

ЭНЕРГЕТИКА МЕТАЛЛУРГИИ, ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ

УДК 620.98: 669.1

ТЕХНИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ВНЕДРЕНИЯ АВТОНОМНОГО ЭНЕРГООБЕСПЕЧЕНИЯ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА В ОАО «УРАЛЬСКАЯ СТАЛЬ»

Бушуев А.Н.¹, Картавцев С.В.², Кулагин А.Ю.³

¹ Оренбургский государственный университет, Россия

² Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, Россия

³ ОАО «Орскнефтеоргсинтез», г. Орск, Россия

Аннотация. Произведен подбор основного оборудования автономной системы электросталеплавильного производства комбината на базе парогазового цикла с предварительным подогревом металлошахты выхлопными газами газовой турбины. Согласно усредненной схеме параллельной работы двух дуговых печей комбината проанализирован режим работы котла-утилизатора при переменной температуре и переменном составе утилизируемых газов, поступающих в котел после камеры нагрева с холодной металлошахтой. На основании анализа работы котла-утилизатора определен полный КПД автономной системы энергообеспечения.

Ключевые слова: дуговая сталеплавильная печь, котел-утилизатор, парогазовая установка, схема электроснабжения, электросталеплавильное производство.

Введение

Орско-Халиловский металлургический комбинат (сегодня ОАО «Уральская Сталь») основан в 1955 году в г. Новотроицк (Оренбургская обл.) на базе уникального месторождения природно-легированной железной руды и промышленных запасов известняка, никеля и огнеупорной глины.

Электросталеплавильное производство предприятия ОАО «Уральская Сталь» базировано на двух печах ДСП – 120. Предварительный подогрев металлошахты перед загрузкой в печь отсутствует.

При работе двух дуговых печей на предприятии каждая работает со смещением графика во времени относительно другой печи с целью минимизации промежутков времени параллельной работы.

Для упрощения дальнейших расчетов, анализируя паспорта плавок стали различных марок обеих печей, процесс выплавки может быть теоретически усреднен следующей временной схемой:

- 1) подготовка и завалка печи – 20 мин;
- 2) расплавление завалки – 5 мин;
- 3) подвалка (или заливка чугуна) – 5 мин;
- 4) расплавление и доводка – 35 мин.

Технические и технологические разработки

Отдельному рассмотрению предложена [1, 2] автономная система энергообеспечения (рис. 1), представляющая собой энергетический источник на базе парогазового цикла, обеспечивающий электросталеплавильное производство совместно электрической и тепловой энергией, вносимой в технологический процесс выплавки стали за счет предварительного подогрева лома перед плавкой. Система подразумевает подачу части φ выхлопных газов ГТУ в систему подогрева шахты (СПШ), представляющую собой бадью или шахту с засыпанным металлом, остаток ($1-\varphi$) подается непосредственно в котел-утилизатор (КУ). Охлажденный рабочий газ после СПШ также поступает в КУ, где обеспечивается дополнительное дожигание топлива в требуемом количестве B_2 для поддержания высокой температуры (более 1250°C) в целях деструкции диоксинов, образуемых при подогреве лома [2, 3].

При предлагаемой усредненной схеме работы печей, близкой к множеству реальных процессов плавления в ЭСПЦ ОАО «Уральская сталь» возможно осуществление параллельной работы автономной системы энергообеспечения с внешней сетью. При таком варианте энергоснабжения ЭСПЦ в моменты работы одной

печи полное энергообеспечение технологического процесса выплавки стали будет осуществляться от автономной системы, при одновременном включении обеих печей в сеть оптимально погашение половины электрической нагрузки от внешней сети. Усредненный график работы печей для данного случая приведен на **рис. 2**.

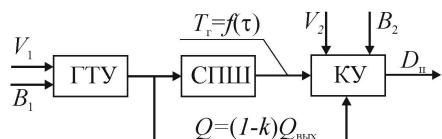


Рис. 1. Принципиальная схема работы системы подогрева металлического лома выхлопными газами ГТУ с последующей утилизацией в котле с дожиганием: B_1, V_1, B_2, V_2 – подача топлива и требуемого количества воздуха в камеру сгорания ГТУ и в котел-утилизатор соответственно; Q – тепло, вносимое в котел выхлопными газами ГТУ; $Q_{\text{вых}}$ – теплосодержание выхлопных газов ГТУ; φ – доля отбора выхлопных газов на подогрев лома; D_n – паропроизводительность (теплопроизводительность) котла; T – температура рабочего газа за слоем металломолома как функция от времени

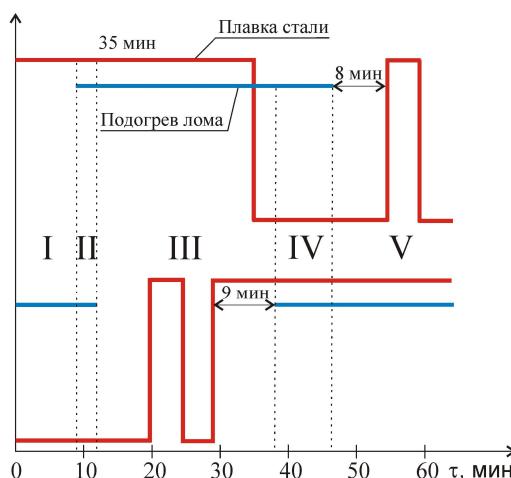


Рис. 2. Усредненный график работы двух ДСП с предварительным подогревом металлошахты

Во временной период I продолжительностью 9 мин производится подготовка печи №1 к загрузке, электрическая нагрузка отсутствует, также идет завершающий этап подогрева металлошахты. Нагрев был начат в предыдущем цикле совместной работы печей. В печи №2 начат период плавления дозагрузки и доводка печи. Загрузочная корзина печи №2 произвела дозагрузку в печь. Отбор выхлопных газов ГТУ отсутствует.

В период II (3 мин) электрическая нагрузка на сеть не изменяется. В загрузочной корзине

печи №1 идет завершающий этап подогрева металлошахты. В загрузочной корзине печи №2 начинается предварительный подогрев металлошахты подключением к ГТУ загрузочной корзины, что приводит к двукратному увеличению тепловой нагрузки и отбора газов турбины.

В течение периода III (27 мин) производится подключение печи №1 к сети (на 20-й минуте), плавление в течение 5 мин, остановка, дозагрузка и начало основного периода плавления. К концу периода завершается выплавка стали в печи №2 и осуществляется выпуск стали. Производится отключение загрузочной корзины печи №1 и ее транспортировка к печи. В корзине печи №2 подогрев металлошахты продолжается.

В период IV (8 мин) продолжается выплавка стали в печи №1, ведется подготовка печи №2. Начинается подогрев металлошахты в первой загрузочной корзине. Подключение приводит к двукратному возрастанию отбора выхлопных газов ГТУ. В корзине печи №2 ведется завершающий этап подогрева металлошахты.

В период V (18 мин) ведется завершающий этап выплавки стали в печи №1 и продолжается подогрев металлошахты. В данный период оканчивается подготовка печи №2, проводится загрузка, первоначальное расплавление и дозагрузка печи, начинается основное плавление стали. Выплавка будет окончена в следующем цикле. Подогрев металлошахты для печи окончен. Общая тепловая нагрузка снижается в 2 раза.

На 66-й минуте графика работы печей начинается следующий цикл, в точности повторяющий предыдущий. Предлагаемая упрощенная схема работы печей допускает всего 15 мин одновременной работы печей за цикл (примерно 23% от общего времени цикла) и 11 мин совмещенной работы двух загрузочных корзин.

Как показывает усреднение данных по месячным расходам электроэнергии ЭСПЦ за 2013 год, средняя мощность обеих печей лежит в пределах 24–26 МВт, т.е. печь находится под током в среднем 50% времени выплавки стали. Две печи предприятия составляют порядка 80% суммарной нагрузки ЭСПЦ. По среднемесячным данным электрических нагрузок цеха, суммарные нагрузки за исключением печей составляют порядка 14,5 МВт.

При оценке эффективности автономной системы энергообеспечения принимается вариант работы системы на электроснабжение всего цеха и одной дуговой печи, включая покрытие тепловой нагрузки нагрева лома обеих печей в электроплавильном цеху. Полная требуемая электрическая мощность в данном случае, с учетом повышающе-

го коэффициента запаса 1,25, составит 101,4 МВА.

Оптимальная доля электрической мощности ГТУ в системе лежит в пределах $\Theta = 0,34 - 0,38$ [1]. Допускаемый коэффициент $\Theta = 0,34$, принимается к установке основное оборудование автономной системы: газовая турбина Siemens SGT-700 номинальной мощностью 32,2 МВт в паре с электрогенератором ТТК-32-К-2УЗ-Г, паровая турбина Siemens SST-300 в паре с электрогенератором ТТК-50-К-2УЗ-П и котел-утилизатор с дожиганием топлива паропроизводительностью 220 т/ч.

Существующая схема электроснабжения ЭСПЦ не исключает возможности переподключения оборудования к автономной системе энергообеспечения при одновременном сохранении подстраховки от внешней сети.

Упрощенная схема электроснабжения ЭСПЦ с подключенной автономной системой изображена на рис. 3. Подключение каждой ДСП к автономной системе и к внешней сети может осуществляться вакуумным выключателем ВБЦ-35-20/1600УЗ, позволяющим производить переключения согласно программированному графику. Трансформаторы собственных нужд цеха будут подключены непосредственно к автономной си-

стеме. Отключение автономной системы от промежуточной шины может осуществляться разъединителем РР3-35/2000УЗ, что позволит периодически подключать каждую ДСП к системе и к внешней сети согласно запрограммированному графику работы системы энергообеспечения.

По условиям работы рассматриваемой системы энергообеспечения в котле-утилизаторе должна осуществляться деактивация токсичных продуктов, образующихся при нагреве металлошлаков, для чего требуется температура не менее 1250°C в течение 2 с. Расчеты показывают, что помимо газов ГТУ для выработки необходимого количества пара в КУ достаточно подавать только природный газ, воздух не требуется по причине избыточного количества кислорода в отходящих газах ГТУ (коэффициент избытка кислорода в топке котла лежит в пределах 1,02–1,19). При таких коэффициентах избытка кислорода в сочетании с относительно низкими концентрациями кислорода в газах ГТУ и отсутствии необходимости в подаче воздуха в топку КУ использование типовых котельных установок высокого давления, применяемых на теплоэлектростанциях, невозможно.

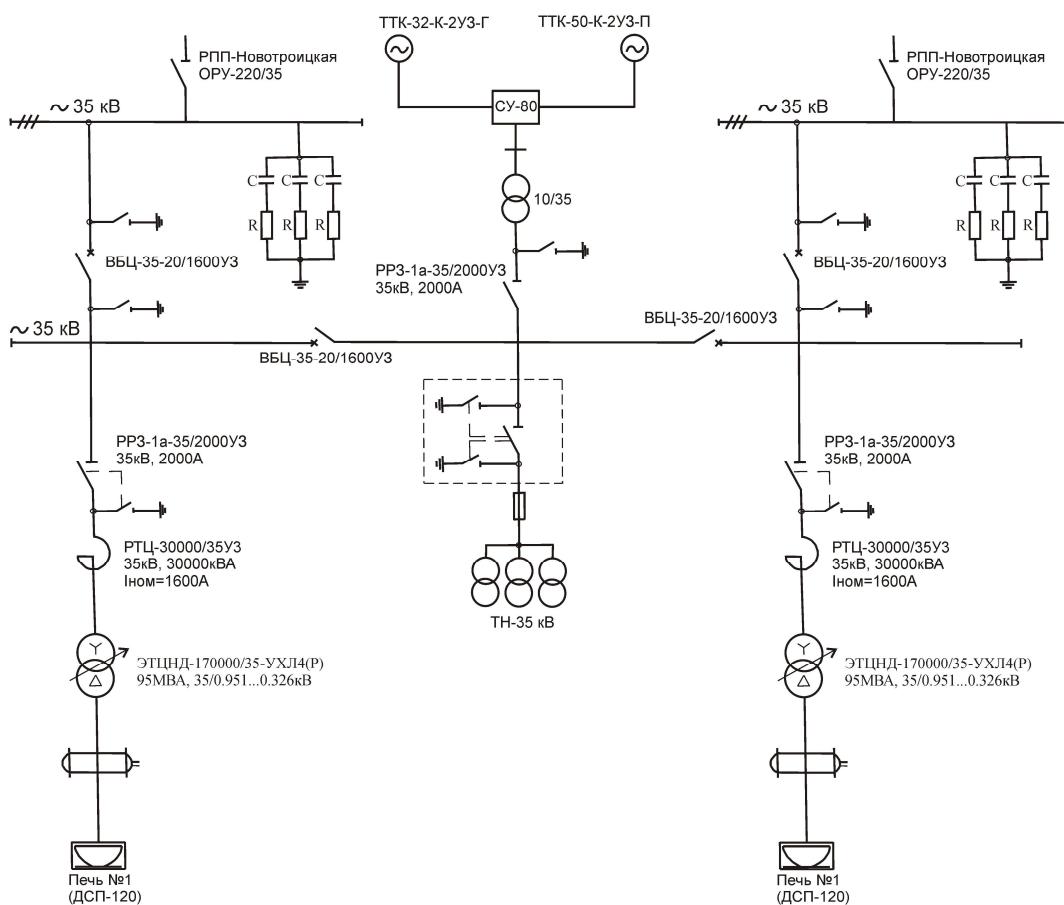


Рис. 3. Упрощенная схема электроснабжения ЭСПЦ с автономной системой: СУ-80 – синхронизирующее устройство на 2 электрогенератора мощностью 80 МВт

Анализ работы парового котла в переменном режиме необходим для уточнения основных показателей автономной системы энергообеспечения в реальных условиях производства ОАО «Уральская сталь». Рассмотрению подлежит вариант работы системы с обеспечением подогрева металлошихты в двух загрузочных корзинах для обеих ДСП согласно графику (см. **рис. 2**).

Массовый расход газов на выхлопе турбины в нормальном режиме составляет 93,5–95 кг/с, задаваемый удельный массовый расход греющих газов для металлошихты – 0,35 кг/с [1] на 1 т, масса засыпки в корзине – 90 т.

При вышеуказанных условиях адиабатическая температура горения составляет 1468–1528°C, что допускает возможность не экранировать топочную камеру в целях выдержки дожигаемых газов при температуре выше 1250°C дольше 2 с. Кроме того, применение питательной воды с температурой 230°C делает невозможным охлаждение уходящих газов до экономичных значений температур. Следовательно, деаэрацию питательной воды необходимо производить в атмосферном деаэраторе с целью снижения температуры питательной воды до 104°C.

Компоновка поверхностей нагрева может быть различной. Для изучения зависимостей изменения теплового режима котла авторами выполнен тепловой конструктивный расчёт котла П-образной компоновки и поминутный расчёт основных параметров. Расположение поверхностей нагрева в газоходах котла принято следующее: на выходе из топки расположен пароперегреватель, за ним следует испаритель с принудительной циркуляцией и на выходе – водяной экономайзер.

При движении продуктов сгорания по газовому тракту соотношение лучистого и конвективного теплообмена в передаче тепла непрерывно снижается. Доля лучистого теплообмена составляет 21,9–22,9% в пароперегревателе и 2,9–3,5% в водяном экономайзере. Как видно из **рис. 4**, направления изменения тепловосприятия в поверхностях нагрева с существенным (пароперегреватель) и несущественным (водяной экономайзер) влиянием лучистого теплообмена противоположны. Из этого можно сделать вывод, что причиной является обратная зависимость коэффициентов теплоотдачи излучением и конвекцией от времени процесса.

Оценка влияния колебания степени черноты и температуры газов на изменение лучистого теплообмена в газоходе с пароперегревателем показывает, что изменение степени черноты даёт до 14,6% изменения лучистого теплообмена, а изменение температуры – до 7,2%.

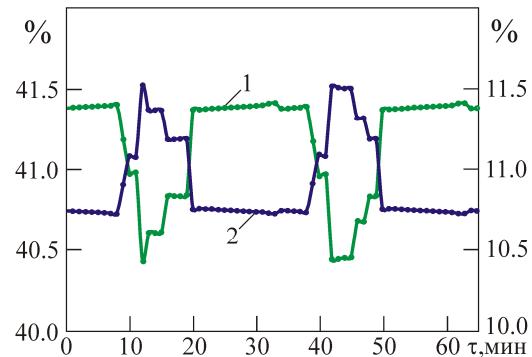


Рис. 4. Зависимость тепловосприятия поверхностей нагрева (%) от времени процесса $\tau, \text{мин}$:
1 – пароперегреватель; 2 – водяной экономайзер

Оценка влияния изменения скорости движения продуктов сгорания и теплофизических свойств на конвективный теплообмен в водяном экономайзере показывает их приблизительно равный вклад в изменение коэффициента теплоотдачи конвекцией.

Сравнение зависимостей теплоотдачи излучением от газов к пароперегревателю и конвекцией к экономайзеру во времени указывает на обратную зависимость данных коэффициентов от времени процесса.

Изучение влияния изменений различных факторов теплового и аэродинамического режимов работы котла на коэффициент полезного действия котельного агрегата показывает его сильную взаимосвязь с адиабатической температурой горения (**рис. 5**).

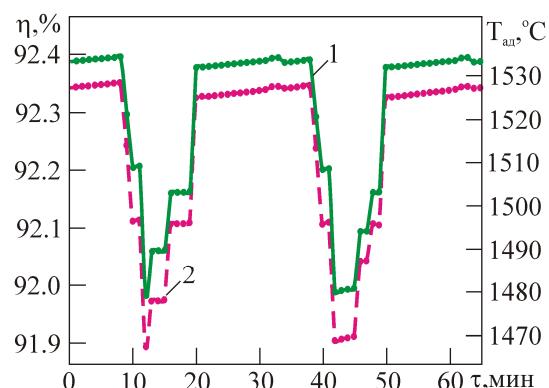


Рис. 5. График изменения КПД бруто и температуры газа в котле: 1 – кривая КПД бруто (%); 2 – кривая температура на выходе из топки (°С)

Экономическая оценка предлагаемого внедрения в технологический процесс выплавки стали на предприятии показывает положительные результаты. По данным проектов генерирующей компании «Квадра» стоимость подобного проекта может составлять порядка 5–6 млрд руб. на 2014 год. Кривые срока окупаемости при различной стоимости покупной энергии (по регионам России – от 3 до 4

руб. за 1 кВт·ч) представлены на **рис. 6**. По условиям предприятия ОАО «Уральская Сталь» срок окупаемости системы энергообеспечения составляет менее 5 лет. Учет высвобождаемой тепловой энергии регенеративных отборов турбины снижает данный показатель на 6%.

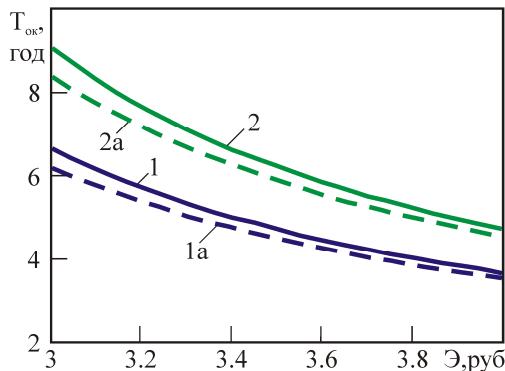


Рис. 6. Срок окупаемости $T_{ок}$ (год) проекта от стоимости покупной электроэнергии \mathcal{E} (руб. за 1 кВт·ч) при различных стоимостих системы энергообеспечения: 1–5 млрд руб; 2–6 млрд руб; 1a, 2a – то же самое, но с учетом тепловой энергии паровых отборов турбины

Заключение

Следует отметить, что подогрев металлошахты при данном варианте энергообеспечения сокращает процесс выплавки стали на 5 мин, т.е. продолжительность работы печи под током снижается на 11,1%, что приводит к сокращению энергоемкости конечного продукта (стали) на 6–7% (в зависимости от варианта шихтовки). Добавка жидкого чугуна в ДСП в количестве 20–40% приводит к сокращению расхода электроэнергии на 17–35% [5]. Работа ДСП при таком варианте шихтовки подразумевает продувку ванны расплава кислородом, что приводит к значительному образованию печных газов, состоящих в среднем на 40% из CO и 60% из CO₂.

Подогрев металлошахты данными газами может обеспечить нагрев до 200–300°C, т.е. непосредственную интенсификацию процесса плавления. Однако подогрев металлошахты ведет к неизбежной деструкции полимерных загрязнений, содержащихся в ломе (до 10 кг на 1 т), что требует дожигания газов с резким охлаждением. Также дожигание требуют 40–45% CO, содержащихся в газах. Дожигание необходимо осуществлять техническим кислородом, т.к. подсос воздуха в этих целях приводит к значительной перегрузке систем очистки уходящих газов и к недостаточной деактивации диоксинов и фуранов. Дополнительный расход кислорода значительно увеличивает энергоемкость стали.

При сравнении с вариантом работы ДСП с добавкой 20–40% чугуна в печь, подогревом лома отходящими газами печи и дожиганием газов в газоходе печи сокращение энергоемкости конечного продукта при автономном энергообеспечении составляет порядка 9–12%. Учет более высокого КПД выработки электроэнергии приводит к относительному понижению данного показателя дополнительно на 11,2%.

Список литературы

1. Бушуев А.Н., Кулагин А.Ю., Картавцев С.В. Энергетическая оценка показателей эффективности автономной системы энергообеспечения электросталеплавильного производства // Промышленная энергетика. 2014. №6. С. 24–29.
2. Бушуев А.Н., Шабловская Е.Б. Энергетическая оценка дожигания вредных выбросов, образуемых при предварительном подогреве загрязненного металлического лома газами умеренной температуры в электросталеплавильном производстве // Вестник Казанского технологического университета. 2013. Т. 16. № 15. С. 34–41.
3. Тепловой расчет котлов (Нормативный метод). Изд. 3-е, перераб. и доп. СПб.: НПО ЦКТИ, 1998. 256 с.
4. Хамалян Д.М., Каган Я.А. Теория горения и топочные устройства: учеб. пособие для вузов. М.: Энергия, 1976. 488 с.
5. Оценка энергоемкости стали, выплавленной в дуговых сталеплавильных печах / Михайловский В.Н., Агапитов Е.Б., Бигеев В.А., Каблукова М.С. // Электрометаллургия. 2011. №9. С. 17–18.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

TECHNICAL EVALUTION OF INDEPENDENT POWER SUPPLY OF ELECTRIC FURNACE STEELMAKING IMPLEMENTED AT OJSC URAL STEEL

Bushuev Anton Nikolaevich – Assistaut Professor, Orsk Humanitarian and Technological Institute (branch), Orenburg State University, Russia. E-mail: nielsen1@mail.ru.

Kartavtsev Sergey Vladimirovich – D.Sc. (Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia. E-mail: kartavzw@mail.ru.

Kulagin Alexey Yurievich – Ph.D. (Eng.), Deputy Head of the Steam-, Gas-, Air Supply Shop, OJSC Orsknefteorgsintez, Russia. Phone: +7 (3537) 342 271. E-mail: aukulagin@mail.ru.

Abstract. Main equipment of an independent system of the electric steelmaking division of the works on the basis of a combined cycle with metallic charge (scrap) preheating by the exhaust gases of the gas turbine is se-

lected. According to an average flow chart of parallel operation of two electric arc furnaces at the works, we analyzed the operation of the recovery boiler at a variable temperature and a variable composition of recyclable gas-

es entering the boiler after the heating chamber with cold metallic charge. Based on the analysis of the recovery boiler the overall efficiency of an independent power supply system is defined.

Keywords: electric arc furnace, recovery boiler, combined-cycle plant, power supply diagram, electric furnace steelmaking.

References

1. Bushuev A.N., Kulagin A.Yu., Kartavtsev S.V. Power performance evaluation of an independent power supply system of electric furnace steelmaking. *Promyshlennaya energetika* [Industrial Power Engineering]. 2014, no. 6, pp. 24-29.

2. Bushuev A.N., Shablovskay E.B. Power evaluation of reheating of hazardous emissions, while preheating impure scrap with gases of a moderate temperature in electric steelmaking. *Vestnik Kazanskogo tekhnologicheskogo universiteta* [Bulletin of the Kazan Technological University]. 2013, vol. 16, no. 15, pp. 34-41.
3. Thermal design of boilers (standard method). 3rd edition, rev. and ext. St. Petersburg: NPO TsKTI, 1998, 256 p.
4. Khzmalyan D.M., Kagan Ya.A. *Teoriya gorenija i topochnye ustroistva: ucheb. Posobie dlya vuzov* [Theory of combustion and furnaces: teaching aid for higher schools]. Moscow: Energy, 1976, 488 p.
5. Mikhailovsky V.N., Agapitov E.B., Bigeev V.A., Kablukova M.S. Assessment of the energy intensity of steel produced in electric arc furnaces. *Elektrometallurgiya* [Electrometallurgy], 2011, no. 9, pp. 17-18.

УДК 621.314.53621.314.5

ВНЕШНИЕ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ КОМПЕНСИРОВАННЫХ ВЫПРЯМИТЕЛЕЙ С ВЕКТОРНЫМ УПРАВЛЕНИЕМ

Хохлов Ю.И., Сафонов В.И., Лозингер П.В.

Южно-Уральский государственный университет (НИУ), г. Челябинск, Россия

Аннотация. Получены зависимости, описывающие внешние и энергетические характеристики двухфазных компенсированных выпрямителей, выполненных по двум схемам: в случае подключения звена управления к шинам постоянного тока диодного выпрямителя; в случае его подключения к питающей сети через промежуточный активный преобразователь. Рассмотрены особенности характеристик в этих случаях. Реактивная мощность, потребляемая из сети, существенно зависит от способа управления. Сделан вывод о целесообразности использования первой схемы только в случае компенсированного выпрямителя.

Ключевые слова: Компенсированный выпрямитель, векторное управление, внешние характеристики, энергетические характеристики, плавное регулирование выпрямленного напряжения.

Введение

Необходимым условием ведения таких технологических процессов, как электролиз алюминия, цинка, магния и других металлов, является применение источника регулируемого постоянного напряжения [1]. Традиционно в качестве такого источника питания используются компенсированные либо некомпенсированные выпрямительные агрегаты, в которых применяется фазовый способ регулирования выпрямленного напряжения за счет использования тиристоров в качестве силовых ключей, либо дросселей насыщения в силовых цепях. Однако фазовый способ управления ведет к уменьшению коэффициента мощности за счет возрастания вместе с углом управления потребляемой выпрямителем из сети реактивной мощности даже в случае его исполнения в компенсированном варианте [2]. В патентах [3, 4] представлены способы управления выпрямительным агрегатом, позволяющие регулировать выпрямленное напряжение без уменьшения коэффициента мощности. Это осуществляется

за счет внесения последовательно с напряжением сети через вольтодобавочный трансформатор напряжения управления, созданного дополнительно введенным автономным инвертором напряжения с широтно-импульсной модуляцией (ШИМ). Вопросы экспериментального исследования протекающих в управляемых упомянутым способом преобразователях описаны в [5-7]. В настоящей работе проведено исследование внешних и энергетических характеристик компенсированного выпрямительного агрегата с векторным управлением.

Материалы и методы исследования

В силу возможности дальнейшего обобщения полученных результатов на многофазные схемы исследование проведено на примере двухфазного компенсированного выпрямителя. Выражения, описывающие протекающие в таком выпрямителе электромагнитные процессы, представлены в [8]. На основании этих выражений получены внешние и энергетические характеристики данного выпрямителя.