

$$\Delta B = ((B' - B'')/B') 100 = ((1,111 - 0,7905)/1,111) 100 = 40 \%$$

Удельный расход условного топлива в новых условиях:

$$b = (0,7905 \times 33450)/(29,31 \times 16,94) = 53,3 \text{ кг у.т./т.}$$

Увеличение коэффициента полезного действия в новых условиях:

$$\Delta \eta = (39,6 - 30,3)/30,3 = 38,6 \%$$

## **СПОСОБ ВЫПЛАВКИ ЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ В ДУГОВОЙ ЭЛЕКТРОПЕЧИ – ПРОЦЕСС ЛП–Ш**

**Попов В.В., Лисиенко В.Г.**

*ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет  
имени первого Президента России Б.Н. Ельцина»,  
г. Екатеринбург, Россия*

Легирование стали ванадием даже в небольших количествах – до 0,1 % V значительно увеличивает эксплуатационные свойства стали [1].

Однако схемы выплавки легированных ванадием сталей имеют ряд проблем. Например, при использовании металлизированных ванадийсодержащих окатышей [2], их доля может составлять до 30–50 %. и для увеличения механической прочности таких окатышей процесс их металлизации в шахтных печах проводят при температурах на 150–200 °С превышающих температуры при процессах металлизации окатышей из обычных руд, не содержащих титан. Кроме того, для процесса металлизации в окисленные окатыши из титаномагнетитовых руд вынуждены для увеличения их механической прочности добавлять известь, но при повышении основности, снижает прочность получаемых при этом металлизированных окатышей [3–5]. Указанные недостатки усложняют и удорожают стоимость металлизированных ванадиевых окатышей, приводят к частичной потере их прочности, что в свою очередь, повышает себестоимость, получаемой в электродуговых печах легированной ванадием стали.

При использования ванадиевого шлака в количестве 3–3,5 % от массы металлошихты и степени усвоения ванадия металлом 80–90 % обеспечивается содержание ванадия в стали до 0,27–0,3 %. Однако недостатком использования ванадиевого шлака является применение в металлошихте до 90 % металлического лома, что приводит к перманентному загрязнению стали нежелательными элементами (в основном цветными металлами), и снижению качества стали. Особенно этот недостаток проявляется при электроплавке сталей на стальное литье: возможно появление трещин и снижение твердости стали.

Обеспечение прямого легирования стали ванадием при повышении качества стали за счет уменьшения в ней примесей цветных металлов, а также снижение энергетических и материальных затрат, является весьма актуальной задачей

Эта задача решается тем, что в предлагаемом усовершенствованном способе выплавки легированной ванадием стали – ЛП–Ш (легирование прямое с усовершенствованным составом шихты) – используется усовершенствованный состав шихты: конверторный ванадиевый шлак, металлургический лом и чугун в шихте. Причем для плавки используют металлошихту состоящую из:

- 30–50 % металлизированных окатышей (брикетов), не содержащих оксида Ti и V;
- ванадийсодержащего чугуна с содержанием ванадия 0,5–0,6 %;
- при этом доля массы конверторного ванадиевого шлака от массы металлизированных окатышей составляет 2–10 %, доля ванадиевого чугуна от массы металлошихты составляет 10–15 %.

Перед подачей окатышей или брикетов в электродуговую печь осуществляют их подогрев до температуры 300–500 °С и довосстановление отходящими газами дуговой печи. Чугун в металлошихте используют в жидком виде; плавку проводят в электродуговой печи постоянного тока.

Таким образом, в способе ЛП–Ш в шихте дуговой электропечи применяются металлизированные окатыши или брикеты, не содержащие оксида титана (30–50 %), ванадийсодер-

жащий или литейный чугун (10–15 %) и металлический лом 35–60 %. Тем самым доля металлического лома при выплавке легированной ванадием стали уменьшится в 1,5–2,5 раза, что соответственно приводит к снижению насыщения стали цветными металлами. При этом наличие в шихте конверторного ванадиевого шлака в количестве 2–10 % от массы металлизированных окатышей (или брикетов) обеспечивает легирование стали ванадием до 0,07 и 0,4 % соответственно. А при наличии в ванадиевом чугуне до 0,5 % ванадия и доле чугуна 10–15 % от массы металлошихты, содержание ванадия в стали дополнительно увеличивается на 0,04–0,065 %. В случае необходимости содержания ванадия в стали до 0,3 % и доле ванадиевого шлака 8–10 % от массы металлизированных окатышей используется обычный или литейный чугун без содержания ванадия.

С увеличением доли чугуна в электросталеплавильном производстве до 30 и 50 % расход электроэнергии сокращается на ~100 и 200 кВт · ч/т, что соответствует энергоемкости (с учетом КПД производства электроэнергии) ~40 и 80 кг у.т./т. Однако с увеличением доли чугуна в шихте энергоемкость процесса возрастает пропорционально энергоемкости чугуна, что в конечном итоге приводит к соответствующему увеличению энергоемкости электросталеплавильного производства [4].

Использование жидкого чугуна вместо твердого приводит к снижению расхода электроэнергии на выплавку стали до 4 кВт/т на 1 % жидкого чугуна в шихте [6].

Нагрев металлизированных окатышей с использованием отходящих газов электропечи (по типу шахтных электропечей) до температуры 300–500 °С дополнительно снижает расход электроэнергии дуговой электропечи на 7–10 %. При этом, при наличии в отходящих газах восстановительных газов (оксид углерода, водород), происходит довосстановление железа в металлизированных окатышах на 2–3 %, что приводит к уменьшению выхода шлака и дополнительному снижению расхода электроэнергии в дуговой электропечи.

Данный способ реализуется в печах как переменного, так и постоянного тока. Однако в печах постоянного тока обеспечиваются лучшие возможности реализации окислительного и восстановительного периода плавки вследствие лучшего взаимодействия шлака с более спокойной металлической ванной [6].

Предложенный способ представлен на рис. 1.

Процесс идет следующим образом. В электропечь 1 с использованием съемного свода 2 из бункера 5 загружается металлический лом, с использованием загрузочного устройства 10 загружается известь. С каждого электрода 3 проводится нагрев и проплавление шихты. Из бункера 6 в электропечь загружается твердый чугун или из ковша 7 заливается жидкий чугун. Металлизированные окатыши и брикеты загружаются через бункер 4. Подача конверторного ванадиевого шлака проводится с помощью загрузочного устройства 9. Подогрев металлизированных окатышей или брикетов и их довосстановление отходящими газами электропечи осуществляется путем присоединения электропечи 1 через газоход к бункеру (шахте) с металлизированным сырьем. Введение дополнительных компонентов шихты и раскислителей осуществляется загрузочным устройством 8.

Состав металлизированных окатышей (масс. %): 87,0–84,0 Fe<sub>общ</sub>; 77,0–83,0 Fe<sub>мет</sub>; 4,0–9,0 FeO; 0,9–1,4 C; 0,6–0,8 CaO; 7,9–8,5 SiO<sub>2</sub>; 0,015–0,018 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 0,004–0,006 S. Степень металлизации составляет 91–96 %, насыпная плотность – 2–3 т/м<sup>3</sup>, пористость – до 50–60 %.

Состав жидкого чугуна (масс. %): 0,04 P; 0,46–0,48 V; 4,0–4,5 C; 0,14–0,20 Si; 0,23–0,28 Mn; 0,12–0,14 Ti; 0,031–0,039 S. Температура чугуна 1280–1300 °С.

Состав конверторного ванадиевого шлака (масс. %): 2–4 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 17–18 Si<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 26–32 Fe<sub>общ</sub>; 8–9 TiO<sub>2</sub>; 9–10 MnO; 18–20 V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 1–3 Fe<sub>дисп</sub>; 1,2–1,5 CaO.

Состав металлолома (масс. %): 0,02 S; 0,27 C; 0,17 Si; 0,5 Mn; 0,02 P; 96 Fe.

Если использовать электропечь вместимостью 5 т, то расход материалов составит: 0,5–0,75 т жидкого чугуна; 1,5–2,5 т металлизированных окатышей; 0,03–0,25 т конверторного ванадиевого шлака; 0,5 т извести; 1–2,47 т металлолома.

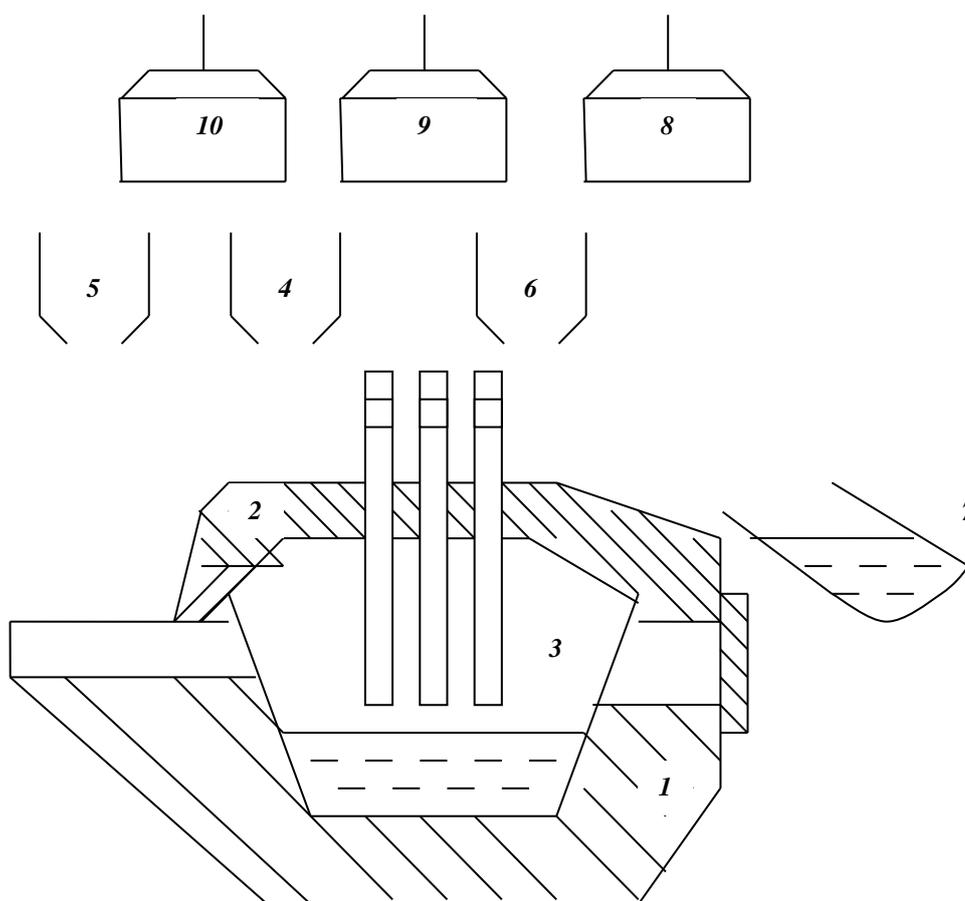


Рис. 1. Способ выплавки стали в электродуговой печи:  
 1 – электропечь; 2 – съемный свод печи; 3 – электроды;  
 4 – бункер с металлизированными окатышами (брикетами);  
 5 – бункер с металлическим ломом; 6 – бункер с твердым чугуном;  
 7 – ковш с жидким чугуном

Для достижения высокой степени извлечения ванадия в сталь в конце восстановительного периода содержание оксидов железа в шлаке должно составлять  $0,5 \div 1,5\%$ . С учетом этого при содержании ванадия в металлизированных окатышах  $0,42\%$  достигается заданное количество ванадия в стали ( $0,07-0,09$ ).

Примерный состав отходящих из ЭДП газов по экспериментальным данным:  $4-7\% \text{CO}$ ,  $10-20\% \text{CO}_2$ ,  $1-2\% \text{O}_2$  [7]. Общий объем покидающих ЭДП газов близок к объему проходящего через печь воздуха и зависит от времени плавки (пропорционально времени возрастает объем просасываемого воздуха) [6]. Поэтому в материальном балансе ЭДП статьи прихода кислорода и расхода газов приведены без учета проходящего через печь воздуха (учитываются только затраты кислорода на окисление углерода шихты ЭДП).

Материальный баланс выплавки стали в ЭДП представлен в табл. 1.

Таблица 1

Материальный баланс для процесса ЛП–Ш в ЭДП

Приход, кг/т стали		Расход, кг/т стали	
Углеродсодержащий лом	479	Сталь	1000
Металлизированные окатыши	493		
Жидкий чугун	154		
Известь	23	Шлак	120
Кислород	16		
ИТОГО:	1165	Газы	25
		ИТОГО:	1145

Невязка баланса: 
$$H_M = \frac{1165 - 1145}{1165} \times 100\% = 1,7\%$$

Расчет статей теплового баланса проводится на 1 т стали на основе материального баланса ЭДП. Тепловой баланс выплавки стали в ЭДП представлен в табл. 2.

Таблица 2

Тепловой баланс для процесса ЛП–Ш в ЭДП

Приход тепла, МДж/т стали		Расход тепла, МДж/т стали	
Тепло электроэнергии	985	Теплосодержание металла	1058
		Теплосодержание шлака	92
Физическое тепло шихты	797	Тепло эндотерм. реакций	62
Тепло экзотермических реакций	268	Тепло отходящих газов	325
		Теплопотери	513
ИТОГО:	2050	ИТОГО:	2050

### Выводы:

1. Усовершенствованный способ ЛП–Ш направлен на легирование стали ванадием. Схема получила название «Способ выплавки легированной ванадием стали из комплексной шихты» (Патент на изобретение №2355780, приоритет от 02.07.2007 г.).
2. С учетом специфики процесса рассчитаны материальные и тепловые балансы электродуговой печи процесса ЛП–Ш. На основе анализа результатов расчетов сделана оценка эффективности процесса ЛП–Ш, которая показала, что предлагаемый состав шихты ЭДП обеспечивает резкое снижение цветных примесей в получаемой легированной ванадием стали, а также снижает энергоемкость стали.
3. В усовершенствованном процессе выявлены резервы для снижения в сталях примесей цветных металлов, снижения материальных и энергетических затрат на процесс металлизации окатышей (брикетов) при сохранении их металлической прочности. Использование в шихте жидкого чугуна обеспечивает дополнительное снижение расхода электроэнергии.

### Список использованных источников

1. Гольдштейн М.И., Грачев С.В., Векслер Ю.Г. Специальные стали. М.: Metallurgia, 1985. 408 с.
2. Ладыгина Н.В. Разработка моделей и алгоритмов анализа и оценки эффективности бескоковых металлургических производств на примере получения легированной ванадием стали. Специальность 05.13.18 – Математическое моделирование: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. Екатеринбург. 2004.
3. Смирнов Л.А., Дерябин Ю.А., Шаврин С.В. Металлургическая переработка ванадий-содержащих титаномагнетитовых руд. Челябинск: Metallurgia, 1990. 256 с.
4. Лисиенко В.Г., Соловьева Н.В., Трофимова О.Г. Альтернативная металлургия: проблема легирования, модельные оценки эффективности / под ред. В.Г. Лисиенко. М.: Теплотехник, 2007. 440 с.
5. Лисиенко В.Г., Щелоков Я.М., Ладыгичев М.Г. Плавильные агрегаты: теплотехника, управление и экология. Справочное издание в 4-х книгах. Кн. 2 / под ред. В.Г. Лисиенко. М.: Теплотехник, 2005. 912 с.
6. Дружинина О.Г. Разработка алгоритмов и моделей энерго-экологического анализа технологических процессов и оценка энергозатрат на примере металлургических технологий: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. Екатеринбург, 1998. 24 с.

7. Зубков Ю.Ю. Дефосфорация высоколегированных расплавов с целью вовлечения в производство отходов металла и шлака с повышенным содержанием фосфора. М.: автореферат на соискание ученой степени кандидата технических наук. 2008.

8. Развитие бескоксовой металлургии / Н.А. Тулин, Б.А. Боковиков, С.А. Пчелкин [и др.]; под. ред. Н.А. Тулина, К.М. Майера. М.: Металлургия, 1987. 328 с.

## **АНАЛИЗ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРОДУКТОВ СГОРАНИЯ ПРИРОДНОГО ГАЗА С РАСПЛАВОМ МЕДИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МЕДНОЙ КАТАНКИ**

**Порох О.В., Воронов Г.В.**

*ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет  
имени первого Президента России Б.Н. Ельцина»,  
г. Екатеринбург, Россия*

Медная катанка предназначена для производства электротехнических изделий и, в основном, выпускается методом непрерывного литья и прокатки из катодной меди марки М00к по ГОСТ 546–88. Медная катанка является одним из главных составляющих в последующем производстве кабельной продукции.

Процесс производства медной катанки является высокотехнологичным и требует использования высокоточного оборудования для поддержания требуемого качества производимой продукции.

Существует две основные технологии производства медной катанки: «Contirod», принадлежащая немецкой компании «SMS Meer» (холдинг «SMS Group») и «Southwire», принадлежащая американской компании «Southwire Company». В нашей стране представлены обе эти технологии.

На предприятии ОАО «Уралэлектромедь», занимающем первое место в стране по объему производимой катанки, применяется технология «Contirod», на заводах ЗАО «Русская медная компания», занимающего второе место – установлена линия «Southwire».

В данной работе рассматривается технология «Contirod» с использованием природного газа в качестве источника тепловой энергии.

Особенностью использования природного газа является необходимость учитывать химический состав дымовых газов, соприкасающихся с поверхностью жидкой меди, и режим аэродинамического потока, которые определяют массообмен и теплообмен между газовой средой и поверхностью расплава меди.

Природный газ вносит дополнительные возмущения в механизм массообмена продуктов сгорания и движущейся поверхности потока жидкой меди. Аэродинамический режим движения продуктов сгорания создает весьма чувствительное воздействие к возможным массообменным процессам с гидродинамической поверхностью потока жидкой меди. Периодически происходящее внезапное появления брака при производстве катанки, связанного с резким изменением содержания водорода [H] и кислорода [O] в меди подтверждают такое предположение.

Неконтролируемые и случайные изменения в показателях брака катанки не находят аргументированного объяснения. Однако, очевидно, что, по какой-то причине, происходит изменение химического состава продуктов сгорания. На первом этапе анализа возникшей ситуации нами предложен алгоритм расчета горения природного газа с учетом диссоциации углекислого газа {CO<sub>2</sub>} и водяных паров {H<sub>2</sub>O}.

Рассматриваемая технологическая схема производства медной катанки включает в себя шахтную печь для плавки катодов, промежуточный желоб, печь–миксер, разливочный желоб, кристаллизатор и прокатный стан.

Физико-химические реакции, газовой среды с жидкой медью, после выхода расплава из шахтной печи и в последующих элементах технологической схемы, оказывают влияние на качество жидкой меди на этапе разлива.