

Р. В. Синяков, А. В. Харченко*

Технологическая компания «Мин Цинь», Пекин

*Запорожская государственная инженерная академия, Запорожье

Исследование поведения фосфора в кислородном конвертере с использованием программного комплекса «DesigningMelt»

На основе результатов моделирования и промышленных исследований выплавки стали в кислородном конвертере с комбинированным дутьем показано, что на кривой поведения фосфора в металле всегда присутствуют один или несколько локальных минимумов. Момент времени, соответствующий минимуму содержания фосфора в металле в начале продувки кислородом, зависит от многих факторов, включающих химический состав чугуна, его температуру, количество введенных материалов и т. д. Поэтому использование технологии с промежуточным скачиванием шлака во время продувки и полным оставлением шлака после его раздувки (ошлакования футеровки) может быть эффективным только при правильном определении момента остановки продувки кислородом, что возможно при наличии адекватной модели технологического процесса. Представленный подход позволяет снизить расход извести на 10,7 кг/т, доломита на 1,1 кг/т, кислорода на 2 м³/т, общее количество шлака на 15 кг/т, конечное содержание фосфора в 1,5-2 раза по сравнению с базовой технологией.

Ключевые слова: кислородный конвертер, фосфор, кислородная продувка, технология выплавки, моделирование.

Введение и состояние вопроса. Важность создания эффективной технологии удаления фосфора обусловлена необходимостью снижения содержания фосфора в металле в конце плавки при концентрациях углерода выше 0,1%.

Факторы, влияющие на поведение фосфора в металле и на его конечное содержание в стали, достаточно хорошо изучены в литературе и подтверждены на практике [1, 2]. Однако надежное и предсказуемое удаление фосфора к настоящему моменту возможно только при использовании технологии выплавки стали в двух конвертерах (сначала в одном конвертере выполняют дефосфорацию и десиликонизацию металла, затем в другом проводят обезуглероживание и нагрев) или при выплавке стали с низким содержанием углерода и умеренной температурой металла на выпуске из конвертера. Обе технологии кроме преимуществ имеют существенные недостатки: в первом случае большие эксплуатационные расходы и значительное снижение производительности, во втором – снижение выхода годного металла, повышение окисленности шлака, потери металла в виде окислов железа, а также снижение стойкости конвертера.

Как отмечают авторы работы [3], перспективным является технологический процесс с промежуточным скачиванием шлака по ходу продувки металла кислородом в конвертере и полным оставлением его после раздувки шлака для следующей плавки. Согласно заявленным результатам, использование представленной технологии может существенно повысить эффективность удаления фосфора и снизить себестоимость стали за счет снижения расходов материалов. В то же время на практике не всегда удается получить заявленный эффект, а в некоторых случаях

использование технологии с промежуточным скачиванием шлака даже ухудшает экономические показатели процесса.

Постановка задачи исследования. В данной работе поставлена задача исследовать влияние различных факторов на поведение и конечное содержание фосфора в металле, а также выполнить оценку технологии с промежуточным скачиванием шлака с точки зрения дефосфорации и определить оптимальные параметры технологии.

Методы, используемые при проведении исследования. Для выполнения поставленной в работе задачи использовали имитационное моделирование. Имитацию выплавки стали в кислородном конвертере выполняли с помощью программного комплекса «DesigningMelt» [4]. Он представляет собой синтез последних достижений в теории и практике сталеварения, собранных в компактном программном продукте с дружественным интуитивно понятным интерфейсом. Основываясь на термодинамической модели конденсированной фазы, материальном и тепловом (в том числе энтальпийном) балансах, а также с учетом кинетики процессов и гидродинамики ванны, комплекс «DesigningMelt» позволяет рассчитывать огромное количество параметров выплавки и внепечной обработки стали.

Результаты исследования. Исследование поведения фосфора и технологии его удаления выполняли в условиях конвертерного цеха завода РОКСЧЕСК (г. Тяньзинь, КНР).

В предлагаемой системе автоматизированного проектирования процесс начинается с предварительного задания длительности технологического процесса и шага проектирования (моделирования и визуализации).

Затем выбирается сталеплавильный агрегат, в котором предполагается вести запланированный технологический процесс выплавки или обработки стали (что определяет метод выплавки). Назначаются характеристики сталеплавильного агрегата: геометрические размеры внешнего и внутреннего пространства, номинальная масса садки, масса футеровки, материал футеровки. В данном случае использовали данные о работе 150-тонного конвертера завода ROCKCHECK, дополнительно оборудованного донной продувкой инертным газом.

Потом выбрали оборудование, которым оснащен сталеплавильный агрегат и задали ограни-

чения на режимы работы, ввода материалов и энергоносителей. Окончанием процедуры является структурный синтез собственно технологического процесса: выбираются технологические периоды процесса, устанавливается их последовательность, устанавливается предварительная длительность каждого технологического периода плавки. В результате получили виртуальный сталеплавильный агрегат и технологический процесс выплавки стали, соответствующие своему реальному аналогу (рис. 1, а).

На следующем шаге выполнили верификацию проектного решения. Для этого необходимо задать

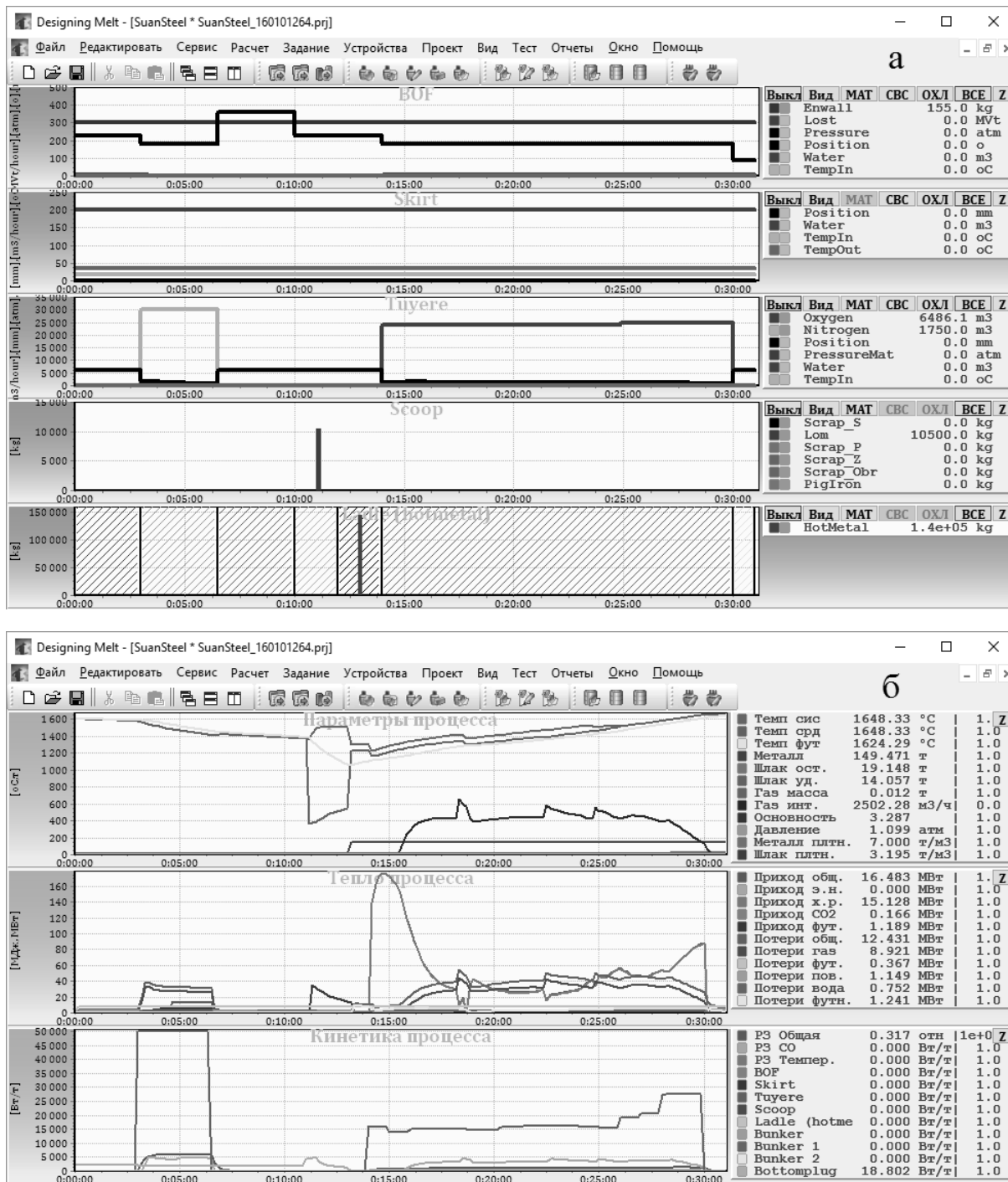


Рис. 1. Схема технологического процесса выплавки базовой конвертерной плавки в окне комплекса «DesigningMelt» (фрагмент): а – управляющие воздействия (ввод материалов, энергоносителей); б – траектория технологического процесса (расчетные параметры, качественно и количественно отражающие процесс)

или рассчитать значения параметров процесса, то есть выполнить параметрический синтез.

На этом этапе для каждого периода устанавливаются критерии окончания (по температуре, по времени, по расходу материала или энергоносителя). Назначаются конечные параметры технологического процесса и исходные условия: химический состав металла и шлака, температура системы, исходные массы фаз, состояние футеровки. Задаются дополнительные ограничения на использование материалов и оборудования: наличие на складе или лимит на плавку, при наличии нескольких устройств – общий расход на все устройства, минимальная и максимальная интенсивности расхода материалов и энергоносителей. Вводят фактические данные о реальном технологическом процессе выплавки стали в кислородном конвертере и по заданным интенсивностям ввода материалов и энергоносителей, с учетом полного материального и энергетического балансов, термодинамического расчета и кинетической коррекции (скорость поступления реагентов, растворение, скорость усреднения ванны по химическому составу и температуре), имитируется плавка с заранее заданным (достаточно малым) шагом по времени.

Результатами параметрического синтеза являются (рис. 1, б):

- расчет химического состава металла, шлака и газа по ходу процесса;
- расчет масс металла, шлака и газа по ходу процесса;
- расчет температуры системы, средней температуры с учетом нерасплавленной шихты и температуры футеровки;
- расчет кинетики взаимодействия фаз;
- расчет материального и теплового баланса.

Представленный на рис. 1 (а) среднестатистический технологический процесс получения полупродукта в 150-тонном конвертере приняли за базовый, а полученную базовую плавку в дальнейшем использовали для оценки влияния различных исходных данных на поведение фосфора по ходу процесса.

В качестве факторов, влияющих на конечное содержание фосфора в металле, приняли исходное содержание углерода, кремния, марганца и фосфора в жидком чугуне, а также его температуру.

В табл. 1 представлен исходный химический состав жидкого чугуна и его температура, а также пределы, в которых варьировали содержание основных элементов.

Технологический процесс выплавки стали в кислородном конвертере состоит из последовательности операций во времени. Совокупность однотипных операций собрана в периоды. Их можно разделить

на организационные периоды, в которых основным параметром является время, и технологические, в которых воздействуют на систему с целью получения заданного химического состава и температуры металла.

Поэтому при моделировании длительности организационных периодов не изменяли, принимая, что они не зависят от исходных условий.

Имитацию выполняли с использованием оптимизации, одним из критериев которой являлось одно-временное получение в конце плавки заданного содержания углерода в металле 0,1-0,12% и температуры ванны 1660-1670 °С. В качестве дополнительных использовали ограничения на конечную основность шлака, находящуюся в диапазоне 3,2-3,4, и содержание оксида магния в шлаке в пределах 9-10%.

Исходные массы чугуна и металлолома не оптимизировали, поэтому их приняли одинаковыми для всех исследуемых вариантов.

На рис. 2 представлены результаты моделирования технологического процесса выплавки стали в кислородном конвертере при разных исходных содержаниях углерода (а), марганца (б), кремния (в) и фосфора (г) в жидком чугуне и его температуры (д). Содержание элементов и температуру варьировали в пределах, представленных в табл. 1. Изменение каждого элемента и оценку его влияния на поведение фосфора выполняли при неизменных остальных параметрах жидкого чугуна, соответствующих базовой плавке. Расходы материалов (известь, доломит, агломерат) изменялись из-за оптимизации окончания продувки согласно условиям, описанным выше.

Анализ результатов моделирования (рис. 2) показал, что на кривой содержания фосфора в металле всегда присутствует один или несколько локальных минимумов. Это связано с особенностями поведения фосфора в металле, которое зависит от химического состава шлака, его основности, температуры системы, окисленности металла. На возможность такого поведения фосфора по ходу продувки металла кислородом указывали авторы работ [2, 5].

Как видно из рис. 2, момент времени, при котором в начале продувки наблюдается экстремальное (минимальное) содержание фосфора в металле, зависит от многих факторов и постоянно смещается во времени. Именно этот момент времени является оптимальным для остановки продувки и скачивания шлака. Очевидно, что определить его, исходя из опыта или наблюдений, достаточно сложно, а смена процессов дефосфорации на рефосфорацию происходит в достаточно узком временном диапазоне.

На рис. 3 представлен анализ координат плавки, соответствующий минимальному содержанию

Таблица 1

Параметры жидкого чугуна

Параметры	Химический состав, %								Температура, °С
	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ti	Cu	
Исходное значение	4,50	0,50	0,65	0,03	0,12	0,30	0,12	0,08	1290
Интервал исследования	3,9-4,7	0,2-1,2	0,2-1,2	–	0,04-0,16	–	–	–	1200-1360

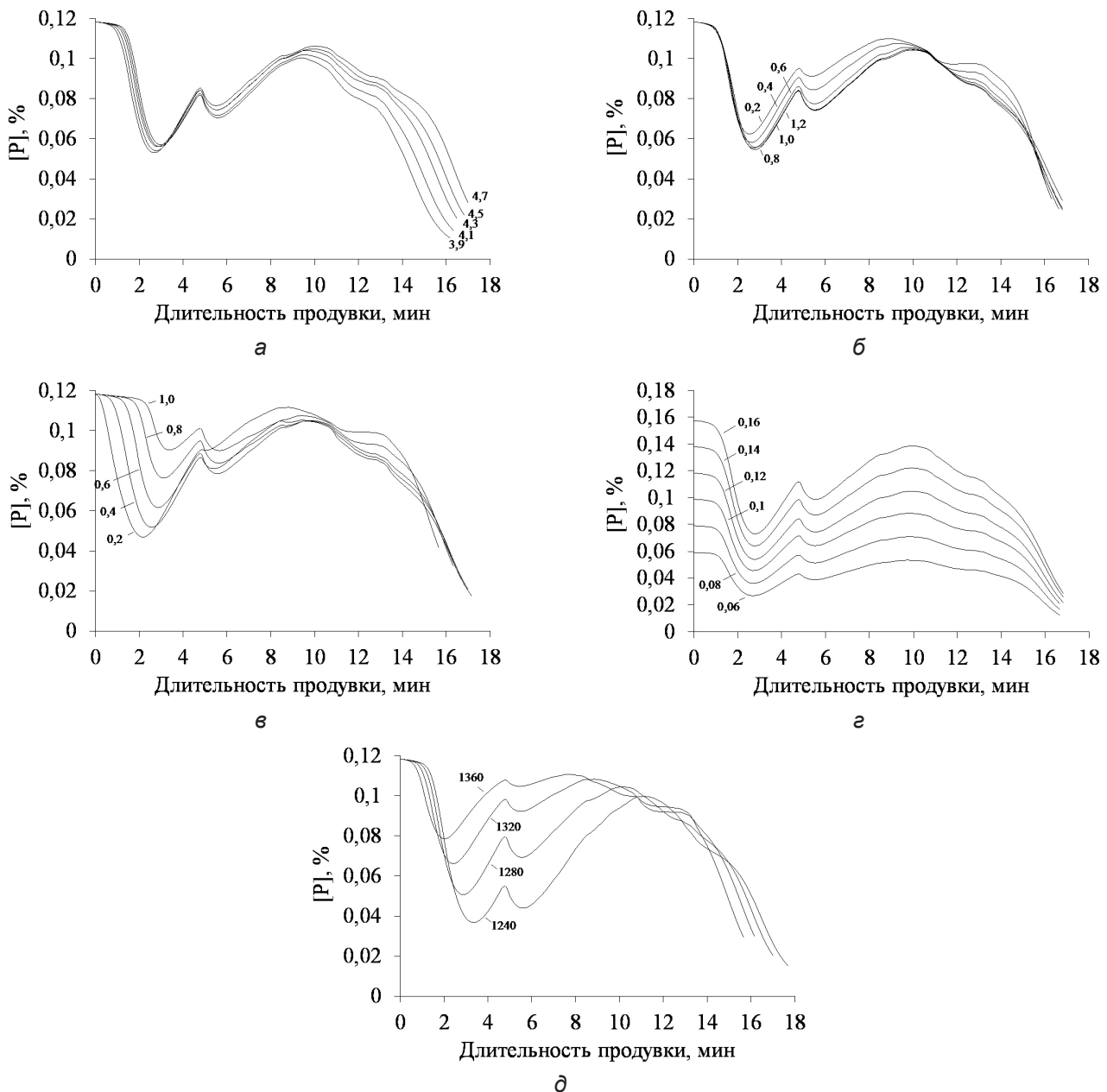


Рис. 2. Влияние исходного содержания элементов в жидком чугуне и его температуры на поведение фосфора по ходу продувки: а – влияние содержания углерода; б – марганца; в – кремния; е – фосфора; д – температуры чугуна. Цифры у кривых на рисунках (а)-(е): исходное содержание элемента в чугуне, на рисунке (д): исходная температура чугуна

фосфора в металле в первые минуты продувки. Момент времени, соответствующий экстремальному (минимальному) содержанию фосфора в металле, постоянно смещается и находится в диапазоне от 2 до 4 минут от начала продувки. При этом температура системы находится в интервале от 1340 до 1400 °С. Окисленность и основность шлака во многом зависят от технологии и времени ввода материалов и варьируются в широких пределах. Соответственно, от 15 до 27% изменяется содержание оксида железа в шлаке и от 1,5 до 2,3 – основность шлака.

Полученные результаты согласуются с экспериментальными данными, приведенными в работе [3], согласно которым оптимальный диапазон температур, при котором необходимо выполнять остановку кислородной продувки и удалять шлак, находится в пределах 1360-1405 °С, а основность шлака варьируется от 1,2 до 2,4. Стоит отметить, что для эффек-

тивного удаления шлака его основность необходимо поддерживать на уровне 1,5-1,8, что определяется его физико-химическими свойствами, а именно жидкотекучестью, с одной стороны, и фосфатной емкостью с другой.

Для оценки одновременного влияния нескольких факторов на положение точки минимальной концентрации фосфора на кривой его содержания в металле, выполнили моделирование для нескольких экстремальных вариантов состава чугуна и его температуры (табл. 2).

Анализ влияния многофакторного изменения свойств исходного жидкого чугуна на поведение фосфора в металле показал (рис. 4), что момент времени, соответствующий минимальному содержанию фосфора в металле в начале кислородной продувки, варьируется в более широких пределах, чем было определено ранее, и составляет от 2,5 до 5,5 минут.

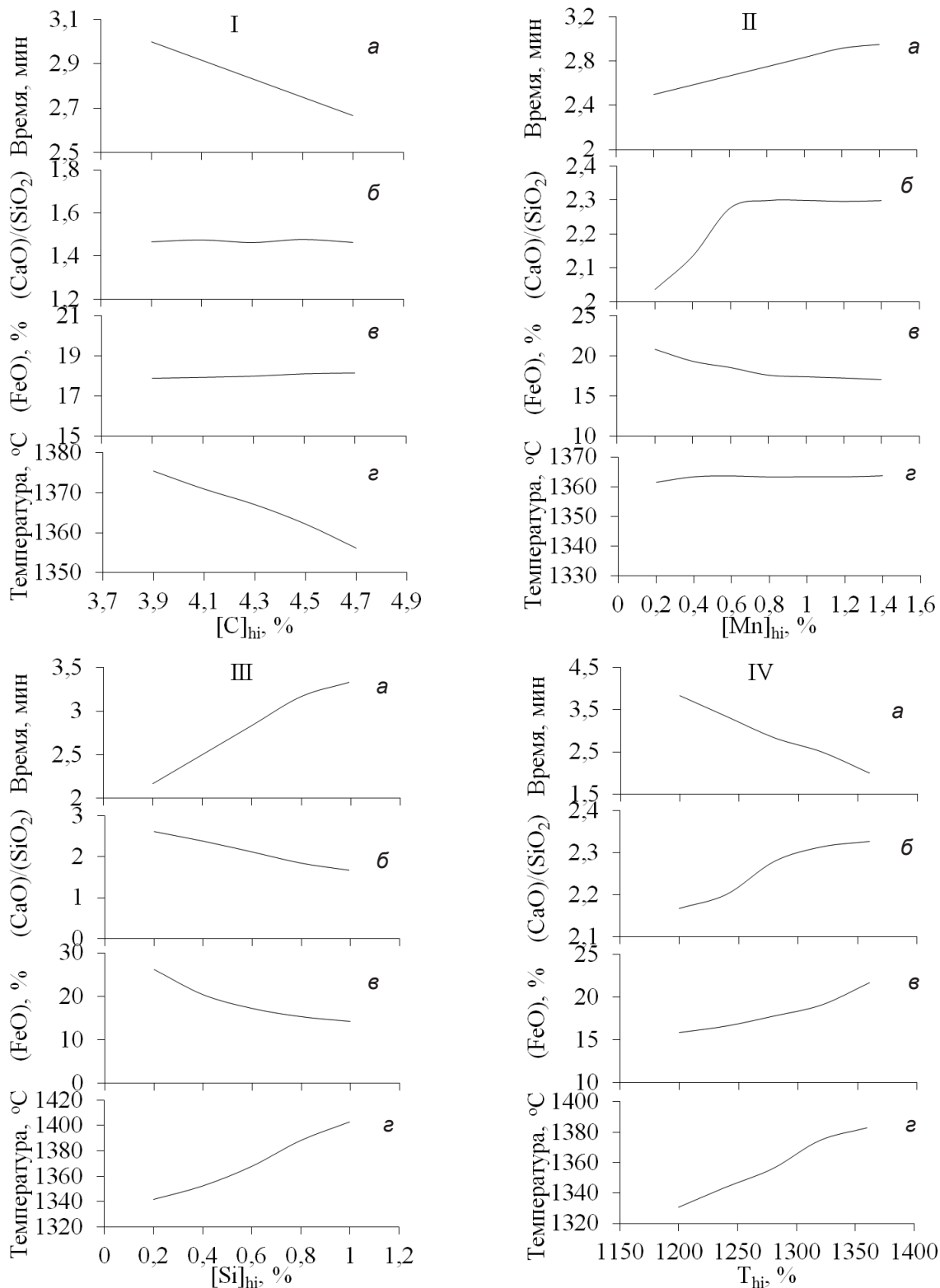


Рис. 3. Координаты минимального содержания фосфора в металле в первые минуты продувки в зависимости от исходного содержания элементов в жидком чугуна: I – углерод, II – марганец, III – кремний; и его температуры IV г. Обозначения на рисунке: а – длительность продувки кислородом; б – основность шлага; в – окисленность шлага; г – температура системы

Таблица 2

Варианты исходных параметров жидкого чугуна

Вариант	Химический состав, %								Температура, °C
	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ti	Cu	
1	4,50	0,50	0,65	0,03	0,12	0,30	0,12	0,08	1290
2	4,50	0,50	0,65	0,03	0,12	0,30	0,12	0,08	1240
3	4,50	1,00	0,65	0,03	0,12	0,30	0,12	0,08	1240
4	4,50	0,20	0,65	0,03	0,12	0,30	0,12	0,08	1360

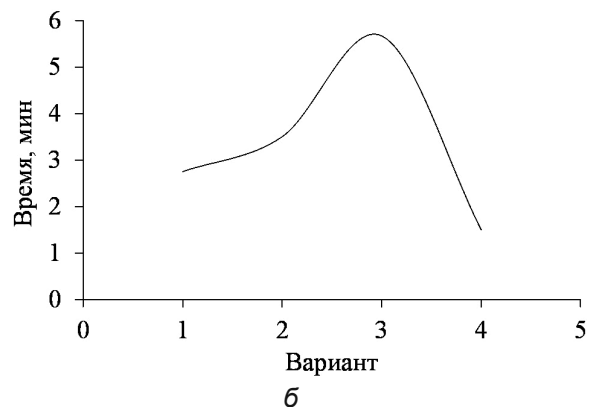
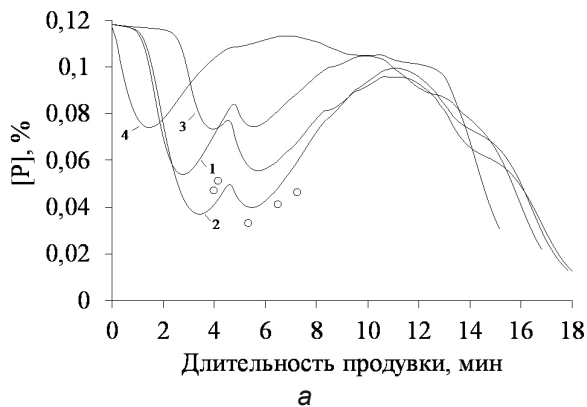


Рис. 4. Влияние исходного содержания элементов в жидком чугуне и его температуры на: а – поведение фосфора по ходу продувки и б – координаты оптимального содержания фосфора в металле. Цифры у кривых на рисунке а и значения оси ординат на рисунке б – вариант состава жидкого чугуна. Точки – фактические данные о процессе

Результаты промышленных исследований поведения фосфора в металле в начальный период продувки, выполненный в 150-тонном конвертере в условиях конвертерного цеха завода ROCKCHECK, хорошо согласуется с расчетными данными.

Таким образом, по ходу кислородной продувки металла существует оптимальный момент для выполнения операции промежуточного скачивания шлака. Очевидно, отклонение от этого времени снижает эффективность рассматриваемого процесса. Учитывая изменчивость исходных данных от плавки к плавке, определение оптимального момента остановки продувки становится трудновыполнимой задачей.

В этом случае необходимо использовать адекватную модель технологического процесса, позволяющую по ходу плавки прогнозировать химический состав, массу и температуру металла, шлака и газа. Затем на основе получаемых результатов расчета определять оптимальную точку остановки продувки.

Для исследования технологии с промежуточным скачиванием шлака и оценки влияния различных па-

раметров технологии на эффективность удаления фосфора использовали базовую плавку. При этом заменили скачивание шлака после раздувки на скачивание после 2-4 минут от начала продувки металла кислородом. Условия окончания плавки приняли аналогичными представленным ранее.

Базовая плавка получения стали в 150-тонном кислородном конвертере комбинированного дутья с промежуточным скачиванием шлака в период продувки для одного из вариантов моделирования представлена на рис. 5.

Результаты имитационного моделирования выплавки стали с остановкой продувки для промежуточного скачивания шлака приведены на рис. 6. Время остановки τ выбирали так, чтобы отклонение от оптимального времени τ_{op} , соответствующего минимальному содержанию фосфора в металле, составляло от 10 до 120 секунд.

Как видно, степень удаления фосфора (рис. 6, б) снижается с увеличением отклонения от оптимального момента времени для промежуточного скачивания шлака.

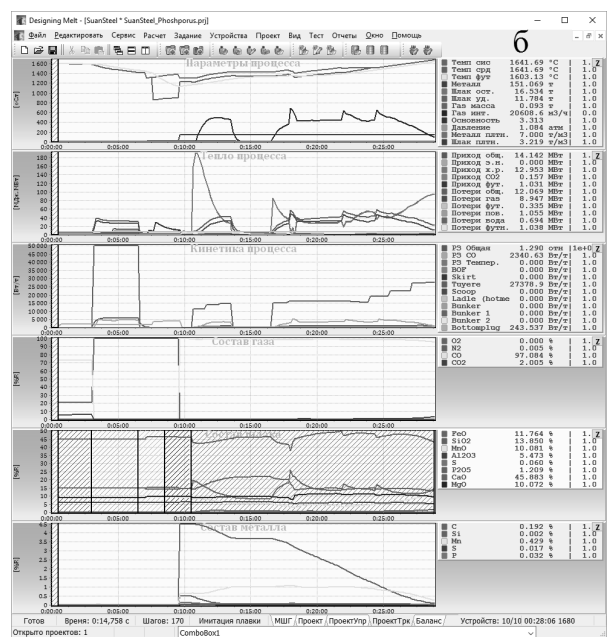
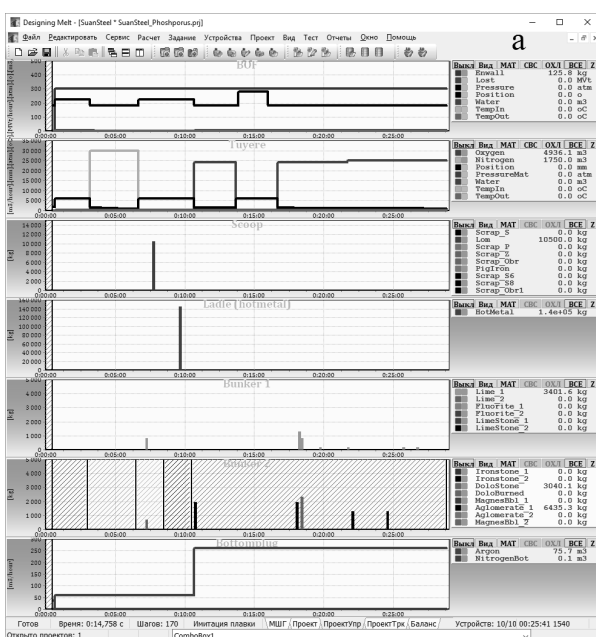


Рис. 5. Схема технологического процесса выплавки стали в кислородном конвертере с промежуточным скачиванием шлака. Обозначения см. рис. 1.

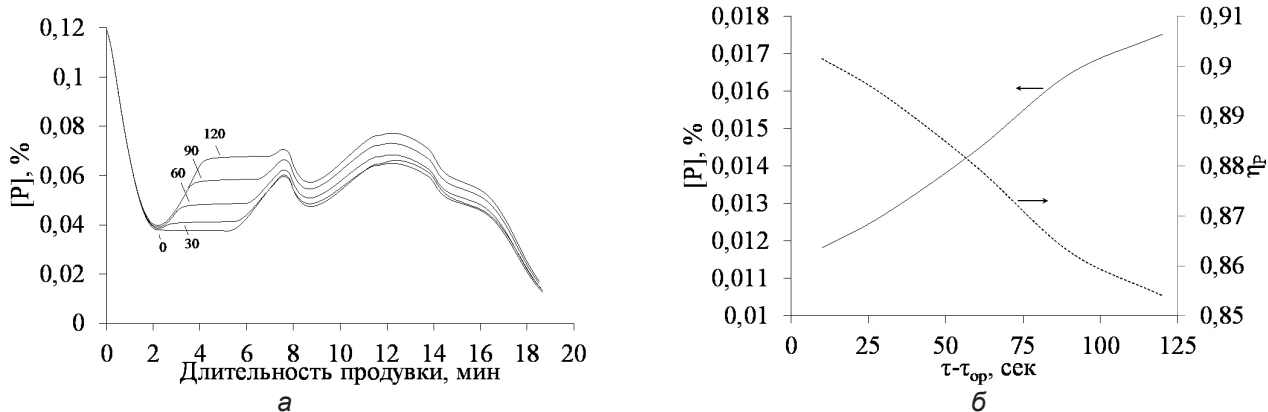


Рис. 6. Влияние ошибки определения оптимального момента времени остановки продувки на: а – поведение фосфора по ходу продувки; б – конечное содержание фосфора в металле. Цифры на рисунке (а) – отклонение от оптимального времени, сек.

Дополнительными факторами, влияющими на эффективность представленной технологии удаления фосфора в кислородном конвертере, являются:

- момент времени промежуточного скачивания шлака;
- количество скачиваемого шлака;
- количество циклов между полным скачиванием шлака в конце выпуска металла.

Исследование влияния количества шлака, скачиваемого в момент остановки продувки, показало (рис. 7), что с уменьшением массы удаленного шлака, конечная степень дефосфорации растет. Это очевидное противоречие связано с тем, что по условиям имитации в конце продувки состав шлака должен соответствовать заданному: основность 3,2-

3,4, а содержание оксида магния – 9-10%. Поэтому с уменьшением количества удаленного шлака с 50% до 10%, пропорционально растет расход материалов (рис. 7, б) и соответственно, – количество шлака (рис. 7, в) почти в 2 раза. Соответственно, растет расход кислорода с 42 до 48 м³/т металла. Последние два фактора положительно сказываются на емкости шлака относительно фосфора, хотя это ведет к неоправданным расходам материалов и повышению себестоимости металла.

Одним из условий эффективности процесса являются низкие расходы материалов на плавку и соответственно, приемлемое количество образующегося шлака. Поэтому, исходя из данных, представленных на рис. 7, необходимо скачивать не менее 40-50%

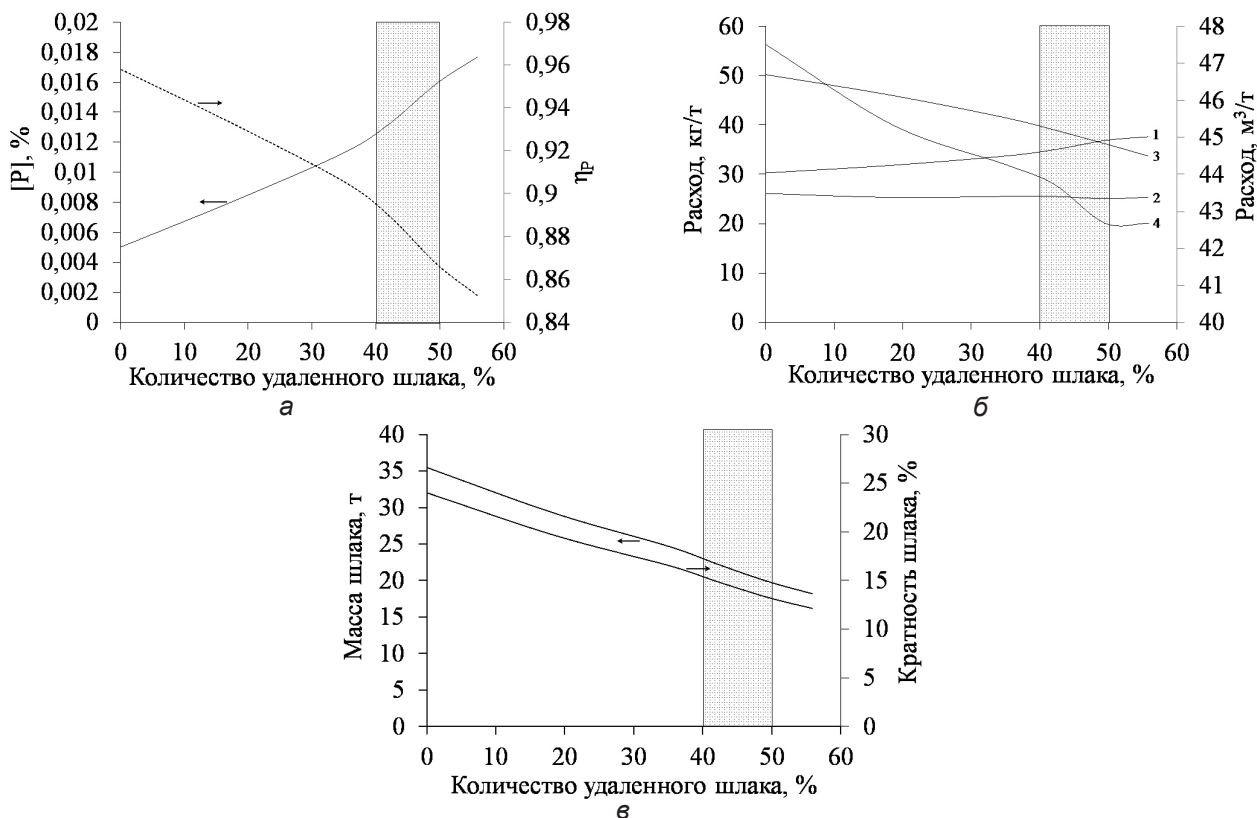


Рис. 7. Влияние количества удаленного шлака на параметры технологического процесса: а – конечное содержание фосфора в металле; б – расходы основных материалов (цифры у кривых: 1 – агломерат; 2 – доломит; 3 – известь; 4 – газообразный кислород), в – массу шлака. Затемненная область – рациональное количество удаляемого шлака. Обозначения см. на рис. 6.

шлака (затемненная область), что позволяет получать конечный фосфор на уровне 0,012-0,014%. При этом, расход кислорода не превышает 44 м³/т, а кратность шлака находится на уровне 12-13%. Скачивание большего количества шлака несколько уменьшает степень дефосфорации, и уже при более 60% эффективность процесса снижается значительно, что связано с дальнейшими трудностями наводки жидкоподвижного шлака, способного ассимилировать фосфор.

Полученные результаты, отражающие рациональную массу удаленного шлака, не учитывают требования по марочному содержанию фосфора в готовой стали. При менее жестких условиях количество удаляемого шлака может быть пересмотрено в ту или иную сторону.

Оценка количества циклов плавки без полного удаления шлака в конце продувки показала (рис. 8), что с каждой последующей плавкой степень дефосфорации снижается, а конечное содержание фосфора в металле растет (рис. 8, а). При данных условиях моделирования уже на 5 цикле конечное содержание фосфора в металле близко к верхнему пределу в большинстве марок стали. Поэтому, дальнейшее использование шлака неприемлемо и необходимо выполнить полное скачивание шлака после его раздувки.

Очевидно, что количество циклов плавки без полного скачивания шлака сильно зависит от исходного содержания фосфора в чугуна, а также от его содержания в марке стали.

Расходы материалов (рис. 8, б) и кратность шлака (рис. 8, в) практически не зависят от количества ци-

клов. Это связано с тем, что при имитации для каждого цикла плавки приняты одинаковый исходный химический состав жидкого чугуна, его температуру и массу, а также в каждом цикле скачивали 50% образующегося шлака.

Сравнивая результаты моделирования базовой и исследуемой технологий выплавки стали в кислородном конвертере (рис. 9), видно, что промежуточное скачивание шлака, обусловленное оптимальным содержанием фосфора в металле, позволяет снизить конечное его содержание в 1,5-2 раза. Расходы основных материалов при использовании исследуемой технологии значительно ниже, чем в базовой: извести на 10,7 кг/т, доломита на 1,1 кг/т, кислорода на 2 м³/т. При этом стоит отметить увеличение расхода агломерата на 5,5 кг/т, что связано с уменьшением общего количества шлака и тем самым необходимостью большего количества охладителей.

Неоспоримым преимуществом технологии с промежуточным скачиванием шлака является меньшее на 15 кг/т количество общего шлака за плавку, а также повышение выхода годного металла как минимум на 0,4%.

Выводы

На основе результатов моделирования и промышленных исследований выплавки стали в кислородном конвертере с комбинированным дутьем показано, что на кривой поведения фосфора в металле всегда присутствует один или несколько локальных минимумов.

Использование технологии с промежуточным скачиванием шлака может быть эффективным только

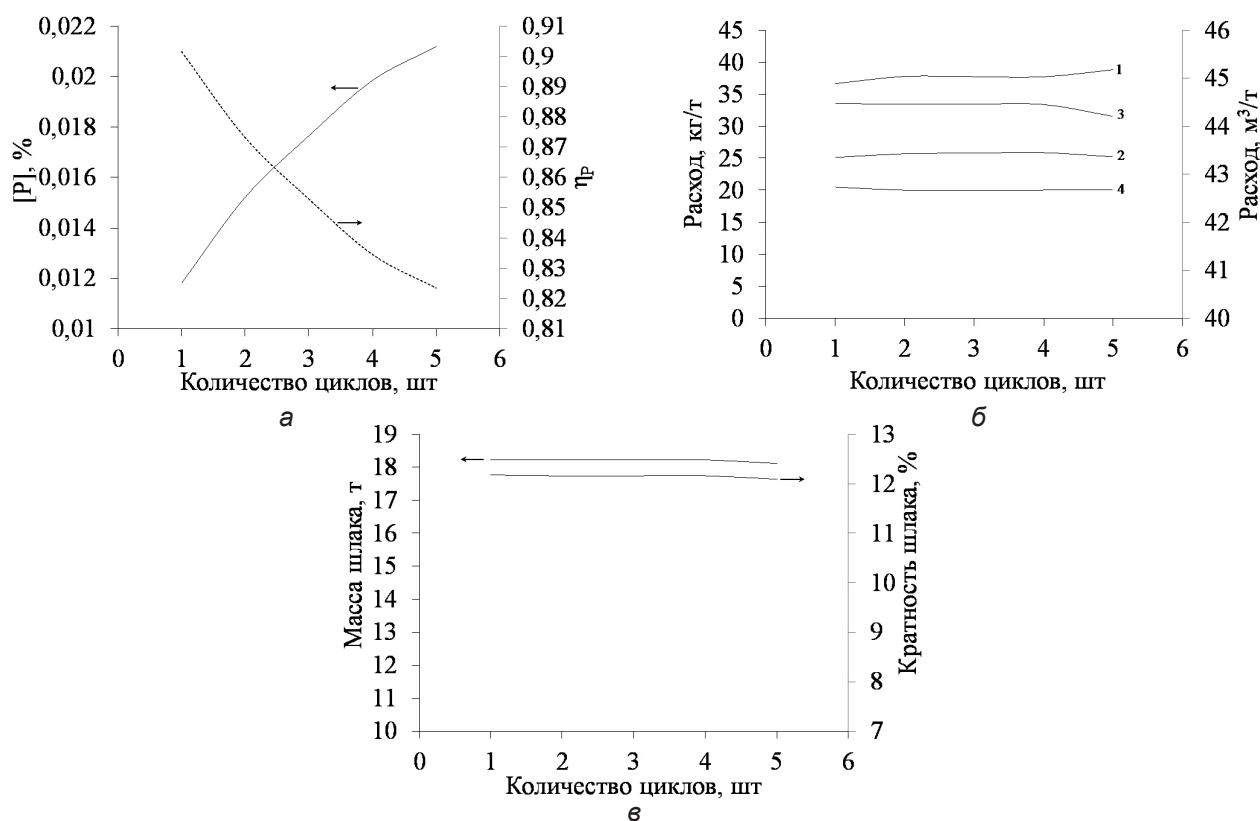


Рис. 8. Влияние количества последовательных плавки с промежуточным скачиванием шлака на параметры технологического процесса: а – конечное содержание фосфора в металле; б – расходы основных материалов; в – массу шлака. Обозначения см. на рис. 6

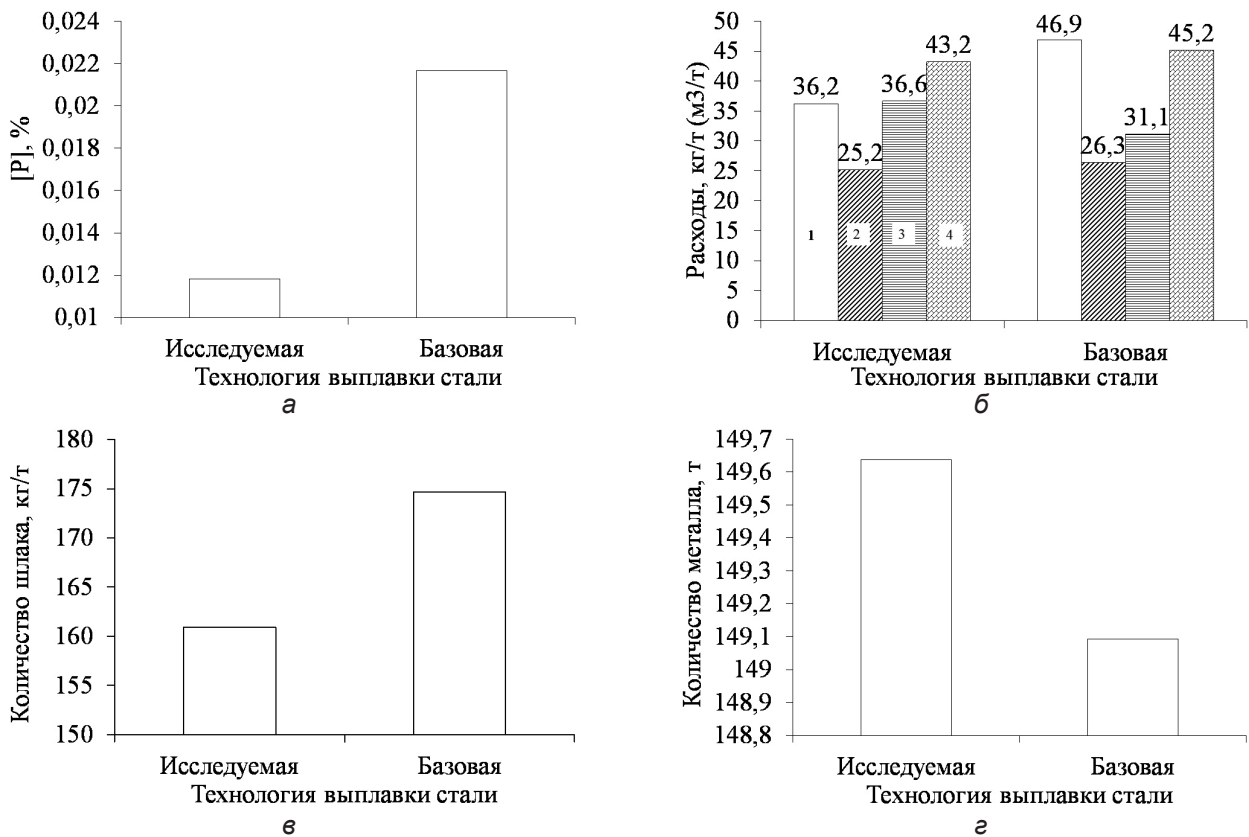


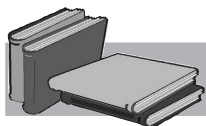
Рис. 9. Сравнительные характеристики базовой и исследуемой технологий выплавки стали в кислородном конвертере: а – конечное содержание фосфора в металле; б – расходы основных материалов; в – общее количество шлага; г – выход годного металла. Номера столбцов на диаграмме (б): 1 – известь; 2 – доломит; 3 – агломерат; 4 – кислород

при правильном определении момента остановки продувки. Как показали результаты исследования, оптимальное время, соответствующее минимуму содержания фосфора в металле в начале продувки кислородом, зависит от многих факторов, включающих химический состав чугуна, его температуру, количество введенных материалов и т. д. Поэтому момент, соответствующий началу скачивания шлага, определить визуально или из опыта затруднительно. В этом случае необходимо использовать адекватную модель технологического процесса, позволяющую по ходу плавки прогнозировать химический состав, массу и температуру металла, шлага и газа.

При использовании технологии с промежуточным скачиванием шлага снижается расход основных материалов: извести на 10,7 кг/т, доломита на 1,1 кг/т, кислорода на 2 м³/т. Также происходит снижение об-

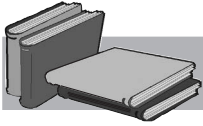
щего количества шлага на 15 кг/т и увеличение выхода годного металла на 0,4%. При этом стоит отметить увеличение расхода агломерата на 5,5 кг/т, что связано с уменьшением общего количества шлага и тем самым необходимостью большего количества охладителей. Конечное содержание фосфора в 1,5-2 раза ниже по сравнению с базовой технологией.

Эффективность рассматриваемой технологии зависит от количества скачиваемого шлага и количества циклов плавки, проведенных с промежуточным скачиванием шлага. Имитационное моделирование показало, что скачивать необходимо от 40 до 60% начального шлага, а количество циклов плавки, проведенных согласно исследуемой технологии, не должно превышать 4-5 в зависимости от исходного содержания фосфора в чугуне и его конечного содержания на выпуске металла из конвертера, определяемого маркой стали.



ЛИТЕРАТУРА

1. Бойченко Б. М., Охотский В. Б., Харлашин П. С. Конвертерное производство стали: теория, технология, качество стали, конструкции агрегатов, рециркуляция материалов и экология: Учебник. – Днепр: РВА «Днепро-ВАЛ», 2006. – 454 с.
2. Баптизманский В. И., Меджибожский М. Я., Охотский В. Б. Конвертерные процессы производства стали. Теория, технология, конструкции агрегатов. – Киев, Донецк: Вища школа. Головное изд-во, 1984. – 343 с.
3. Pat. CN102212640 People's Republic of China, IPC C21C 5/28. Converter steelmaking method capable of reducing slag quantity / Shougang Co., Ltd. № 201110146021.0; appl. 01.06.2011; publ. 12.10.2011.
4. Синяков Р. В. Разработка технологии выплавки и внепечной обработки стали с использованием программного комплекса «DesigningMelt» // Современная электрометаллургия. – 2011. – № 2. – С. 34-37.
5. Арсентьев П. П., Яковлев В. В., Комаров С. В. Конвертерный процесс с комбинированным дутьем. – М.: Metallurgy, 1991. – 176 с.



REFERENCES

1. Boichenko B. M., Okhotskii V. B., Kharlashin P. S. (2006). Konverternoie proizvodstvo stali: teoriia, tekhnologiiia, kachestvo stali, konstrukcii agregatov, retsirkuliaciia materialov i ekologiia: Uchebnik. [Converter steelmaking: theory, technology, steel quality, design of units, materials recirculation, and ecology: Textbook]. Dnepr: «Dnipro-VAL», 454 p. [in Russian].
2. Baptizmanskii V. I., Medzhibozhskii M. Y., Okhotskii V. B. (1984). Konverternye protsessy proizvodstva stali. Teoriia, tekhnologiiia, konstrukcii agregatov. [Converter processes of steelmaking. Theory, technology, design of units]. Kyiv, Donetsk: Vyscha shkola. Golovnoe izd-vo, 343 p. [in Russian].
3. Pat. CN102212640 People's Republic of China, IPC C21C 5/28. Converter steelmaking method capable of reducing slag quantity / Shougang Co., Ltd. № 201110146021.0; appl. 01.06.2011; publ. 12.10.2011. [in English].
4. Siniakov R. V. (2011). Razrabotka tekhnologii vyplavki i vnepechnoi obrabotki stali s ispol'zovaniem programmnoho kompleksa «DesigningMelt». [Development of technology for steel melting and ladle treatment using the software package «DesigningMelt»]. Sovremennaia elektrometallurgiiia, no 2, pp. 34-37. [in Russian].
5. Arsent'ev P. P., Yakovlev V. V., Komarov S. V. (1991). Konverternyi protsess s kombinirovannym dut'em. [Converter process with combined blowing]. Moscow: Metallurgiiia, 176 p. [in Russian].

Анотація

Синяков Р. В., Харченко О. В.

Дослідження поведінки фосфору в кисневому конвертері з використанням програмного комплексу «DesigningMelt»

На основі результатів моделювання і промислових досліджень виплавки сталі в кисневому конвертері з комбінованим дуттям показано, що на кривій поведінки фосфору в металі завжди присутні один або кілька локальних мінімумів. Момент часу, що відповідає мінімуму вмісту фосфору в металі на початку продувки киснем, залежить від багатьох факторів, які включають хімічний склад чавуну, його температуру, кількість введених матеріалів і т. д. Відтак використання технології з проміжним скачуванням шлаку під час продувки і повним залишенням шлаку після його роздувки (ошлакування футеровки) може бути ефективним лише при правильному визначенні моменту зупинки продувки киснем, що можливо при наявності адекватної моделі технологічного процесу. Представлений підхід дозволяє знизити витрати вапна на 10,7 кг/т, доломіту на 1,1 кг/т, кисню на 2 м³/т, загальну кількість шлаку на 15 кг/т, кінцевий вміст фосфору в 1,5-2 рази в порівнянні з базовою технологією.

Ключові слова

Кисневий конвертер, фосфор, киснева продувка, технологія виплавки, моделювання.

Summary

Siniakov R., Kharchenko A.

Investigation of phosphorus behaviour in BOF using the software package «DesigningMelt»

Based on the modeling results and industrial research of steelmaking in combined blowing BOF, it has been shown that one or more local minima are always present on a curve of phosphorus behavior in the metal. A time corresponding to a minimum phosphorus content in the metal at the beginning of the oxygen blowing, depends on many factors, including the chemical composition of the iron, its temperature, the number of input materials, etc. Therefore, the use of technology with an intermediate deslagging during blowing and complete retaining of the slag after its blowing out (slagging lining) can only be effective if properly determining when to stop the oxygen blowing, which is possible if an adequate process model is available. Presented approach reduces lime consumption by 10,7 kg/t, dolomite by 1,1 kg/t, oxygen up to 2 m³/t, the total amount of slag by 15 kg/t, and final phosphorus content by 1,5-2 times as compared to the basic technology.

Keywords

BOF, phosphorus, oxygen blowing, steelmaking technology, modeling.

Поступила 19.01.17