О. С. Миронов, А. Ф. Вишкарев, М. П. Ключев [и др.] // Черная металлургия: Бюл. НТИ. –1988. – № 4. – С. 2-16.
43. Баптизманский, В. И. Расчет кислородно-конвертерных фурм / В. И. Баптизманский, Г. А. Щедрин // Сталь. –1973. – № 1. – С.20-23
44. Фридль, Э. Размеры кислородных конвертеров / Э. Фридль, Г. Шмидт // Черные металлы. –1972. – № 15. – С. 40-45.
45. Petrushka, R. Improvement in Oxygen Lance Life / R. Petrushka, S. Manley // Steelmaking Conference Proceedings. –2000. – pp. 245-250.
46. Современные разработки многосопловых головок фурм для конвертеров ЛД и взаимосвязь между конструкцией головки фурмы и металлургическими результатами / Д. П. Коттедж, Г. Л. Эколс, Д. Шуп, К. Энлер // Бюллетень НТИ «Черная металлургия». –1993. – Вып. 1 (1125). – С.21-25.
47. Improvement of BOP Steel Refining Blowing Control using Wide Angle Lance Nozzles / Y. Tabata, R.C. Marsh, P. Kelly [et al.]. // Steelmaking Conference Proceedings. – 1998. – pp. 451-457.
48. Продувка 250-т конвертерной ванны через восьмисопловую кислородную фурму / Э. Э. Меркер, М. А. Акбиев, В. И. Явойский [и др.]. // Известия вузов. Черная металлургия. –1977. – № 3. – С. 39-42.
49. Интенсификация процесса продувки в 350-т конвертерах / Ю. Н. Борисов, Е. Я. Зарвин, В. И. Баптизманский [и др.] // Черная металлургия. Бюллетень НТИ. –1979. – № 11. – С. 32-34.
50. Повышение эффективности верхней продувки в 250-т конвертерных агрегатах / А. Г. Чернятевич, С. П. Пантейков, Л. М. Учитель [и др.]. // Бюллетень «Черная металлургия». –2000. – № 1-2. – С. 41-45.

51. Охотский, В. Б. К вопросу о параметрах дутьевого режима при кислородно-конвертерном процессе / В. Б. Охотский // Известия вузов. Черная металлургия. – 1975. – № 8. – С. 59-62.

52. Отработка дутьевого режима для кислородных конвертеров измененной конструкции / В. И. Баптизманский, В. Ф. Мазов, В. Б. Охотский [и др.]. // Сталь. – 1977. – № 5. – С. 400-402.

53. Исследование процессов в зоне взаимодействия при продувке металла через многоканальную фурму / В. И. Баптизманский, В. Б. Охотский, А. Г. Величко [и др.]. // Известия вузов. Черная металлургия. – 1979. – № 6. – С. 32-36.

54. Баптизманский, В. И. Физико-химические основы кислородно-конвертерного процесса / В. И. Баптизманский, В. Б. Охотский. – Киев-Донецк, Вища школа, 1981. – 183 с.

55. Чернятевич, А. Г. Некоторые вопросы распространения кислородных струй в рабочем пространстве конвертера / А. Г. Чернятевич, Б. И. Шишов // Известия вузов. Черная металлургия. – 1981. – № 3 – С. 42-45.

56. Чернятевич, А. Г. К вопросу о размерах реакционной зоны при продувке металла кислородом / А. Г. Чернятевич, Б. И. Шишов // Производства стали в кислородно-конвертерных и мартеновских цехах: Тематич. Отрасл. сб. / ИЧМ МЧМ СССР. – М.: Металлургия, – 1981. – № 9. – С. 8-12.

57. Борнацкий, И. И. Современный кислородно-конвертерный процесс / И. И. Борнацкий, В. И. Баптизманский, Е.И. Исаев и др. – Киев: Техніка, 1974. – 263 с.

58. Клибанов, Е. Л. Исследование параметров продувки ванны кислородом / Е. Л. Клибанов, С. В. Михайликов // В кн: Интенсификация и автоматизация мартеновского процесса. – М.: Металлургия, 1969. – С. 30-33.

59. Рациональная организация кислородной продувки в 130-т конвертерах / А. С. Горбик, В. С. Бобошко, Л. М. Грецев [и др.]. // Бюллетень ЦИИН ЧМ. – 1971. – № 16. – С. 33-36.

60. Баптизманский, В. И. Металлолом в шихте кислородных конвертеров / В. И. Баптизманский, Б. М. Бойченко, В. П. Третьяков – М.: Металлургия, 1982. – 136 с.
61. Баптизманский, В. И. Тепловая работа кислородных конвертеров / В. И. Баптизманский, Б. М. Бойченко, В. П. Черевко. – М.: Металлургия, 1988. – 174 с.
62. Смоктий, В. В. Комбинированные процессы выплавки стали в конвертерах / В. В. Смоктий, В. В. Лапицкий, Э. С. Белокуров. – Киев: Техника, 1992. – 163 с.
63. Повышение эффективности перемешивания конвертерной ванны при комбинированной продувке / А. Г. Чернятевич, Р. С. Айзатулов, Е. В. Протопопов [и др.] // Черная металлургия. Бюл. НТИ. –1986. – № 4. – С. 30-31.
64. Комбинированная продувка в конвертерах с использованием двухконтурной фурмы / А. Г. Чернятевич, Л. А. Ганзер, Р. С. Айзатулов [и др.] // Черная металлургия. Бюл. НТИ. –1988. – № 7. – С. 48-50.
65. Комбинированная продувка с подачей нейтрального газа сверху и через днище конвертера / А. Г. Чернятевич, Р. С. Айзатулов, Е. В. Протопопов [и др.] // Сталь. –1989. – № 5. – С. 20-23.
66. Протопопов, Е. В. Современные технологии повышения стойкости футеровки кислородных конвертеров / Е. В. Протопопов, М. В. Темлянцев. – Новосибирск: СО РАН, 2023. – 324 с.
67. Разработка и внедрение комплекса мероприятий по повышению производства и качества выплавляемой стали в кислородно-конвертерных цехах / В. Ф. Рашников, А. А. Мордашов, С. М. Чумаков [и др.] // Металлург. – 2000. – №7. – С. 43-44.
68. Совершенствование методов контроля за эксплуатацией футеровки конвертеров / Р. С. Тахаутдинов, А. Д. Носов, В. Ф. Дьяченко [и др.] // Труды VII конгресса сталеплавыльщиков (Магнитогорск, 15-17 октября 2002г.). – М.: ОАО «Черметинформация». – 2003. – С. 89-93.
69. Су Тянсен. Совершенствование производства стали в Китае в 2001г. и перспективы на будущее // Черные металлы. –2003. – №5. – С. 64-67.

70. Bock, M. Uso de cal de dolomita en convertidores LD / M. Bock, C. Oehler // *Siderurgia XCV/10-01*. P. 22-26.
71. Macanley, D. Engineering developments lead to greater economy / D. Macanley // *Steel Times International*. –1996. – №5. – P. 12-14.
72. Messina, C. J. Slag splashing in the BOF-World wide status, practices and results / C. J. Messina // *Iron and Steel Engineer*. –1996. – №5. – P. 17-19.
73. Rymarchyk, N. Post combustion lances in Basic Oxygen Furnace (BOF) operations / N. Rymarchyk // *Steelmaking Conference Proceedings*. – 1998. – P. 445-449.
74. Заметалливание кислородных продувочных фурм при выплавке стали из углеродистого полупродукта / А. А. Бабенко, С. М. Челпан, О. Н. Кокаренко [и др.] // *Черная металлургия: Бюллетень ОАО «Черметинформация»* – 2005. – № 6. – С. 33-35.
75. Служба футеровки 130-т конвертеров при продувке металла кислородом через двухъярусную фурму / А. П. Кудрина, Б. В. Никифоров, А. Т. Китаев [и др.] // *Огнеупоры*. –1974. – № 1. – С. 27-32.
76. Чернятевич, А. Г. Разработка наконечников двухконтурных фурм для кислородных конвертеров / А. Г. Чернятевич, Е. В. Протопопов // *Известия вузов. Черная металлургия*. –1995. – № 12. – С. 13-17.
77. Чернятевич, А. Г. Экспериментальное изучение параметров реакционной зоны конвертерной ванны в условиях комбинированной продувки / А. Г. Чернятевич, Е. В. Протопопов // *Известия вузов. Черная металлургия*. –1991. – № 6. – С. 17-24.
78. Меркер, Э. Э. Газодинамическая защита зоны продувки в сталеплавильных агрегатах / Э. Э. Меркер. – М.: Металлургия, 1994. – 176 с.
79. Исследование работы одноконтурной кислородно-конвертерной фурмы с двухрядным расположением сопел / С. С. Тильга, В. И. Баптизманский, А. Г. Величко [и др.] // *Черная металлургия Бюл. НТИ*. –1993. - № 2. – С. 29-30.

80. Сущенко, А. В. Универсальная кислородная фурма для продувки конвертерных плавов в нестабильных шихтовых условиях / А. В. Сущенко, В. И. Ганошенко, А. В. Воробьев [и др.] // Сталь. –2001. - № 10. – С. 12-15.

81. Величко, А. Г. Современный опыт проектирования и применения кислородных фурм в сталеплавильном производстве КНР (по материалам Всекитайского совещания по проектированию, изготовлению и применению кислородных фурм) / А. Г. Величко // Черная металлургия: Бюл. НТИ. –1992. – № 10. – С. 39-42.

82. Yoshiei, K. Влияние ориентации сопла и технологических параметров на вторичное дожигание в конвертере с оборудованными для этого фурмами // Тэцу то хаганэ. J. Iron and Steel Inst. Japan. – 1987. – V. 73. – № 4. – P. 214.

83. Rebout, J. P. Тепло- и массоперенос в конвертере с комбинированной продувкой // Тэцу то хаганэю J. Iron and Steel Japan. – 1987. – V. 73. – № 4. – P. 213.

84. Study of post combustion mechanisms in a 6t pilot oxygen converter / D. Huin, J. M. Landry, J.P. Rebout, Y. Zbaczyniak // Rev. Met. –1989. – V. 86. – № 10. – P. 775-781.

85. Повышение полноты дожигания окиси углерода в 350-т конвертерах / А. М. Поживанов, С. И. Кушнарев, Р. В. Старов [и др.]. // Металлургическая и горнорудная промышленность. –1990. – № 4. – С. 18-20.

86. Опыт применения кислородных фурм с литыми пятисопловыми наконечниками / К. Н. Демидов, В. В. Зорихин, С. А. Кузнецов [и др.] // Сталь. – 2000. – № 5. – С. 31-32.

87. Караник, Ю. А. Новая технология литья медных наконечников кислородно-конвертерных фурм / Ю. А. Караник // Сталь. –2004. – № 6. – С. 43-46.

88. Smith, G. C. Hot model Studies of the Basic Oxygen Process. / G. C. Smith, D. A. Dukelow // J. Of Metals. –1964. – V. 4. – P. 357-361.

89. Jasinský, Z. Trysky pro kyslíkové pochody. / Z. Jasinský, B. Divák, J. Krejčíř // Hutník. – 1968. – № 10-11. – S. 480-484.

90. Макрокартина физических явлений в реакционной зоне кислородного конвертера, при продувке многосопловыми фурмами / А. Г.Чернятевич, Е. Я.Зарвин, Ю. Н.Борисов [и др.] // Известия вузов. Черная Metallургия. –1977. – № 12. – С. 61-65.

91. Чернятевич, А. Г. К вопросу взаимодействия кислородной струи с металлической ванной / А. Г. Чернятевич, Б. И. Шишов, Г. М. Соломон // Известия вузов. Черная Metallургия. –1980. – № 2. – С. 30-34.

92. Бауэр, К. Опыт производства низкоуглеродистых листовых сталей в кислородных конвертерах / К. Бауэр, И. Кенитцер, К. Циммерман // Черные металлы. –1969. – № 16. – С. 3-10.

93. Новый кислородно-конвертерный цех фирмы Август-Тиссен-хюттен / К. Беренс, Г. Бранди, Э. Хефкен [и др.] // Черные металлы. –1970. – №2. – С. 3-13.

94. Опыт работы 250-т кислородных конвертеров / М. М. Шумов, М. П. Квитко, В. С. Лобачев [и др.] // Бюллетень ЦНИИН ЧМ. –1971. – № 23. – С. 3-8.

95. Продувка в кислородном конвертере по допустимым расходам / В. И. Баптизманский, В. Б. Охотский, Б. М. Бойченко [и др.] // Сталь. –1976. – № 12. – С. 1075-1078.

96. Исследование конвертерного процесса при регламентированной интенсивности продувки кислородом / Р. В. Старов, В. И. Ганошенко, В. К. Дидковский [и др.] // Сталь. –1974. – № 7. – С. 592-594.

97. Интенсификация конвертерной плавки путем повышения расхода в начале и в конце периода продувки / Я. Н. Рудницкий, А. Д. Фаерштейн, В. И. Заричковский [и др.] // Черная металлургия: Бюллетень НТИ. –1976. – № 21. – С. 36-38.

98. Кричевцов, Е. А. Оптимальный режим продувки в кислородных конвертерах / Е. А. Кричевцов, В. Г. Латетин, Л. А. Смирнов // Сталь. –1974. – №7. – С. 592-594.

99. Выбор интенсивности продувки для новых конвертерных цехов / М. И. Квитко, В. А. Исаев, О. В. Травин [и др.] // Бюллетень «Черметинформация». – 1972. – Серия 6. – Информация 4. – С. 1-16.

100. Лякишев, Н. П. Сравнительная характеристика состояния кислородно-конвертерного производства стали в России и за рубежом / Н. П. Лякишев, А. Г. Шалимов – М.: Элиз, 2000. – 64 с.
101. Григорович, К. В. Металлургия XXI века: современное состояние и направление развития / К. В. Григорович // Труды XIV Международного конгресса сталеплавателей. – М.: АО «Металлургический завод «Электросталь», 2016. – С. 56-65.
102. Реш, В. Производство стали в Японии / В. Реш // Черные металлы. – 1973. – № 6. – С. 8-18.
103. Передел чугуна с содержанием фосфора 0,4-1 % в 250-т конвертерах / А. Л. Клейн, Л. А. Смирнов, С. М. Губенко [и др.] // Черная металлургия: Бюллетень НТЦ ЧМ. – 1974. – № 7. – С. 34-36.
104. Obinata, T. High-MgO-Slag operations in BOF. – Role Slag Basic Oxygen Steelmaking Process (Proceedings Symposium). Hamilton. – 1997. – P. 11/1-11/35.
105. Green, J. The influence of MgO on BOF refractory wear rate / J. Green, J. Quin // Open Hearth Proceedings. – 1978. – V. 61. – P. 273-287.
106. Leonard, R. J. Dolomite additions required to saturate BOF-slugs with MgO / R. J. Leonard, R. H. Herron // Open Hearth Proceedings. – 1977. – V. 60. – P. 127-133.
107. Grosjean, J. C. Consistance des laitiers de convertisseurs et tartinage / J. C. Grosjean, P. V. Riboud // Revue de Metallurgie. – 1983. – V. 80. – № 7. – P. 571-584.
108. Явойский, В. И. Применение пульсирующего дутья при продувке стали / В. И. Явойский, А. В. Явойский, А. М. Сизов. – М.: Металлургия, 1985. – 176 с.
109. Исследование газодинамики кислородных струй / Е.А. Капустин, Р.Д. Куземко, А.Р. Кузнецов [и др.] // Металлургия и коксохимия: Респ. Мевед. Научн.-техн. сб. – Киев: Техника, 1973. – №35. – С. 19-24.
110. Охотский, В. Б. Строение газовых струй / В. Б. Охотский // Известия вузов. Черная металлургия. – 1983. – №11. – С. 32-35.
111. Капустин, Е. А. Некоторые особенности структуры сверхзвуковой струи / Е. А. Капустин, Р. Д. Куземко, В. Д. Рудман // Тепло- и массообменные

процессы в ваннах сталеплавильных агрегатов. – М.: Металлургия, 1975. – С. 7-19.

112. Сизов, А. М. Газодинамика и теплообмен газовых струй в металлургических процессах / А. М. Сизов. – М.: Металлургия, 1987. – 256 с.

113. Протопопов, Е. В. Исследование взаимодействия кислородных струй с отходящими конвертерными газами / Е. В. Протопопов, А. Г. Чернятевич // Известия вузов. Черная металлургия. – 1996. – №10. – С. 5-9.

114. О механизме образования выбросов из кислородного конвертера с верхней продувкой / А. Г. Чернятевич, Е. Я. Зарвин, Ю. Н. Борисов, М. И. Волович // Известия вузов. Черная металлургия. – 1976. – №10. – С. 54-59.

115. Протопопов, Е. В. Гидродинамические особенности поведения конвертерной ванны при различных способах продувки / Е. В. Протопопов, А. Г. Чернятевич, С. В. Юдин // Известия вузов. Черная металлургия. – 1998. – №8. – С. 23-29.

116. Мокринский, А. В. Гидродинамические режимы взаимодействия кислородных струй с конвертерной ванной / А. В. Мокринский, Е. В. Протопопов, А. Г. Чернятевич // Известия вузов. Черная металлургия. – 2005. – №4. – С. 11-17.

117. Чернятевич, А. Г. О некоторых особенностях окисления примесей в конвертерной ванне при комбинированной продувке / А. Г. Чернятевич, Е. В. Протопопов, Л. А. Ганзер // Известия вузов. Черная металлургия. – 1987. – №4. – С. 25-29.

118. Изучение процесса продувки конвертерной ванны с использованием фотокиносъемки / Е. Я. Зарвин, А. Г. Чернятевич, М. И. Волович [и др.] // Известия вузов. Черная металлургия. – 1974. – №12. – С. 33-37.

119. О механизме образования выбросов из кислородного конвертера с верхней продувкой / А. Г. Чернятевич, Е. Я. Зарвин, Ю. Н. Борисов, М. И. Волович // Известия вузов. Черная металлургия. – 1976. – №10. – С. 54-59.

120. Баптизманский, В. И. Конвертерные процессы производства стали / В. И. Баптизманский, М. Я. Меджибожский, В. Б. Охотский. – Киев-Донецк: Вища



школа, 1984. – 344 с.

121. Рожком, И. М. Математические модели конвертерного процесса / И. М. Рожков, О. В. Травин, Д. И. Туркенич. – М.: Metallurgy, 1979. – 183 с.

122. Охотский, В. Б. Физико-химическая механика сталеплавильных процессов / В. Б. Охотский. – М.: Metallurgy, 1993. – 151 с.

123. Математическая модель режимов взаимодействия кислородных струй с расплавом при верхней продувке конвертерной ванны / Протопопов Е. В., Уманский А. А., Морозов И. С., Шакиров М. К. // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2023. – № 3 (45). – С. 87-93.

124. Чернятевич, А. Г. Некоторые вопросы распространения кислородных струй в рабочем пространстве конвертера / А. Г. Чернятевич, Б. И. Шишов // Известия вузов. Черная металлургия. – 1981. – № 3 – С. 42-45.

125. Чернятевич, А. Г. К вопросу о размерах реакционной зоны при продувке металла кислородом / А. Г. Чернятевич, Б. И. Шишов // Производства стали в кислородно-конвертерных и мартеновских цехах: Тематич. отрасл. сб. / ИЧМ МЧМ СССР. – М.: Metallurgy, – 1981. – № 9. – С. 8-12.

126. Щипанов, С. С. Модернизация кислородных фурм конвертеров / С. С. Щипанов, А. В. Амелин, С. М. Щеглов // Сталь. – 2014. – №7. – С. 32-35.

127. Универсальная кислородная фурма для продувки конвертерных плавов в нестабильных шихтовых условиях / А. В. Сущенко, В. И. Ганошенко, А. В. Воробьев [и др.] // Сталь. – 2001. – № 10. – С. 12-15.

128. Сущенко А.В. Анализ эффективности систем охлаждения наконечников фурм кислородных конвертеров. Сообщение 1 / А.В. Сущенко, А.П. Балаба // Известия вузов. Черная металлургия. – 2009. – № 1. – С. 6-9.

129. Сущенко, А. В. Анализ эффективности систем охлаждения наконечников фурм кислородных конвертеров. Сообщение 2. / А. В. Сущенко, А. П. Балаба // Известия вузов. Черная металлургия. – 2009. – № 3. – С. 9-12.

130. Проектирование дутьевых сопел кислородных фурм / А. С. Горбик, В. С. Бобошко, Л. М. Гревцев [и др.] // В сборнике научных трудов Института ВНИИЧерметэнергоочистка. – М.: Metallurgy, 1971. – С. 246-253.

131. Математическое моделирование тепловой работы головки кислородной фурмы для продувки в большегрузных конвертерах / Е. В. Протопопов, А. А. Уманский, И. С. Морозов, Н. А. Чернышева // Труды XXIII Международной научно-практической конференции «Металлургия: технологии, инновации, качество», Новокузнецк: изд. Центр СибГИУ, 2022. – С. 13-20.
132. Жульковский, О. А. Математическая модель тепловой работы наконечника кислородной фурмы / О. А. Жульковский // Известия вузов. Черная металлургия. – 2004. – № 4. – С. 8-12.
133. Мокринский, А. В. Численное моделирование и промышленная отработка конструкций цельноточеных наконечников кислородно-конвертерных фурм / А. В. Мокринский, Е. В. Протопопов, А. Г. Чернятевич // Известия вузов. Черная металлургия. – 2005. – № 12. – С. 16-20.
134. Никитенко, Н. И. Теория тепломассопереноса / Н. И. Никитенко. – Киев: Наукова думка, 1963. – 652 с.
135. Огурцов, А. П. Методы расщепления в задачах гидродинамики и тепломассопереноса / А. П. Огурцов, С. Е. Самохвалов, Т. Ж. Надрыгайло. – Днепропетровск: Системные технологии, 2003. – 260 с.
136. Михеев, М. А. Основы теплопередачи / М. А. Михеев, И. М. Михеева. – М.: Энергия, 1981. – 344 с.
137. Исаенко, В. П. Теплопередача / В. П. Исаенко, В. А. Осипова, А. С. Сукомел. – М.: Энергия, 1981. – 416 с.
138. Морозов, И. С. Разработка и совершенствование режимов выплавки и комплексной внепечной обработки сталей для производства мелющих шаров / И. С. Морозов, А. А. Уманский // Сборник статей Международной научно-практической конференции «Научные революции как ключевой фактор развития науки и техники». – Стерлитамак: АМИ, 2024. – С 59-63.
139. ГОСТ 1778-2022. Металлопродукция из сталей и сплавов. Металлографические методы определения неметаллических включений: дата введения 2022-12-27. – Изд. официальное. – Москва: Российский институт стандартизации, 2023. – 35 с.

140. Анализ влияния химического состава и металлургического качества мелющих шаров на их эксплуатационные свойства / А. А. Уманский, И. С. Морозов, Е. В. Протопопов, С. О. Сафонов // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2023. – Т. 79. – № 6. – С. 484-495.

141. Анализ влияния металлургического качества мелющих шаров на их ударную стойкость / А. А. Уманский, И. С. Морозов, Е. В. Протопопов, А. С. Симачев // Вестник Российской академии естественных наук. Западно-Сибирское отделение. – 2022. – Вып. 25. – С. 30-37.

142. Влияние параметров макроструктуры заготовок шаровых конвертерных сталей на ударную стойкость мелющих шаров / А. А. Уманский, И. С. Морозов, Е. В. Протопопов, А. С. Симачев // От руды до стали - ISCON-2023 : сборник трудов XVII международного конгресса сталеплавателей и производителей металла, Магнитогорск, 7-8 апреля 2023 г. – Магнитогорск, 2023. – С. 158-162.

143. Анализ взаимосвязи качества структуры непрерывнолитых заготовок шаровых сталей с эксплуатационными характеристиками мелющих тел / А. А. Уманский, Е. В. Протопопов, Морозов И.С. [и др.] // Труды XXIII Международной научно-практической конференции « Металлургия: технологии, инновации, качество», Новокузнецк: изд. Центр СибГИУ, 2022. – С. 29-34.

144. Мельниченко, А. С. Статистический анализ в металлургии и материаловедении / А. С. Мельниченко. – М.: Издательский Дом НИТУ «МИСиС», 2009. – 268 с.

145. Совершенствование технологии выплавки и внепечной обработки конвертерных сталей для производства мелющих шаров / И.С. Морозов, А.А. Уманский, Е.В. Протопопов, А.С. Симачев / Вестник СибГИУ. – 2024. – №1 (47). – С. 127-134.



Утверждаю:  
операционный директор  
АО «ЕВРАЗ ЗСМК», к.т.н.

Головатенко А.В.  
20.12.2023

**Справка**

**об использовании в производстве результатов диссертации,  
выполненной соискателем кафедры металлургии черных металлов  
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный  
университет» Морозовым Иваном Сергеевичем, на тему:  
«Развитие технических и технологических основ производства  
конвертерной стали для мелющих шаров с повышенными  
эксплуатационными свойствами»**

Основные выводы, рекомендации диссертационной работы соискателя И.С. Морозова, в частности по оптимизации параметров дутьевого и шлакового режимов плавки, режимов раскисления и внепечной обработки стали, закономерностям влияния технологических параметров выплавки и внепечной обработки шаровых марок стали на качество микроструктуры непрерывнолитых заготовок и мелющих шаров, использованы при совершенствовании технологии производства стали в кислородно-конвертерном цехе №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК».

Применение усовершенствованной технологии производства шаровых марок стали позволило уменьшить отбраковку мелющих шаров при их испытаниях на ударную стойкость в среднем на 3% за счет снижения количества дефектов микроструктуры сталеплавильного происхождения (расслоения, скопления неметаллических включений).

Материалы диссертации Морозова И.С. использованы при разработке и проектировании новых конструкций 5-ти и 6-ти сопловых головок кислородных фурм с центральным охлаждением, обеспечивающих повышенную стойкость дутьевых устройств. Проектно-техническая документация передана в кислородно-конвертерный цех №2 АО «ЕВРАЗ ЗСМК».

Результаты исследований использованы при разработке дополнений к технологическим инструкциям в соответствии с ТИ ЗС-ККЦ-2-01-2022, ТИ ЗС-ККЦ-2-06-2022 при оптимизации технологии производства шаровых сталей.

Директор сегмента «Сталь»

С.С. Щипанов

Начальник ККЦ №2

А.В. Орехов

## Приложение Б

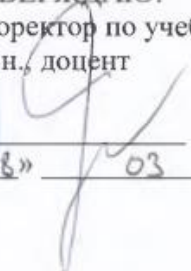
Министерство науки и высшего образования РФ

Федеральное государственное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Сибирский государственный индустриальный университет»



УТВЕРЖДАЮ:

Проректор по учебной работе  
к.т.н., доцент

  
Е.С. Корнев  
«18» 03 2024 г.

**Справка  
о внедрении результатов диссертации Морозова Ивана Сергеевича  
в учебный процесс**

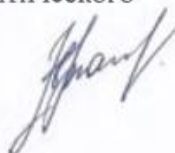
Основные результаты диссертационной работы Морозова Ивана Сергеевича «Развитие технических и технологических основ производства конвертерной стали для мелющих шаров с повышенными эксплуатационными свойствами» используются в учебном процессе при подготовке магистров по направлению 22.04.02 «Металлургия», в том числе при проведении лекционных и практических занятий по дисциплинам: «Современные научно-технические проблемы технологических процессов», «Инновационные технологии повышения качества стали», «Энерго- и ресурсосбережение в металлургическом производстве».

Заведующий кафедрой металлургии  
черных металлов и химической технологии,  
к.т.н., доцент



С.В. Фейлер

Начальник Управления образовательной  
деятельности и информационно-аналитического  
мониторинга,  
к.э.н., доцент



Е.В. Иванова