

05.16.02  
K282

ЧЕЛЯБИНСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ  
ИМЕНИ ЛЕНИНСКОГО КОМСОМОЛА

На правах рукописи

Каскин Куат Камарович

УДК 669.18

ИССЛЕДОВАНИЕ И ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИИ НЕПРЕРЫВНОГО  
ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ ПОЛУПРОДУКТА В РУДНОТЕРМИЧЕСКОЙ  
ПЕЧИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ В ШИХТЕ МЕТАЛЛИЗОВАННОГО  
ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

Специальность 05.16.02 – Metallургия черных металлов

А в т о р е ф е р а т  
диссертации на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Работа выполнена в Челябинском научно-исследовательском институте металлургии.

Научный руководитель

— лауреат Ленинской премии,  
доктор технических наук,  
профессор А.Н. Морозов

Официальные оппоненты:

доктор технических наук,  
профессор А.М. Бигеев,  
кандидат технических  
наук В.П. Зайко

Ведущее предприятие


— химико-металлургический  
институт АН Казахской ССР.  
(г. Караганда).

Защита диссертации состоится " \_\_\_\_\_ " \_\_\_\_\_ 1990 г.  
на заседании специализированного совета Д 053.13.04 Челябинского  
политехнического института им. Ленинского комсомола по адресу:  
454044, г. Челябинск, проспект им. В.И. Ленина, 76.

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке института.

Автореферат разослан " \_\_\_\_\_ " \_\_\_\_\_ 1990 г.

Ученый секретарь  
специализированного совета  
кандидат технических наук, доцент

 С.К. Токовой

## ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

АКТУАЛЬНОСТЬ РАБОТЫ. В последнее время металлизированные окатыши, как правило, используют в дуговых сталеплавильных печах (ДСП). Существенные недостатки этих печей: периодичность процесса, сложность оборудования, отрицательное влияние на качество электроэнергии в питающих сетях, пиковые нагрузки в энергоснабжении и значительные простои на ремонтах побудили многие фирмы начать поиск более эффективных агрегатов и процессов переплава металлизированного сырья. Так, например, в ФРГ фирмой Крупп были выполнены поисковые работы по переплаву металлизированного железорудного сырья (МЭРС) в руднотермических печах на углеродистый полупродукт для дальнейшего получения стали.

Фирма Крупп в полупромышленной печи опробовала технологию переплава металлизированных окатышей в руднотермической печи при работе с открытым колошником, не имеющую отмеченных выше недостатков. Однако непрерывности процесса при этом не достигается.

Челябинский научно-исследовательский институт металлургии (НИИМ) предложил другой вариант, основанный на непрерывной работе печи с закрытым колошником в режиме активного сопротивления, позволяющий, по сравнению с технологией фирмы Крупп, уменьшить энергозатраты и восстанавливать легирующие элементы (хром, ванадий) из руд.

В связи с этим изучение и создание технологии непрерывного процесса переплава МЭРС, обеспечивающей хорошие технико-экономические показатели, является актуальной задачей, представляющей научный и практический интерес.

ЦЕЛЬ РАБОТЫ и заключалась в опробовании этого нового непрерывного процесса и сравнительной оценки его технологических, энергетических, экономических показателей по сравнению с переплавом МЭРС в ДСП.

НАУЧНАЯ НОВИЗНА. Впервые опробована и оценена новая технология непрерывного процесса выплавки полупродукта в руднотермической печи с закрытым колошником в режиме активного сопротивления с использованием в шихте металлизированных окатышей.

На основании теоретического анализа и термодинамической обработки полученных результатов установлена возможность развития в рудном слое печи двух параллельных процессов восстановления твердых оксидов хрома - его карбидами и углеродом металла, что расширяет наши представления и позволяет количественно оценить коэф-

рацию углерода в сплаве.

Показано, что при переплаве МЖРС из титаномагнетитовых руд можно перевести большую часть ванадия в металл, а  $Ti$  - в шлак для дальнейшей его переработки на пигмент для лакокрасочной промышленности.

Установлено, что при переплаве МЖРС в руднотермической печи с закрытым колошником в его верхних горизонтах по реакции Будуара идет интенсивное выделение сажистого углерода, сокращающего расход восстановителя.

Содержание  $Mn$ ,  $P$  и  $Ti$  между металлом и шлаком в руднотермической печи определяется степенью их восстановления углеродом (на колошнике и в шлаке), а не окислительно-восстановительными процессами на границе металл-шлак, как в обычных сталеплавильных агрегатах.

ПРАКТИЧЕСКАЯ ЗНАЧИМОСТЬ РАБОТЫ. Результаты технологических исследований были использованы для разработки Челябинским ГИПРОМЕЗом альтернативного варианта реконструкции сталеплавильного цеха Белорецкого металлургического комбината с заменой маргеновских печей - руднотермическими, а также для получения высокопрочного и чистого чугуна в соответствии с протоколом соглашения между индийской фирмой Менон и Менон и НПО НИИЛитавтопром (г. Минск) по проектированию и строительству промышленного предприятия на заводе в г. Амболи (Индия).

В данное время рассматривается вариант выплавки высокохромистого полупродукта в руднотермической печи в условиях Побужского никелевого завода.

ПУБЛИКАЦИИ И АПРОБАЦИЯ РАБОТЫ. По результатам исследований опубликовано 3 статьи. Материалы диссертации доложены и обсуждены на научно-технической конференции "Опыт разработки и внедрения энерго- и материалосберегающей технологии выплавки электростали" (г. Челябинск, НИИМ, 1986 г.); VI Всесоюзной научной конференции по современным проблемам электрометаллургии стали (г. Челябинск, 1987 г.); отраслевой молодежной научно-технической конференции "Научно-технический прогресс в производстве ферросплавов и электростали" (г. Челябинск, НИИМ, 1988 г.); Всесоюзной научно-технической конференции "Молодежь и научно-технический прогресс в производстве и использовании металла" (г. Москва, ЦНИИчермет, 1989 г.); Всесоюзной научно-технической конференции "Обобщение опыта молодых ученых, инженеров и рабочих отрасли по экономии материальных и энергетических ресурсов" (г. Донецк, ДонНИИчермет,

1989 г.); Третьей республиканской научно-технической конференции "Техническое перевооружение и внедрение новых ресурсосберегающих технологий в электросталеплавильном производстве" (г.Днепропетровск, ДМетИ, 1989 г.); Всесоюзной научно-технической конференции "Непрерывные металлургические процессы "руда, лом - металлопрокат" (г.Свердловск, ВНТО ЧМ, 1989 г.).

ОБЪЕМ ДИССЕРТАЦИИ. Работа состоит из введения, пяти глав, выводов и приложений. Изложена на 60 стр. текста, содержит II рисунков, 24 таблицы, список литературы из 89 названий, 5 приложений.

## СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

В ПЕРВОЙ ГЛАВЕ приведен анализ опубликованных работ, посвященных переплаву МЖРС в руднотермической печи. Особое внимание уделено технологии фирмы Крупп (ФРГ).

Однако, разработанная фирмой Крупп технология, в основе которой заложен режим работы руднотермических печей с открытым колошником, исключает возможность работы руднотермической печи в непрерывном режиме, связана со значительными потерями тепла через открытый колошник и требует для своего осуществления значительного избытка восстановителя и расхода электроэнергии. Показано, что с этих позиций процесс, предложенный НИИМ, имеет несомненное преимущество.

Проведенный обзор литературных данных позволил обосновать актуальность нашей работы и сформулировать цели исследования.

ВО ВТОРОЙ ГЛАВЕ излагается методика проведения исследований. Опытно-промышленные плавки производили в печи мощностью 1200 кВа, с диаметром ванны - 1830 мм и высотой - 1150 мм, с графитированными электродами диаметром 350 мм и диаметром распада электродов - 800 мм, с периклазовой футеровкой ванны.

На основании ранее проведенных исследований было установлено, что при переплаве МЖРС работа руднотермической печи в режиме сопротивления с закрытым колошником возможна при следующем соотношении силы тока ( $I_2$ ) и линейного напряжения ( $U_{2\lambda}$ ) в установившемся режиме:  $U_{2\lambda} / \sqrt[5,33]{I_2} = 14 - 17$ . При величине этого соотношения более 17 процесс из режима сопротивления переходит в дуговой режим и нарушается стабильность процесса; при соотношении менее 14 возрастают электрические потери в печном контуре.

Работа печи осуществлялась на четвертой ступени напряжения ( $U_{2\lambda} = 80 - 87$  В;  $U_{2\phi} = 45 - 50$  В) при силе тока 8000–8500 А. Высота слоя шихты на колошнике в течение всех плавов поддерживалась постоянной. Процесс плавления шел непрерывно в режиме сопротивления при закрытом колошнике. Выпуск металла и шлака производили после съема 2500–3000 кВт.ч электроэнергии через каждые 2–3 ч работы печи без отключения. Во время выпуска отбирали пробы металла и шлака и одновременно измеряли температуру металла и шлака термометром ВР 5/20 со сменными блоками ВР 2068–3.

Выплавленный металл на каждом выпуске взвешивали и массу его уточняли по количеству железа в израсходованной шихте, а кратность шлака определяли по балансу  $SiO_2$  или  $CaO$  в шихте и в шлаке и  $Si$  в металле.

Было проведено три серии опытных плавов. В первой серии при выплавке углеродистого полупродукта (табл. I) в качестве металлической части шихты использовали металлизированные окатыши Лебединского ГОКа с содержанием углерода 2%, пустой породы – 12% и степенью металлизации 95%.

В качестве окислителя применяли железорудные окатыши. Для разрыхления шихты на колошнике использовали древесную щепу и известь для шлакообразования. Печь работала непрерывно, сначала на известковых шлаках высокой основности ( $CaO, \% / SiO_2, \% = 3 - 4$ ) при кратности шлака 0,30–0,35. Температура металла и шлака на выпуске 1600–1650°C. Расход электроэнергии на 1 т полупродукта при закрытом колошнике составлял в среднем 870 кВт.ч и увеличился до 920 кВт.ч/т когда содержание углерода понизилось до 0,1%. Для понижения концентрации углерода в металле с 2,35% до 0,012% в шихту вводили железорудные окатыши того же ГОКа в количестве от 50 до 250 кг на 1 т МЖРС. В дальнейшем плавку вели на полукислых шлаках без добавки извести в шихту. Удельный расход электроэнергии понизился до 550–570 кВт.ч/т.

Установлено, что ведение процесса с закрытым колошником возможно только на высоком и среднем содержании углерода в металле. При выплавке металла, содержащего менее 0,1% С, ввиду бурного кипения шлака, колошник раскрывался табл. I.

Во второй серии при выплавке ванадийсодержащего полупродукта использовали металлизированные окатыши Качканарского ГОКа со степенью металлизации – 83%, содержанием пустой породы – 17% и углерода 1,75%;  $V_2O_5 - 0,57\%$  и  $TiO_2 - 2,52\%$ ; в качестве восстановителя кокс в количестве 70–10 кг/т МЖРС, известь и дру-

Таблица I

Химический состав металла и шлака

Наименование	Содержание элементов в металле, %						Основность <i>CaO, (s) + MgO, (s)</i> <i>SiO<sub>2</sub>, (%)</i>	Удельный расход электро- энергии МВт. ч/т	Состояние колошника
	C	S	Si	Cr	Ni	V			
Углеродистый полупродукт	0,30-	0,003-	0,01-	-	-	-	2,8-4,5	0,80-0,90	закрыт
	2,35	0,008	0,03						
	0,10-	0,02-	0,01-				1,5-2,5	0,87-0,92	открыт
	0,012	0,04	0,03						
Ванадийсодержащий полупродукт	1,55-	0,011-	0,02-				0,3-0,5	0,55-0,57	закрыт
	2,52	0,023	1,76						
	2,65-						1,5-2,2	0,60-1,00	закрыт
	3,85	0,003	0,57-	0,05-		0,38-			
Хромоникелевый полупродукт	1,98-	0,012-	0,10-	7,78-	5,60-	0,40-			закрыт
	3,50	0,030	0,24	19,30	10,80	0,42			

где шлакообразующие не присаживались.

При переплаве окатышей Качканарского ГОКа рис. I извлечение ванадия и титана достигало, соответственно 92 и 77%.

Содержание азота в металле не превышало 0,003%, меди - 0,004%; свинца - 0,0005%. Как видно из рис. I восстановление титана можно регулировать, изменяя содержание углерода в металле и количество восстановителя в шихте. Степень восстановления ванадия

Степень восстановления ванадия и титана в зависимости от содержания углерода в металле.

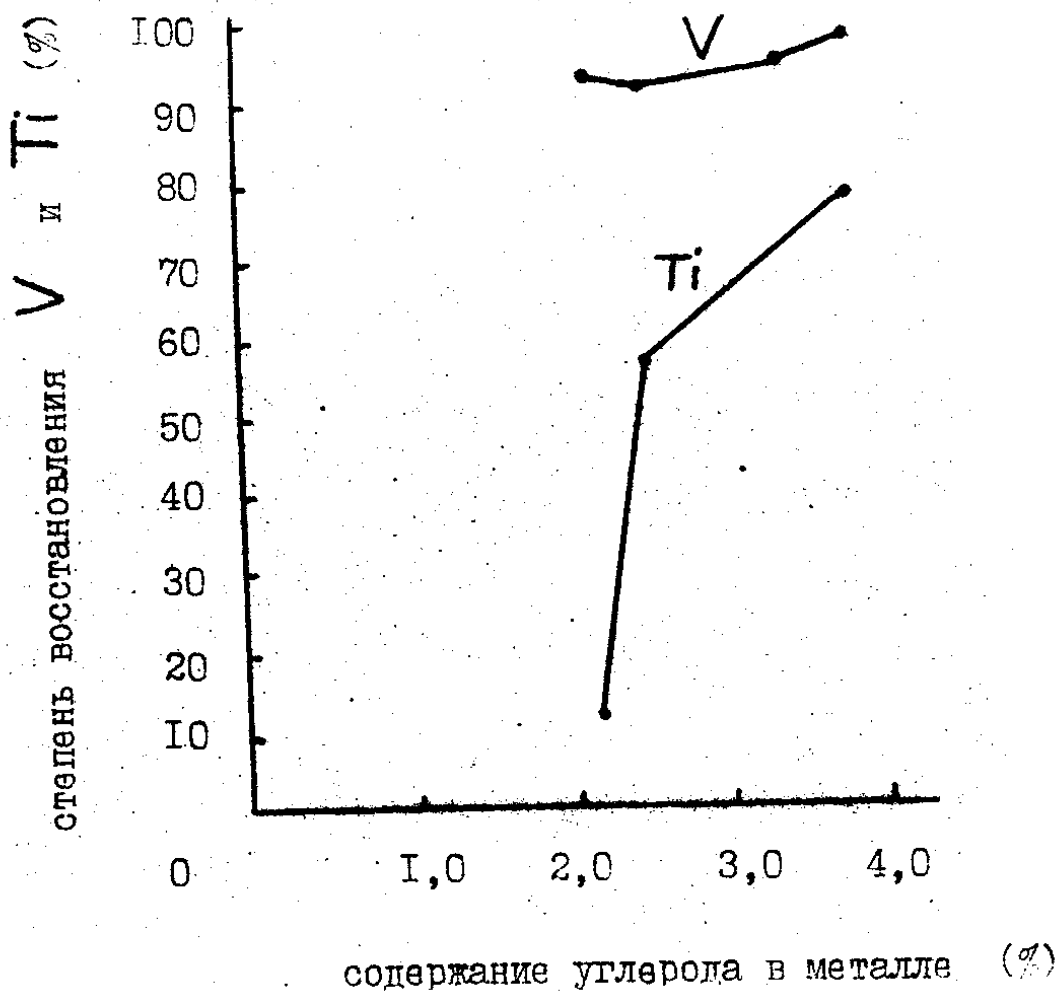


Рис. I

при этом не изменяется и сохраняется на уровне  $\approx 92\%$  даже в тех случаях, когда восстановление титана снижается до 11%. При добавке в шихту конвертерного ванадиевого шлака с содержанием по массе 18,5%  $V_2O_5$  и 8,20%  $TiO_2$  был получен металл состава:  
 $V$  - 2,3%;  $C$  - 2,66%;  $Mn$  - 0,50%;  $S$  - 0,023%;



$P - 0,029\%$ ;  $Si - 0,09\%$ ;  $Ti - 0,03\%$ .

Полученные результаты свидетельствуют о том, что при переплаве МЖРС из титаномagnetитов с высоким содержанием  $TiO_2$  и содержащих ванадий можно, регулируя количество восстановителя и состав шлака, перевести основное количество  $TiO_2$  в шлак, а большую часть ванадия в металл.

Опытные плавки показали, что при работе с закрытым колошником можно получить металл с высокой концентрацией углерода. Так, при присадке 70 кг кокса на 1 т металлizedованного сырья получали металл, содержащий 3,75–3,85% С.

В третьей серии опытных плавки при выплавке высокохромистого полупродукта использовали металлizedованные окатыши Ново-Михайловского ГОКа со степенью металлizationи – 95%, содержанием углерода и пустой породы – 2,26 и 6,5% соответственно, коксовый орешек, закись никеля, хромистую руду Донского месторождения кусковой и порошкообразной фракций с содержанием 50%  $Cr_2O_3$ . Состав полученного металла представлен в табл. I. Степень восстановления хрома достигала 92%.

Плавки, проведенные на пылевидной хромовой руде (вторая кампания), до перехода печи на устойчивый технологический режим отличались постепенным повышением содержания хрома в металле и высокой концентрацией  $Cr_2O_3$  в шлаке, превышавшей 20%. Количество хрома в металле и шлаке было существенно ниже, чем в шихте, что свидетельствовало, во-первых, о накоплении оксида хрома в печи и, во-вторых, о неполном переходе его в карбид на колошнике в нашей печи. Только к третьему выпуску металла и шлака, в устойчивом режиме, накопление  $Cr_2O_3$  прекратилось. При работе на кусковой руде этих явлений не обнаружено.

Таким образом, установлена возможность получения высокохромистого полупродукта в процессе непрерывного переплава металлizedованных окатышей в рудотермической печи, работающей с закрытым колошником в режиме сопротивления.

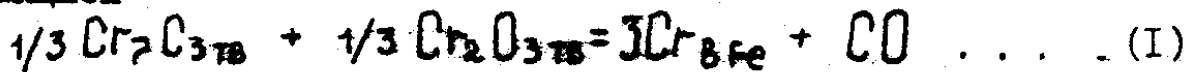
В ТРЕТЬЕЙ ГЛАВЕ анализируется процесс восстановления хрома в рудном слое рудотермических печей и сделана попытка теоретически оценить концентрацию углерода в металле.

Опробованная технология выплавки хромистого полупродукта отличается от технологии производства углеродистого феррохрома только содержанием хрома в шихте и готовом сплаве. В теории ферросплавного производства восстановление хрома углеродом, в частности на заключительной его стадии, рассматривается чисто

описательно без термодинамического анализа и соответствующих количественных расчетов.

Как известно, на начальных стадиях твердофазного восстановления хромистой руды (хромита железа  $FeO \cdot Cr_2O_3$ ) до металла восстанавливается только железо, а оксид хрома преобразуется в стойкие при высокой температуре карбиды  $Cr_{23}C_6$ ,  $Cr_7C_3$  и  $Cr_3C_2$ . Так как стандартная свободная энергия их образования примерно одинакова, для анализа можно принять любой из них. В данном случае принят карбид  $Cr_7C_3$ , образующийся в широком интервале концентраций хрома.

По общепризнанной схеме в нижней части колошника и в рудном слое протекает реакция взаимодействия карбидов хрома с оксидом  $Cr_2O_3$  и восстановление хрома. Представим этот процесс твердофазной реакцией



Хром растворяется в жидком и науглероженном железе.

Допускаем, что одновременно на границе рудного слоя с металлом в том же температурном интервале наряду с реакцией (I) развивается и реакция взаимодействия оксида хрома с растворенным в металлической фазе углеродом (2), контролируемая, как и в первом случае, парциальным давлением оксида CO:



Стандартная свободная энергия реакции (I), рассчитанная по исходным зависимостям выражается уравнением:

$$\Delta G_{T(1)}^{\circ} = 87136 - 70,83 T$$

$$\text{и } \lg K_{p(1)} = 3 \lg a_{Cr} + \lg p_{CO} = - \frac{19046}{T} + 15,482 \quad (3)$$

Для реакции (2) по тем же данным

$$\Delta G_{T(2)}^{\circ} = 58770 - 35,57 T$$

$$\text{и } \lg K_{p(2)} = 2/3 \lg a_{Cr} - \lg a_C + \lg p_{CO} = - \frac{12846}{T} + 8,212 \quad (4)$$

где  $a_{Cr}$  и  $a_C$  - активность хрома и углерода в расплаве.

Приравнявая выражение  $\lg p_{CO}$  по уравнениям (3) и (4), получим:

$$\lg a_C = [\lg K_{p(1)} - \lg K_{p(2)}] - 2,33 \lg a_{Cr} \dots (5)$$

Параметр взаимодействия  $e_{Cr}^{Cr}$ , по данным последних исследований, равен  $3 \cdot 10^{-4}$ , т.е. находится в пределах точности определения. Поэтому активность хрома  $a_{Cr}$  можно приравнять его концентрации в сплаве. В области концентраций хрома до 20%, наоборот, коэффициент активности углерода установлен достаточно

точно, и для сплавов Fe - Cr - Ni - C может быть представлен выражением:

$$\lg f_c = e_c^C [\%C] + e_c^{Cr} [\%Cr] + e_c^{Ni} [\%Ni] = 0,14 [\%C] - 0,024 [\%Cr] + 0,012 [\%Ni] \quad (6)$$

Отсюда и другая зависимость для  $a_c$ , дополняющая уравнение (5)

$$\lg a_c = \lg f_c + \lg [\%C]$$

Решить совместно уравнение (5) и (6) можно только путем подбора соответствующих значений  $\%C$ , так как коэффициент  $f_c$  зависит от концентрации углерода. Расчеты выполнили на ЭВМ-ЕС1035 с учетом результатов экспериментальных данных, приведенных в табл.2.

Таблица 2

Фактическая и расчетная концентрация углерода в металле

№№ п/п	Содержание элементов, %			Темпера- тура, °К	Расчетное содержание углерода	Отклонение $\Delta C$ , %
	хром	никель	углерод			

Вторая кампания на пылеватой руде

1	5,65	5,5	3,10	1753	8,13	5,03
2	9,45	8,5	3,42	1763	5,93	2,52
3	14,75	11,35	3,91	1773	4,42	0,51

Третья кампания на кусковой руде

4	12,7	10,8	3,15	1723	4,45	1,30
5	14,3	9,55	3,42	1768	4,56	1,14
6	19,3	8,60	3,50	1823	4,28	0,78

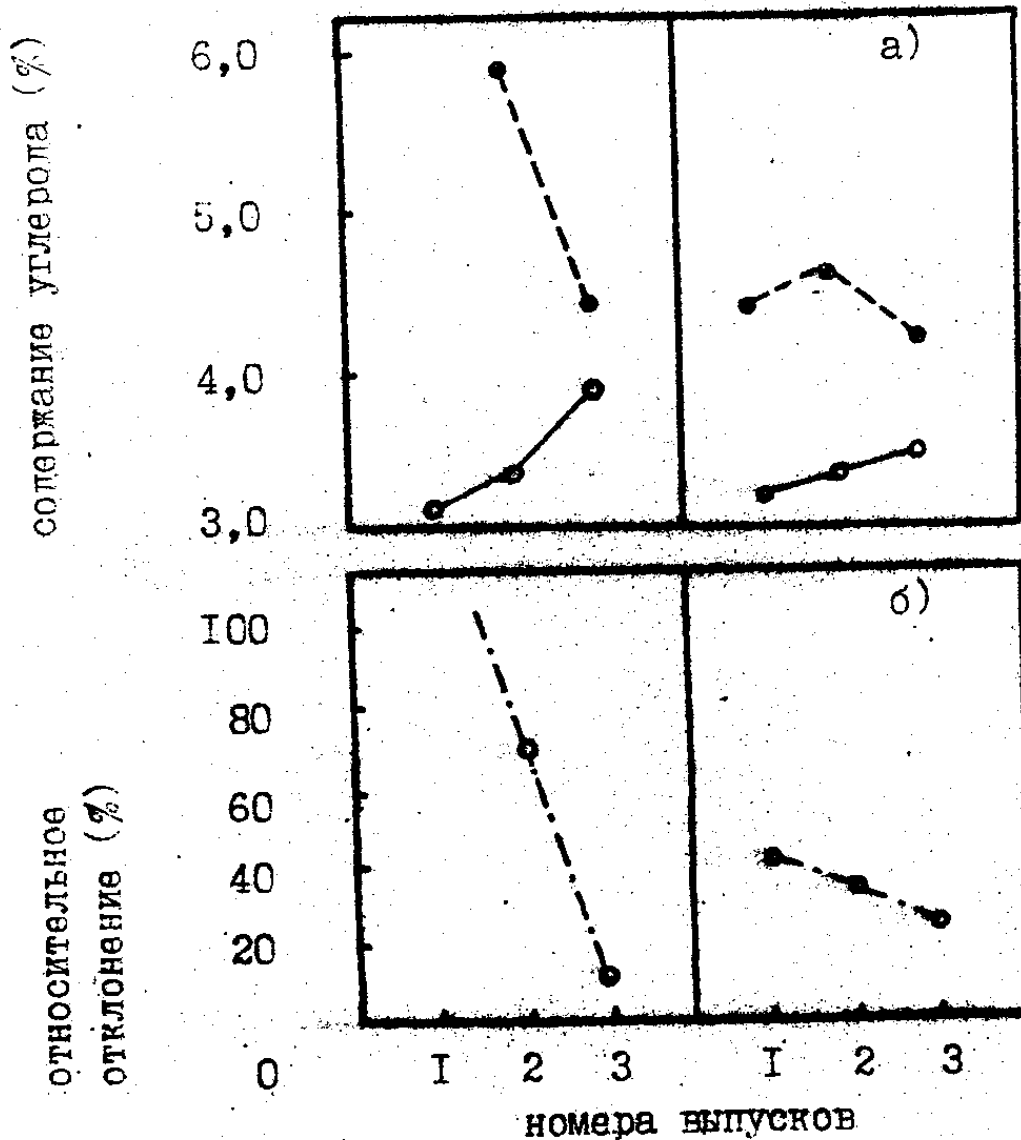
На рис.2 представлены фактические и расчетные значения концентраций углерода в металле по ходу двух кампаний, из которых вторая кампания проведена на пылевидной руде, а третья на кусковой. Ниже приведено относительное отклонение расчетных значений по каждому выпуску двух кампаний.

В третьей кампании, начиная с первого выпуска, относительная ошибка расчетов находится в допустимых пределах, учитывая производственные условия эксперимента. Это объясняется образованием рудного слоя в печи. В установившемся режиме работы (вы-

пуск № 3) относительное отклонение составило 22%, по мере приближения к этому режиму сначала 4I, а затем 33% рис.2.

Фактическое и расчетное содержание углерода (а) (%)  
и относительное отклонение (б), (%)

Вторая кампания. Третья кампания.



- расчетное содержание углерода;
- фактическое содержание углерода;
- относительное отклонение, (%)

Рис. 2

При работе на пылеватой руде, как отмечалось ранее, оксид

хрома на колошнике полностью не переходил в карбид, а постепенно накапливался в горне печи, в незначительной степени взаимодействуя с углеродом металла. Видимо, по этой причине, расчетные и фактические концентрации углерода для первого и второго выпуска различаются существенно. Для третьего выпуска этой кампании, когда в горне печи накопилось достаточное количество твердого оксида хрома, относительное отклонение расчета составила всего 13% (рис.2)

Таким образом, высказанное предположение об одновременном развитии в рудном слое непрерывно действующих руднотермических печей процессов восстановления оксида  $Cr_2O_3$  до металла, как за счет растворенного в нем углерода, так и в результате взаимодействия оксида и карбидов хрома, достаточно обосновано.

В ЧЕТВЕРТОЙ ГЛАВЕ приводятся расчеты сравнительной оценки экономической эффективности и энергоемкости непрерывного процесса выплавки высокохромистого полупродукта в руднотермической и в дуговой сталеплавильной печи.

Расходы материалов при выплавке полупродукта коррозионно-стойкой стали, цены и расход электроэнергии приняты согласно технологическому заданию на проектирование ЭСПЦ № 6 Челябинского металлургического комбината, в котором дуговая печь используется лишь для расплавления шихты с последующим рафинированием металла от углерода в конвертере АКР.

Для сравнения экономических показателей рассчитаны затраты только на сырье, электроэнергию и добавочные материалы. Принято, что капитальные затраты на строительство цехов и содержание обслуживающего персонала цехов по обоим вариантам существенно не изменятся. При варианте "руднотермическая печь - агрегат АКР" требуется увеличить объем приемных и расходных бункеров цеха для складирования окатышей, хромистой руды, дополнительные транспортные средства для перевозки окатышей. При варианте "ДСП - агрегат АКР" с использованием стального лома увеличиваются капитальные затраты на складирование и переработку стального лома, дороже сама печь. Так как в обоих вариантах предусматривается однотипная технология переработки полупродукта, то при расчетах эта стадия производства не рассматривается. Полученные данные при выплавке как хромоникелевого, так и высокохромистого полупродукта по отдельным статьям приведены в диссертации. Рассчитанные затраты на выплавку полупродукта в руднотермической печи несколько ниже: хромоникелевого - на 5 руб.58 коп., а для высокохромистого -

на 7 руб.28 коп. С учетом меньших затрат в варианте с руднотермическими печами по статьям "затраты на текущий ремонт и содержание основных средств" разница в пользу руднотермического варианта будет несколько больше. В обоих вариантах расходы на шихту, т.е. по статье "сырье и основные материалы" практически одинаковы. Основной эффект достигается за счет замены графитированных электродов на самоспекающиеся, что компенсирует перерасход электроэнергии в руднотермическом варианте.

Сравнение энергоемкости производится с целью определения по обоим вариантам суммарных затрат первичного топлива, как на осуществление самого технологического процесса, так и на всех предшествующих ему стадиях получения исходного сырья и полуфабрикатов. Рассчитаны с использованием среднеотраслевых коэффициентов энергоемкости (кг у.т/т) отдельные материалы (закись никеля, металлизированные окатыши).

Установлено, что энергоемкость высокохромистого полупродукта, выплаваемого в руднотермической печи, равная 766 кг у.т, практически не отличается от энергоемкости полупродукта из ДСП (760 кг у.т), хотя в первом случае используются металлизированные окатыши с высокой энергоемкостью. В дуговой сталеплавильной печи на энергоемкость металлошихты приходится 62%, в том числе на углеродистый феррохром 51%; в руднотермической на металлошихту - 49%, из них на металлизированные окатыши - 47%. В первом варианте на энергоносители - 49%, во втором - 28%. Энергоемкость хромоникелевого полупродукта, выплавленного в руднотермической печи, на 161 кг у.т выше, чем в ДСП. Это различие связано с меньшим расходом закиси никеля в этих печах из-за наличия никеля в шихте легированных отходов (разница - 133,8 кг у.т).

В ПЯТОЙ ГЛАВЕ анализируется перспективность разработанной технологии. Например, выплавку углеродистого полупродукта в руднотермической печи с закрытым колошником рекомендуется использовать при производстве высокоуглеродистой стали, к которой предъявляются повышенные требования по содержанию остаточных примесей:  $Cu$ ;  $Ni$ ;  $Sn$ ;  $Sb$  и др. К технологии производства высокопрочного чугуна в руднотермической печи проявила интерес индийская фирма Менон и Менон, обратившаяся с предложением использовать ее при проектировании и строительстве промышленного предприятия по производству металлизированного сырья и его переплаву на заводе в г.Амболи (Индия), производительностью литья 60000 т в год. В

настоящее время подписаны протокол соглашения и технического совещания, а также программы первичных организационных мероприятий.

Челябинским ГИПРОМЕЗОМ было разработано технико-экономическое обоснование по реконструкции Белорецкого металлургического комбината, в котором рассмотрен вариант переплава металлизированных окатышей в руднотермической печи.

Принятая в настоящее время технология переплава металлизированных качканарских концентратов в дуговых сталеплавильных печах не рациональна, т.к. отсутствие восстановительного периода приводит к большим потерям ванадия.

Дополнительный переплав этого сырья в руднотермической печи с использованием ванадия полупродукта (0,4% V) для производства ванадийсодержащей стали из-за узкого сортамента легированных сталей с указанным содержанием ванадия неперспективен, так как прямое восстановление существенно увеличит себестоимость готовой продукции. Поэтому при проведении опытных плавов на МЖРС из качканарских руд и обогащая полупродукт ванадием и титаном за счет добавок конвертерного шлака прежде всего изучалась возможность разделения ванадия и титана между металлом и шлаком. Было установлено, что, регулируя количество восстановителя в шихте и подобрав оптимальный состав конечного шлака, можно восстановить в среднем 92% ванадия и до 70-80% титана перевести в шлак. Диоксид титана, используемый в качестве пигмента, в связи с исчерпанием Кусинских титаномагнетитов в данное время дефицитен. В то же время на территории Урала существует несколько месторождений титаномагнетитов, например, Пудожгорское с содержанием ванадия и особенно титана, в несколько раз превышающим их концентрацию в качканарском концентрате. Предварительно металлизуя концентраты этих руд и переплавляя их в руднотермической печи, можно получать шлаки с высоким содержанием диоксида титана для лакокрасочной промышленности. Легированный полупродукт, содержащий ванадий, можно перерабатывать в чугуновозном ковше на ванадийсодержащий шлак и чугун.

При непрерывном процессе выплавки высоколегированного полупродукта для производства коррозионностойкой стали в руднотермической печи отпадает необходимость предварительного восстановления хромистой руды для выплавки феррохрома. Так как по энергоемкости полупродукта и экономическим показателям эта технология конкурентноспособна с общепринятым процессом, целесообразно широ-

ко использовать ее, особенно при недостатке легированного лома и при использовании в ДСП хромистой руды. Так в новом электростале-плавильном цехе, введенном в эксплуатацию в Бельгии (г.Генк) в 1987 году, для производства высокохромистого полупродукта в 90 т дуговой электропечи используется не феррохром, а хромистая руда. Замена этой печи руднотермической позволила бы повысить степень извлечения хрома из хромистой руды и увеличить производительность цеха, в настоящее время лимитируемую производительностью дуговой электропечи.

## ВЫВОДЫ

1. На базе опытно-промышленной руднотермической печи мощностью 1,2 МВ·А разработаны и опробованы основные элементы технологии переплава металлизированных окатышей на углеродистый и легированный полупродукт для дальнейшего передела его на сталь. Особенностью процесса является работа печи в режиме сопротивления с закрытым колошником, что позволяет снизить расход электроэнергии и восстановителя, по сравнению с процессом Круц. Стабильная работа печи в этом режиме обеспечивается при рациональном соотношении между напряжением и силой тока.

2. Показана возможность выплавки чугуна и углеродистого полупродукта с низким содержанием фосфора и остаточных примесей (Сu ; Ni ; Sn ; Sв и др.) и углерода (до 0,3%), пригодного для дальнейшего передела на сталь с жестко лимитированным содержанием этих элементов.

3. При переплаве МКРС из качканарского концентрата по разработанной технологии получен полупродукт с 0,4% ванадия при степени его извлечения более 90%, а при обогащении этого сырья конвертерным шлаком — полупродукт, содержащий 2,3% V. Установлено, что при переплаве в руднотермической печи МКРС, содержащего ванадий и титан, за счет варьирования количества восстановителя и состава шлака можно в широких пределах изменять степень перехода титана в шлак при одинаковом извлечении ванадия. При переработке МКРС из титано-магнетитов с высоким содержанием  $TiO_2$  возможно получение титансодержащих шлаков, пригодных для переработки на пигмент для лакокрасочной промышленности.

4. Показано, что разработанным процессом в руднотермической печи можно выплавлять высокохромистый (до 18% Cr) полупродукт для производства коррозионностойких сталей, используя вместо



феррохрома хромистую руду. Предложенная технология имеет ряд технологических преимуществ по сравнению с общепринятой, особенно при недостаточном количестве высоколегированных отходов.

5. Выполнена экономическая оценка вариантов "ДСП - АКР" и "руднотермическая печь - АКР", оценка их энергоемкости подтвердила эффективность предложенной технологии.

6. Впервые выполненный термодинамический анализ процессов восстановления хрома в руднотермических печах показал, что на границе рудного слоя с жидким металлом, видимо, протекают параллельно две реакции восстановления, как карбидами хрома, так и углеродом расплава, и позволили с достаточной точностью оценить концентрацию углерода в металлической фазе.

7. Результаты проведенных исследований использованы Челябинским ГИПРОМЕЗом для разработки альтернативного варианта реконструкции сталеплавильного цеха Белорецкого металлургического комбината с заменой мартеновских печей руднотермической печью. Их намечено использовать при разработке проекта промышленного предприятия на заводе в г. Амболи (Индия).

8. Результаты работы могут быть использованы при переплаве металлизированного титаномагнетитового сырья с высоким содержанием оксида титана с одновременным получением ванадиевого полупродукта и выплавки высокохромистого чугуна и полупродукта с последующей его переработкой в конвертере АКР в условиях Побужского никелевого завода.

Основное содержание диссертации отражено в следующих публикациях:

1. Непрерывный переплав металлизированного сырья в руднотермических печах / Кадарметов А.Х., Учаев А.Н., Каскин К.К. и др. // Металлург.-1986.-№ 3.-С.22-24.

2. Кадарметов А.Х., Каскин К.К., Учаев А.Н. Выплавка хромоникелевой стали на первородном сырье // Опыт разработки и внедрения энерго- и материалосберегающей технологии выплавки электро-стали: Тез. докл. научно-техн. конф. / НИИМ, -Челябинск. 1986.-С.9-10.

3. Кадарметов А.Х., Каскин К.К. Непрерывный переплав металлизированных окатышей в руднотермической печи // Современные проблемы электрометаллургии стали: Тез. докл. Всесоюзн. конф. / ЧПИ., - Челябинск, 1987.-С.90-91.

4. Каскин К.К., Кадарметов А.Х., Учаев А.Н. Выплавка железохромоникелевого полупродукта в руднотермической печи // Научно-технический прогресс в производстве ферросплавов и электростали: Тез. докл. отрас. молодежной научно-техн. конф. / НИИМ, - Челябинск, 1988. - С. 4.

5. Каскин К.К., Кадарметов А.Х., Учаев А.Н. Выплавка полупродукта коррозионностойкой стали в руднотермической печи с использованием МЖРС. // Молодежь и научно-технический прогресс в производстве и использовании металла: Тез. докл. Всесоюзн. научно-техн. конф. / ЦНИИЧермет, - Москва, 1989. - С. 15.

6. Каскин К.К., Кадарметов А.Х. Опробование технологии непрерывного переплава ванадийсодержащего металлизированного сырья в руднотермической печи // Обобщение опыта работы молодых ученых, инженеров и рабочих отрасли по экономии материальных и энергетических ресурсов: Тез. докл. Всесоюзн. научно-техн. конф. / ДонНИИЧермет. - Донецк, 1989. - С. 43-44.

7. Кадарметов А.Х., Учаев А.Н., Мизин В.Г., Каскин К.К. Непрерывный переплав металлизированного сырья // Техническое перевооружение и внедрение новых ресурсосберегающих технологий в электросталеплавильном производстве: Тез. докл. III-й республиканской научно-техн. конф. / ДМетИ. - Днепропетровск, 1989. - С. 67-68.

8. Кадарметов А.Х., Каскин К.К., Учаев А.Н. Выплавка хромоникелевого полупродукта непрерывным процессом // Повышение качества и эффективности производства электростали: Тематич. сб. науч. тр. / НИИМ. - Челябинск, 1989. - С. 55-58.

9. Кадарметов А.Х., Каскин К.К., Учаев А.Н. Непрерывный процесс получения полупродуктов с использованием в шихте металлизированных окатышей // Непрерывные металлургические процессы "руда, лом - металлопрокат": Тез. докл. Всес. научно-техн. конф. / Чермет-информация. - М, 1989. - С. 42-43.

10. Каскин К.К., Морозов А.Н. Термодинамический анализ восстановления хрома в рудовосстановительных печах // Совершенствование сортамента и технологии производства ферросплавов: Тематич. сб. науч. тр. / НИИМ. - Челябинск, 1989. - С. 87-90.

