

Анализ конвертерных технологий в Украине

Рассмотрены закономерности изменений удельного расхода компонентов металлошихты и выхода годного от параметров конвертерных технологий в отечественном и зарубежном сталеплавильном производстве. Табл. 4. Библиогр.: 11 назв.

Ключевые слова: сталеплавильное производство, шихта, конвертерные технологии

Regularities of change of flow density components and yield ratio on the parameters of convertor technologies in native and foreign steelmaking are considered.

Keywords: steelmaking, burden materials, convertor technologies

1. Постановка задачи

Благодаря быстрому развитию экономики и, в частности, металлургии КНР производство стали в мире выросло с 777 млн т в год (1998) до 1332 млн т (2007). Кризис 2008 года вызвал спад (1220 млн т, 2009), который оказался кратковременным (1500 млн т, 2011), благодаря все той же КНР. Однако исподволь накапливались проблемы связанные с опережающим развитием производства стали в электродуговых печах (ЭДП), работающих с высокой долей лома (Дл) в металлошихте, выводу из эксплуатации мартеновских печей (МП) и работы в качестве спарринг-партнера кислородно-конверторного процесса (КК). Несмотря на то, что обычный кислородный конвертер перерабатывает только до 24 % лома, последнего не хватает. В 2009 году его было потреблено 529 млн т, а год спустя – только 460. По прогнозу фирмы Danieli в 2020 году будет произведено 2,03 млрд т стали и дефицит лома обострится. Уже сейчас его приходится «добывать» из все более трудно перерабатываемых форм, таких, например, как железобетонные конструкции, что делает его все более дорогим. В Украине, как и во всем мире, в сталеплавильное производство вовлекается все, что содержит железо. Для нас это не ново, как показывает хронология вопроса.

2. Динамика проблемы

Традиционно становление КК процесса за рубежом базировалось на использовании в качестве металлодобавки к чугуна лома, а в отечественном – железной руды.

Но уже в [1] приведена сопоставительная оценка возможных источников железа:

$$m_{ст} = 0,93m_{ч} + 0,98 m_{л} + 0,60 m_{р}, \quad (1)$$

где $m_{ст}$, $m_{ч}$, $m_{л}$, $m_{р}$ – массы стали, чугуна, лома и железной руды.

Нетрудно заметить, что коэффициенты пропорциональности отвечают содержанию железа в материалах.

Сравнение лома и руды для 55 т КК КМЗ-1 [2] показывает, что существует оптимальная доля лома $D_{л} = 16\%$ для выхода годного Y , %

$$Y = 83,22 + 0,911D_{л} - 0,028D_{л}^2, \quad (2)$$

при которой Y максимизируется, для руды ее нет

$$Y = 85,3 + 0,81D_{р}. \quad (3)$$

В условиях 120 т КК МКИ была получена аналогичная зависимость

$$Y = 88,72 + 0,373D_{л} - 0,006 D_{л}^2, \quad (4)$$

но с оптимальной $D_{л} = 31\%$ [3], а в 120 т КК ЕМЗ оптимизации не было, и удельный расход металлошхты $m_{ш}$, кг/т, монотонно рос с увеличением удельного расхода металлолома $m_{л}$, кг/т [4]:

$$m_{ш} = 1098,795 + 0,133m_{л}. \quad (5)$$

Спустя почти сорок лет в значительно отличающихся условиях работы 250 т КК ДМК (периклазоуглеродистая футеровка ПУФ) и технология работы с передувом металла на углерод на повалке ($C_1 < 0,08\%$) был определен [5] ряд факторов, максимизирующих выход годного:

$$Y = 80,433 + 0,755 D_{л} - 0,0148 D_{л}^2, \quad (6)$$

$$Y = 87,92 + 4,755Si_{ч} - 2,68 Si_{ч}^2, \quad (7)$$

$$Y = 87,71 + 80,017C_1 - 624,84 C_1^2, \quad (8)$$

при $D_{л} = 25,5\%$, $Si_{ч} = 0,89\%$, $C_1 = 0,064\%$.

Установлено, что в исследованных условиях выход годного изменяется в ходе кампании конвертера по футеровке

$$Y = 80,218 - 0,0265N_{ф} + 0,0023 N_{ф}^2, \quad (9)$$

минимизируясь при $N_{ф} = 710$ плавов при общей продолжительности кампании 1462 плавки.

Сегодня в условиях постоянной диверсификации металлошихты по организационным и экономическим причинам такой анализ будет способствовать принятию верных решений.

В начале 2000-х годов в европейском КК производстве

$$m_{л} = 1140 - 1,05 m_{ч}, \quad (10)$$

а в 2008 году в конвертерном производстве Германии было переработано только 16 % лома. В [6] показана зависимость удельного расхода жидкого чугуна от удельного расхода лома и стальной стружки в КК и миксере, использования в металлошихте скрапа из шлаковых отвалов. Аналогичное исследование (МолдМЗ, 2004) показало, что в 120 т ЭДП выход годного стабилизируется при удельном расходе скрапа $m_{скр} > 120$ кг/т. August Thyssen (Германия) в своем ТВМ процессе комбинированной продувки на крупнейших в мире 380 т КК освоила технологию изготовления из плавильной пыли брикетов размером 30-40 мм с охлаждающим эффектом в 1,68 раза большим, чем у скрапа, при саживаемых в количестве 20 кг/т. Отклонения по температуре металла уменьшились по сравнению с рудой и ломом (1989).

На ДЗП впервые в отрасли с 2001 года стали использовать в КК железосодержащие брикеты (ЖСБ) из конвертерной пыли [7], экономя чугун, лом и металлошихту в целом.

На немецких заводах используется (2006) около 20 методов регулирования удельного расхода жидкого чугуна с применением таких теплоносителей, как уголь, силикокальций, карбид кремния.

VAI (Австрия) с 2003 года на своих заводах в зависимости от конъюнктуры гранулирует избыточный жидкий чугун и применяет его вместо лома. Сообщается (2010) об аналогичной технологии на одном из заводов Бразилии.

В прошлом неоднократно было установлено существование для КК процесса оптимальной концентрации $Si_{ч}$, при которой выход годного максимизируется: 1,0 % (ДЗП, 1965); 0,6-0,7 % (ЕМЗ, 1970); 0,8-0,9 % (5 отечественных ККЦ, МИСиС, 1969); 0,8 % (Украина, 2005).

Сегодня предприятиям необходимо в условиях динамичной конъюнктуры регулярно просчитывать возможные варианты своих технологий, пользуясь возможностями вычислительной техники.

3. Конвертерные технологии

В ОП «Металлургпром» входит семь ККЦ (А-Ж) с конвертерами садкой 68-350 т. При ана-

лизе технологий рассматривались параметры шихтовки, продувки и внепечной обработки (доводки) стали в 2007-13 гг.

3.1. Шихтовка (табл. 1*)

Химический состав жидкого чугуна (ЖЧ, %) в большинстве случаев близок к оптимальному по содержанию $Si_{ч}$ (см. раздел 2), который для некоторых ККЦ сохраняется десятилетиями. Симптоматично, что, хотя содержание $Mn_{ч}$ остается невысоким, оно увеличилось. Только в отдельных ККЦ используется чугун с ограниченным содержанием серы и разрешается перерабатывать его при $P_{ч} > 0,1$ %. Толщина слоя шлака $t_{ш}$, мм, увеличивается с уменьшением емкости чугуновозного ковша.

В большинстве ККЦ используется твердый чугун (ТЧ, кг/т) (знак (+) или цифра) приблизительно с одинаковым удельным расходом там, где он указан.

Несмотря на разницу в садке КК допустимые габариты лома (Л, мм) близки между собой. Поперечный размер кусков значительно меньше диаметра горловины. Он приблизительно одинаков, так как определяет продолжительность плавления лома, и зависит от удельной интенсивности продувки. Последняя оптимизируется, так как с одной стороны сокращает продолжительность продувки, а с другой – увеличивает интенсивность теплопереноса и скорость плавления.

В Германии в 1968 году конвертерный лом делился на 8 сортов по угару (6-20 %), а в 1989 было уже 10 видов лома. В нашей стране в свое время было 15 видов, а сейчас в Украине только в ККЦ Е и Ж их, соответственно, 6 и 8 (табл. 1). В КНР для одного из ККЦ со 180 т КК определили (1993) оптимальное сочетание различных сортов лома в одной плавке.

Известны беспрецедентные исследования фактического содержания примесей в ломе. В [8] найдено до 0,35 % Cr, 0,03 % Mo, 0,16 % Ni, 0,95 % Cu, 0,06 % Pb, 0,09 % Sn, 0,30 % Zn, а сумма (Cr + Ni + Cu) достигала 1,44 %. В [9] сопоставлен состав оборотного лома и пакетов: 0,064/0,37 % Cu; 0,02/0,1 % Ni; 0,003/0,460 % Zn; 0,001/0,098 % Pb; 0,116/0,620 % Sn; 0,078/0,235 % Sb; 0,0045/0,0092 % As. Такое положение является причиной выпадов по свойствам отдельных, благополучных по обычно анализируемым элементам, шлаков и, казалось бы, немотивированных вспышек брака, свидетелями которых случалось бывать авторам.

Большинство предприятий допускают переработку скрапа ($C_{скр}$) и стружки ($C_{стр}$) (кг/т), хотя

Примечание. * – С данными, приведенными в табл. 1 можно ознакомиться у авторов статьи или по e-mail: metinfo@metinform.dp.ua

и с разным удельным расходом, и твердых окислителей искусственного происхождения (ТО).

Содержание (CaO + MgO) в извести > (88-94) % и увеличивается с понижением в стали содержания серы. В большинстве случаев размер ее кусков до 50 мм. Для конвертеров Е и Ж используют магнезиальную известь. В тех случаях, когда разрешается использовать известняк (Ик), его удельный расход не превышает 30 кг/т. Имеют место случаи применения окатышей. Плакиковый шпат Шп должен содержать больше 65-75 % CaF₂. Его стараются экономить, применяя ставролитовый (СК) и дистенсиллиманитовый (ДК) концентраты при сворачивании шлака. Несмотря на то, что это далеко не эквивалентная замена даже при большом удельном расходе.

Еще в 1940-х годах в зарубежном мартеновском процессе для разжижения шлака стал использоваться плакиковый шпат, что повышало десульфуризирующую способность шлака по сравнению с применением боксита. Это согласуется с выражением, полученным Н. Н. Доброхотовым (1958), согласно которому коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $L_s = (S)/[S] = 13 - 0,3(SiO_2 + Al_2O_3 + P_2O_5)$. При освоении кислородно-конвертерного процесса в Австрии, Канаде и США для разжижения шлака стал использоваться плакиковый шпат. В Японии в 1962 году его удельный расход в разных ККЦ, составлял 1-3 кг/т. Он начал применяться и в наших КК, на КМЗ-1 (1959) и ДЗП (1961). Использование глиноземсодержащих материалов вместо плакикового шпата в целях экономии затрат может вызвать потери, превосходящие эту выгоду.

Перераспределение серы в системе металл-шлак по уравнению $[S] + (Fe) \rightarrow (S) + [Fe]$ описывается показателем $L_s(FeO)$, представленным в табл. 2.

Таблица 2

Десульфуризирующая способность конвертерных шлаков $L_s(FeO)$

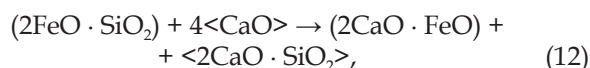
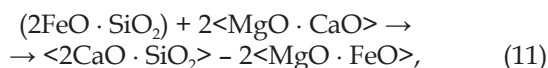
ККЦ	$\sum a, \%$					
	< 15	15-20	20-25	25-30	30-35	> 35
А	239	159	97	71	41	40
Б1	-	152	88	39	34	27
Б2	151	115	70	42	39	37

Несмотря на значительно отличающиеся условия работы ККЦ, А, Б1 и Б2 влияние суммы кислых оксидов $\sum a = SiO_2 + Al_2O_3 + P_2O_5$ в ходе продувки на величину показателя $L_s(FeO)$ приблизительно одинакова. Использование глиноземсодержащих материалов для разжижения

шлака вместо плакикового шпата, увеличение содержания в нем Al_2O_3 и рост $\sum a$ ухудшает десульфурацию.

Для защиты футеровки используют доломит (Д) и доломитсодержащие брикеты (ДБ). Появился железненный доломит, содержащий оксиды железа (ДО), MgO – содержащие материалы и флюсы.

Растворение доломитизированной извести в шлаке протекает по реакциям [10]



с опережающим переходом в шлак оксида кальция.

С целью экономии кокса в доменном производстве существует тенденция отказа от использования марганцевой руды в доменной шихте.

В свое время в ККЦ КМЗ (1966) и МКИ (1971) опробовали работу с присадкой марганцевой руды в конвертер. В РК нашли (1998), что марганцевая руда плавится при 1515 °С и при отношении 1:2 ее и конвертерного шлака ($t_{пл} = 1482$ °С) смесь плавится при 1386 °С. Марганцевый агломерат с 61 % Mn плавится быстрее, чем руда с 52 % Mn.

Углеродсодержащие материалы (УСМ) изредка используются в шихте КК (табл. 1).

3.2. Продувка (табл. 3а*)

На конвертерах А, Б, Е, Ж высота фурмы $h_{ф, м}$, уменьшается в течение начального периода. Для конвертера В номинальная высота фурмы увеличивается с ростом интенсивности продувки, а для конвертера Г начальная высота выбирается большей в ходе кампании конвертера. На конвертере Д $h_{ф}$ при полном дожигании CO → CO₂ заметно ниже, чем при частичном, на Е и Ж они мало отличаются, но вторая меньше.

На конвертерах А и В удельная интенсивность продувки сверху i_v изменяется ступенчато, будучи больше в начальный и заключительный период на 20-30 %. При полном дожигании отходящих газов она меньше, а при частичном – увеличивается в 1,5-1,7 раз.

На конвертерах Б, Г и Е используется донная продувка. На Е – в ступенчатом режиме с увеличением удельной интенсивности i_d при увеличении скорости выгорания углерода. Это должно препятствовать выбросам, которые возможны в связи с переработкой скрапа.

На всех конвертерах большую часть извести (И) присаживают в первую половину продув-

Примечание. * – С данными, приведенными в табл. 3а можно ознакомиться у авторов статьи или по e-mail: metinfo@metinform.dp.ua

ки, а на Е и Ж, в том числе, до начала продувки – на днище и лом. Удельный расход извести $m_{\text{и}}$ на конвертерах А, Б, В определяется содержанием $\text{Si}_{\text{ч}}$, Г и Д – $m_{\text{ч}}$ и $\text{Si}_{\text{ч}}$, Ж – $m_{\text{ч}}$, $\text{Si}_{\text{ч}}$ и основностью шлака (В).

Известняк используется только на конвертерах В.

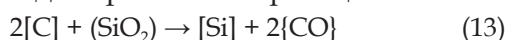
Во всех ККЦ стремятся обойтись без плавикового шпата, используя его только в крайних случаях из-за стоимости.

Уголь во время продувки присаживается только в конвертер Д в течение уже 25 лет.

Сворачивание шлака и выносы предотвращаются подъемом фурмы на величину $\Delta h_{\text{ф}}$, которая уменьшается с увеличением садки конвертера. Возможно уменьшение $i_{\text{в}}$ (Д), присадка разжижителей шлака (Г, Ж).

Выбросы предотвращаются или устраняются понижением $h_{\text{ф}}$ (В-Ж), уменьшением $i_{\text{в}}$ (Б, Г, Е, Ж), добавкой извести (В, Д), известняка, доломита (В).

Промежуточное скачивание шлака для предотвращения выбросов осуществляется, в первую очередь, в зависимости от содержания в чугуне кремния (табл. 3а*). С увеличением $\text{Si}_{\text{ч}}$ задерживается сдвиг равновесия реакции



вправо, переход к интенсивному окислению углерода и рост коэффициента усвоения оксидов железа, образующихся в первичной зоне взаимодействия [11]. С ростом температуры ванны это происходит раньше и опасность возникновения выбросов уменьшается. Вероятность выбросов увеличивается с ростом $\text{Mn}_{\text{ч}}$, оксиды которого разжижают шлак, что способствует его вспениванию и выбросам. В табл. 3а* таковы причины скачивания шлака в ККЦ А, В-Ж.

Повышенное содержание $P_{\text{ч}}$ (А, В) и опасность его увеличения в стали в результате рефосфорации также относится к причинам скачивания шлака в ходе продувки. В конвертерах Б, выплавлявших высокоуглеродистую сталь, промежуточное скачивание обеспечивает достижение требуемого отношения Mn/S , благодаря снижению содержания последней, а в Г – вызвано ее высоким содержанием в чугуне.

В 2000-х годах в ККЦ КарМК при переработке фосфористых чугунов с $P_{\text{ч}} > 0,3-0,4$ % производилось скачивание промежуточного шлака на всех плавках, несмотря на потери производства и выхода годного, что компенсировалось дешевой местной железной рудой.

Современный контроль конвертерного процесса с использованием фурмы-зонда (Ф-З) в

ККЦ Д, Е осуществляется за 2-4 мин до конца продувки погружением датчика на глубину 500-600 мм от границы М-Ш с определением t °С и взятием пробы металла.

Основность и окисленность шлака на первой повалке (V_1 , FeO_1) в большинстве случаев близки между собой. Несколько выделяется конвертер Е.

Доудвка по содержанию углерода (ΔC) осуществляется обычным путем, в конвертере Ж – по времени нужного нагрева металла (Δt), производится с добавками термоантрацита (ТА) (А) и других УСМ (Б). Для снижения температуры ($-\Delta t$) используются известь (А, Б, Ж), известняк (Д, Е, Ж), доломит (Б, Е), лом (Д, Ж), выдержка (Б), донная продувка инертного газа (Е).

Для снижения содержаний серы ($-\Delta S_1$) и фосфора ($-\Delta P_1$) используются известь, смесь (И + Шп) (А, Ж), возможно с добавкой силикокальция (Ж), а сама доудвка проводится при повышенном положении фурмы (Г, Е, Ж).

3.3. Выпуск, доводка и обработка (табл. 3б*)

Доводка по содержанию углерода в ковше производится ТА, А, АС, НИ-7, все чаще карбидом кальция (В-Е) (табл. 2в). При работе с передувом и науглероживанием высокоуглеродистой стали – жидкий чугун (Жч) (Д).

Ввод в металл алюминия практически всегда осуществляется сплавами (АСМ). Чаще других это АВ-87 и ферроалюминий (ФА).

Для доводки стали по сере используются ТШС на основе извести и шпата.

В ККЦ Д-Ж температура ковша перед выпуском уменьшается с увеличением его вместимости.

Размеры используемых ферросплавов ($d_{\text{ф}}$) обычно 5-50 мм, легкоплавких – до 150, тугоплавких – до 25 мм. Обычно они присаживаются при уровне металла в ковше ($h_{\text{мк}}$) $1/5-2/3$ его высоты. Однако в связи с ростом степени легированности стали, в том числе тугоплавкими ФС, в последнее время присадку начинают с началом выпуска и раньше заканчивают (Г-Е). В ККЦ Ж в пяти вариантах раскисления время начала ввода ФС (10-30 с) и его окончания (6 мин 10 с – 7 мин 40 с) зависит также от продолжительности выпуска: $\tau_{\text{вып}} = 4-9$ мин и более.

В ККЦ Б-Е для ускорения растворения ФС используют продувку металла в ковше аргоном во время выпуска. В случае Ж сталевоз с ковшом для этого осуществляет возвратно-поступательное движение.

Продолжительность выпуска несколько увеличивается с увеличением вместимости ковша.

Примечание. * – С данными, приведенными в табл. 3б можно ознакомиться у авторов статьи или по e-mail: metinfo@metinform.dp.ua

Отделение шлака от металла на выпуске осуществляется как давно используемыми методами (стопор, пробка, шар, конус – Г, Д, Ж), так и такими последними разработками, как пневматический стопор (Г, Д, Е), в том числе зарубежного производства (В).

Свободный борт ковша ($h_{сб}$) увеличивается с ростом его вместимости (А, В, Д, Е), но не всегда (Ж). Толщина слоя шлака в ковше ($h_{шл}$) определяется скорее технологией выпуска и конструкцией леточного узла, чем массой плавки.

Установка внепечной доводки стали (УКДС, УВОС) использует продувку аргоном (ККЦ Д-Е) в течение времени, определяемого сортаментом и технологией. Окисленность стали a_o замеряется на разных этапах внепечной доводки и поэтому значительно отличается (В-Е).

В ряде случаев, (Б, Г-Д) регламентируется отношение Mn/S в готовой стали и Mn/Si (Д), что обеспечивает уменьшение брака на разливке и в прокате. В ККЦ Е металл находится на установках К-П и вакуумирования в течение времени $\tau_{кп}$ и $\tau_{вак}$.

Анализ технологических инструкций показывает разнообразие изложения, которое только отчасти может быть вызвано спецификой ККЦ. Существуют повторы и количественная разница одного и того же параметра в разных местах одного материала, что объясняется недостаточной координацией работы нескольких составителей.

4. Анализ тенденций

Проанализировано изменение химического состава чугуна, использованного в ККЦ А-Ж за последние годы как разница содержания элемента в данном году по сравнению с предыдущим $\Delta\mathcal{E} = \mathcal{E}_{n+1} - \mathcal{E}_n$. В табл. 4 в качестве аргумента принято содержание $Si_{ч}$ несмотря на объединение данных разных ККЦ с их спецификой технологий, существует максимизация величины ($-\Delta Mn_{ч}$) при ($-\Delta Si_{ч}$) = 0,08-0,12 %. Величина ($-\Delta P$), очевидно, снижается с ростом ($-MSi_{ч}$).

Таблица 4

Закономерности химического состава чугуна, %

$-\Delta Si_{ч}$	0-0,04	0,04-0,08	0,08-0,12	0,12-0,16	0,21
$-\Delta Mn_{ч}$	$\frac{0-0,36}{0,14/18}$	$\frac{0-0,29}{0,17/6}$	$\frac{0,07-0,38}{0,26/9}$	$\frac{0-0,38}{0,15/3}$	$\frac{0,15}{0,15/1}$
$-\Delta S_{ч} \cdot 103$	$\frac{0-24}{6/14}$	$\frac{3-9}{7/3}$	$\frac{1-22}{7/8}$	$\frac{0-11}{4/3}$	$\frac{10}{10/1}$
$-\Delta P_{ч} \cdot 103$	$\frac{0-34}{16/14}$	$\frac{8-17}{13/3}$	$\frac{0-32}{14/8}$	$\frac{0}{0/3}$	-

Примечание. Числитель – диапазон содержания, знаменатель – среднее количество случаев

С ростом ($-\Delta Si_{ч}$) уменьшается величина изменения стойкости ПУФ ($-N_{ф}$), максимизируется изменение величины ($-m_{л}$), вновь таки ($-\Delta Si_{ч}$) = 0,08-0,12, %, и растет изменение величины ($-\Delta m_{мш}$).

С увеличением стойкости ПУФ уменьшается удельный расход чугуна $m_{ч}$, кг/т, увеличивается – лома $m_{л}$, кг/т, и минимизируется удельный расход металлошихты $m_{мш}$, кг/т.

Выводы

Проанализированы конвертерные технологии ККЦ Украины. Установлены некоторые закономерности тенденций их изменения.

Библиографический список

- Booster P. // St. Times. – 1965. – V. 190. – № 5035. – P. 52-57.
- Смокий В. В., Исаев В. А. // В кн. Сталеплавильное производство (Тр. ЦНИИЧМ № 41). – М.: Металлургия, 1966. – С. 55-59.
- Михневич В. Ф., Третьяков Е. В. // В кн. Сталеплавильное производство (Тр. ДонНИИЧМ № 13). – М.: Металлургия, 1969. – С. 48-56.
- Дидковский В. К., Михневич Ю. Ф., Подопригора И. Д. // В кн. Металлургия и коксохимия (Респ.н. – т.сб. № 35). – Киев: Техніка, 1973. – С. 71-77.
- Ивко В. В., Онасенко А. А., Охотский В. Б. и др. // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2006. – № 7. – С. 110-112.
- Пудиков Д. В., Пудиков Д. О., Зражевский А. Д. и др. // МЛУ. – 2002. – № 3-4. – С. 29-30.
- Пищида В. И., Ревякин С. В., Кравец С. Н., Шибко А. В. // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2004. – № 2. – С. 39-40.
- Ribond P. V., Bourge M. // Ironmaking & Steelmaking. – 1985. – V. 12. – № 6. – P. 284-287.
- Petroš J., Horok M., Borsky B. // Hutn. Listry. – 1975. – № 12. – S. 449-455.
- Williams P., Sunderland M., Briggs G. // Ironmaking & Steelmaking. – 1982. – V. 9. – № 4. – P. 150-162.
- Охотский В. Б. Модели металлургических систем. – Днепропетровск: Системные технологии, 2006. – 287 с.

Поступила 10.09.2014