

УДК 669.18.04:669.89

*к.т.н. Куберский С. В.,
к.т.н. Проценко М. Ю.,
Воронько М. И.
(ДонГТИ, г. Алчевск, ЛНР)*

АНАЛИЗ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО БАЛАНСА МЕТОДА ДУГОВОГО ГЛУБИННОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ КРЕМНИЯ

Выполнен анализ основных затрат электроэнергии при использовании электрической дуги в технологиях выплавки и внепечной обработки стали. Составлен энергетический баланс процесса дугового глубинного восстановления (ДГВ) кремния из песка в железоуглеродистый расплав. Показана более высокая эффективность нагрева расплава при ДГВ в сравнении с агрегатом «ковш-печь».

Ключевые слова: *электродуговая печь, агрегат «ковш-печь», дуговое глубинное восстановление, кремний, песок, электрическая дуга, энергетический баланс, нагрев.*

В процессе создания новых и модернизации существующих конструкций, машин и механизмов постоянно возрастают требования к качеству используемых материалов. Согласно данным ассоциации «Русская сталь», мировое производство стали в 2021 г. превысило 1,9 млрд тонн, из которых более 70 % было выплавлено в конвертерах [1]. Доля выплавки электростали снизилась на 2 % и составила 26 %. Основное снижение доли электростали произошло за счет Китая, в ЕС доля электростали увеличилась на 2 % — до 42 %, а в Российской Федерации (РФ) снизилась на 1 % — до 32 %. Тем не менее РФ остается одним из немногих основных производителей электростали с позитивной динамикой роста ее объемов. С 2006 по 2020 г. доля электростали, произведенной в РФ, увеличилась более чем на 10 %.

Практика мировой металлургии свидетельствует о том, что для получения традиционной высококачественной конвертерной или электросталеплавильной металлопродукции из чёрных металлов необходимо наличие в производственной технологической схеме внепечной обработки металла, использование которой позволяет обеспечить требуемый химический состав и температуру металла перед разливкой. Перенос раскисления-легирувания, де-

сульфурации, гомогенизации и других технологических операций в ковш позволяет повысить производительность плавильного агрегата и снизить себестоимость продукции. Наиболее широкое применение для внепечной обработки стали получили агрегаты «ковш-печь» (АКП).

Традиционно при раскислении-легировании чёрных металлов используют дорогостоящие ферросплавы, производство которых является энерго- и ресурсоёмким.

В процессах выплавки стали в электродуговых печах, обработки в АКП и при производстве ферросплавов в качестве источника тепла используется электрическая дуга.

Поэтому увеличение объемов производства электростали неразрывно связано с ростом затрат электроэнергии на ее выплавку и внепечную обработку в АКП, а также получение ферросплавов и лигатур, используемых для обеспечения необходимого уровня физико-химических свойств стали и сплавов.

Одними из основных показателей, определяющих конкурентоспособность металлопродукции, получаемой вышеописанными технологиями, являются ее себестоимость и качество. Кроме того, в современных условиях важной проблемой металлургического производства является повышение его энергоэффективности. Раз-

работка и внедрение технологий, позволяющих затрачивать меньшее количество энергоносителей и сырьевых материалов, особенно при использовании в качестве шихты отходов производства или вторичных материалов, является достаточно перспективным направлением ввиду значительного снижения затрат на производство черных металлов.

Решение данной проблемы может быть достигнуто в результате усовершенствования существующих технологий либо разработки новых.

В работе [2] предложена технология переработки отходов ферросплавного производства с использованием метода дугового глубинного восстановления (ДГВ) полезных компонентов, входящих в их состав, непосредственно в железоуглеродистый расплав. Основная сущность метода ДГВ заключается в восстановлении полезных элементов из определенного вида сырья в зоне электрической дуги с использованием различных восстановителей и связующих.

Цель данной работы предусматривала анализ затрат и эффективности использования электрической энергии в различных электродуговых технологиях.

Объект исследования — процесс дугового нагрева.

Предмет исследования — затраты электроэнергии на реализацию технологических процессов и их отдельных стадий.

Методика исследования. При проведении исследований использовали стандартные методики подготовки сырья, измерения температуры, отбора и подготовки проб для химического анализа состава чугуна. Для оценки затрат электроэнергии использовались различные методы их определения, основанные на расчетах и регистрации электрических параметров процесса. Полученные результаты экспериментальных данных обрабатывались на ПЭВМ с использованием стандартного пакета программ Microsoft Excel.

В современных электродуговых сталеплавильных печах наряду с основными

техническими показателями большое влияние на энергетическую эффективность оказывает коэффициент полезного действия печи. Его значение зависит от количества и видов энергетических ресурсов, используемых в процессе ведения плавки. Для малотоннажных печей, которые используют в качестве энергоносителя исключительно электрическую энергию, КПД складывается из собственного КПД печи и затрат на производство и передачу электроэнергии к ней. Для печей больших емкостей, в которых помимо электрической энергии используется природный газ и кислород, также необходимо учитывать затраты на их производство и транспортировку. Таким образом, с увеличением объема печи и количества энергетических ресурсов общий КПД снижается. В современных сверхмощных дуговых сталеплавильных печах значение фактического КПД составляет 55–60 % при высоком удельном расходе электроэнергии в процессе плавки стали (табл. 1) [3].

Таблица 1
Удельный расход электроэнергии при производстве электростали*, кВт·ч/т стали

Предприятие	2019 г.	2020 г.
Россия (ЧМ)*	458,1	452,0
ММК	434,9	460,6
ЧерМК	279,3	277,3
Уральская сталь	150,9	167,2
ЧелМК	263,8	264,0
Надеждинский МЗ	318,6	296,3
Ижсталь	516,8	509,2
Златоустовский МЗ	820,6	898,4
ОЭМК	637,4	646,8
СТЗ	460,9	459,4
ТагМЗ	657,6	580,7
ВМЗ	419,3	419,3
НЛМК-Калуга	369,4	389,4
ПНТЗ	410,4	404,1
Ашинский МЗ	597,5	561,8
Абинский ЭМЗ	474,2	394,5

*По учетному кругу предприятий.

Такое значение фактического КПД обусловлено конструкцией и технологическим режимом работы печи. Потери энергии в ее рабочем пространстве (с отходящим газом, в водоохлаждаемых панелях и своде) в значительной степени зависят от ее конструкции [4].

Оценка эффективности производства электростали осуществляется по трем параметрам: производительность, качество, стоимость. В себестоимости электростали значительную часть занимают расходы по переделу (до 60 %), которые, в свою очередь, распределяются следующим образом: электроэнергия — 43,1 %; электроды — 14,2 %; огнеупоры — 13,3 %; транспортные расходы — 11,7 %; обслуживание — 14,7 %; издержки производства — 2,5 % [5].

Одной из важных характеристик работы АКП является удельный расход электроэнергии. В таблице 2 приведены основные электрические характеристики агрегатов «ковш-печь» некоторых металлургических предприятий [6].

Из таблицы 2 следует, что удельный расход электроэнергии изменяется от 20 до 80 кВт·ч/т стали, а если учитывать только

нагрев 1 т стали, средние затраты электроэнергии составляют 30–40 кВт·ч/°С. При этом на некоторых предприятиях указывается расход электроэнергии только на подогрев стали, на других — общий расход.

Первое место в РФ по объемам производства занимают кремнистые ферросплавы. В основном, несмотря на широкий сортимент ферросилиция марок ФС20–ФС90, значительную долю объемов выплавки в ферросплавных печах составляют сплавы ФС45–ФС75. Ферросилиций ФС75 наиболее востребован не только для внутреннего рынка потребления, но и для экспорта.

Углеродотермический процесс выплавки в ферросплавных печах является весьма материало- и энергоемким. Удельный расход электроэнергии на выплавку ферросилиция марок ФС45–ФС75 находится в пределах от 4650–4900 до 8600–9000 кВт·ч/т и более, что почти в 10–20 раз выше, чем при выплавке 1 т стали в дуговой печи. Примерные основные затраты на выплавку 1 т ферросилиция составляют: рудное сырье — 5–15 %; электроэнергия — 43–55 %; углеродистый восстановитель — 20–25 %.

Таблица 2

Основные характеристики агрегатов «ковш-печь»

Параметры	Фирма производитель агрегата «ковш-печь»							
	ASEA-SKF (Швеция)	Fukhs (Германия)	Krupp (Германия)	Daniely (Италия) (ММЗ-ИСТИЛ)	BSW (Англия)	НКМЗ (Украина) Филиал № 2 «ЕМЗ» ООО «ЮГМК»	АКОС-125 (Россия)	ММЗ (Молдавия)
Емкость ковша, т	90–130	110	120	120	86	145	100–125	100
Мощность трансформатора, МВА	12–15	15	18–21	18	12	25	16	18
Скорость нагрева металла, °С/мин	4–6	4	4,3	4,6	3	4,5	3–5	4
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	80	33	30	30–40	20	30–40	25–40	-
Продолжительность обработки или нагрева, мин	60–180 (общая)	35–45 (общая)	40–50 (нагрев)	60–120 (общая) 20–30 (нагрев)	20–25 (нагрев)	40–60 (общая)	25–50 (общая)	45–50 (общая)

Теоретический расход электроэнергии на химические реакции из расчета получения 1 т сплава составляет [7]: 2520 кВт·ч/т для ФС45 и 4210 кВт·ч/т для ФС75. Фактические удельные расходы электроэнергии на выплавку ферросилиция углеродотермическим процессом в рудно-восстановительной электропечи практически в 2 раза выше [8]. В таблице 3 представлены технологические и энергетические параметры выплавки ферросилиция марок ФС20–ФС65 [9].

Из данных таблицы 3 следует, что тепловой КПД ферросплавной электропечи при выплавке ферросилиция марок ФС20–ФС65 составляет 46,1–47,4 % и значительно влияет на удельный расход электроэнергии. Это обусловлено основной долей тепловых потерь через колошник печи с отходящими газами и излучением, несмотря на то, что процесс выплавки происходит в реакционной зоне под слоем шихты с закрытой дугой.

При проведении серии экспериментов по ДГВ марганца и кремния из металлургических отходов (шлак от производства силико-марганца) для легирования чугуна затраты на электроэнергию составили 43–66 % (среднее 55,6 %) от стоимости внепечной обработки, что свидетельствует о достаточно высокой конкурентоспособности предложенного способа [2]. Такой вывод авторами работы [10] был сделан на основании анализа калькуляций себестоимости процесса производства марганцевых и кремниевых ферросплавов. При ДГВ доля затрат на шихтовые материалы в себестоимости не превышает 10÷15 % (для кремниевых и марганцевых ферросплавов 30÷40 %). Поэтому процесс будет рентабельным, если затраты на электроэнергию будут находиться в пределах 55÷70 %.

Новым направлением исследований по усовершенствованию процесса ДГВ является разработка аналогичной технологии по извлечению кремния из песка, в котором содержание кремнезема может достигать 97 % [11].

До настоящего времени затраты электроэнергии для этого способа не были проанализированы ввиду его относительной но-

визны. Анализ данных затрат является актуальным, поскольку их величина и ее доля при таком способе внепечной обработки должны быть достаточно велики, о чем свидетельствуют затраты электроэнергии на производство кремнистых ферросплавов.

Для анализа затрат электроэнергии на ДГВ кремния из песка в лабораторных условиях была проведена серия экспериментов по обработке чугуна. Обработку чугуна производили в индукционной сталеплавильной тигельной печи ёмкостью 60 кг (ИСТ–0,06) с использованием источника питания ТИР-630. Для исследования затрат электроэнергии были изготовлены рудно-восстановительные блоки (РВБ) Ø50–55 мм. При изготовлении РВБ в качестве основного рудного сырья для рудно-восстановительной смеси (РВС) использовали песок (44,85–66,20 %), а в качестве связующего — жидкое стекло (ж.с.) (7–15 %), цемент (9,09 %) и каменноугольный пек (к.п.) (10–27 %). Для отдельных блоков использовали комбинацию ж.с. и к.п. (15 % и 10 % соответственно). В качестве восстановителя использовали кокс (14,13–28,58 %), количество которого рассчитывали по стехиометрии реакций восстановления общего кремния углеродом. РВБ были снабжены комбинированными электродами, состоящими из стальной трубки Ø18 мм, набитой внутри электродной смесью (MgO — 11,1 %, графит — 71,1 % и к.п. — 17,8 %). Обработка железоуглеродистого расплава производилась при начальной температуре 1465–1580 °С.

Основные технологические параметры и энергетические затраты при внепечной обработке железоуглеродистого расплава методом ДГВ кремния с использованием различных РВБ приведены в таблице 4.

Для регистрации энергетических затрат внепечной обработки железоуглеродистого расплава методом ДГВ кремния была использована схема на основе двух однофазных прямооточных счетчиков типа СО-И449, класса точности 2 [12]. Точность измерений при использовании данной схемы составляла ~2,1 %.

МЕТАЛЛУРГИЯ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

Таблица 3

Основные параметры выплавки ферросилиция

Параметры	Марка ферросилиция			
	ФС20	ФС25	ФС45	ФС65
Мощность, МВ·А	21,5	20,1	21,8	20,8
Электрический КПД, %	88,9	89,6	87,1	87,5
Базовое содержание Si в сплаве, %	20,0	25,0	45,0	65,0
Расход шихты на 1 баз. т сплава, кг:				
– кварцита	370	552	1015	1930
– коксика	200	280	438	845
– железной стружки	810	780	558	250
Извлечение Si в сплав	0,943	0,965	0,940	0,921
Тепловой КПД, %	47,4	46,7	47,2	46,1
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	2185	2750	4880	7410

Таблица 4

Основные параметры обработки металла методом ДГВ кремния из песка

№ РВБ	Связка в РВС	Масса металла, кг	Время обработки, с	Мощность, кВт	Затраты электроэнергии, кВт·ч	Восстановление Si, %
1	ж. с.	34,80	241	14,8	0,710	36,19
2	ж. с.	34,60	321	13,74	0,924	42,44
3	ж. с.	31,00	530	8,823	1,299	21,87
4	к. п.	39,80	201	13,4	0,802	81,74
5	к. п.	44,89	406	11,25	1,257	79,10
6	цемент	44,69	520	10,53	2,102	23,04
7	цемент	49,89	463	13,71	1,473	37,28
8	к. п.	49,73	397	11,87	1,242	87,72
9	ж. с.+к. п.	45,00	408	10,26	1,304	68,56
10	ж. с.+к. п.	40,00	648	10,55	1,819	85,54
11*	ж. с.+к. п.*	39,85	394	9,293	1,326	65,37

*Борная кислота 3 %.

Кроме того, был использован расчетный метод определения энергетических затрат процесса ДГВ по методике, представленной в работе [2]. Результаты расчета затрат электроэнергии на процесс ДГВ кремния из песка представлены в таблице 5.

При сжигании блоков № 1, 2, 4 и 7 наблюдалось сильное остывание металла в процессе обработки; при этом тепла от горения электрической дуги было недостаточно для компенсации тепловых потерь, имеющих место при протекании восстановительных процессов, а также охлаждении металла, находящегося в тигле индукционной печи (имеющем водяное охлаждение), через футеровку и с зеркала расплава. Кроме того, при обработке блоками № 1, 2 и 7 не обеспечивалось синхронное расходование всех их кон-

структивных элементов, разрушалась каверна в торцевой части и дуга практически не заглублялась в шлак и расплав, что значительно ухудшало эффективность дугового нагрева. РВС блока № 4 в ходе горения практически не расходовалась. Обработка расплава блоками 3, 5, 6, 8–11 характеризовалась стабильным горением и синхронным расходом, а средние затраты электроэнергии на нагрев 1 т чугуна методом ДГВ кремния составили 13,375 кВт·ч/°С, что более чем в 2 раза меньше аналогичных затрат электроэнергии (~35 кВт·ч/°С), характерных для нагрева железоуглеродистого расплава в АКП. Также необходимо отметить, что расходованной электроэнергии было достаточно не только для компенсации тепловых потерь, но и для дополнительного подогрева металла.

Таблица 5

Баланс затрат электроэнергии на процесс ДГВ кремния из песка

№ РВБ	Расчетные затраты электроэнергии:														Общие затраты по счетчику, кВт·ч		
	нагрев РВС		распл. РВС		реакции восст. Si		нагрев и распл. ст. трубки КЭ		нагрев ЭС		нагрев металла		тепло с охлаждающей водой			общие затраты	
	кВт·ч	%	кВт·ч	%	кВт·ч	%	кВт·ч	%	кВт·ч	%	кВт·ч	%	кВт·ч	%		кВт·ч	%
3	0,323	25,70	0,032	2,52	0,316	25,16	0,097	7,71	0,014	1,14	0,387	30,83	0,087	6,93	1,255	100	1,299
5	0,081	7,25	0,010	0,89	0,299	26,59	0,054	4,78	0,008	0,72	0,515	45,80	0,157	13,96	1,124	100	1,257
6	0,345	16,80	0,034	1,64	0,255	12,43	0,063	3,05	0,009	0,46	0,952	46,39	0,395	19,25	2,052	100	2,102
8	0,116	10,46	0,014	1,29	0,473	42,58	0,054	4,84	0,008	0,73	0,354	31,83	0,092	8,27	1,112	100	1,242
9	0,138	11,31	0,014	1,17	0,336	27,58	0,041	3,36	0,006	0,50	0,443	36,31	0,241	19,76	1,220	100	1,304
10	0,116	6,28	0,012	0,65	0,354	19,10	0,065	3,53	0,010	0,52	0,969	52,31	0,326	17,60	1,852	100	1,819
11	0,081	8,95	0,008	0,93	0,189	20,81	0,051	5,56	0,007	0,82	0,286	31,42	0,287	31,53	0,910	100	1,326

Анализ данных, представленных в таблице 5, свидетельствует о том, что на нагрев металла в среднем затрачивается около 40 % электроэнергии, расходуемой на процесс ДГВ.

Ввиду больших затрат электроэнергии на нагрев металла при обработке блоками № 1 и 2 и значительного превышения полученных расчетных значений ее расхода над фактическими эти результаты не использовались в оценке энергетического баланса для проведенной серии экспериментов.

Довольно хорошие показатели степени восстановления кремния (65–85 %) получены при сжигании блоков с использованием комбинации связки ж. с. и к. п. 15 % и 10 % соответственно. Добавка 3 % борной кислоты в блок № 11 не обеспечила ожидаемых результатов по снижению температуры плавления РВС и увеличению степени восстановления кремния из песка. Поэтому в дальнейшем предполагается отказаться от добавки борной кислоты ввиду повышения себестоимости обработки и негативного влияния этой присадки на стойкость футеровки.

Библиографический список

1. Официальный сайт ассоциации «Русская сталь» [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <https://www.russtal.ru>.
2. Проценко, М. Ю. Разработка ресурсосберегающей технологии дугового глубинного восстановления марганца из шлака силикомарганца в железоуглеродистые расплавы [Текст] :

дис. ... канд. техн. Наук : 05.16.02 / Проценко Михаил Юрьевич ; ДонГТУ. — Лисичанск, 2017. — 191 с.

3. Основные показатели работы черной металлургии России в 2020 г. [Текст] / В. В. Катунин, Н. Г. Зиновьева, И. М. Иванова, Т. М. Петракова // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. — 2021. — Т. 77. — № 4. — С. 367–392.

4. Корнилов, Г. П. Анализ фактического КПД электродуговой сталеплавильной печи [Текст] / Г. П. Корнилов, П. А. Шулепов // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия : Энергетика. — 2017. — Т. 17. — № 4. — С. 33–38.

5. Журавлев, А. А. Расчеты материальных и энергетических балансов при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах [Текст] : учебно-методическое пособие / А. А. Журавлев, В. Ф. Мысик, А. В. Жданов ; Мин. обр. и науки РФ, Уральский федеральный университет. — Екатеринбург : ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б. Н. Ельцина», 2016. — 128 с.

6. Дюдкин, Д. А. Современная технология производства стали [Текст] / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко. — М. : Теплотехник, 2007. — 528 с.

7. Щедровицкий, Я. С. Высокремнистые ферросплавы [Текст] / Я. С. Щедровицкий. — Свердловск : Металлургиздат, 1961. — 256 с.

8. Емлин, Б. И. Справочник по электротермическим процессам [Текст] / Б. И. Емлин, М. И. Гасик. — М. : Металлургия, 1978. — 288 с.

9. Дашевский, В. Я. Ферросплавы: теория и технология [Текст] / В. Я. Дашевский. — М. : Издательский дом МИСиС, 2014. — 362 с.

10. Проценко, М. Ю. Сравнение эффективности легирования металла ферросплавами и методом дугового глубинного восстановления [Текст] / М. Ю. Проценко, С. В. Куберский, В. С. Эссельбах // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ДонГТУ, 2011. — Вып. № 35. — С. 211–220.

11. Использование метода дугового глубинного восстановления для извлечения кремния из песка в железоуглеродистые расплавы [Текст] / С. В. Куберский, М. Ю. Проценко, М. И. Воронько, И. А. Белан // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2019. — Вып. 14 (57). — С. 37–45.

12. Усовершенствование методики определения энергетических затрат процесса дугового глубинного восстановления [Текст] / С. В. Куберский, М. Ю. Проценко, М. И. Воронько, В. С. Заведия // Сб. науч. трудов ДонГТУ. — Алчевск : ГОУ ВПО ЛНР «ДонГТУ», 2020. — Вып. № 19 (62). — С. 61–66.

© Куберский С. В.

© Проценко М. Ю.

© Воронько М. И.

**Рекомендована к печати к.т.н., доц. каф. МЧМ ДонГТИ Должиковым В. В.,
зам. начальника ЦЛК Филиала № 1 «АМК» ООО «ЮГМК» Тарасовым В. Н.**

Статья поступила в редакцию 01.06.2022.

PhD in Engineering Kuberskiy S. V., PhD in Engineering Protsenko M. Yu., Voron'ko M. I.
(DonSTI, Alchevsk, LPR, shelengeer@mail.ru)

ANALYZING THE ENERGY BALANCE OF THE ARC DEPTH SILICON REDUCTION METHOD

The analysis of the main energy costs while using an electric arc in the technology of smelting and secondary steel making is carried out. The energy balance of process of the arc depth silicon reduction (ADR) from sand to an iron-carbon liquid-alloy has been compiled. The higher reheating efficiency of the liquid-alloy during ADR is shown in comparison with the ladle-furnace.

Key words: electric-arc furnace, ladle-furnace, arc depth reduction, silicon, sand, electric arc, energy balance, reheating.