

УДК 669.187.25:669.15'74-194

## ВЫПЛАВКА ВЫСОКОМАРГАНЦОВИСТОЙ СТАЛИ В ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ. ТЕХНОЛОГИЯ. СООБЩЕНИЕ 1\*

*Вдовин К.Н.<sup>1</sup>, д.т.н., профессор, заведующий кафедрой литейного производства  
и материаловедения (kn.vdovin@gmail.com)*

*Феокистов Н.А.<sup>1</sup>, к.т.н., старший преподаватель кафедры литейного производства  
и материаловедения*

*Сеницкий Е.В.<sup>1</sup>, к.т.н., доцент кафедры литейного производства и материаловедения*

*Горленко Д.А.<sup>1</sup>, ассистент кафедры литейного производства и материаловедения*

*Дуров Н.А.<sup>2</sup>, к.т.н., старший преподаватель кафедры экстракции и рециклинга черных металлов*

<sup>1</sup>Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова  
(455000, Россия, г. Магнитогорск, Челябинская обл., пр. Ленина, 38)

<sup>2</sup>Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»  
(119049, Россия, Москва, Ленинский пр., 4)

**Аннотация.** Рассмотрена усовершенствованная технология выплавки марганцовистой стали марки 110Г13Л в дуговой сталеплавильной печи емкостью 25 т методом окисления. Рассмотрены все основные периоды ведения плавки. Представлены данные по исследованию шлакового режима процесса выплавки стали. Расчетным путем с применением практических данных по химическому составу шлаков окислительного и восстановительного периодов проведена оценка активности кислорода в металле. Графически показана зависимость активности кислорода в металле от суммарного содержания оксидов марганца и железа в шлаке. Кроме того, рассмотрена методика определения необходимого количества алюминия для раскисления металла с целью получения его требуемого количества в готовом металле. Исследовано влияние концентрации алюминия в металле на ударную вязкость марганцовистой стали.

**Ключевые слова:** марганцовистая сталь, электродуговая печь, технология выплавки, восстановительный период, активность кислорода, шлаковый режим, раскисление, ударная вязкость.

DOI: 10.17073/0368-0797-2015-10-735-739

Высокомарганцовистые стали, содержащие от 9 до 15 % марганца, широко применяются для производства деталей горнорудной, машиностроительной, металлургической, железнодорожной и других отраслей промышленности. Широкое применение этой стали обусловлено уникальным свойством – повышение механических и эксплуатационных свойств под действием ударных нагрузок [1].

В настоящее время к качеству литых деталей из марганцовистых сплавов, эксплуатирующихся на горнодобывающих и перерабатывающих предприятиях, предъявляются все большие требования в связи с увеличением объемов добываемой руды и более глубокой ее переработкой. Одним из определяющих факторов качества выплавленного металла, а соответственно и качества отливок, является технология выплавки стали марки 110Г13Л.

Основной задачей проводимых исследований является совершенствование технологии выплавки высокомарганцовистой стали в дуговой печи, а именно процессов диффузионного и осадочного раскисления

стали с целью получения заданной конечной концентрации алюминия в металле.

В литейных цехах до настоящего времени использовалась технология выплавки стали по техническим условиям, которая известна из многолетнего опыта производства отливок из стали марки 110Г13Л. Для совершенствования этой технологии и получения более высокого уровня механических свойств, в частности ударной вязкости, предложен новый подход к выплавке стали в дуговой печи.

Для выплавки стали марки 110Г13Л методом окисления шихту подбирают таким образом, чтобы содержание углерода по расплавлению было выше верхнего предела на  $0,3 \pm 0,15\%$  [2]. Металлошихту составляют из 20 – 30 % мелкого лома, 20 – 30 % крупного, 40 – 60 % среднего. На дно загрузочной корзины помещают мелкий лом, затем тяжелый и средний, а наверх – мелкий лом и чугуны. Отходы электродов, кокс загружают на подину печи перед завалкой [3, 4]. Известь присаживают перед завалкой шихты в печь в количестве 2 – 3 % от массы завалки.

После окончания завалки проводят расплавление шихты. Изначально расплавление ведут на средней ступени напряжения. Когда под электродами образуются

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 15-1910020). В работе приняли участие А.А. Нефедьев, А.А. Метелкин.

колодцы, трансформатор переключается на максимальную допустимую мощность (2 – 3 ступень). После полного расплавления отбирают пробу металла для определения химического состава расплава и пробу шлака для определения основности и содержания в нем оксидов марганца и железа [2]. Далее проводят рудное кипение металла, в процессе которого частично снижаются концентрации углерода и фосфора в расплаве. Для проведения рудного кипения в печь подают окислитель – окалину или агломерат в два-три приема из расчета 13 – 20 кг на тонну шихты. На каждые 10 кг окислителя вводят 5 кг извести. Образующийся жидкоподвижный шлак скачивают самотеком или посредством скребка и наводят новый в течение всего рудного периода.

Спустя 15 мин после начала рудного кипения с интервалом в 10 мин отбирают пробы металла для определения его химического состава и расчета скорости выгорания углерода и дефосфорации. При достижении концентрации углерода выше верхнего предела на 0,05 % прекращают подачу окислителя в печь.

После окончания рудного кипения шлак скачивают полностью и начинают период чистого кипения. Новый шлак наводят путем присадок извести и плавикового шпата в соотношении 4:1 из расчета получения 2 – 3 % шлака от массы металла и основности не менее 2,0, в противном случае применяют меры по его корректировке.

Задачей периода чистого кипения является получение требуемого содержания углерода в металле, удаление неметаллических включений и газов. В течение всего периода отбирают пробы металла и шлака для контроля содержания углерода и марганца в металле.

Следующим технологическим этапом является раскисление металла и шлака. Сначала в ванну вводят 50 – 60 % расчетного количества ферромарганца, далее ферросиликоалюминий из расчета ввода 0,2 – 0,3 кг кремния на тонну металла и через 5 – 7 мин подают ферросилиций ФС45 или ФС65 из расчета получения заданного количества согласно марке стали. Затем через 5 – 7 мин вводят оставшееся количество ферромарганца.

В случае, если концентрация кремния в металле находится ниже допустимой, то ферросилиций вводят непосредственно в ковш.

Обработку печного шлака проводят раскислительной смесью состоящей из извести, ферросиликоалюминия или ферросилиция, кокса молотого, плавикового шпата. Дополнительно шлак раскисляют гранулированным алюминием, сечкой или другими алюминий-содержащими материалами.

Окончив выплавку, отбирают пробу расплава для определения его химического состава, после чего производят либо корректировку, либо выпуск металла.

В процессе выпуска расплава на его струю подают алюминий из расчета 0,8 – 1,2 кг/т стали. После наполнения ковша отбирают пробу для определения химического состава выплавленного металла [5].

Шлаковый режим процесса выплавки стали существенно влияет на механические свойства марганцовистой стали, особенно на ударную вязкость.

Работа со шлаком сводится к получению требуемой технологическими инструкциями его основности и окисленности, а также концентраций основных оксидов. Содержание в шлаке оксидов железа и марганца в восстановительный период плавки оказывает влияние на окисленность металла, которую необходимо знать для определения достаточного количества алюминия, вводимого в сталь для ее глубинного раскисления, а также для прогнозирования количества легирующих и модифицирующих добавок.

Известно, что для получения наиболее высоких значений механических свойств стали требуется, чтобы остаточное содержание алюминия в металле не превышало 0,04 % [6]. Проанализировав паспорта плавки марганцовистой стали в 25-т дуговой сталеплавильной печи за два года, установили, что при вводе одинакового количества алюминия для раскисления (1,2 кг на 1 т жидкого металла) концентрация алюминия в металле варьируется от 0,01 до 0,09 % из-за колебаний окисленности металла, а ударная вязкость – в пределах от 170 до 289 Дж/см<sup>2</sup>, что в последствии сказывается на эксплуатационной стойкости детали.

Снизить окисленность металла возможно путем диффузионного раскисления шлака восстановительного периода [5, 7, 8].

Авторы работы [7] предложили уравнение, по которому можно определить содержание в конечном шлаке оксидов железа и марганца, зная активность кислорода в металле и концентрацию марганца в нем:

$$(\text{MnO}) + (\text{FeO}) = a_{[\text{O}]}(180,3 + 706,8[\text{Mn}]); \quad (1)$$

здесь (MnO) и (FeO) – содержание оксидов марганца и железа в шлаке, %;  $a_{[\text{O}]}$  – активность кислорода в жидкой стали, %; [Mn] – концентрация марганца в металле, %.

Используя данные химического состава шлаков, провели расчет активности кислорода в жидкой стали до и после проведения восстановительного периода. Расчет выполнен для сталей, в которых содержание марганца составляло от 11,0 до 13,0 %. Полученные результаты представлены на рис. 1, откуда видно, что содержание оксидов железа и марганца в шлаке после проведения окислительного периода может достигать не более 50 %. В процессе диффузионного раскисления стали происходит снижение как оксидов железа и марганца в шлаке, так и активности кислорода в стали. Но в ряде случаев, активность кислорода в металле остается высокой [8].

Для предотвращения этого процесса сталь раскисляют преимущественно алюминием, содержание которого в стали должно находиться в строго определенных пределах, так как он оказывает влияние на концентрацию кислорода в стали и образует неблагоприятные

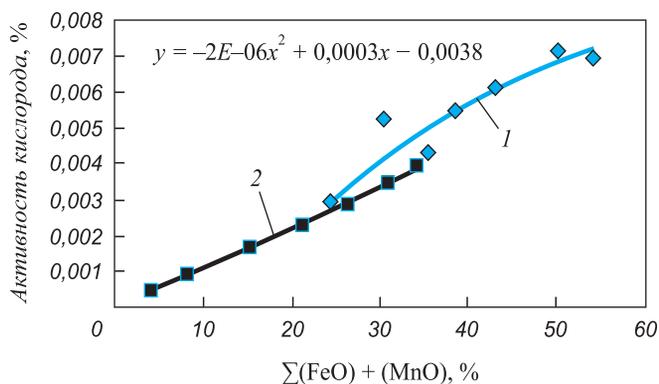


Рис. 1. Активность кислорода в жидкой стали в зависимости от содержания оксидов железа и марганца в шлаке:

1 и 2 – до и после проведения восстановительного периода

Fig. 1. Oxygen activity in liquid steel in dependence on ferric oxide and manganese content in slag:

1 and 2 – before and after the implementation period

включения оксида алюминия остроугольной формы, которые при большом их количестве существенно снижают механические свойства сталей [9, 10].

По методике [11] проведен расчет количества алюминия в зависимости от активности кислорода в жидкой стали после проведения восстановительного периода. Для проведения расчета взята средняя активность кислорода в стали 0,002135 %.

Расчет остаточного количества алюминия, при котором кислород будет находиться в равновесном состоянии и не выделяться при кристаллизации стали, проведен по эмпирическому уравнению [11]

$$\lg a_o = -4,228 - 1,238[A].$$

Рассчитав равновесное содержание алюминия в металле, получили его значение, равное 0,05 %.

Далее проведен расчет необходимого количества раскислителя (алюминия) по следующим формулам [11]:

- для уменьшения концентрации кислорода от исходной до требуемой

$$Q_{\text{раск1}} = \frac{1000 nA_R}{[R_p] mA_o} (a_o^* - a_o), \quad (2)$$

где  $Q_{\text{раск}}$  – количество раскислителя, кг/т;  $R_p$  – количество основного элемента в раскислителе, %;  $A_R, A_o$  – относительная атомная масса элементов в образующемся оксиде;  $n, m$  – индексы элементов в оксиде;  $a_o^*$  и  $a_o$  – исходное и требуемое количество кислорода в стали, %;

- для связывания кислорода, поступающего при вторичном окислении

$$Q_{\text{раск2}} = \frac{1000 nA_R}{[R_p] mA_o} C_o, \quad (3)$$

где  $C_o$  – количество кислорода, поступающего в сталь при вторичном окислении, %;

- для получения требуемого остаточного содержания алюминия в стали

$$Q_{\text{раск3}} = \frac{1000 nA_R}{[R_p] mA_o} ([R] - [R^*]), \quad (4)$$

где  $R$  и  $R^*$  – исходное и конечное содержание основного элемента-раскислителя в сплаве, %.

Для проведения расчетов использованы практические данные по содержанию кислорода в марганцевистой стали до и после ее выпуска из печи. Исходное содержание кислорода в среднем составляло 0,011 %. В качестве равновесной (требуемой) концентрации кислорода в марганцевистой стали приняли значение 0,002 %, которое взято из упрощенного выражения  $[C] \cdot [O] = 0,0022$  [12, 13], удовлетворительно описывающего равновесное соотношение углерода и кислорода в стали. Концентрация углерода в марганцевистой стали принята равной 1,1 %.

В процессе раскисления стали алюминием образуется оксид  $Al_2O_3$ , который был учтен в расчетах необходимого количества раскислителя.

В процессе выпуска металла из печи происходит его вторичное окисление и насыщение кислородом в среднем на 0,005 % [14, 15].

После проведения расчетов получили  $Q_{\text{раск1}} = 0,1$  кг/т;  $Q_{\text{раск2}} = 0,06$  кг/т;  $Q_{\text{раск3}} = 0,51$  кг/т. Суммарное количество алюминия составляет  $0,67 \approx 0,7$  кг/т.

После проведения опытных плавки установлено, что значение концентрации алюминия, полученное расчетным путем, хорошо сходится с фактическими концентрациями (рис. 2).

В ходе исследований было оценено влияние алюминия на уровень ударной вязкости как наиболее структурно чувствительного свойства стали.

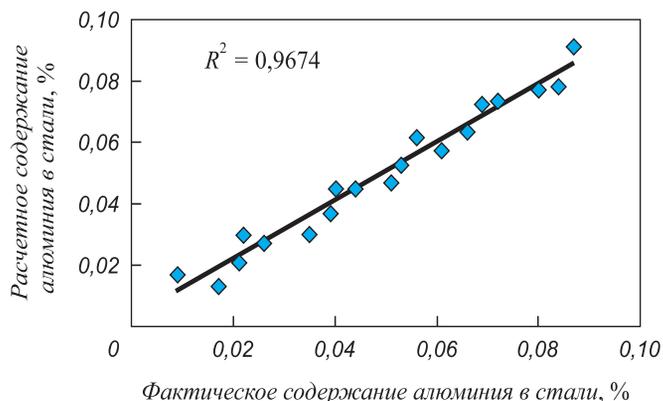


Рис. 2. Соотношение между фактическим и расчетным содержанием алюминия в стали марки 110Г13Л

Fig. 2. Ratio between factual and calculating content of aluminum in 110G13L steel

**Выводы.** На качество стали марки 110Г13Л оказывают влияние такие технологические факторы, как последовательность технологических операций при ее выплавке, основность и окисленность шлака. Качественное диффузионное раскисление позволяет понизить активность кислорода более чем в два раза, что следует учитывать при раскислении стали. При этом происходит снижение суммарного содержания оксидов железа и марганца в шлаке в среднем с 40–50 до 10–20%. Алюминий оказывает значительное влияние на ударную вязкость марганцовистой стали. Максимальное значение ударной вязкости наблюдается при содержании алюминия 0,04–0,05%. Предложенный способ расчета количества отдаваемого алюминия для раскисления металла позволяет получить его содержание в заданном количестве.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Давыдов Н.Г., Блажих Б.М., Бигеев А.М. К вопросу повышения качества отливок из высокомарганцовистой стали 110Г13Л. – Томск: изд. ТГУ, 1972. – 139 с.
2. Давыдов Н.Г. Высокомарганцовистая сталь. – М.: Metallurgia, 1979. – 176 с.
3. Морозов А.Н. Современное производство стали в дуговых печах. 2-е изд. – Челябинск: Metallurgia, 1987. – 175 с.
4. Ярополов И.И., Нещетаев А.В. Плавка стали в электрических печах: Учебн. пособие. – СПб.: Изд-во политех. ун-та, 2005. – 142 с.
5. Производство стальных отливок / Л.Я. Козлов, В.М. Колокольцев, К.Н. Вдовин и др. Учебник для вузов. – М.: МИСИС, 2005. – 351 с.
6. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А. Влияние серы, кальция, алюминия на пластические свойства металла. В кн.: Теория и технология металлургического производства: Межрегион. сб. науч. тр.; под ред. В.М. Колокольцева. – Магнитогорск: изд. МГТУ, 2010. Вып. 10. С. 107–113.
7. Лихолобов Е.Ю. Повышение качества отливок из высокомарганцовистой стали совершенствованием процесса ее плавки и внепечной обработки. Автореф. дис. канд. техн. наук. М., 2012. 16 с.
8. Чайкин В.А., Чайкин А.В., Феоктистов Н.А. Повышение эффективности диффузионного раскисления при выплавке стали в

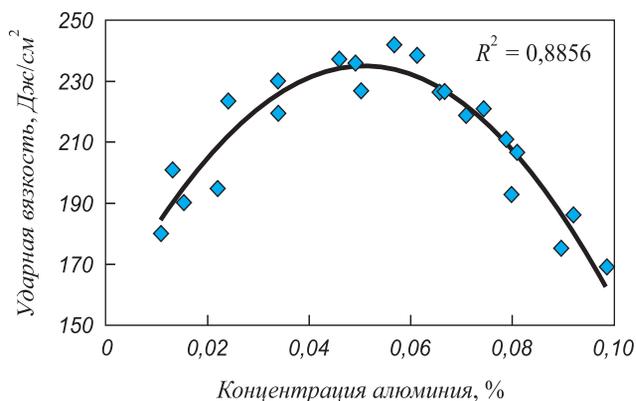


Рис. 3. Влияние концентрации алюминия в металле на ударную вязкость стали марки 110Г13Л

Fig. 3. Influence of aluminum concentration in metal on impact strength of 110G13L steel

- кислых и основных дуговых электропечах // Литейщик России. 2012. № 8. С. 40–42.
9. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Производство стали. Т. 1. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки. – М.: Теплотехник, 2008. – 528 с
10. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Современная технология производства стали. – М.: Теплотехник, 2007. – 528 с.
11. Томилов С.Б. Практическое применение измерений температуры и активности кислорода жидкой стали для расчета содержания элемента раскислителя в металле. – Челябинск: изд. ЮУрГУ, 2003. – 65 с.
12. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Metallurgia стали. – Магнитогорск: изд. МГТУ, 2000. – 543 с.
13. Тарлецкий С.В., Оленченко А.В., Пивцаев В.В. Управление процессом раскисления стали с использованием замеров активности кислорода в металле // Литье и металлургия. 2006. № 2. С. 82–85.
14. Поволоцкий Д.Я. Раскисление стали. Учебник. – М.: Metallurgia, 1972. – 208 с.
15. Рябов А.В., Чуманов И.В. Расчет процесса электроплавки. Учебн. пособие. – Челябинск: изд. ЮУрГУ, 2005. – 175 с.

Поступила 14 сентября 2015 г.

### HIGH-MANGANESE STEEL SMELTING IN ELECTRIC ARC FURNACE. TECHNOLOGY. REPORT 1

**K.N. Vdovin**<sup>1</sup>, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of the Chair “Materials Science and Foundry” (kn.vdovin@gmail.com)  
**N.A. Feoktistov**<sup>1</sup>, Cand. Sci. (Eng.), Senior Lecturer of the Chair “Materials Science and Foundry”  
**E.V. Sinitskii**<sup>1</sup>, Cand. Sci. (Eng.), Assist. Professor of the Chair “Materials Science and Foundry”  
**D.A. Gorlenko**<sup>1</sup>, Assistant of the Chair “Foundry and Materials”  
**N.A. Durov**<sup>2</sup>, Cand. Sci. (Eng.), Senior Lecturer of the Chair “Extraction and Recycling of Ferrous Metals”

<sup>1</sup>Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov (38, Lenina ave., Magnitogorsk, Chelyabinsk Region, 455000, Russia)

<sup>2</sup>National University of Science and Technology “MISIS” (MISIS) (4, Leninskii ave., Moscow, 119049, Russia)

**Abstract.** The article describes the technology of 110G13L manganese steel smelting in an electric arc furnace with a capacity of 25 tons by oxidation method. All the major periods of melting have been reviewed, as well as the data on the study of the slag mode in the steel-making process has been presented. By the calculating method with the use of practical data on the chemical composition of slag oxidation and reduction periods, the estimation of oxygen activity in metal has been carried out. The dependence of oxygen activity in metal on the total content of oxides of manganese and iron in the slag has been shown graphically. In addition, the determination technique of necessary aluminum amount for deoxidation of metal for the purpose of re-

ceiving the amounts required in the finished metal has been observed. The influence of the concentration of aluminum in the metal on impact strength of manganese steel has been studied.

**Keywords:** manganese steel, electric arc furnace, smelting technology, recovery period, oxygen activity, slag mode, deoxidation, impact strength.

**DOI:** 10.17073/0368-0797-2015-10-735-739

#### REFERENCES

1. Davydov N.G., Blagikh B.M., Bigeev A.M. *K voprosu povysheniya kachestva otlivok iz vysokomargantsovistoi stali 110G13L* [On the issue of quality improvement of castings from 110G13L high-manganese steel]. Tomsk: TGU, 1972, 139 p. (In Russ.).
2. Davydov N.G. *Vysokomargantsovistaya stal'* [High-manganese steel]. Moscow: Metallurgiya, 1979. 176 p. (In Russ.).
3. Morozov A.N. *Sovremennoe proizvodstvo stali v dugovykh pechakh* [Modern steel production in arc furnace. 2-nd edition]. Chelyabinsk: Metallurgiya, 1987. 175 p. (In Russ.).
4. Yaropolov I.I., Netsvetaev A.V. *Plavka stali v elektricheskikh pechakh: Uchebnoe posobie* [Steel melting in electric furnaces: Instructional aid]. St. Petersburg: Izd-vo politekh. un-ta, 2005. 142 p. (In Russ.).
5. Kozlov L.Ya., Kolokol'tsev V.M., Vdovin K.N. etc. *Proizvodstvo stal'nykh otlivok: Uchebnyk dlya vuzov* [Steel casting production: Text book for universities]. Moscow: MISiS, 2005. 351 p. (In Russ.).
6. Vdovin K.N., Feoktistov N.A. Influence of sulphur, calcium, aluminum on plastic properties of metal. In: *Teoriya i tekhnologiya metallurgicheskogo proizvodstva: Mezhtregion. sb. nauch. tr.* [Theory and technology of metallurgical production: Inter-regional collected scientific papers]. Magnitogorsk: MG TU, 2010. Issue 10, pp. 107–113. (In Russ.).
7. Likhobolov E.Yu. *Povyshenie kachestva otlivok iz vysokomargantsovistoi stali sovershenstvovaniem protsessov ee plavki i vnepechnoi obrabotki: avtoref. dis. kand. tekhn. nauk* [Quality improvement of castings of high-manganese steel with the process improvement of its melting and out-of-furnace treatment: Extended Abstract of Cand. Sci. Diss.]. Moscow, 2012, 16 p. (In Russ.).
8. Chaikin V.A., Chaikin A.V., Feoktistov N.A. Effectiveness increase of diffusive deoxidation at the steel melting in acid and basic arc furnaces. *Liteishchik Rossii*. 2012, no. 8, pp. 40–42. (In Russ.).
9. Dyudkin D.A., Kisilenko V.V. *Proizvodstvo stali. T. 1. Protsessy vyplavki, vnepechnoi obrabotki i nepreryvnoi razlivki* [Steel production. Vol. 1. Smelting processes, out-of-furnace treatment and continuous casting]. Moscow: Teplotehnik, 2008, 528 p. (In Russ.).
10. Dyudkin D.A., Kisilenko V.V. *Sovremennaya tekhnologiya proizvodstva stali* [Modern technology of steel production]. Moscow: Teplotehnik, 2007. 528 p. (In Russ.).
11. Tomilov S.B. *Prakticheskoe primenenie izmerenii temperatury i aktivnosti kisloroda zhidkoi stali dlya rascheta soderzhaniya elementa raskislitel'ya v metalle* [Practical usage of temperature measuring and the oxygen activity of liquid steel for the calculation of the content of deoxidizer element in metal]. Chelyabinsk: YuUrGU, 2003. 65 p. (In Russ.).
12. Bigeev A.M., Bigeev V.A. *Metallurgiya stali* [Steel metallurgy]. Magnitogorsk: MG TU, 2000. 543 p. (In Russ.).
13. Tarletskii S.V., Olenchenko A.V., Pivtsaev V.V. Management of steel deoxidization process with the use of oxygen activity measuring in metal. *Lit'e i metallurgiya*. 2006, no. 2, pp. 82–85. (In Russ.).
14. Povolotskii D.Ya. *Raskislenie stali. Uchebnyk* [Steel deoxidization. Textbook]. Moscow: Metallurgiya, 1972. 208 p. (In Russ.).
15. Ryabov A.V., Chumanov I.V. *Raschet protsessov elektroplavki. Uchebnoe posobie* [Calculation of electrosmelting processes. Instructional aids]. Chelyabinsk: YuUrGU, 2005. 175 p. (In Russ.).

**Acknowledgements.** The work was financially supported by the grant of Russian scientific fund (project no.15-1910020). A.A. Nefed'ev, A.A. Metelkin took part in the work.

Received September 14, 2015