

Б. А. Никифоров, В. А. Бигеев, А. В. Пантелеев, А. И. Ушеров

## РАСШИРЕНИЕ ШИХТОВОЙ БАЗЫ ПЛАВКИ СТАЛИ В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

В настоящее время доля электросталеплавильного производства в мире достигла 40% и продолжает возрастать. Во многом это связано с возможностью работы дуговых электросталеплавильных печей (ДСП) на различной шихте. В большинстве случаев выплавка стали осуществляется на твердой металлической шихте, часто на 100% состоящей из стального лома, что дает определенные экономические выгоды. В то же время следует отметить, что рост ресурсов лома не успевает за увеличением объемов выплавки электростали, особенно в странах и регионах с «молодой» индустрией. Это заставляет использовать другие металлические шихтовые материалы, чугун и продукты прямого восстановления.

За последнее время применение в дуговых сталеплавильных печах (ДСП) различных технических и технологических приемов и механизмов позволило сократить цикл плавки в ДСП до 40 мин, синхронизировать работу ДСП и МНЛЗ.

К этим приемам относятся:

*Жидкий старт* (оставление части металла и шлака от предыдущей плавки), *вдувание газов через подину, вдувание кислорода, применение жидкого чугуна, использование топливно-кислородных горелок (ТКГ или RCB), работа на длинных дугах (работа со вспененными шлаками и вдувание углеродсодержащих материалов), перемешивание ванны, эркерный выпуск, дожигание технологических газов, подогрев лома* (для шахтных и конвейерных печей).

Применительно к условиям интегральных металлургических предприятий наиболее важными и требующими отдельного рассмотрения являются *применение жидкого чугуна и работа на длинных дугах*.

Применение жидкого доменного чугуна (или полупродукта) в шихте ДСП позволяет повысить производительность агрегата и снизить содержание цветных примесей (Cu, Ni, Сг и т.д.) в стали (рис. 1 и 2). Получение металлического углеродистого полупродукта, содержащего 3,0–3,4% углерода, возможно двумя путями. Во-первых, он получается при деванадации ванадиевого чугуна, как, например, в ОАО «Нижнетагильский металлургический комбинат» и ОАО «Чусовской металлургический завод» [1]. Во-вторых, он может быть получен при переплаве лома в шахтной печи [2].

На рис. 1 графически представлены зависимости увеличения производительности ДСП при использовании чугуна и металлического полупродукта по сравнению с плавками на шихте, состоящей из 100% стального лома.

Как видно из рис. 1, применение жидких составляющих металлической шихты позволяет до определенных соотношений этих материалов и стального лома существенно повысить производительность ДСП. Особенно это касается использования углеродистого полупродукта.

При выплавке стали в современной дуговой электропечи следует особо выделить роль шлака

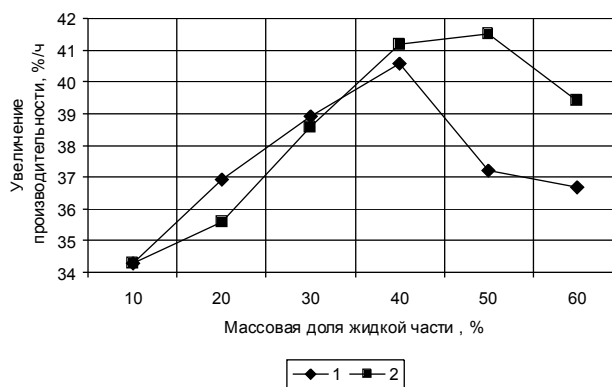


Рис. 1. Сравнение увеличения производительности дуговых электропечей при использовании жидкого чугуна (1) и металлического полупродукта (2)

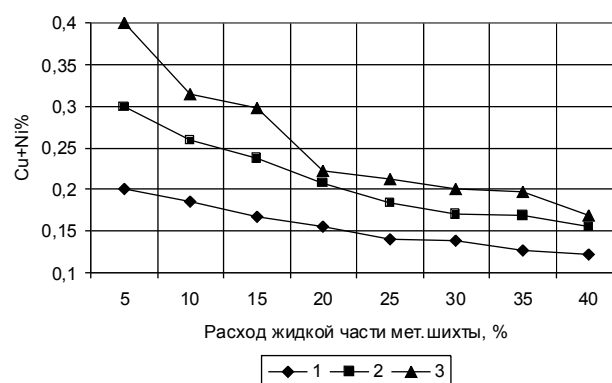


Рис. 2. Снижение содержания цветных примесей в готовой стали: 1 – при использовании лома с содержанием 0,2%(Cu+Ni); 2 – с содержанием 0,3%(Cu+Ni); 3 – с содержанием 0,4%(Cu+Ni)

в передаче тепла от дуг к ванне. Здесь неременным условием является полное «затопление» электрических дуг в вспененном шлаковом слое. В противном случае наблюдается перегрев свода и боковых стен печи за счет излучения тепла «открытыми» дугами. Это часто заставляет уменьшать длины дуг, работая на более низких ступенях вторичного напряжения печного трансформатора, т.е. снижать электрическую мощность печи, что в итоге приводит к удлинению продолжительности плавки.

Еще одним немаловажным фактором наряду с вдуванием углеродсодержащих материалов является применение металлизированного сырья в шихте ДСП. Но производство этого вида сырья из руды связано с большими капитальными затратами. Одним из возможных заменителей сырья могут стать металлизированные шламы доменного и сталеплавильного производств.

В настоящее время на крупнейших металлургических предприятиях РФ за длительное время эксплуатации доменных и кислородно-конвертерных производств накоплено большое количество шламов. Они представляют собой мелкодисперсионную гидроскопичную пульпу и являются продуктами улавливания газоочисток. Например, доменный шлак ОАО «ММК» имеет следующий химический состав: 55...58% FeO<sub>общ</sub>, 1,15...1,30% Zn и др. конвертерный шлак: 60...65% FeO<sub>общ</sub>, 2,0...2,5 Zn, т.е. по своей сути богатое железосодержащее сырье, но непригодное к доменной плавке в связи с высоким содержанием цинка.

Шламы, по ряду причин, в дальнейшем направляются в шламоотстойники и шламоохранилища. В ОАО «ММК» годовое образование шламов достигает 500 тыс. т (из них примерно 300 тыс. т – доменных).

В настоящее время разработано множество вариантов технологий переработки шламов, которые можно разделить на две основные группы: 1) пирометаллургические (реакции восстановления в которых протекают при температуре выше 1450°C); 2) гидрометаллургические (температура реакционных зон в которых лимитируется 1000...1100°C).

Главным достоинством первых является высокая производительность, обусловленная протеканием физико-химических реакций в жидких или эмульсионных режимах с возможностью получения жидкого чугуна и использования в качестве топлива обычных энергетических углей, однако для реализации и промышленного освоения подобных агрегатов требуется создание новых газоочистных, водофилтровальных и водоочистных сооружений.

Преимуществом вторых является то, что для реализации технологии утилизации шламов можно использовать уже имеющиеся на предприятии обжиговые вращающиеся печи. Главным недостатком этого процесса является сравнительно низкая производительность, обусловленная протеканием химических реакций восстановления в твердых веществах.

С целью возврата вторичного железосодержащего сырья (шламов) в производственный цикл в лаборатории кафедры МЧМ МГТУ им. Г.И. Носова были проведены эксперименты по низкотемпературному бескоксовому восстановлению доменных шламов. Суть этих экспериментов сводилась к следующему: используя возможности печи Таммана, смоделировать процесс низкотемпературной металлизации шламов с параллельным удалением из сырья цинка.

Загружаемый шлак был отобран на вакуумно-фильтрационных установках ОАО «ММК» и имел следующий химический состав: Fe 49,5%; FeO 10,4%; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 59,1%; SiO<sub>2</sub> 4,58%; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 1,44%; CaO 4,11%; MgO 0,91%; P 0,022%; MnO 0,14%; S 0,235%; TiO<sub>2</sub> 0,27%; Zn 0,83%; C 13,1%; Cr 0,07%.

Вследствие чего при металлизации данного вида железосодержащего сырья возможны протекания следующих химических реакций:

1.  $6 \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C} = 4\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_2$ ; – 71,30 кДж/моль; 660 К.
2.  $2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{C} = 6\text{FeO} + \text{CO}_2$ ; – 243,20 кДж/моль; 1020...1070 К.
3.  $2\text{FeO} + \text{C} = 2\text{Fe} + \text{CO}_2$  – 146,16 кДж/моль; 1120...1170 К.
4.  $3\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C} = 2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}$ ; – 121,90 кДж/моль; 660...1030 К.
5.  $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{C} = 3\text{FeO} + \text{CO}$ ; – 207,85 кДж/моль; 1020...1070 К.
6.  $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ ; – 159,33 кДж/моль; 1120...1170 К.
7.  $\text{ZnO} + \text{CO} = \text{Zn} + \text{CO}_2$ ; – 65,8 кДж/моль; 650...850 К.
8.  $\text{ZnO} + \text{C} = \text{Zn} + \text{CO}$ ; – 238,5 кДж/моль; 1363 К.

Исходя из усредненного химического состава (расчет велся на 100 кг шихты), при проведении данных химических реакций с условием, что они протекают только за счет содержащегося в материале углерода, на восстановление оксида цинка требуется 1,23% углерода, содержащегося в материале, на восстановление железа потребуется весь оставшийся углерод, причем содержание металлического восстановленного железа не превысит 25...30%.

Суммарный тепловой эффект эндотермических реакций равен 1838,45 кДж/кг = 7,72 ккал/кг.

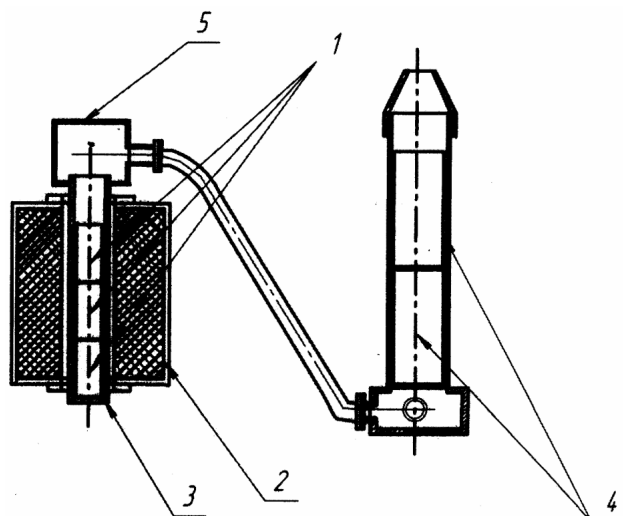


Рис. 3. Схема установки цинкоулавливания:  
1 – графитовые тигли с шихтой; 2 – графитовый блок; 3 – графитовая труба; 4 – очистной контейнер; 5 – отверстие для отбора газа и замера температуры внутри рабочего пространства печи

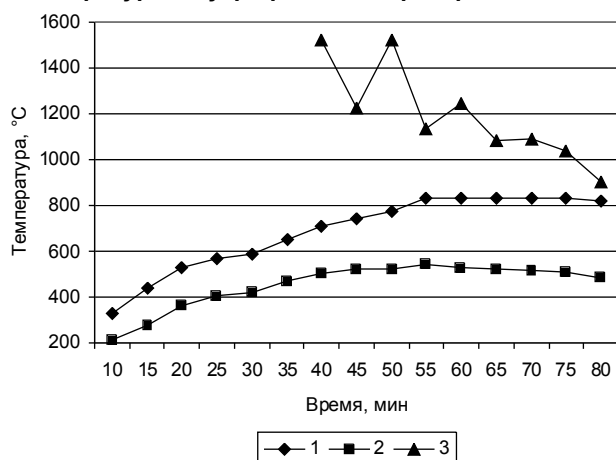


Рис. 4. Изменение температуры печи Таммана и верха установки цинкоулавливания:  
1 – температура тиглей и исходного материала;  
2 – температура отходящих газов в верху печи;  
3 – температура зоны дожигания газов

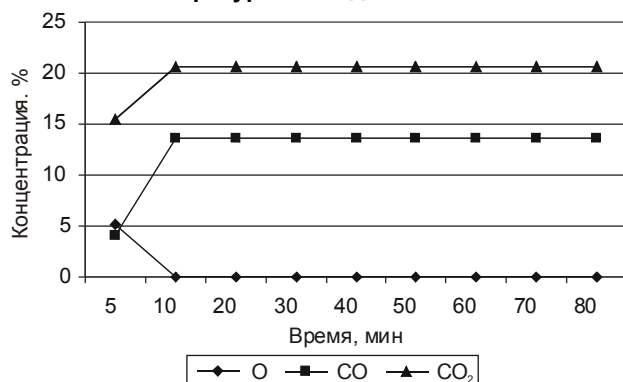


Рис. 5. Изменение газовой среды в печи Таммана

Результаты магнитной сепарации

№	Массовая доля, %				Температура металлизации, °С
	Fe	Fe мет	FeO	Zn	
1	78,8	73,90	5,07	0,23	820
2	76,1	60,20	19,44	0,17	820
3	72,4	43,20	35,80	0,22	820
4	75,1	55,90	24,19	0,15	825*
5	77,0	63,50	16,19	0,15	825*
6	75,7	59,80	19,46	0,22	835
7	72,4	44,00	35,54	0,21	830
8	70,7	37,40	41,60	0,22	830
9	71,1	42,10	36,90	0,27	830

На первом этапе в графитовые тигли загружалось примерно 300 г шламов, затем тигли помещались в рабочее пространство печи, нагревались до температуры 750...845°С и выдерживались при заданной температуре 1 ч. Затем полученный продукт извлекался из тиглей. Было зафиксировано снижение содержания цинка с 1,17 до 0,25% и частичная металлизация железа.

Вторым этапом в проведении экспериментов по металлизации шламов стало использование установки цинкоулавливания с целью получения цинкосодержащего концентрата. Схема установки цинкоулавливания приведена на рис. 3. Сама установка представляет собой печь «Таммана», в рабочее пространство которой помещались тигли с доменным шламом, затем на графитовую трубу навинчивался уплотнительный колпак с двумя технологическими отверстиями (одно горизонтальное – для отвода газов, второе вертикальное – для отбора проб газа и замера температуры внутри печи), соединенный с блоком контейнеров для улавливания цинка. Дальнейшая схема проведения экспериментов схожа с первым этапом.

Результаты проведенных экспериментов представлены в таблице. На рис. 4 и 5 приведены результаты температурных и газовых режимов печи Таммана в сборе с установкой цинкоулавливания.

Из приведенных данных видно, что максимальное снижение содержания цинка (вредная примесь) с 0,83 до 0,15% достигается при температуре 825°С.

Таким образом, наряду с применением стального лома и металлизированного первородного сырья в шихте современной ДСП целесообразным является использование жидких чугуна и высокоуглеродистого полупродукта, а также металлизированных шламов. Металлизацию последних желательно осуществлять с одновременным улавливанием цинка.

### Библиографический список

1. Еланский Г.Н, Линчевский Б.В, Кальменев А.А. Основы производства и обработки металлов. М.: МГВМИ, 2005. 416 с.
2. Исследование технологии жидкофазного восстановления уральских титаномagnetитов / Б.А. Никифоров, В.А. Бигеев, А.Н. Бурдюков, А.В. Пантелеев // Прогрессивные процессы и оборудование металлургического производства. Череповец, 2006. С. 37.

УДК 669.14.018.298.583

М. Х. Зиатдинов, И. М. Шатохин, А. С. Бессмертных, В. Ф. Коротких,  
А. В. Кутищев, Е. П. Годына, И. Р. Манашев, А. Е. Букреев

## ПРОИЗВОДСТВО АЗОТИРОВАННОГО ФЕРРОСИЛИЦИЯ В РЕЖИМЕ ГОРЕНИЯ

Азотированный ферросилиций, широко известный за рубежом как нитрид ферросилиция, представляет собой композиционный материал, основным компонентом которого является нитрид кремния  $\text{Si}_3\text{N}_4$ . Количество нитрида составляет обычно 70...80%, остальное – железо и его силициды, а также неизбежные примеси, характерные для ферросилиция. Нитрид ферросилиция впервые был получен в Японии и начал применяться в качестве упрочняющей добавки в неформованных огнеупорах, преимущественно в желобных и леточных массах для доменного производства [1].

Позднее азотированный ферросилиций стал применяться в качестве легирующего материала при выплавке высокоазотистых нержавеющей сталей путем электрошлакового переплава под давлением [2]. Благодаря высокому содержанию азота в нитриде ферросилиция (~30%) стало возможным выплавлять металл со сверхвысокой концентрацией азота (до 1,2%) при минимальном расходе легирующего материала. По сравнению с традиционно используемыми для этих целей азотированными сплавами хрома и марганца расход лигатуры снизился в несколько раз [3].

Основным компонентом азотированного ферросилиция, как указано ранее, является нитрид кремния  $\text{Si}_3\text{N}_4$ . Расчетное содержание азота в нитриде кремния составляет 39,9%. При этом он практически не имеет области гомогенности и при нормальном давлении устойчив до 1900°C. При его образовании выделяется теплота в количестве:



Высокая экзотермичность реакции позволила осуществить синтез нитрида кремния в режиме горения без использования традиционного печного оборудования [4]. Адиабатическая температура горения кремния в азоте, рассчитанная по методике [5], очень высока и составляет 4300°C. При этом

предполагается, что теплопотери в окружающую среду отсутствуют, а весь кремний полностью превращается в стехиометрический нитрид.

Адиабатическая температура горения ферросилиция в азоте ниже, чем у чистого кремния, т.к. тепловой эффект его взаимодействия с азотом тоже заведомо ниже экзотермичности системы кремний – азот. Основной причиной этого является наличие в ферросилиции значительного количества железа, которое в отличие от кремния реагирует с азотом практически без тепловыделения, а образующиеся при этом нитриды железа  $\text{Fe}_4\text{N}$  и  $\text{Fe}_2\text{N}$  термически неустойчивы [6]. Другой причиной меньшей экзотермичности ферросилиция является то, что кремний и железо в нем связаны в термически устойчивые силициды, на разложение которых необходимо затратить значительное количество энергии.

На рис. 1 представлена зависимость адиабатической температуры горения ферросилиция в азоте от концентрации железа в сплаве. В ее расчетах, естественно, сделан ряд допущений. Однако, несмотря на это обстоятельство, расчет адиабатической температуры горения позволяет подтвердить

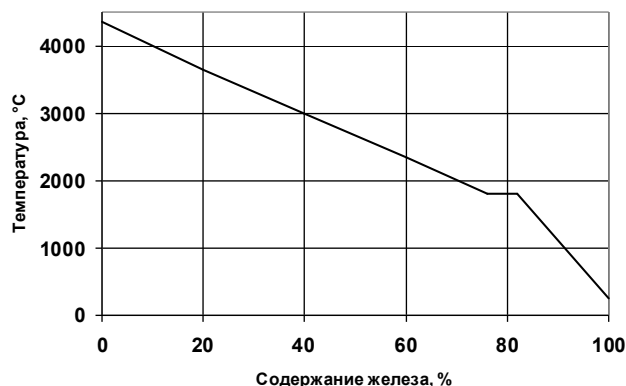


Рис. 1. Расчетная адиабатическая температура горения системы ферросилиций – азот