



Министерство высшего и среднего специального образования
СССР

ЧЕЛЯБИНСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ
имени ЛЕНИНСКОГО КОМСОМОЛА

На правах рукописи

Пильнев Юрий Алексеевич

ИССЛЕДОВАНИЕ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ
ВЫПЛАВКИ НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ В КРУПНОТОННАЖНЫХ
ЭЛЕКТРОПЕЧАХ С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ХРОМА

Специальность 05.16.02 -

"Металлургия черных металлов"

Автореферат
диссертации на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Челябинск, 1975

Работа выполнена в Челябинском политехническом институте и
на Челябинском металлургическом заводе.

Научные руководители: профессор, доктор технических наук

А.И.Строганов;

профессор, доктор технических наук

Д.Я.Новолоцкий.

Официальные оппоненты: профессор, доктор технических наук

Ю.Г.Гуревич;

кандидат технических наук Ю.Д.Смирнов.

Ведущее предприятие - Челябинский металлургический завод.

Автореферат разослан " " 1975 г.

Защита диссертации состоится " " 1975 г.

в часов в аудитории на заседании Ученого Совета
металлургического факультета по присуждению ученых степеней при
Челябинском политехническом институте им.Ленинского комсомола,

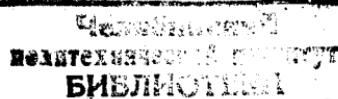
С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке института.

Просим Вас и сотрудников Вашего учреждения, интересующихся
темой диссертации, принять участие в заседании Совета или прислать
свои отзывы в двух экземплярах, заверенных печатью.

Адрес института: 454044, г.Челябинск, пр.им.Ленина, 76;

телефон 39-39-64.

УЧЕНИЙ СЕКРЕТАРЬ СОВЕТА
доцент, кандидат технических наук *В.И.Гончар* (В.И.ГОНЧАР)



ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

Актуальность. Выплавка нержавеющей стали методом переплава легированных отходов с продувкой ванны кислородом занимает доминирующее положение в общем объеме её производства в нашей стране. Поэтому исследование и совершенствование технологии выплавки данной стали в электропечах, в частности, с целью повышения использования хрома, являющегося основным легирующими элементом, имеет важное значение.

В последнее время в связи с широким потреблением нержавеющей стали освоено её производство в крупнотоннажных печах. Однако технология производства, составленная с учетом накопленного опыта выплавки в малых и средних печах, не учитывает особенностей крупной печи, вызванных конструктивными параметрами и условиями снабжения недостаточно подготовленной металлической шихтой, и характеризуется значительными издержками производства.

Цели. Разработать рациональные пути нормального ведения технологического процесса выплавки нержавеющей стали, обеспечивающие повышение использования хрома шихты, снижение расхода малоуглеродистого феррохрома, сокращение длительности плавки при неизменных степенях десульфурации, степени использования титана и без ухудшения качества готового металла.

Научная новизна. Исследовано влияние характера электрических дуг и корольков металла в шлаке на потери хрома. Изучено распределение хрома между металлом и шлаком.

Разработана, исследована и применена к анализу промышленной технологии методика аналитического расчета равновесного распределения хрома между металлом и шлаком.

Экспериментально исследованы пути совершенствования окислительного и восстановительного периодов плавки нержавеющей стали в 100-т электропечах с целью снижения потерь хрома и сокращения их длительности.

Практическая ценность. Результаты работы предназначены для использования заводами при совершенствовании или разработке технологии выплавки нержавеющей стали в крупнотоннажных электропечах.

Реализация. На основании результатов исследования в 100-т электропечах Челябинского металлургического завода (ЧМЗ) разработана и внедрена в производство усовершенствованная технология выплавки нержавеющей стали. Общий экономический эффект внедрения - 720000 рублей в год.

Публикация и апробация. Основное содержание работы опубликовано в 8 статьях и тезисах докладов на Всесоюзных конференциях. Материалы диссертации доложены на 3 Всесоюзных конференциях и совещаниях, 2 конференциях института, I конференции завода и I научно-техническом семинаре кафедры металлургии стали Челябинского политехнического института.

Объем. Диссертация изложена в 4 главах на 148 страницах машинописного текста, содержит 23 рисунка, 30 таблиц, библиографию из 151 наименований на 12 стр. и 5 приложений на 15 стр.

СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА И ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

При выплавке нержавеющей стали с использованием высокохромистых отходов и продувкой ванны кислородом окисление хрома и последующее восстановление его из шлака кремнием являются пока еще неизбежными операциями. Рядом исследователей разработаны методы контроля момента прекращения продувки в малых и средних электропечах. Однако разработанные методы не учитывают различной степени использования кислорода для окисления углерода в разные периоды продувки и не отражают влияния давления и интенсивности подачи кислорода, удельной поверхности ванны, состава и свойств шлака, содержания кремния в расплаве на данный процесс. В то же время установлено, что процесс обезуглероживания хромистого расплава протекает в кинетическом режиме. Поэтому для увеличения отношений $[Cr]/[C]$, характеризующих степень развития процесса окисления углерода в присутствии хрома, при обычных для периода продувки температурах ванны необходимо улучшить кинетические параметры и повысить содержание хрома в шихте.

Вопросам совершенствования восстановительного периода в электропечах средней емкости посвящена большая серия работ, выполненных С.И.Хитриком и Е.И.Кадиновым с сотрудниками. Полученные результаты данных работ легли в основу разработанного в последние годы одношлакового процесса выплавки нержавеющей стали в малых и средних печах, который показал определенные преимущества перед ранее применявшимся двушлаковым процессом. Вместе с тем данная технология является лишь направлением совершенствования процесса восстановления хрома из окислительного шлака и не обеспечивает снижения угара хрома во время продувки. Одновременно разработанный одношлаковый процесс не предусматривает увеличения содержания хрома в шихте и повышенных присадок силикохрома на раскисление металла и шлака.

При выплавке нержавеющей стали в 100-т электропечах по технологии, однотипной с 40-т электропечами, вследствие осложнения выполнения операций по уходу за футеровкой и поддержанию требуемого шлакового режима, снизилась эффективность обезуглероживания, увеличилась длительность продувки, снизилась стойкость футеровки, ухудшились условия раскисления металла и шлака, что привело к затруднению с обеспечением заданного содержания углерода, низкому использованию хрома шихты и высокому расходу малоуглеродистого феррохрома.

Настоящая диссертационная работа посвящена совершенствованию технологии выплавки хромоникелевой титаносодержащей стали в 100-т электропечах в направлении повышения использования хрома шихты и снижения расхода малоуглеродистого феррохрома при неизменном качестве металла.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИН ПОТЕРЬ ХРОМА ПРИ ВЫПЛАВКЕ НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ

Потери хрома и факторы на них влияющие изучали путем анализа материального баланса плавок стали X18Н10Т, выплавленных в электропечах ЧМЗ по действующей технологии. С целью определения направлений по устранению причин потерь хрома в крупнотоннажных печах опытные плавки проводили в 10, 40 и 100-т электропечах. Расчетное содержание углерода в шихте колебалось в пределах 0,25–0,50%, хрома 12,0–13,0%, кремния и марганца 0,6–1,0%, интенсивность продувки в среднем составляла 1,0 м³/т.мин для 10-т, 0,65 м³/т.мин для 40-т и 0,45 м³/т.мин для 100-т плавки. В случае продувки металла сводовой фирмой интенсивность составляла 0,60 м³/т.мин.

После продувки ванны кислородом одновременно с присадкой феррохрома раскисляли шлак порошком ферросилиция (1,0–2,0 кг/т) и дробленым силикохромом (3,4–4,5 кг/т). В 40-т электропечи феррохром присаживали после раскисления шлака ферросилицием, силикохромом и металлом первичным алюминием (0,5 кг/т). Раскисленный шлак периода продувки полностью удаляли из печи, а металл до заданного состава доводили под известковым шлаком, раскисленным порошком алюминия 1,0–2,5 кг/т.

По ходу плавок отбирали пробы металла и шлака с одновременным замером температуры платинородий–платиновой (ТПП-107 и ТПП-137) или вольфрам–рениевой (ВР5/20) термопарами с кварцевыми и металлокерамическими защитными наконечниками.

С полным анализом материального баланса проведено 9 плавок. Для изучения отдельных видов потерь в 100-т печи дополнительно исследовали плавки как с продувкой ванны формой, так и с продувкой через погружаемые в металл металлические трубки. Влияние электрических режимов на угар хрома оценивали сопоставлением величины испарения хрома с размерами дуги, определенных скоростной киносъемкой. Дугу фотографировали в течение восстановительного периода кино камерой "Пентадекс" на кинопленку шириной 16 мм и чувствительностью 180 единиц. Для изучения потерь хрома с корольками металла по ходу опытных плавок отбирали пробы шлака по глубине шлакового слоя. Из навески шлака после дробления и измельчения отмыванием отделяли металлические корольки с последующим рассевом по фракциям. В корольках определяли содержание углерода и хрома.

Следует отметить, что при существующих условиях обеспечения электропечей металлической шихтой доля хорошо подготовленного лома уменьшалась от 58% в 10-т до 41% в 40-т и 19% в 100-т печах и компенсировалась использованием в завалку стружки, ошлакованного скрапа и мелкого вторичного лома. Поэтому в 40-т и 100-т электропечах проведены по 1 плавке, на которых доля хорошо подготовленного лома составляла 60% и 61% соответственно. Одновременно используемая в 10-т печах обычная шихта приравнивалась по качеству к отборной шихте в 40 и 100-т электропечах. Кроме того, в 40-т электропечи в связи с мульевой завалкой неподготовленный лом представлен заводскими пакетами, metallurgическая ценность которых мало отличается от тяжеловесных отходов.

Результаты материального баланса опытных плавок показали, что при выплавке на обычной шихте общие потери хрома возрастают с увеличением емкости печи (табл. I). При выплавке стали на разноназначной шихте угар хрома в 40 и 100-т электропечах снижается и приближается к значениям, характерным для 10-т печей.

Меньшее количество окисленного хрома в 40-т печи по сравнению с электропечами емкостью 10 и 100 т объясняется более глубоким раскислением шлака после продувки. Содержание окислов хрома в шлаке перед его сливанием составило в среднем в печи емкостью 40 т - 9,7%, 10 т - 17,9% и 100 т - 26,0%. В то же время для 40-т печи отмечалась более высокая температура металла после продувки (1900-1950°C), что являлось причиной увеличения потерь хрома испарением.

Таблица I

Материальный баланс хрома

Емкость печи, т	Количество плавок	Состав шихты	Статьи баланса, %					
			поступило с пылью	поступило с феррохромом	получено в жидким металле	общий углерод	использовано для слизи	испарилось
10	3	обычная	61,0	39,0	90,5	9,5	7,0	2,5
40	2	най	60,8	39,2	87,7	12,3	5,0	7,3
100	2		47,5	52,5	80,2	19,8	13,9	5,9
10	3	отборная	61,0	39,0	90,5	9,5	7,0	2,5
40	I	отборная	60,5	39,5	90,1	9,9	2,9	7,0
100	I		61,5	38,5	88,4	11,6	10,3	1,3

Результаты киносъемки показывают, что отношение площади и объема дуги к площади и объему электросталеплавильных ванн, в определенной мере характеризующие степень влияния электрических дуг на процессы испарения, соответственно составляют 0,056 и 0,015 в 10-т, 0,083 и 0,019 в 40-т и 0,030; 0,0048 в 100-т электропечи. Видимо в связи с повышенными величинами данных отношений максимальное испарение хрома наблюдалось в 40-т печи, а минимальные потери хрома испарением при плавке стали на отборной шихте в 100-т электропечи, характеризующейся более низкими значениями полученных выше отношений. При этом следует иметь в виду, что испарение определялось по разности между приходом элемента и количеством его в продуктах плавки. Отмеченное объясняется тем, что при практически одинаковых значениях вторичного напряжения с увеличением емкости электропечей происходит резкое повышение вторичного тока, которое вследствие усиления сжимающего эффекта делает дугу более компактной.

Проведенное сравнение текущих плавок в 100-т электропечи с трансформатором обычной и повышенной мощности показало, что повышение мощности трансформатора с 25 МВА до 32 МВА, главным образом за счет увеличения вторичного тока (с 34–40 кА до 45–50 кА), увеличивает использование хрома в жидким металле на 1,5% в основном за счет снижения величины испарения в зоне электрических дуг.

Источником корольков металла в шлаке кипящей ванны в основном является сама ванна, металл которой может как захватываться пузыря-

ми окиси углерода, так и механически выноситься струей кислорода. В период продувки наблюдается увеличение содержания корольков с возрастанием емкости печи от 0,9-1,0% в 10-т до 3,3% в 100-т электропечи. Повышенная вязкость шлака в связи с высоким содержанием окислов хрома является причиной длительного пребывания корольков металла в шлаке и их повышенного содержания.

В начале и середине периода продувки содержание углерода в корольках на 0,12% ниже, чем в ванне. Однако продолжительное пребывание корольков металла в шлаке способствует их слиянию, что подтверждается небольшой долей мелких корольков (< 0,5 мм) в рассматриваемый период, и дает основание сомневаться в большой их роли в процессе окисления углерода. В то же время значительное увеличение удельной поверхности корольков (до 600-2000 м²/т) по сравнению с удельной поверхностью ванны печи (0,41-0,19 м²/т) повышает окисление хрома в них на 2,0-2,5%. Проведенные расчеты показали, что доля металла, обезуглероживаемая через корольки, в 100-т электропечах не превышает шестой - седьмой части массы металла в ванне, поэтому большое количество корольков приводит лишь к дополнительному окислению хрома в шлак до 2,5-3,5% от его количества в шихте, данной в завалку.

В восстановительный период и в конце количества корольков металла в шлаке возрастает соответственно от 0,3, 0,1% в 10-т до 1,0, 0,3 в 40-т и 1,7, 1,2% в 100-т печи, а источником корольков становится восстанавливаемые окислы шлака. При этом скорость образования корольков за счет восстановления равна скорости их осаждения. В то же время большое количество корольков металла в печном шлаке 100-т печи в восстановительный период плавки, достигающее вместе со скрапом 1,2-1,4% от массы металлической шихты, является причиной высоких потерь хрома.

Абсолютное количество хрома, окислившегося за время продувки ванны кислородом снижается с уменьшением емкости печи от 3,05% в 100-т до 2,96% в 40-т и до 2,26% в 10-т печи. Однако относительное количество хрома окислившегося на 0,1% углерода ($\Delta C\%, / \Delta C\%$) изменяется непропорционально: 0,9 для 100-т, 1,2 для 40-т и 0,5 для 10-т печи. При этом в 40-т электропечи был наименьший удельный расход кислорода. В случае продувки ванны 100-т электропечи сводовой формой, вследствие улучшения массопереноса, отношение $\Delta C\%, / \Delta C\%$ составляет 0,5, а скорость окисления углерода возрастает в 1,5-2,0 раза при неизменной скорости окисления хрома. Это позво-

ляет считать, что повышение интенсивности перемешивания ванны – одно из направлений совершенствования процесса обезуглероживания хромистого расплава в крупной печи.

С увеличением содержания залиси железа в шлаке коэффициент распределения хрома повышается. Одновременно с увеличением температуры ванны в конце продувки с 1830 до 1950°С и с повышением основности послепродувочного шлака с 0,8 до 1,4 коэффициент распределения хрома между шлаком и металлом снижается от 2,0 до 0,4, что объясняется улучшением условий раскисления хорошо нагретого шлака в связи с его меньшей вязкостью и большей раскислительной способностью кремния в шлаках повышенной основности (рис. I). Полученные зависимости при существующих классических технологиях выплавки не связаны с изменением емкости электропечей и указывают на то, что направления совершенствования восстановительного периода могут быть одинаковыми для малых, средних и крупных электропечей.

Таким образом, основными потерями хрома являются потери его испарением и с отработанными шлаками в виде окислов и корольков металла. Потери хрома испарением и с корольками могут быть снижены путем интенсификации периода шлакования, продувки и восстановительного периода за счет улучшения условий перемешивания ванны и оснащения печей трансформаторами повышенной мощности. Для уточнения причин потерь хрома с отработанными шлаками необходимо знать степень отклонения распределения хрома между металлом и шлаком от равновесного состояния и факторы, влияющие на этот процесс.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ХРОМА МЕЖДУ МЕТАЛЛОМ И ШЛАКОМ

Распределение хрома между металлом и шлаком оценивалось нами с позиций теории ионных регулярных растворов, разработанной В.А.Комеуровым. При этом шлак рассматривали как регулярный ионный раствор с общим анионом кислорода O^{2-} и катионами Al^{3+} , Fe^{2+} , Si^{4+} , Cz^{3+} , Ca^{2+} , Mg^{2+} и Mn^{2+} , ионные доли которых обозначили соответственно X_1 , X_2 , X_3 , X_4 , X_5 , X_6 и X_7 . Металлический расплав считали обладающим свойствами совершенного раствора и состоящим в основном из кремния, железа, алюминия, хрома и марганца, мольные доли которых обозначены соответственно X_{Sc} ; X_{Fe} ; X_{Al} ; X_{Cr} ; X_{Mn} .

Очевидно, что с точностью до значений концентраций $[O]$, $[Ca]$ и $[Mg]$

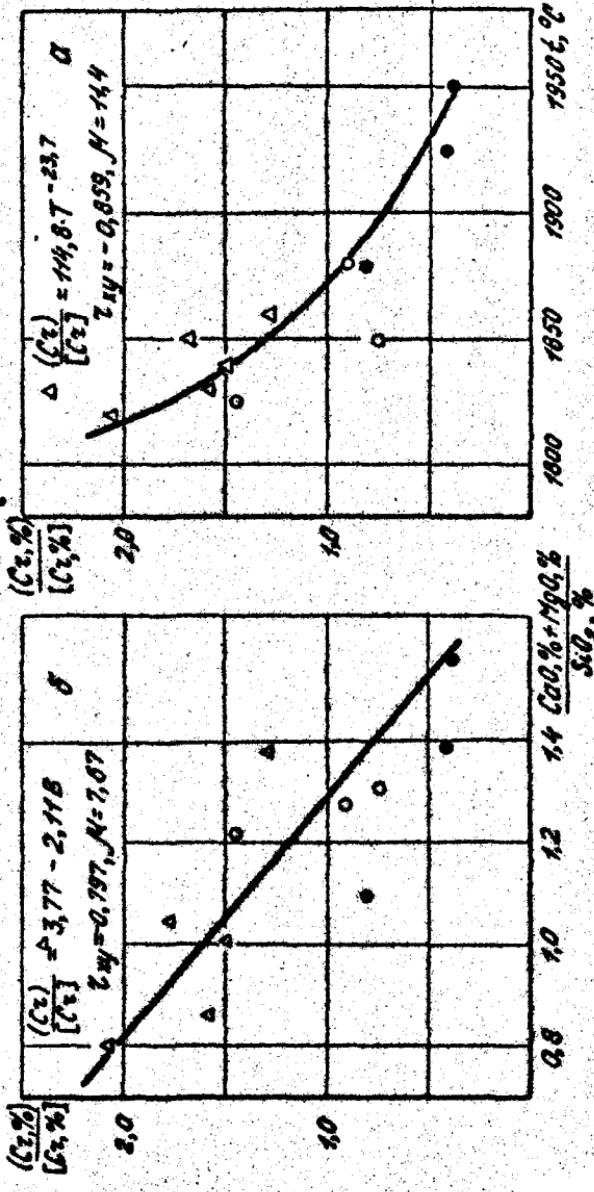
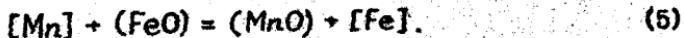
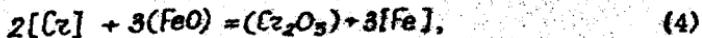
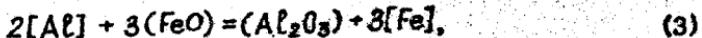
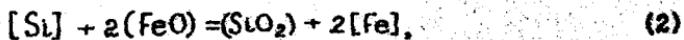


Рис. I. Зависимость отношения $\frac{[C_2]_{\text{prod}}}{[C_2]_{\text{init}}} \cdot 10^{-2}$ в период распыления окислительного шлака (6) и температуры ванны в начальный момент распыления (a) от основности шлака (6).

○ - 10-т, ● - 40-т, △ - 100-т электролети, Δ - плавки, проведенные с продувкой ванны фурмой

$$X_{Si} + X_{Al} + X_{Cr} + X_{Mn} + X_{Fe} = 1 \quad (1)$$

Если металл и шлак достигают состояния химического равновесия, то распределение элементов между металлическим и шлаковым расплавами может быть описано реакциями:



Используя выражения для констант равновесия реакций и формулы регулярных растворов, получаем окончательные выражения для определения равновесных содержаний элементов в металле при определенном составе шлака:

$$\begin{aligned} \lg A_1 = \lg \frac{[X_{Si}]}{[X_{Fe}]^2} &= \lg \frac{X_3}{X_2^2} + \frac{x_1(Q_{13}-2Q_{12})+x_4(Q_{34}-2Q_{24})+}{4,575 T} \\ &+ x_5(Q_{35}-2Q_{25})+x_6(Q_{36}-Q_{26})+x_7(Q_{37}-2Q_{27})+ \\ &\quad 4,575 T \\ &+ \frac{Q_1}{4,575 T} - \lg K_1, \end{aligned} \quad (6)$$

$$\begin{aligned} \lg A_2 = \lg \frac{[X_{Al}]^2}{[X_{Fe}]^5} &= \lg \frac{X_1^2}{X_2^5} + \frac{x_5(2Q_{15}-3Q_{25})+x_6(2Q_{46}-3Q_{26})+}{4,575 T} \\ &+ x_7(2Q_{17}-3Q_{27})+ \\ &\quad 4,575 T \\ &+ \frac{Q_2}{4,575 T} - \lg K_2, \end{aligned} \quad (7)$$

$$\lg A_3 = \lg \frac{[X_{Cr}]^2}{[X_{Fe}]^3} = \lg \frac{X_4^2}{X_2^3} + \frac{x_1(2Q_{14}-3Q_{12})+x_3(2Q_{34}-3Q_{23})+}{4,575 T}$$

$$+x_5(2Q_{45}-3Q_{25})+x_6(2Q_{46}-3Q_{26})+x_7(2Q_{47}-3Q_{27})+$$

$$\frac{4,575}{4,575} T$$

$$+\frac{Q_{24}(2x_2-3x_4)}{4,575 T} + \frac{\mathcal{D}}{4,575 T} - \lg K_3, \quad (8)$$

$$\lg A_4 = \lg \frac{[X_{Mn}]}{[X_{Fe}]} = \lg \frac{x_7}{x_2} + \frac{x_1(Q_{47}-Q_{12})+x_3(Q_{37}-Q_{25})+}{4,575 T}$$

$$+x_4(Q_{47}-Q_{24})+x_5(Q_{57}-Q_{25})+x_6(Q_{67}-Q_{26})+Q_{27}x_2-x_7) \frac{-\lg K_4}{4,575 T} \quad (9)$$

Здесь $\mathcal{D} = \sum_{i=1}^{k-1} \sum_{j=i+1}^k x_i x_j Q_{ij}$

Q_{ij} - энергии смещения соответствующих компонентов шлака
принятые по литературным данным,

K_{1-4} - константы равновесия химических реакций (2) - (5).

Для констант равновесия приняты следующие температурные зависимости:

$$\lg K_1 = \frac{15650}{T} - 3,42, \quad (10)$$

$$\lg K_2 = \frac{46100}{T} - 12,45, \quad (II)$$

$$\lg K_3 = \frac{22011}{T} - 8,57, \quad (12)$$

$$\lg K_4 = \frac{4167}{T} - 0,258. \quad (13)$$

Мольная доля железа в металлическом расплаве определялась из выражения

$$A_1[X_{Fe}]^2 + \sqrt{A_2[X_{Fe}]^3} + \sqrt{A_3[X_{Fe}]^3} + A_4[X_{Fe}] + [X_{Fe}] = 1$$

Для проверки изложенного метода были использованы данные Патти и Варда по равновесному распределению хрома между железохромистым расплавом с содержанием хрома в металле в пределах 0-2 и 14-20% и синтетическим шлаком основностью 1,2+2,0. Получено удовлетворительное совпадение между фактическим и рассчитанным по вышеизложенной методике содержанием хрома в металле во всем исследованном интервале содержания хрома в железохромистом расплаве. Разработанный метод использован для оценки распределения хрома между металлом и шлаком при выплавке наружавющей стали в промышленных печах.

Составление фактических и равновесных концентраций хрома в металлическом расплаве показало, что в первой половине восстановительного периода после раскисления ванны ферросилицием или силикохромом фактическое содержание хрома в металле оказывается ниже равновесного на 1,4–18,8% (в среднем на 8,30% абс.). С увеличением длительности выдержки металла под раскисленным шлаком разность между равновесным и фактическим содержанием хрома уменьшается (рис.2а). Во вторую половину восстановительного периода, после присадки в ванну феррохрома, фактическое содержание хрома оказывается выше равновесного, причем с увеличением длительности периода доварки наблюдается тенденция к достижению равновесного содержания хрома в металле (рис.2б).

Одновременно увеличение содержания кремния в металле в период раскисления шлака продувки способствует приближению распределения хрома между металлом и шлаком к равновесному состоянию. Разность между фактическим и равновесным содержанием хрома уменьшается от 18,0% при содержании кремния в металле 0,1% до 8–9% при содержании кремния 0,6–0,7%. При этом степень приближения ванны к равновесному распределению хрома почти не зависит от емкости печи, а определяется интенсивностью раскисления шлака и металла. В то же время после присадки в ванну феррохрома, т.е. при избыточном содержании хрома в металле по сравнению с равновесным, изменение концентрации кремния в металле в пределах 0,12–0,84% практически не отражается на поведении хрома.

Таким образом, снижение потерь хрома с отработанными шлаками в 100-т электропечах может быть достигнуто как и в печах малой и средней емкости за счет более глубокого раскисления металла и шлака при высоких температурах, повышения основности шлака и увеличения длительности контакта реагирующих между собой фаз. Отмеченные направления могут быть реализованы путем разработки одношлакового процесса применительно к 100-т электропечам.

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ В 100-Т ЭЛЕКТРОПЕЧИ ОДНОШЛАКОНЫМ ПРОЦЕССОМ

С целью уменьшения основных потерь хрома со шлаками в виде окислов и корольков металла нами разработана технология одношлакового процесса плавки нержавеющей стали в 100-т электропечи, учитывавшая особенности печей большой емкости. Данная технология предусматривала:

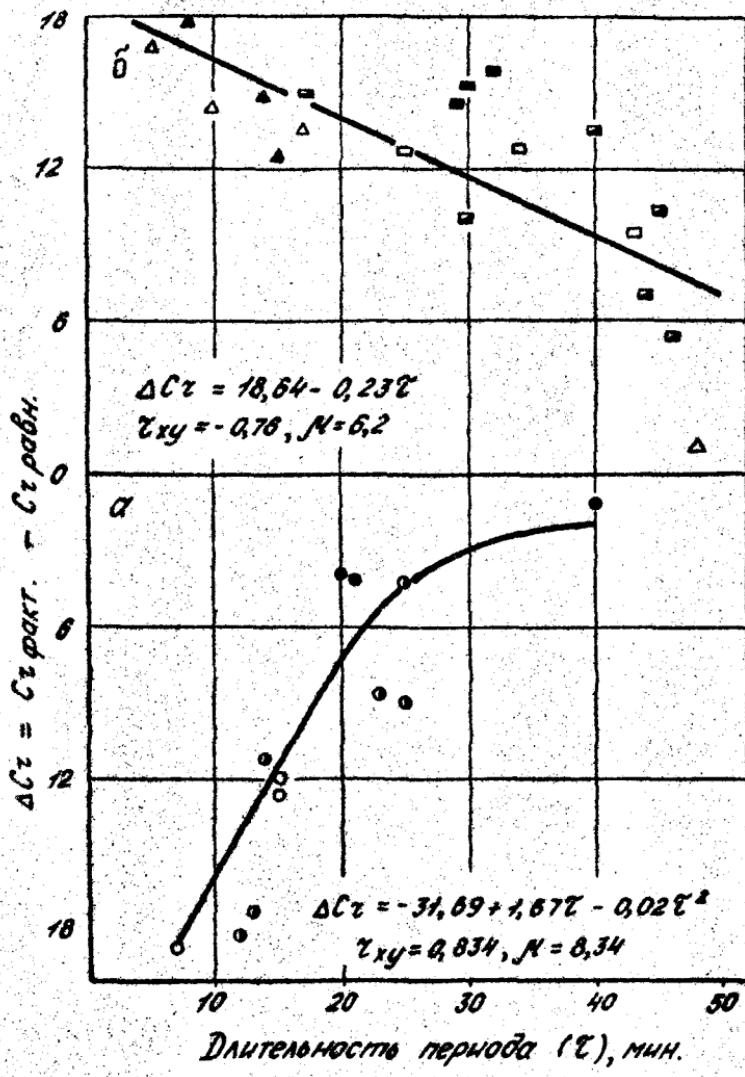


Рис.2. Зависимость ΔCz от длительности периода раскисления (а) и легирования металла титаном (б) в электропечах емкостью, т : о, Δ , \square - 10;
 \bullet , \blacktriangle , \blacksquare - 40; Δ , \circ , \blacksquare - 100

- 1) повышение содержания хрома в шихте до 14,0-16,0% за счет добавок углеродистого феррохрома;
- 2) увеличение до 1,0-1,2% к массе металла расхода извести в период плавления;
- 3) усиление раскисления шлака и металла после окончания продувки;
- 4) проведение плавки под одним шлаком.

Для определения оптимальных режимов обезуглероживания металла провели опытные плавки со следующими изменениями в середине продувки:

- 1) в печь присаживали известь (0,5% к массе металла);
- 2) в ванну вводили силикохром из расчета получения содержания кремния в металле в пределах 0,3-1,2%;
- 3) кислород в ванну кроме сводовой формы вводили футерованной трубкой диаметром 1 дюйм.

В остальном режим плавления шихты и продувки ванны кислородом по измененной технологии был таким же как и при действующей технологии. После получения необходимого содержания углерода в металле в печь присаживали дробленый силикохром (1,9-2,5% к массе металла), силикомарганец, известь (1,0-1,5%), не прекращая подачу кислорода формой. Через 2-3 мин продувку прекращали и вводили в ванну отходы группы Б-26 (6-8%) для охлаждения металла и необходимое количество легирующих добавок. После расплавления присадок часть шлака (до 30%)сливали, оставшийся шлак в печи дополнительно раскисляли порошком алюминия (1 кг/т стали) и сливали металл в ковш. Легирование металла титаном осуществляли в ковше, присаживая на дно ковша перед выпуском 70%-ный ферротитан или титановую губку и порошок алюминия (1,0 кг/т стали). Первые порции металла (около 25,0%)сливали в ковш без шлака, остальной металл выпускали вместе со шлаком.

В табл.2 приведены содержания углерода и хрома, фактические отношения концентраций хрома и углерода в металле и температура ванны для различных вариантов продувки. Здесь же представлены равновесные отношения концентраций хрома и углерода в металле, полученные по уравнению Хилти, Рассбала и Крафтса при $P_{CO} = 1,34$ атм (1) и при содержании никеля в расплаве равным 10,0% и $P_{CO} = 1,34$ атм (2). При этом парциальное давление окиси углерода в пузырях рассчитывалось для средней глубины ванны.

Видно, что в 100-т дуговой печи реальные отношения меньше равновесных и, следовательно, равновесие в ванне не достигается.

Отсутствует в этот период и равновесное распределение хрома между металлом и шлаком. Фактические значения отношений $[Cr]/[C]$ в опытных плавках не превышают 4-5, а равновесная величина данного отношения, полученная Е.И.Кадиновым и С.И.Хитриком в лабораторных условиях, равна 96. Приведенные данные указывают на то, что в конце продувки в 100-т электропечи высокие отношения концентраций хрома и углерода при обычных для этого периода температурах могут быть получены в случае работы на шихте с повышенным содержанием хрома.

Выявлено, что при содержании углерода в металле после продувки от 0,055% и выше угар хрома в процессе продувки практически не зависит от его содержания в металле по расплавлению в интервале от 7,75% до 15,25%. В случае окончания продувки при низких (0,06% и менее) концентрациях углерода в металле угар хрома несколько возрастал при увеличении содержания хрома после расплавления. Однако низкая величина коэффициента корреляции в рассматриваемом случае ($R_{xy} = 0,44$) свидетельствует о слабой зависимости угаря хрома во время продувки от его содержания в металле после расплавления шихты.

Для проверки влияния содержания углерода в шихте вследствие использования добавок высокоуглеродистого феррохрома на процесс совместного окисления хрома и углерода провели серию плавок с частым (через 3-6 минут) взятием проб металла по ходу продувки. Полученные результаты показали, что независимо от исходного содержания углерода в металле заметное увеличение скорости окисления хрома начинается при концентрациях углерода 0,15-0,20%. Поэтому угар хрома за время продувки практически не зависит от содержания углерода в металле по расплавлению.

При одновременной продувке металла формой и трубкой минутный расход кислорода увеличивается от 64 м^3 до 87 м^3 , ванна лучше перемешивается, вследствие чего улучшается доставка кислорода в металл и улучшаются кинетические условия процесса обезуглероживания. Это приводит к более быстрому окислению углерода и снижению угаря хрома.

В результате дополнительных добавок извести, легко и быстро усваивающихся при высоких температурах продувки, понижается вязкость печного шлака. При этом струя кислорода из формы глубже проникает в металл, ванна лучше перемешивается и окисление углерода протекает более быстро, что приводит к снижению угаря хрома. Получаемые в конце продувки отношения $[Cr]/[C]$ как и в случае однокре-

Таблица 2

Показатели обезуглероживания металла при выплавке стали 08-I2X18H10T в 100-т печи

Вариант технологии	№ плавок	Содержание в металле после продувки, %		$\frac{[C_2]}{[C]_{\phi}}$	$\frac{[C_2]}{[C]_{\phi}} - \frac{[C_2]}{[C]_{\phi}}$	t, °C	Угар хрома, %
		C	C ₂				
Обычная технология	I183I5	0,05	9,35	I87	$\frac{43}{123}$ ^{*)}	I925	2,92
	I193I6	0,05	8,84	I76	$\frac{84}{164}$	I940	3,45
	I183I8	0,035	7,23	207	$\frac{85}{168}$	I960	3,0
	I183I9	0,04	9,23	231	$\frac{39}{119}$	I950	3,06
	I1832I	0,065	10,51	I60	$\frac{55}{132}$	I915	2,22
	I18335	0,06	5,56	92	$\frac{138}{213}$	I925	3,17
	I18336	0,045	7,62	I69	$\frac{91}{171}$	I940	3,00
	I18338	0,06	7,78	I30	$\frac{85}{162}$	I915	2,45
	97989	0,05	II,77	234	$\frac{26}{106}$	I940	2,90
	I18339	0,065	II,05	I70	$\frac{40}{116}$	I910	2,56
I	I18360	0,075	10,65	I42	$\frac{68}{144}$	I910	2,40
	среднее по 10 плавкам	0,06	10,67	I82	$\frac{2}{71}$	I893	2,37
	среднее по 8 плавкам	0,063	10,36	I72	$\frac{90}{192}$	I946	2,32
	среднее по 6 плавкам	0,05	10,58	227	$\frac{1}{90}$	I922	2,19

^{*)} Числитель по I, знаменатель по 2.

менной продувки ванты сводовой формой и футерованной трубкой ближе к условиям равновесия и выше обычных отношений при одинаковых температурах, что видимо связано с уменьшением теплопотерь ванной. В этом случае хром окисляется либо с одинаковой скоростью в процессе всего периода продувки, либо интенсивное окисление его начинается при концентрациях углерода в металле меньших, чем 0,15–0,20%.

Присадка ферросилиция или силикохрома в печь во время продувки не дает заметного увеличения отношения $[Cr]/[C]$ в конце продувки вследствие резкого повышения температуры. Однако при небольших добавках в расплав в середине продувки кремний защищает хром от окисления в заключительной стадии обезуглероживания.

Основное внимание при разработке измененной технологии было уделено отработка режима раскисления. После продувки, несмотря на интенсивное раскисление при повышенных температурах шлака повышенной основности, содержание окислов хрома в печных шлаках перед выпуском плавки остается довольно высоким (в среднем 17,10%). Из-за малой удельной поверхности ванны, плохой герметичности печи, повышенной вязкости шлаков полнее расхилить шлак в печи трудно. Во время выпуска в ковше происходит интенсивное перемешивание металла и шлака, что приводит дополнительно к значительному понижению содержания окислов хрома (в среднем до 11,48%) в печеном шлаке за счет раскисления его кремнием металла, порошком алюминия и титаном.

Одновременно выявилось, что увеличение основности шлака выше значений 1,2–1,45 по ходу восстановительного периода плавки и 1,0–1,55 при выпуске не приводит к значительному снижению коэффициента распределения хрома между металлом и шлаком. В то же время в течение восстановительного периода и в ковше во время выпуска коэффициент распределения хрома между шлаком и металлом уменьшается от 2,1 до 0,9–1,2 с увеличением концентрации кремния в металле от 0,4% до 0,5–0,7%. Повышение концентрации кремния в металле в восстановительный период до отмеченных значений не приводит к получению его содержания в готовом металле выше требуемого составом стали, так как во время выпуска плавки в ковш кремний вследствие интенсивного перемешивания шлака и металла может участвовать в раскислении шлака, а ввод кремния в виде силикомарганца или силикохрома способствует повышению его раскислительной способности.

Оценку степени раскисления шлака при выплавке стали по изменен-

ной технологии проводили путем сопоставления фактических и равновесных со шлаком концентраций хрома в металле, рассчитанных по изложенной выше методике. В начале восстановительного периода плавки стали фактические концентрации хрома оказываются значительно ниже равновесных его содержаний в металле под данным шлаком. Отклонение фактических концентраций хрома в металле от равновесных в этот период составляло в среднем 9,85%. Дальнейшая выдержка металла под шлаком в печи не способствовала приближению фактического распределения хрома между металлом и шлаком к равновесному состоянию и перед выпуском металла в ковш разность между фактическими и равновесными концентрациями хрома в расплаве составляла в среднем 9,3%. При выпуске в ковш вследствие увеличения поверхности контакта шлака с хорошо раскисленным металлом фактическое распределение хрома приближается к равновесному. Отклонение фактических концентраций хрома от его равновесных содержаний в металле в этом случае в среднем составляет 0,35% (рис.3).

Результаты, полученные при исследовании опытных плавок по разным режимам измененной технологии, позволили рекомендовать в качестве оптимальных следующие технологические параметры:

- 1) повышать содержание хрома в шихте до 14,0-16,0%;
- 2) осуществлять окислительную продувку ванны кислородом при давлении 12-15 атм и удельном расходе 60-80 м³/мин;
- 3) присаживать в середине продувки известь в количестве 0,5% к массе металла и силикохром на 0,3-0,5% кремния;
- 4) повышать основность шлака при раскислении до I, I-I, 2,
- 5) усилить раскисление шлака и металла присадкой силикохрома до 22,0-25,0 кг/т;
- 6) проводить плавку под одним шлаком с легированием металла титаном в ковше.

Для сравнения качественных показателей металла, выплавленного по измененной и обычной технологии, исследовали результаты опытных плавок и обработали данные плавочного контроля металла по 200 серийным плавкам каждого варианта, разлитых в слитки 4,5; 6,2 и 10,2 т.

В конце продувки ванны кислородом окисленность металла, выплавленного по измененной технологии, выше, чем при плавке по обычной технологии, что очевидно, связано с увеличением интенсивности продувки и повышением активности залиси железа в шлаке периода продувки. В период раскисления шлака продувки окисленность металла, выплавленного по измененной технологии, ниже благодаря интенсивному осаждающему раскислению металла. Оксидленность металла в ковше примерно одинакова для сравниваемых вариантов технологии.

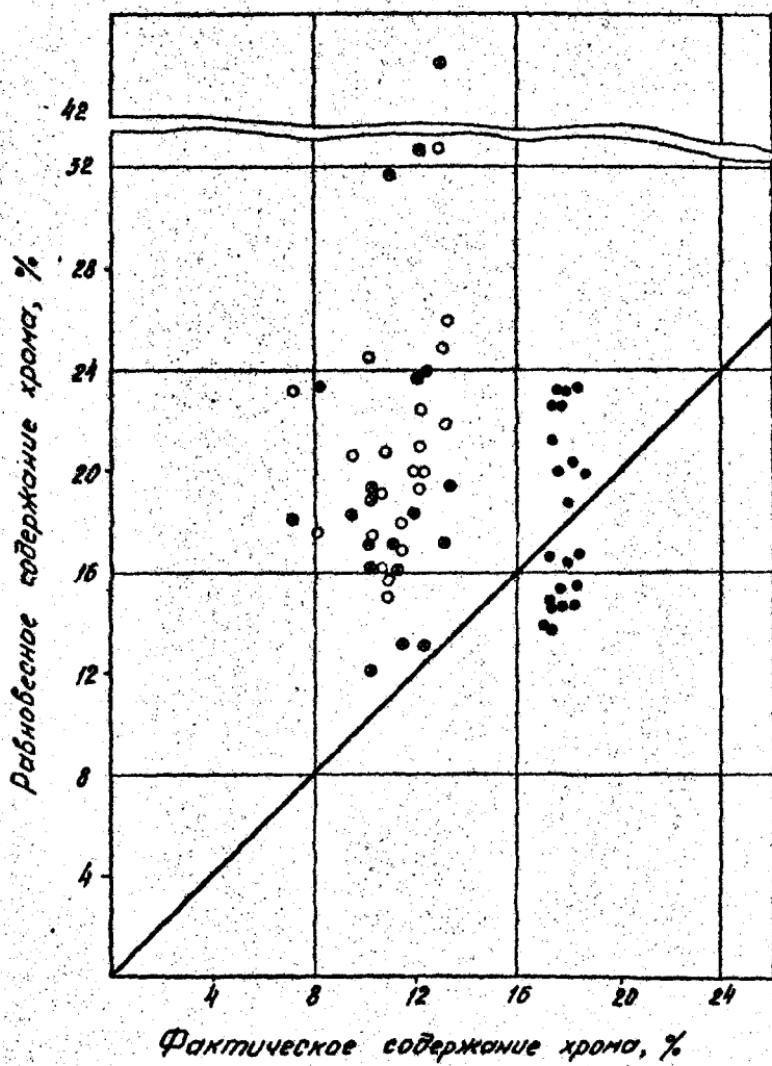


Рис. 3. Соотношение между $[Cr]_f$ и $[Cr]_e$ по ходу выплавки стали 08-12Х18Н10Т одношлаковым процессом.

- - в начале периода доводки, ○ - перед выпуском,
- ◎ - в ковше

Содержание азота в металле в ковше при выплавке по измененной технологии ниже, чем в металле, выплавленном по обычной технологии. Это, по-видимому, связано с легированием металла титаном в ковше и меньшим взаимодействием титана с атмосферой в процессе выпуска.

Показатели обессеривания оценивались по коэффициенту распределения серы между металлом и шлаком $\frac{[S]}{[Si]}$ и степени десульфурации, которые при выплавке стали по измененной и обычной технологиях составляли в ковше соответственно 2,9; 3,4 и 38%; 40%. Равновесные значения $\frac{[S]}{[Si]}$ для систем, близких по свойствам к хромистым расплавам, по данным М.Ш.Кац составляют 10-20. Это показывает, что термодинамические возможности печных шлаков при сравниваемых вариантах использованы не полностью. Тем не менее, и при существующих технологиях получают металлы, удовлетворяющие требованиям ГОСТа по содержанию серы.

Применение измененной технологии позволило на 1,5-2,0% повысить усвоение титана. Полученный эффект связан с меньшим развитием реакции окисления титана, поскольку вынесение операции легирования металла богатым ферротитаном в ковш в большей степени предохраняет металл от взаимодействия со шлаком и атмосферой.

Достоинства той или другой технологии прежде всего характеризует стабильное получение химического состава готовой стали. Частотное распределение основных элементов готовой нержавеющей стали показало более стабильное получение необходимых концентраций углерода, никеля и титана по измененной технологии, что, видимо, связано с меньшим количеством легирующих присадок после продувки, с отсутствием потерь металла при удалении отработанного шлака периода продувки и с легированием металла титаном в ковше. В то же время концентрации кремния, марганца и хрома в готовой стали при выплавке по измененной технологии менее стабильны, что вызвано недочетом повышенного восстановления данных элементов из шлака.

Макроструктура металла сравниваемых вариантов выплавки была плотной. По характеристикам механических испытаний металл, полученный по обеим технологиям, в профиле Ø 93, Ø 100-120 и Ø 135/90, 160/90 полностью удовлетворял требованиям ГОСТа и технических условий. Загрязненность металла рассматриваемых вариантов выплавки при однотипном характере неметаллических включений оценивалась одинаковыми баллами. Содержание альфа-фазы определяли альфафазометром на литьих пробах, а в металле, предназначен-

ном для механических испытаний, дополнительно металлографическим методом. Значения альфа-фазы в металле, выплавленном по измененной технологии, было несколько ниже, несмотря на различное соотношение феррито- и austenitoобразующих элементов. По-видимому, это связано как с меньшим содержанием углерода в готовой стали, так и вынесением процесса легирования металла титаном в ковш при измененной технологии.

Испытания нержавеющей стали на межкристаллитную коррозию проводили по принятому для этой стали методу АМ ГОСТ 6032-58, которые показали, что металл, выплавленный по исследуемым вариантам, имеет одинаковые значения межкристаллитной коррозии.

Результаты проведенных исследований по совершенствованию действующей технологии выплавки хромоникелевой титаносодержащей нержавеющей стали в 100-т электропечах позволили повысить использование хрома шихты. Внедрение разработанной технологии в промышленное производство дало возможность за счет увеличения производительности электропечей, уменьшения расхода малоуглеродистого феррохрома и электроэнергии снизить себестоимость выплавляемой стали и получить экономический эффект в размере 720000 руб. в год.

В И В О Д Н

1. Исследованы технологические особенности поведения хрома при выплавке нержавеющей стали в дуговых печах емкостью 10,40 и 100 т. Изучены следующие вопросы:

- потери хрома испарением и их зависимость от электрических режимов плавки;
- потери хрома с удаляемыми из печи шлаками в виде окислов и корольков металла;
- распределение хрома между металлом и шлаком;
- влияние особенностей ведения плавки и условий раскисления расплава на повышение извлечения хрома из шлака.

2. Установлено, что потери хрома происходят, главным образом, с удаляемыми из печи шлаками и изменяются от 7,0% в 10-т до 5,0% в 40-т и до 13,9% в 100-т электропечах.

3. Обнаружено, что в условиях интенсивного окисления скорость обезуглероживания лимитируется кинетическими факторами. Снижение вязкости шлака за счет дополнительных присадок известня в середине продувки и увеличение интенсивности продувки ускоряют процесс

обезуглероживания и уменьшают угар хрома даже при повышенных содержаниях хрома в шихте.

4. Показано, что в период раскисления шлака фактические концентрации хрома оказываются ниже равновесных его содержаний в металле под данным шлаком, в период легирования металла титаном в печи фактические концентрации хрома выше равновесных его содержаний в металле.

Увеличение длительности взаимодействия металла со шлаком и повышение концентрации кремния в металле в период раскисления шлака продувки, а также сокращение продолжительности выдержки металла под шлаком после легирования расплава титаном способствуют установлению равновесного распределения хрома между металлом и шлаком.

5. На основании проведенных исследований разработана и внедрена в производство технология выплавки хромоникелевой титаносодержащей нержавеющей стали в большегрузных дуговых печах, отличающаяся повышенным (до 14,0-16,0%) содержанием хрома в шихте, более высокой основностью шлака в периоды плавления и продувки, усиленным раскислением металла и шлака после продувки, проведением плавки под одним шлаком. Её использование позволяет:

- повысить сквозное использование хрома на 5-8%,
- снизить расход рефрирированного феррохрома на 50 кг/т,
- сократить длительность плавки на 20-30 мин,
- уменьшить расход электроэнергии на 15-20 квт.ч./т,
- сохранить качество металла на прежнем уровне.

6. Внедрение разработанной технологии на Челябинском металлургическом заводе облегчило условия труда обслуживающего персонала и дало экономический эффект в размере 720000 рублей в год.

Основные положения диссертации опубликованы в статьях:

1. А.И.Строганов, Ю.А.Пыльнев и др. Влияние ёмкости дуговых печей на потери металла при выплавке и разливке. Боллетень ЦНИИЧМ, 1970, № 17, 32-36.

2. А.И.Строганов, Ю.А.Пыльнев. Поведение хрома при выплавке нержавеющей стали в электропечах разной ёмкости. Сб."Вопросы производства и обработки стали". Тр. ЧИИ, 1971, выпуск 93, 89-95.

3. А.И.Строганов, Ю.А.Пыльнев. Корольки металла в электропечном шлаке. Известия ВУЗов. Черная металлургия, 1971, № 7, 56-69.

4. А.И.Строганов, Ю.А.Пыльнев. Киносъемка электрических дуг и струй металла при выпуске из печей разной емкости. Тезисы докладов Всесоюзной научной конференции по современным проблемам электрометаллургии стали. Челябинск, 1971, 57.

5. А.И.Строганов, Ю.А.Пыльнев и др. Металлические корольки в электропечном шлаке по ходу плавки. Современные проблемы алектрометаллургии стали. Сб. трудов Всесоюзной конференции. Челябинск, 1973, № II, 78-85.

6. А.И.Строганов, Ю.А.Пыльнев и др. Параметры дуг и угара элементов в дуговых сталеплавильных печах. Тезисы докладов VI Всесоюзного научно-технического совещания по электротермии и электротермическому оборудованию. Баку, 1973, 26-27.

7. Г.Г.Михайлов, Ю.А.Пыльнев и др. Равновесное распределение хрома между металлом и основным шлаком. Известия ВУЗов. Черная металлургия, 1972, № 4, 18-21.

8. Д.Я.Половоцкий, Ю.А.Гудим, Ю.А.Пыльнев и др. Одношлаковый процесс выплавки нержавеющей стали в электропечах большой емкости. Тезисы докладов второй Всесоюзной конференции по современным проблемам электрометаллургии стали. Челябинск, 1974, 14-15.

Материалы диссертации доложены на:

1. Всесоюзных научных конференциях по современным проблемам электрометаллургии стали. Челябинск, 1971, декабрь, 1974, декабрь.

2. VI Всесоюзном научно-техническом совещании по электротермии и электротермическому оборудованию. Баку, 1973, май.

3. XXX и XXIV научно-технических конференциях ЧПИ. Челябинск, 1970, 1971, апрель.

4. Научно-технической конференции ЧМЗ. Челябинск, 1974, апрель.

5. Научно-теоретическом семинаре кафедры металлургии стали ЧПИ. 1975, октябрь.