



(19) **RU** ⁽¹¹⁾ **2 051 180** ⁽¹³⁾ **C1**
(51) МПК⁶ **C 21 C 5/56, 5/28**

РОССИЙСКОЕ АГЕНТСТВО
ПО ПАТЕНТАМ И ТОВАРНЫМ ЗНАКАМ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

(21), (22) Заявка: 4872626/02, 18.09.1990

(46) Дата публикации: 27.12.1995

(56) Ссылки: 1. Кожевников Ю.Ю. Бескоксовая металлургия железа. М.: Металлургия, с.270-296.2. Похвиснеев А.Н. и др. Внедоменное получение железа за рубежом. М.: Металлургия, 1964, с.314-315.

(71) Заявитель:

Лупэйко Витольд Марианович

(72) Изобретатель: Лупэйко Витольд Марианович

(73) Патентообладатель:

Лупэйко Витольд Марианович

(54) СПОСОБ ПОЛУЧЕНИЯ СТАЛИ В ЖИДКОЙ ВАННЕ

(57) Реферат:

Использование: в металлургии при непрерывной выплавке стали. Сущность изобретения: жидкую сталеплавильную ванну образуют из стартовых расплавов низкоуглеродистой стали (РНС) и конечного сталеплавильного шлака. Образуют в ванне окислительную и восстановительную технологические зоны, через которые по замкнутому контуру, динамически воздействуя струями погруженного в окислительной зоне в шлаковый расплав (ШР) топливно-кислородного факела горения,

перемешают ШР по поверхности РНС. ШР перегревают в окислительной зоне на 50-300°C относительно температуры РНС. В окислительной зоне вдувают в ШР порошкообразные шихтовые материалы. В перегретый ШР в восстановительной зоне вводят восстановитель железа, которое осаждают из ШР в виде капель низкоуглеродистой стали. Химический состав ШР восстанавливают до стартового ШР и подают в окислительную зону для проведения очередного технологического цикла. 1 с. и 11 з. п. ф-лы, 3 ил.



(19) **RU** ⁽¹¹⁾ **2 051 180** ⁽¹³⁾ **C1**
(51) Int. Cl.⁶ **C 21 C 5/56, 5/28**

RUSSIAN AGENCY
FOR PATENTS AND TRADEMARKS

(12) **ABSTRACT OF INVENTION**

(21), (22) Application: **4872626/02, 18.09.1990**

(46) Date of publication: **27.12.1995**

(71) Applicant:

Lupehjko Vitol'd Marianovich

(72) Inventor:

Lupehjko Vitol'd Marianovich

(73) Proprietor:

Lupehjko Vitol'd Marianovich

(54) **METHOD OF MAKING STEEL IN LIQUID STEEL MELTING BATH**

(57) Abstract:

FIELD: metallurgy. SUBSTANCE: method comprises steps of creating a liquid steel melting bath from initial melts of low-carbon steel and final steel melting slag; providing in the bath oxidizing and reducing technological zones, in which due to dynamic action along a closed contour by jets of fuel- oxygen burning torch, immersed to the slag melt in the oxidizing zone, displacing the slag melt along a surface of the low-carbon steel; over- heating the slag melt in the oxidizing zone by 50-300 C

relative to a temperature of the low-carbon steel; in the oxidizing zone blowing into the slag melt powdered charge materials; in the reducing zone introducing to the overheated slag melt ferrum reducing agent in order to deposit ferrum from the slag melt in the form of drops of low-carbon steel; reducing chemical content of the slag melt to its initial content and feeding it to the oxidizing zone for performing a next technological cycle. EFFECT: enhanced quality of steel. 12 cl, 3 dwg

RU 2 0 5 1 1 8 0 C 1

RU 2 0 5 1 1 8 0 C 1

Изобретение относится к черной металлургии, а более точно к способу получения стали в жидкой ванне и к устройству для осуществления указанного способа.

Широко известны традиционные способы получения стали по многоступенчатой технологической схеме: агломерация коксохимия доменный процесс сталеплавильные процессы (конвертерный, мартеновский, электросталеплавильный). Всем им присущи существенные недостатки: большое количество дорогостоящих основных технологических агрегатов со сложным вспомогательным оборудованием; большие суммарные затраты (в том числе и трудозатраты) на их обслуживание и ремонт; большие междустадийные потери тепла, связанные с охлаждением промежуточных продуктов; значительные затраты на междустадийную транспортировку промежуточных продуктов; значительные суммарные тепловые потери, складывающиеся из теплопотерь каждым технологическим агрегатом; значительные суммарные потери извлекаемого железа; ограниченная возможность в использовании исходной металлошихты; большое суммарное загрязнение окружающей среды отходами производства на каждой технологической стадии.

Известны аналоги, в соответствии с которыми процесс получения жидкой стали из рудного материала осуществляют в одну-две технологические ступени.

Так, 2-ступенчатый процесс КШС [1] позволяет получить сталь или ее полупродукт из рудно-угольных окатышей или брикетов (первая ступень) в кипящем шлаковом расплаве в качающейся мартеновской печи (вторая ступень). Существенным недостатком этого способа является очень низкий КПД мартеновской печи и, как следствие, очень большой расход топлива на единицу выплавленной стали. Другой существенный недостаток процесса КШС очень низкая производительность мартеновской печи при работе по этой технологии. Это не позволяет конкурировать КШС с традиционной технологией.

Наиболее близким к предлагаемому является способ получения стали в жидкой ванне с применением шихтовых материалов, в состав которых входят железосодержащее сырье и шлакообразующие флюсы [2] заключающийся в получении низкоуглеродистой стали путем взаимодействия окислов железа с восстановителем, сжигании топлива в кислородсодержащем газе для обеспечения технологического процесса теплом и введении внепечным методом в низкоуглеродистую сталь добавок, обеспечивающих получение заданного химического состава стали.

В известном способе вначале образуют жидкую ванну путем плавления металлического железа, например стального лома. Расплав железа непрерывно или периодически науглероживают, насыщая его восстановителем путем вдувания в этот расплав угольного порошка с помощью метана. На поверхность железоуглеродистого расплава непрерывно или периодически загружают куски железной руды и

шлакообразующих флюсов. В результате тесного контакта с восстановителем углеродом, растворенным в железном расплаве, железо восстанавливается, увеличивая массу железоуглеродистого расплава. При этом окислы пустой породы, содержащиеся в железной руде, плавятся вместе со шлакообразующими флюсами, образуя на поверхности расплава железа шлаковый расплав. Процессы плавления шихтовых материалов и восстановления железа обеспечиваются теплом от сжигания топлива в кислородсодержащем газе над жидкой ванной. Перед выпуском железоуглеродистый расплав обезуглероживают, прекращая заранее подачу в него углеродсодержащего восстановителя. Полученную низкоуглеродистую сталь направляют на корректировку ее химического состава до заданного, которую осуществляют внепечным методом.

Известно устройство для получения стали в жидкой ванне, представляющее собой мартеновскую печь, содержащую плавильную емкость для плавления в ней шихтовых материалов, образования жидкой ванны и получения в ней низкоуглеродистой стали. Емкость для плавления образована подом, стенками и сводом и снабжена приспособлением для ввода в жидкую ванну восстановителя железа, средством для загрузки в нее шихтовых материалов и средством для выпуска из нее стали и шлака, горелочным приспособлением для сжигания внутри плавильной емкости топлива за счет кислородсодержащего газа и трактом для отвода из этой емкости продуктов горения.

Существенной особенностью как способа, так и устройства является общая технологическая зона для проведения как окислительных, так и восстановительных процессов.

При этом атмосфера рабочего пространства мартеновской печи имеет окислительный характер по отношению к металлу, что вызвано необходимостью полного сжигания топлива. Кроме того, окислительная атмосфера тормозит процесс восстановления железа, которое при контакте с окислительными газами продуктами горения (CO_2 и H_2O) активно окисляется. Таким образом, в известном способе протекают одновременно два противоположных металлургических процесса: на границе контакта металла со шлаком, содержащим оксиды железа, последнее восстанавливается, а на границе металл-газ железо окисляется. В основном железо окисляется за счет переокисления газовой атмосферой печи оксидов железа в шлаке. В конечном счете это ведет к увеличению удельного расхода восстановителя и снижает скорость процесса восстановления.

Создание же над расплавом восстановительной атмосферы путем недожога топлива приводит к скачкообразному увеличению его удельного расхода. К аналогичному результату приводит и вариант уменьшения вредного влияния на восстановительный процесс окислительной атмосферы печи увеличение толщины шлакового слоя, что тормозит не только окисление металла, но в еще большей степени теплоусвоение расплавом.

Условия передачи тепла расплаву в отражательной печи малоэффективны главным образом из-за сравнительно небольшой контактной поверхности между факелом горения и расплавом, в основном шлаком, даже при кипении последнего, который обладает очень низкой теплопроводностью. Это не позволяет форсировать процесс плавки, которая в основном поэтому и отличается низкой производительностью, низким тепловым коэффициентом полезного действия и высоким удельным расходом топлива.

Отражательная печь без нарушения ее стойкости и угара железа не позволяет заменить воздух для сжигания топлива кислородом, что существенно повысило бы тепловой коэффициент полезного действия процесса.

В основу изобретения положена задача создать такой способ получения стали в жидкой ванне, благодаря которому были бы улучшены технико-экономические показатели при выплавке стали из любой металлошихты прямым (одноступенчатым) процессом.

Это достигается тем, что в способе получения стали в жидкой ванне с применением шихтовых материалов, в состав которых входят железосодержащее сырье и шлакообразующие флюсы, предусматривающем получение низкоуглеродистой стали путем взаимодействия окислов железа с восстановителем, сжигание топлива в кислородсодержащем газе для обеспечения технологического процесса теплом и введение внепечным методом в низкоуглеродистую сталь добавок, обеспечивающих получение заданного химического состава стали, согласно изобретению жидкую ванну образуют из стартовых расплава низкоуглеродистой стали и химически равновесного с ней сталеплавильного шлакового расплава, создают технологические окислительную и восстановительную зоны, через которые по замкнутому контуру перемещают по поверхности расплава низкоуглеродистой стали стартовый шлаковый расплав путем динамического воздействия на него струями факела горения, образованного сжиганием топлива в кислородсодержащем газе и погруженного в окислительную зону в шлаковый расплав, в который для повышения в нем концентрации окислов железа и образования рафинировочного шлака вдувают воздухом порошкообразные шихтовые материалы, и за счет тепла погруженного топливно-кислородного факела горения их плавят, а шлаковый расплав перегревают относительно температуры расплава низкоуглеродистой стали для обеспечения теплом процесса восстановления железа из шлакового расплава, при этом за счет кислорода воздуха, используемого для вдувания в шлаковый расплав порошкообразных материалов, и кислорода топливно-кислородного факела горения окисляют и удаляют в газовую фазу серу, находящуюся в шлаковом расплаве, а в перегретый шлаковый расплав, поступающий в восстановительную зону, вводят восстановитель железа, в результате чего получают низкоуглеродистую сталь, которая в

виде капель осаждается из шлакового расплава, пополняя стартовый расплав ее, газообразные же продукты восстановления удаляются из шлакового расплава в газовую фазу над ним, при этом химический состав этого шлакового расплава восстанавливается до исходного химического состава стартового шлакового расплава, исходную массу которого направляют в окислительную зону для проведения очередного технологического цикла, образующийся же избыток шлакового расплава удаляют из дальнейшего технологического процесса, а получаемую низкоуглеродистую сталь направляют на внепечную корректировку ее химического состава до заданного.

В предлагаемом способе обеспечение теплом процесса получения стали факела горения топлива в кислороде, погруженного в шлаковый расплав, увеличивает коэффициент использования тепла этого топлива примерно в 2,5-3,0 раза по сравнению со способом сжигания топлива в воздухе в печи типа мартеновской. Это улучшение использования топлива достигается тем, что погружной факел горения, интенсивно перемешиваясь со шлаковым расплавом, создает величину контактной поверхности раздела между ними в десятки и сотни раз больше, нежели между шлаковым расплавом и факелом горения топлива, сжигаемого в воздухе над шлаковым расплавом в мартеновской печи. Пропорционально увеличению этой контактной поверхности увеличивается и скорость передачи тепла расплаву. Ускоренный таким образом теплообмен позволяет резко (в десятки раз) интенсифицировать металлургический процесс и уменьшить теплопотери с отводимыми из него продуктами горения. Эти потери тепла еще более уменьшаются за счет замены воздуха, расходуемого для сжигания топлива, на кислород, в котором практически отсутствует азот. В результате применения погружного топливно-кислородного факела горения интенсифицируется процесс получения стали и сокращается удельный расход топлива.

Осуществление по предлагаемому способу металлургического процесса получения стали последовательно в двух зонах, вместо одной общей, позволяет провести процесс восстановления железа из шлакового расплава и обеспечение теплом его и процесса плавления шихтовых материалов в наиболее благоприятных условиях. Если эти процессы проводятся в общей зоне в полувосстановительных-полуокислительных условиях, то протекают они с заторможенной скоростью со значительно большим расходом топлива и восстановителя железа, поскольку продукты полного горения топлива окисляют восстановитель железа, расходуя дополнительно на этот паразитный процесс большое количество топлива и восстановителя.

Таким образом, осуществление процесса получения стали по предлагаемому способу в двух технологических зонах, вместо одной общей, позволяет существенно сократить удельные расходы топлива и восстановителя и при прочих равных условиях интенсифицировать процесс получения стали.

В предлагаемом способе получения стали тепло, необходимое для проведения процесса восстановления, передают в восстановительную зону с помощью шлакового расплава, содержащего окислы железа, путем соответствующего перегрева расплава относительно температуры получаемой стали. При этом перегрев, как указано выше, проводится с помощью погружного факела горения в окислительной зоне с большей эффективностью. Поддержание этой эффективности достигают многократным увеличением массы шлакового расплава за счет стартовой его части, резко уменьшая необходимую температуру его перегрева, а следовательно, и теплотери с отводимыми продуктами сгорания топлива в погружном факеле.

Для сохранения высокой эффективности теплопитания восстановительной зоны массу стартового шлакового расплава из восстановительной зоны направляют вновь в окислительную зону для очередного технологического цикла, исключая этим расход тепла на приготовление стартового шлакового расплава, используемого в качестве теплорегенератора, перемещаемого в циркуляционном режиме по замкнутому технологическому контуру, что позволяет в максимальной степени сохранить низкий удельный расход топлива и восстановителя железа при получении стали за счет создания двухзонного технологического процесса.

Кроме того, низкий удельный расход топлива и восстановителя уменьшает загрязнение окружающей среды продуктами горения, в том числе двуокисью углерода, улучшая этим экологическую среду.

С целью получения максимальной эффективности использования в качестве теплоносителя для восстановительной зоны шлакового расплава целесообразно стартовый шлаковый расплав образовать в количестве исходя из соотношения 2-15 кг его массы на каждый килограмм железа, восстанавливаемого из шлакового расплава и образующего низкоуглеродистую сталь, при этом температуру перегрева шлакового расплава перед его поступлением в восстановительную зону целесообразно брать в пределах от 50 до 300°C. Все это обеспечивает высокий коэффициент использования топлива и достаточно высокую стойкость огнеупорной футеровки, которая в местах контакта со шлаковым расплавом охлаждается.

С целью минимального удельного расхода восстановителя железа из его окислов целесообразно в перегретый шлаковый расплав, находящийся в восстановительной зоне, вводить восстановитель методом диспергирования в количестве, не менее стехиометрически необходимого для восстановления железа из его окислов.

С целью достижения минимального удельного расхода топлива образующиеся в восстановительной зоне газообразные продукты восстановления железа можно эжектировать в погружной топливно-кислородный факел горения, где их дожигают в кислороде.

С целью сокращения удельного расхода восстановителя и топлива, увеличения продолжительности службы огнеупорной футеровки плавильной камеры и ускорения

процесса в шлаковый расплав, находящийся в окислительной зоне, вводят путем диспергирования восстановитель в количестве, достаточном для восстановления Fe_3O_4 до FeO .

5 С целью ускоренной переработки содержащегося в шихте стального лома в расплав низкоуглеродистой стали под шлаковый расплав в окислительной зоне целесообразно загрузить стальной лом, а
10 окружающий его расплав низкоуглеродистой стали продувать струями окислительного газа с целью плавления лома и перевода в шлаковый расплав образующихся при этом окислов железа, которые затем
15 восстанавливают до получения низкоуглеродистой стали.

С целью уменьшения теплотери и уменьшения удельного расхода топлива при плавлении лома в качестве окислительного газа используют кислород.

20 С целью уменьшения при плавлении лома образования бурого дыма и уменьшения с ним потерь железа, а также для снижения затрат на газоочистку в качестве окислительного газа можно применять продукты полного горения
25 топливно-кислородного факела, при этом целесообразно в шлаковом расплаве, протекающем над струями факела горения, поддерживать концентрацию Fe_3O_4 , достаточную для перевода его в FeO , а образующихся CO и H_2 , соответственно, в
30 CO_2 и H_2O .

С целью более эффективного использования топлива при плавлении лома топливно-кислородным факелом
35 необходимую концентрацию Fe_3O_4 в шлаковом расплаве целесообразно поддерживать путем введения в шлаковый расплав соответствующего количества железорудного материала.

С целью более эффективного использования топлива при плавлении лома за счет продувки расплава стали струями
40 топливно-кислородного факела горения при малой доле в шихте железорудного материала поддержание необходимой концентрации Fe_3O_4 в шлаковом расплаве осуществляют путем продувания его
45 кислородом.

С целью повышения ценности попутно образующегося в процессе получения стали шлака целесообразно выбрать такое
50 соотношение порошкообразных шлакообразующих флюсовых материалов, вдуваемых в шлаковый расплав, которое обеспечивает его химический состав в конце восстановительной зоны, близкий к химическому составу портландцемента.

С целью удешевления получения легированной стали в шлаковый расплав в окислительной зоне вводят рудное сырье, содержащее окислы соответствующих
55 легирующих элементов.

С целью оптимизации получаемого технического эффекта предлагаемый способ
60 содержит ряд дополнительных особенностей.

Во-первых, оптимальная температура перегрева общего шлакового потока (стартового шлака и наплавленного и смешанного с ним рудно-флюсового расплава) перед поступлением в восстановительную зону поддерживается

выше температуры металлической ванны в пределах от 50 до 300°C, достигая, например, 1650-1900°C.

В этом случае оптимальная масса стартового шлакового расплава, протекающего через участок восстановления железа из FeO, поддерживается в пределах от 2 до 15 кг на 1 кг восстанавливаемого железа.

Эти количественные параметры, которые между собой тесно взаимосвязаны, установлены на основе анализа и расчетов тепловых балансов процесса получения стали в соответствии с предлагаемой технологией.

При этом исходили из того, что определили целесообразно максимальную температуру перегрева шлакового расплава 1900°C. Дальнейшее ее повышение резко ухудшает стойкость огнеупорной футеровки плавильного агрегата, контактирующей со шлаковым расплавом, значительно снижает тепловой коэффициент полезного действия плавильного агрегата и существенно увеличивает удельный расход топлива.

Во-вторых, учитывая возможность легко регулировать в предлагаемой технологии химический состав шлакового расплава, целесообразно поддерживать оптимальный химический состав регенеративного стартового шлакового расплава, близкий к типичным сталеплавильным шлакам с повышенной основностью 2,5-3,5 при содержании CaO 55-60% и пониженными концентрациями FeO 6-8% и MgO 2-4%. Такой шлак обладает не только хорошими рафинирующими свойствами, но по своему составу пригоден для использования в качестве почти готового сырья для приготовления портландцемента.

В-третьих, в шлаковый расплав, содержащий оксиды железа, внесенные шихтой, вдувают восстановитель в количестве, не менее стехиометрически достаточного для их восстановления только до FeO.

В-четвертых, при использовании в шихте стального лома для ускоренного его плавления используют прием окисления железа газообразным кислородом. С этой целью лом равномерными порциями загружают в металлическую ванну расплава низкоуглеродистой стали под шлак и с помощью кислородных струй продувают в зоне загрузки лома. При этом происходит окисление жидкого металла, в основном железа, и соответственное повышение температуры жидкой металлической ванны. Вследствие высокой ее теплопроводности и барботажа струями кислорода происходит быстрая теплопередача лому, который ускоренно плавится. Расчет показывает, что для полного расплавления лома требуется окислить в основном до FeO примерно 1/3 железа от массы железного лома.

При необходимости уменьшения при такой продувке испарения железа продувку металлической ванны осуществляют топливно-кислородным факелом горения.

При продувке металлической ванны топливно-кислородным факелом горения продукты полного горения CO₂ и H₂O, окисляя металл, диссоциируют с CO и H₂. С целью доиспользования их тепловой и химической энергии в шлаковом расплаве (в

районе плавления лома) поддерживают концентрацию Fe₃O₄ в таком количестве, которое будет достаточным для окисления (≈ на 95-99%) всплывающих в шлаке пузырьков, содержащих CO и H₂, до CO₂ и H₂O. Расчет показывает, что в этом случае находящаяся в шлаке масса Fe₃O₄, которая взаимодействует с CO и H₂, должна превышать массу кислорода в погружном факеле горения, с помощью которого плавят лом, не менее чем в 7,5 раз. Такую концентрацию Fe₃O₄ достигают автоматически при выплавке стали из шихты, содержащей, кроме лома, рудный концентрат в достаточном для этого количестве (например, когда в сталь переходит из лома не более чем ≈20-25% железа). Если же сталь выплавляется, например, только из одного лома, то для поддержания необходимой концентрации Fe₃O₄ применяют прием, заключающийся в продувке кислородом только шлакового расплава в районе расположения ломоплавильных топливно-кислородных фурм, например подачи кислорода через верхний ярус кислородных сопел, размещаемых в тех же фурмах. За счет этих кислородных струй закись железа FeO будет окисляться до Fe₃O₄, выделяя в шлак заметное количество тепла. Количество кислорода для этой цели, как показали расчеты, составляет ориентировочно не менее половины (50%) от количества кислорода, расходуемого в погружном факеле горения, с помощью которого плавят лом.

Практически оптимальную концентрацию в шлаковом расплаве Fe₃O₄ поддерживают на основе непрерывно экспресс-анализа газов, выделяющихся из расплава в зоне плавления лома.

Образующиеся при обдуве лома или продувке металлической ванны как кислородом, так и топливно-кислородным факелом горения оксиды железа переходят в шлаковый расплав, из которого затем в зоне восстановления железа извлекают в низкоуглеродистую сталь с применением вышеизложенных приемов.

Расчеты показывают, что такой способ скоростной переработки лома в сталь по сравнению с известными способами требует наименьших суммарных энергозатрат и позволяет получить наибольший выход железа из лома. При этом соотношение в шихте лома и рудного концентрата может быть любым (от нуля до 100%).

По такой же технологической схеме можно переплавлять лом, содержащий легирующие элементы, которые при этом в значительном количестве сохраняются в готовой стали.

Может также быть применен прием и непосредственного обдува лома продувочными струями кислорода или топливно-кислородного факела горения.

В-пятых, при выплавке стали, которая должна содержать легирующие элементы, последние в виде твердых или жидких ферросплавов добавляют в нужном количестве в низкоуглеродистую сталь, слитую в сталеразливочный ковш. Туда же добавляют и соответствующее количество углеродсодержащего материала для достижения необходимой концентрации в стали углерода.

В-шестых, при выплавке легированной стали, особенно низколегированной, легирующие элементы в нее могут быть добавлены по ходу плавки путем их восстановления по такой же вышеизложенной технологической схеме, которая присуща восстановлению железа. С этой целью вместе с железорудным концентратом в стартовый шлаковый поток вдувают соответствующее количество руды или концентрата, содержащих оксиды требуемого для легирования стали элемента.

По такой же технологической схеме в предлагаемом устройстве можно выплавлять и ферросплавы, повышая при необходимости верхний температурный уровень металлического расплава (например, до 1850 °C) и шлакового расплава (например, до 2000°C).

В-седьмых, если в качестве восстановителя используют жидкий чугун, то его вводят в объем шлакового расплава в раздробленном на мелкие капли виде.

В-восьмых, образующийся при восстановлении горючий газ с помощью специального эжекторного устройства может отсасываться из восстановительной газовой полости и направляться в топливно-кислородные фурмы погружного факела горения окислительной зоны, где используется в качестве топлива или восстановителя.

Сопоставительный с прототипом анализ позволяет сделать вывод, что предлагаемый способ получения стали отличается тем, что его технологическая схема, изложенная выше, базируется на принципиально новом технологическом решении проблемы подачи тепла в реакционную зону восстановления железа. Это решение заключается в придании шлаковому расплаву новой дополнительной функции функции единственного теплоносителя для упомянутой зоны.

Эту функцию шлака создают путем нового сочетания приемов: искусственное увеличение массы шлакового расплава и его перегрев относительно температуры получаемой стали. Массу шлакового расплава в этом случае увеличивают за счет смешения рудно-флюсового расплава со стартовым шлаковым расплавом, химический состав которого отвечает химическому составу конечного шлака при получении стали данным способом, которые между собой находятся в химическом равновесии. Стартовый шлаковый расплав в данной технологической схеме используют постоянно в рециркуляционном режиме.

Перегрев шлакового расплава (потока) производят перед процессом восстановления железа с помощью погружного топливно-кислородного факела горения, где дополнительным топливом может служить и горючий газ, эжектируемый из восстановительной зоны.

При этом вследствие герметичного отделения газовой полости окислительной зоны кольцевой плавильной камеры, где протекает перегрев шлакового расплава, от газовой полости восстановительной зоны, где расположена реакционная зона восстановления железа из FeO, последняя не подвергается окислительному воздействию продуктов горения, тем самым повышая эффективность технологического процесса.

Кроме того, принципиально новым в предлагаемой технологической схеме является сочетание приемов, позволяющих с высокой эффективностью получать сталь из железного лома в сочетании с любым количеством рудной составляющей шихты (от 0 до 100%). Это сочетание включает скоростное плавление лома за счет интенсивного окисления железа газообразным окислителем (O₂ или CO₂ и H₂O) и последующее восстановление окислов железа по вышеизложенной схеме.

Это позволяет использовать предлагаемый способ для бескоксового одностадийного прямого получения стали более высокого качества из любой металлошихты с высокой производительностью, низким удельным расходом топлива, со значительно меньшим загрязнением атмосферы, а также с получением шлака в виде пролуппродукта для протландцемента и в конечном счете позволяет сократить удельный расход топлива, а следовательно, и загрязнение атмосферы продуктами горения в 1,5-2,5 раза.

На фиг. 1 показано устройство для осуществления способа, вид сверху, на фиг. 2 частичный разрез по линии А-А на фиг. 1; на фиг. 3 развертка по плоскости Б-Б устройства на фиг. 1.

Устройство для получения стали по предлагаемому способу представляет собой плавильную камеру 1 (фиг. 1), выполненную в виде замкнутого полого контура любой конфигурации, предпочтительно в виде окружности. Плавильная камера 1 образована из кольцевых наружной 2 и внутренней 3 стенок, днища (пода) 4 (фиг. 2) и свода 5. В поперечном сечении плавильная камера 1 имеет предпочтительно прямоугольную форму. Кольцевая плавильная камера 1 содержит две технологические зоны: окислительную 6 (фиг. 3) и восстановительную 7. Газовая полость 8 над шлаковым расплавом 9 окислительной технологической зоны 6 герметично отделена от газовой полости 10 над шлаковым расплавом 9 восстановительной технологической зоны 7 поперечными перегородками 11. Стенки 2 и 3 и перегородки 11 в районе контактирования со шлаковым расплавом 9 снабжены снаружи охлаждающими элементами, например панелями 12. В качестве охлаждающего реагента используют предпочтительно влажный водяной пар.

Стенки 2 и 3, расположенные над шлаковым расплавом 9 (невспененным), могут быть выполнены наклонными в сторону от осевой кольцевой плоскости Б-Б, что при неизменной высоте кольцевой плавильной камеры 1 увеличивает объем ее газовых полостей 8 и 10, гарантируя их от переполнения вспененным шлаковым расплавом 9.

Во внутренней полости плавильной камеры 1 в ее окислительной технологической зоне 6 размещены вертикальные погружные топливно-кислородные фурмы 13 (фиг. 1) с расположенными в нижней части на их боковой поверхности продувочными соплами, устья 14 которых (фиг. 3) направлены в сторону (по стрелке А) перемещения

шлакового расплава 9.

Фурмы 13 размещены двумя группами: одна в первой половине зоны 6, считая по ходу (по стрелке А) перетекания шлакового расплава 9, другая во второй ее половине. В этой же зоне 6 размещены газопорошковые фурмы 15 (фиг. 1), предназначенные для вдувания в шлаковый расплав 9 порошкообразных шихтовых материалов, подаваемых по трубопроводу 16 с помощью пневмотранспортного аппарата 17. Количество подобных аппаратов определяется конкретными условиями работы устройства и его производительностью.

В той же окислительной технологической зоне 6 вслед за фурмами 13 и 15 (по ходу по стрелке А перетекания шлакового расплава) размещены вертикальные погружные продувочные фурмы 18, с помощью которых в шлаковый расплав 9 вдувают порошкообразный восстановитель для восстановления Fe_3O_4 до FeO . При этом порошкообразный восстановитель поступает в фурмы 18 с помощью пневмотранспортного аппарата 19 по трубопроводу 20. При использовании газообразного или жидкого восстановителя его вводят в фурмы 18 по трубопроводу 21.

Общее количество в устройстве фурм 13, 15 и 18, их количество в одном ряду, располагаемом поперек кольцевой плавильной камеры 1, количество этих рядов зависит от размеров этой камеры, производительности устройства и конкретных технологических режимов процесса получения стали. Возможен также вариант размещения фурм 15 и 18 в одном ряду с фурмами 13.

В средней части окислительной технологической зоны 6 свод 5 снабжен ломозагрузочным отверстием 22, предназначенным для заливки расплавок стали и шлака при образовании начальной жидкой ванны и загрузки стального лома 22', если он входит в состав железосодержащих материалов. Кроме того, через это отверстие 22 можно загружать шихтовые материалы в виде кусков. Вокруг ломозагрузочного отверстия 22 расположены подвижные ломоплавильные кислородные и/или топливно-кислородные фурмы 23. Эти фурмы 23 так же, как и фурмы 13, 15 и 18, снабжены механизмом (не показан) их перемещения по вертикали. Кроме того, фурмы 23 могут быть снабжены и механизмом 24 (фиг. 2) качания, при помощи которого они могут совершать маятниковое движение с заданным углом α (фиг. 3) отклонения от вертикали. Все фурмы охлаждаются водой или влажным паром.

Устройство снабжено газоперекачивающим эжекторным трактом 25 (фиг. 3), соединяющим газовую полость 10 восстановительной технологической зоны 7 с топливно-кислородными фурмами 13 и 23. По тракту 25 образующиеся газообразные продукты восстановления железа транспортируются в направлении по стрелке В в фурме 13 и 23, где смешиваются с кислородом и сжигаются в погружном факеле горения.

Во внутренней полости плавильной камеры 1 в ее восстановительной технологической зоне 7 со стороны втекания в нее шлакового расплава 9 из окислительной

технологической зоны 6 размещены фурмы 26 для вдувания в шлаковый расплав 9 восстановителя железа.

В случае применения порошкообразного восстановителя фурмы 26 сочленены с трубопроводом 20, по которому восстановитель поступает из пневмотранспортного аппарата 19. Количество этих аппаратов 19, как и фурм 26, и конкретное расположение последних на данном участке зоны 7, определяются конкретными габаритами устройства для выплавки стали, ее производительностью, технологическими параметрами. При использовании газообразного или жидкого восстановителя его вводят в фурмы 26 по трубопроводу 21.

В случае применения в качестве восстановителя жидкого чугуна участок размещения фурм 26 снабжен средством для ввода в шлаковый расплав 9 чугуна, раздробленного на капли, содержащим воронку 27 с пульверизатором.

Устройство для получения стали выполнено с отверстием 28 для выпуска получаемой стали 29, оборудованным выпускным устройством, обеспечивающим ее непрерывный выпуск, и размещенным в технологической восстановительной зоне 7, предпочтительно в ее середине. В конце (по ходу по стрелке А перемещения шлакового расплава 9) зоны 7 размещено отверстие 30 для выпуска той массы шлакового расплава 9, которая образуется по ходу реализации технологического цикла получения стали 29 (отвального шлака).

Устройство снабжено газоотводящим трактом 31, размещенным в технологической окислительной зоне 6 и предназначенным для отвода в направлении по стрелке D (фиг. 3) продуктов горения.

Тракт 31 может быть совмещен с отверстием 22 и с узлом (не показан) подогрева лома отходящими газами, а также с рекуператором (не показан) для подогрева этими газами кислорода и топлива.

В целях обеспечения безопасных условий работы устройства технологическая восстановительная зона 7 снабжена предохранительным клапаном 32, позволяющим автоматически поддерживать в этой зоне давление газа, не превышающее заданного.

Технологический процесс по предлагаемому способу протекает следующим образом.

В начале в кольцевой плавильной камере 1 образуют жидкую ванну, заливая в эту камеру низкоуглеродистую сталь, приготовленную в другом сталеплавильном агрегате. Затем на расплав стали заливают шлаковый расплав 9, например доменный шлак, в который погружают топливно-кислородные фурмы 13, предварительно включив подачу в них топлива и кислорода. После прогрева шлакового расплава до рабочей температуры оптимально 1600-1750°C проводят корректировку его химического состава и массы, отвечающих заданным для получения стартового шлакового состава. Корректировку производят путем вдувания в шлаковый расплав 9 с помощью пневмотранспортного аппарата 17 и фурмы 15 необходимого количества соответствующих

порошкообразных шихтовых материалов. При этом в шлаковый расплав с помощью фурмы 13 вводят соответствующее количество тепла, достаточное для плавления вводимых в шлаковый расплав материалов. После завершения образования жидкой ванны с помощью газопорошковых фурм 15 и пневмотранспортного аппарата 17 в шлаковый расплав 9 вдувают необходимые для получения стали порошкообразные шихтовые материалы.

За счет топливно-кислородных фурм 13, размещенных в первой половине зоны 6, эти материалы расплавляют, поддерживая оптимальную температуру шлакового расплава 9 (1600-1650°C), и создают условия для его перетекания в сторону зоны плавления лома 22'. Загруженная на под 4 через отверстие 22 с помощью загрузочного механизма очередная порция лома 22' начинает интенсивно плавиться за счет включения в работу лоплавиных фурм 23, а при необходимости и механизмов 24 их качания. В результате максимального приближения сопел фурм 23 к поверхности лома или к металлической ванне лом 22' плавится и одновременно интенсивно окисляется железо с его поверхности или из расплава низкоуглеродистой стали 29 и в виде FeO переходит в шлак. Глубокому окислению при этом подвергаются и примеси расплавленного металла, в результате чего металлолом превращается в низкоуглеродистую сталь.

В технологической окислительной зоне 6 интенсивно протекает также процесс очищения шлакового расплава 9 от серы, которая окисляется за счет кислорода факела горения, пневмотранспортного воздуха и струй окислителя лома и удаляется (по стрелке D) из устройства в виде сернистого газа вместе с продуктами горения. Такой процесс десульфуризации шлакового расплава позволяет выплавлять низкосернистую сталь. Затем в шлаковый расплав 9 при его поступлении в район расположения фурм 18 с их помощью вдувают восстановитель для предварительного восстановления ($\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}$).

Если применяют порошкообразный восстановитель, его подают в фурмы 18 с помощью пневмотранспортного аппарата 19. Если используют газообразный или жидкий восстановитель, его подают в фурмы 18 из трубопровода 21.

Шлаковый расплав 9, содержащий оксиды железа только в виде FeO, при поступлении на участок с расположенной второй группой топливно-кислородных фурм 13, перегревают с помощью последних до температуры 1650-1900°C и перемещают в технологическую восстановительную зону 7. При поступлении в эту зону шлакового расплава в него вдувают восстановитель с помощью фурм 26. Если восстановитель порошкообразный, его подают в фурмы 26 с помощью пневмотранспортного аппарата 19. При использовании газообразного или жидкого восстановителя его подают в фурмы 26 из трубопровода 21. При использовании в качестве восстановителя жидкого чугуна последний сливают (по стрелке C), через воронку 27 с пульверизатором на шлаковый расплав. Чугун, раздробленный на кап- ли,

осаждаясь через шлаковый расплав, восстанавливает железо. При этом поддерживают определенную сбалансированность между массой чугуна и массой шлакового расплава, с ним взаимодействующей, которая позволяет получить заданное рафинирование чугуна до низкоуглеродистой стали и одновременно восстановить из шлакового расплава 9 заданное количество железа. При осаждении капли стали рафинируются от фосфора и серы и поступают в расплав низкоуглеродистой стали. Туда же поступает и металл от расплавленного лома. При смешении этих металлических расплавов учитывают, что металл, полученный из лома как непосредственно плавлением, так и путем восстановления из окисленной его части, будет очень чист по примесям. При использовании жидкого чугуна и необходимости получения среднеуглеродистой и высокоуглеродистой стали чугун рафинируют, исходя из получения в нем остаточного углерода, который при смешении с остальным низкоуглеродистым металлом, позволяет получить в стали заданную концентрацию углерода. Окончательную корректировку химического состава выплавленной стали производят после ее выпуска через выпускное отверстие 28 внепечным методом, например в ковше. Науглероживание металла может производиться и в агрегате путем вдувания углеродсодержащего порошка с помощью погруженных в металл фурм 26. После прохождения зоны осаждения освобожденный от капелек стали шлаковый расплав 9 делят на отвальную часть, которую выпускают через отверстие 30, а оставшуюся в устройстве стартовую часть направляют в технологическую окислительную зону 6 для использования стартовой части расплава 9 в очередном технологическом цикле, протекающем в непрерывном рециркуляционном режиме.

Пример 1. Сталь получали из железосодержащего сырья, состоявшего только из чистого стального лома, который содержал, С 0,3; Si 0,15; Mn 0,3, P 0,045; S 0,045. В передней части технологической окислительной зоны путем вдувания в стартовый шлаковый расплав соответствующих порошковых шлакообразующих флюсовых материалов (извести, боксита, железной окалины и др.) наводили свежую часть шлакового расплава (рафинировочный шлак) того же химического состава, что и стартовый шлаковый расплав (CaO 60, SiO₂ 20, Al₂O₃ 8,0; MgO 3,0 FeO 7,0 MnO 1,0% основность 3,0). Количество рафинировочного шлака составляло здесь 250 кг/т лома. Количество стартового шлакового расплава поддерживали на уровне 7,5 кг/кг восстанавливаемого железа, что соответствовало 2430 кг на 1 т переплавляемого лома. Продувкой в этой зоне шлакового расплава погружным топливно-кислородным факелом горения (α 1,0-1,1) вносили в расплав тепло, необходимое для расплавления вдуваемых в него шлакообразных материалов, поддерживая температуру шлакового расплава на уровне 1600-1650°C. В качестве топлива использовали горючий газ из технологической восстановительной зоны,

который эжектировали кислородом с помощью эжекторных сопел в топливно-кислородные фурмы. Количество этого газа составило около 38% от всей массы образующегося при восстановлении газа, состоящего из CO , H_2 , CO_2 , H_2O и азота. Количество кислорода, ушедшего на его эжектирование и сжигание, составило 30,0 м³/т. Часть выделившегося тепла ушла на нагрев пневмотранспортного воздуха и компенсацию теплопотерь через корпус устройства в этой зоне. За счет свободного кислорода в погружном факеле горения ($\alpha > 1,0$, но < 1 ,) шлаковый расплав энергично десульфуризировался путем окисления серы до SO_2 и удаления ее из расплава вместе с продуктами полного горения. Остаточная концентрация в шлаковом расплаве серы не превышала 0,01%

Через ломозагрузочное отверстие в технологической зоне загружали лом, погружавшийся в стальную ванну, которую продували кислородом с удельным расходом 68,5 м³/т лома. За счет окисления железа расплава низкоуглеродистой стали (324,5 кг на 1 т лома) в нем выделялось количество тепла, за счет которого лом быстро расплавлялся и нагревался до $t=1600-1630^\circ\text{C}$. При этом расплавленный металл за счет энергичного барботажного контакта со шлаковым расплавом очищался от серы и фосфора, а за счет кислорода от углерода, кремния, марганца.

Обогащенный оксидами железа, в основном FeO , образовавшимися от окисления расплава низкоуглеродистой стали за счет кислородной продувки ее, и некоторого количества Fe_3O_4 , в котором примерно 60 кг Fe из расчета на 1 т лома, шлаковый расплав перемещался в конец технологической окислительной зоны, где подвергался предварительному восстановлению и перегреву. С этой целью его продували факелом горения с некоторым недостатком кислорода ($\alpha = 0,96-0,98$). В качестве топлива использовали остальную часть (62%) горючего газа из восстановительной зоны. Количество кислорода для его сжигания составило на 1 т лома 43,0 м³. В результате шлаковый расплав, пройдя этот участок обработки, освободился от оксида Fe_3O_4 (остались в нем только оксиды FeO) и был перегрет до температуры 1735°C (на 135°C).

После такой обработки шлаковый расплав с повышенным содержанием FeO (концентрация его за счет плавления лома повысилась с 7 до 22,5%) поступил в начальный участок технологической восстановительной зоны, где в него вдували молотый уголь с помощью азота (на 1 т лома 68 кг угля, содержащего С 90% H_2 4% и S 0,4% влажность <2% зола 10%). При этом восстанавливали из шлакового расплава и возвращали в рафинированный расплав низкоуглеродистой стали 324,5 кг железа на 1 т лома, которые были окислены при плавлении лома. Выход металла с учетом железа, шлакообразующих (боксит, окалины) составил 98%. Химический состав полученного металла, С 0,05; Si следы; Mn 0,05; P 0,004; S 0,004.

После осаждения восстановленного железа из шлакового потока в расплав

низкоуглеродистой стали в конце участка осаждения шлаковый расплав (химсостав его уже отвечал химсоставу стартового шлакового расплава) делили на две части: одну массой 260 кг/т лома (250 кг шлакообразующих + 10 кг примесей из лома: SiO_2 , MnO , P_2O_5 , S и др.) удаляли из устройства, как отвальный шлак, используемый в качестве клинкера портландцемента, а оставшая масса (2430 кг/т лома) шлакового расплава перетекала в технологическую окислительную зону для проведения очередного технологического цикла. Низкоуглеродистую сталь указанного выше химсостава с температурой 1620°C выпускали в сталеразливочный ковш, где ее корректировали по углероду и другим элементам, присаживая в нее требуемые добавки и раскислители.

На получение 1 т высококачественной низкоуглеродистой стали в данном примере израсходовали: 1 т лома, 250 кг шлакообразующих (известь, боксит, окалина) 68 кг энергетического угля и 137 м³ кислорода чистотой 95%. Общие энергетические затраты на технологию получения стали (с учетом затрат на получение кислорода) составили в данном примере 92,9 кг условного топлива, что в сравнении с обычным электросталеплавиальным процессом (с учетом затрат топлива на тепловых электростанциях, потерь в электросети и трансформаторах, затрат на получение чугуна, который входит в шихтовку 10%), было примерно в 2,5-3 раза меньше.

Пример 2. Получали жидкую низкоуглеродистую сталь из железорудного концентрата, содержавшего, $\text{Fe}_{\text{общ}}$ 67,7; Fe_2O_3 65,46; FeO 28,17; SiO_2 5,12; S 0,096; P_2O_5 0,029.

В передней части технологической окислительной зоны вдували в стартовый шлаковый расплав, имеющий температуру 1600°C, порошкообразный рудный концентрат (1508 кг на 1 т стали) и шлакообразующие флюсы (373 кг извести и 114 кг боксита на 1 т стали). Тепло, необходимое для плавления этих материалов, для подогрева воздуха, с помощью которого вдували эти материалы, до температуры расплава, для проведения реакции $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ и для компенсации 50% теплопотерь через корпус устройства в окислительной технологической зоне, получали за счет факела горения, погруженного в шлаковый расплав. Топливом служили природный газ (76,4 м³/т стали) и газ из технологической восстановительной зоны (36,2% его общей массы), который эжектировали в топливно-кислородные фурмы с помощью природного газа и кислорода (222,0 м³). За счет развитой контактной поверхности между сжатым воздухом, с помощью которого вдували шихту, а также продуктами горения и шлаковым расплавом, последний интенсивно десульфуризировали от серы (до 0,01%).

По мере продвижения шлаковый расплав с $t=1600^\circ\text{C}$ поступал на участок технологической окислительной зоны, где проводили операцию восстановления $\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}$ за счет природного газа (47,2 м³/т стали) и операцию перегрева шлакового расплава (на 77°C). С этой целью в

последнем сжигали 63,8% горючего газа из восстановительной зоны и 136 м³ природного газа, израсходовав на это 390 м³ кислорода чистотой, как и прежде, 95%. Поскольку для восстановления железа из FeO использовали уголь, что и в первом примере, но с высоким содержанием серы (1,7%), то кратность стартового шлакового расплава выбирали максимальной (15 кг/кг восстановленного железа), которая составила 15315 кг/т стали.

При поступлении шлакового расплава в технологическую восстановительную зону температура шлака составляла 1670 °C (перегрев на 70°C). Концентрация FeO в шлаке составляла 15%. В этот шлаковый расплав вдували с помощью азота угольный порошок (221,1 кг на 1 т стали), с помощью которого восстанавливали железо. В результате этого процесса и при дальнейшем продвижении шлакового расплава с осаждением капелек жидкой стали в металлическую ванну шлаковый расплав снизил температуру до 1600°C (перегрев 0 °), а концентрацию FeO до 7%. Отвальную часть шлакового расплава (582 кг/т стали), химический состав которого был таким же, как и у стартовой его части, и, как в первом примере, соответствовал составу цементного клинкера, удаляли из устройства, а оставшуюся часть направляли в технологическую окислительную зону для использования в очередном технологическом цикле.

На получение 1 т жидкой стали (C 0,05% Si следы, Mn 0,05% P 0,002% S 0,0045%) было израсходовано 221,1 кг угля, 258,7 м³ природного газа и 612 м³ кислорода чистотой 95%. Приведенные энергетические затраты на получение стали в данном примере только из железорудного концентрата (с учетом энергетических затрат на получение кислорода и цементного клинкера) в сравнении с традиционным способом (агломерация, коксохим, доменный, конвертерный процесс без лома, но с агломератом) оказались примерно на 40-50% меньше. Важным дополнительным преимуществом является получение стали, очень чистой по фосфору и сере. В обычной технологии этого уровня чистоты добиваются путем дополнительных приемов специальной обработки чугуна и стали.

Пример 3. Выплавляли такую же сталь, как и в предыдущих примерах, в которой 50% массы ее получали из лома, а другую половину массы из железорудного концентрата такого же состава, как и в примере 2.

В передней части технологической окислительной зоны вдували в стартовый шлаковый расплав, имевший температуру 1600°C, порошкообразные рудный концентрат (754 кг на 1 т стали) и шлакообразующие флюсы (известь, боксит) из расчета 490 кг на 1 т стали. Одновременно шлаковый расплав питали теплом за счет погруженного факела горения, в котором сжигали (на 1 т стали) 38,2 м³ природного газа и 34% горючего газа, эжектируемого из технической восстановительной зоны. Для сжигания этих газов расходовали на 1 т стали 121,25 м³ кислорода чистотой 95%.

Одновременно в технологической окислительной зоне за счет продувки

металлической ванны кислородом (34,25 м³ на 1 т стали) интенсивно плавил загружаемый лом. Обогащенный оксидами железа как за счет этой продувки, так и за счет железорудного концентрата шлаковый расплав, пройдя участок плавления лома, поступал на участок восстановления Fe₃O₄ до FeO и перегрева шлакового расплава. С этой целью шлаковый расплав продували факелом горения с $\alpha = 0,96-0,98$. В качестве топлива использовали природный газ (23,6 м³/т стали) и горючий газ из восстановительной зоны (66%). Кислород при этом расходовали из расчета 253 м³ на 1 т стали.

Как и в примере 2, для восстановления железа (FeO → Fe) использовали высокосернистый уголь и поэтому высокую кратность стартового шлакового расплава (15 кг/т восстанавливаемого железа), что в данном примере составляло 9933 кг/т стали. С учетом отвальной шлакового расплава, который составил 420 кг, удельная масса шлакового расплава была равна 10350 кг/т стали. С целью полного обеспечения технологической восстановительной зоны теплом шлаковый расплав перегревали на 75 °C (до 1675°C). При поступлении в эту зону в шлаковый расплав вдували с помощью азота молотый уголь из расчета 144,5 кг на 1 т стали.

В конце участка осаждения капли восстановленного железа (≈662 кг/т стали) осели в расплав низкоуглеродистой стали, а шлаковый расплав приобрел химический состав, отвечающий химсоставу стартового шлакового расплава (аналогичного примера 1 и 2). Отвальную часть (420 кг на 1 т стали) из устройства удаляли, а оставшаяся перетекла в технологическую окислительную зону для проведения очередного технологического цикла.

Выплавка стали в этом примере потребовала примерно 350 кг условного топлива, следовательно, в сравнении с выплавкой стали в мартеновской печи (при такой же доле в шихте лома и с учетом затрат топлива на всех пределах) плавка в этом примере оказалась в 2 раза менее энергоемкой. С учетом более высокого качества получаемой в данном примере стали и затрат тепла на получение шлака в виде цементного клинкера эта разница будет еще больше.

Пример 4. Выплавляли сталь следующего химического состава, C 0,2; Si следы; Mn 0,3; P ≤0,01; S<0,01.

Металлошихта состояла из стального лома 42,5% и жидкого передельного чугуна 57,5% с температурой 1300°C. Химический состав чугуна, C 4,5; Si 0,5; Mn 0,3; P 0,1; S 0,04.

В технологической окислительной зоне образовали такой же, как и в предыдущих примерах, свежий шлаковый расплав (220 кг/т стали), используя для питания шлакового расплава теплом всю массу газообразных продуктов из восстановительной зоны (они состояли только из CO 85% и CO₂ 15%) и 33,3 м³ кислорода (чистотой 95%) в расчете на 1 т стали. На плавление лома затратили 29,1 м³ кислорода на 1 т получаемой стали. Малосернистая шихта позволила уменьшить кратность стартовой части шлакового

расплава до 2 кг/кг восстанавливаемого железа (283,5 кг/т стали). С учетом принимаемой теплоемкости шлакового расплава ($\approx 0,565$ ккал/°C) его перегревали на 300°C (до 1900°C). Масса шлакового расплава (690 кг/т стали) позволяла обеспечить теплом все статьи его расхода в восстановительной зоне, в том числе и нагрев чугуна на 300°C. Для перегрева затрачивали 22,5 м³ природного газа и 43 м³ кислорода чистотой 95% на 1 т стали. В технологической восстановительной зоне шлаковый расплав подвергали обработке передельным чугуном, который восстанавливал Fe из FeO до остаточного содержания в шлаке FeO 5% с начального его уровня 32,5%. Сам чугун при этом окислялся до низкоуглеродистой стали. Выход металла составил 97%. Массовую скорость слива чугуна в шлаковый расплав контролировали по расходу кислорода на процесс плавления лома и по химическому экспресс-анализу конечного шлакового расплава и стали. Всего на 1 т низкоуглеродистой стали затратили 437,1 кг лома и 593,8 кг чугуна, 22,5 м³ природного газа и 105,4 м³ кислорода чистотой 95%. В сравнении с плавкой в мартеновской печи с такой же шихтовкой (расход условного топлива 144 кг/т) в данном примере затраты топлива (с учетом затрат на получение кислорода) оказались равными 40 кг условного топлива на 1 т стали, т.е. в 3,5 раза меньшими.

Пример 5. Плавка отличалась тем, что кратность стартового шлакового расплава выдерживали максимальной (15 кг на 1 кг восстановленного железа или 2128 кг на 1 т стали), что позволило, применяя высокосернистый чугун (S 0,2%), получить в готовой стали концентрацию серы <0,01%. Кроме того, температура чугуна перед смешением его со шлаковым расплавом составляла 1500 °C. С учетом вышеизложенного перегрев шлакового расплава, поступающего в технологическую восстановительную зону, потребовалось снизить до 50°C (1650°C). В остальном данный пример не отличался от примера 4.

Пример 6. В основном выплавку стали проводили так же, как в примере 1. Отличие заключалось лишь в том, что плавление лома осуществляли не за счет кислородных струй, а за счет продувки расплава низкоуглеродистой стали струями топливно-кислородного факела полного горения. При этом выделявшиеся в шлаковый расплав из расплава низкоуглеродистой стали продукты погружного факела горения, содержавшие значительное количество окиси углерода (CO) и водорода (H₂), доокисляли в шлаковом расплаве за счет вторичного кислорода. Причем в основном окисление происходило через промежуточный процесс окисления этим кислородом FeO до Fe₃O₄, а затем путем взаимодействия последнего с CO и H₂. Шлаковый расплав получил значительное количество тепла, которое использовали для расплавления шлакообразующих флюсов. В соответствии с балансом тепла от дожигания газообразных продуктов восстановления, эжектируемых из технологической восстановительной зоны, примерно 70% их использовали для перегрева шлакового расплава, а остальную

часть для плавления шлакообразующих флюсов.

Вследствие того что плавление лома частично происходило за счет тепла самого факела полного горения, количество окисляемого железа в этом примере составило лишь 235 кг вместо 324,5 кг на 1 т лома в примере 1. Соответственно, меньше потребовалось и угля в восстановительной зоне (49,3 кг вместо 68 кг). Однако общий расход тепловой энергии в этом примере в сравнении с примером 1 был значительно больше за счет расхода значительного количества природного газа (48,17 м³/т лома), которое определялось характером плавления лома струями газокислородного факела полного горения при его вдувании в расплаве низкоуглеродистой стали. Большая часть тепловой энергии от сжигания в кислороде природного газа при этом выделялась в шлаковом расплаве и была полезно использована для дополнительного плавления шлакообразующих флюсов. В результате было получено 562 кг на 1 т лома свежего шлакового расплава, который в конце технологического цикла удаляли и который по химсоставу соответствовал портландцементу, для получения которого обычным способом (путем спекания составляющих) потребовалось бы от 136 до 172 кг топлива. Энергетические затраты в этом примере составили 144,3 кг топлива на 1 т лома, т.е. они соизмеримы с обычными затратами на получение только портландцемента и примерно в 1,5-2 раза меньше в сравнении с получением стали из лома в электродуговой печи.

Поскольку в этом примере отвального (рафинировочного) шлака было более чем в два раза больше, чем в примере 1, концентрация фосфора и серы в готовом металле была, соответственно, меньше: фосфора <0,002% серы <0,002%.

Изобретение сокращает количество устройств, применяемых при выплавке стали, сокращает при этом удельные энергозатраты и повышает выход жидкого металла. Кроме того, изобретение позволяет выплавлять сталь с низким содержанием серы и фосфора при любом содержании в металлошихте стального лома, в то время как мартеновский и особенно конвертерный способы этого не позволяют без существенного ухудшения технико-экономических показателей (сокращение производительности, возрастание энергозатрат). Предлагаемое изобретение позволяет выплавлять сталь также без передельного чугуна практически при любом соотношении в металлошихте лома и железорудных материалов. Производительность устройств с кольцевой плавильной камерой, в которых осуществляется предлагаемый способ, может быть практически любой: от уровня, характерного для малых энергосталеплавильных печей, до уровня кислородных конвертеров и значительно более высокого.

Изобретение с наибольшим успехом может быть реализовано на металлургических предприятиях при выплавке стали, предназначенной для производства проката (лист, рельсы, балки, уголки и другие профили).

Кроме того, изобретение, наряду с известными способами и устройствами для

получения стали, может быть использовано в машиностроении при производстве стальных отливок.

Формула изобретения:

1. СПОСОБ ПОЛУЧЕНИЯ СТАЛИ В ЖИДКОЙ ВАННЕ, включающий загрузку в жидкую ванну железосодержащего сырья, шлакообразующих флюсов и восстановителя для взаимодействия с окислами железа, сжигание топлива в кислородсодержащем газе и внепечную обработку стали материалами для получения ее заданного химического состава, отличающийся тем, что, с целью снижения удельного расхода топлива, уменьшения загрязнения атмосферы, повышения производительности, обеспечения возможности переработки шихты с любой долей стального лома, повышения безотходности процесса, уменьшения капитальных и эксплуатационных затрат, жидкую ванну образуют из стартовых расплавов низкоуглеродистой стали и конечного химически равновесного с ней сталеплавильного шлака, при этом в ванне создают технологические окислительную и восстановительную зоны, через которые по замкнутому контуру перемещают по поверхности расплава низкоуглеродистой стали стартовый шлаковый расплав путем диманического воздействия на него струями погруженного в окислительной зоне в шлаковый расплав факела горения топлива в кислородсодержащем газе, при этом в окислительной зоне в шлаковый расплав вдувают для повышения в нем концентрации окислов железа и образования рафинировочного шлака порошкообразные шихтовые материалы в потоке воздуха и расплавляют их теплом топливно-кислородного факела горения, а шлаковый расплав перегревают относительно температуры расплава низкоуглеродистой стали и удаляют находящуюся в шлаковом расплаве серу в газовую фазу за счет кислорода воздуха и кислорода топливно-кислородного факела горения, затем в восстановительной зоне в перегретый шлаковый расплав вводят восстановитель железа, которое восстанавливают за счет тепла перегрева шлака и осаждают из шлакового расплава в виде капель низкоуглеродистой стали в ее стартовый расплав с удалением продуктов восстановления в газовую фазу над шлаковым расплавом, химический состав которого восстанавливают до первоначального состава стартового шлакового расплава, поступающего затем в окислительную зону для проведения очередного технологического цикла, избыточное количество шлакового расплава скачивают, полученную низкоуглеродистую сталь выпускают, оставляя при этом в ванне необходимое ее количество для образования стартового расплава.

2. Способ по п. 1, отличающийся тем, что стартовый шлаковый расплав заливают в ванну в количестве, равном 2-15 кг на каждый килограмм восстанавливаемого из шлакового

расплава железа, образующего низкоуглеродистую сталь, при этом шлаковый расплав перед поступлением в восстановительную зону перегревают на 50-300°C.

3. Способ по пп. 1 и 2, отличающийся тем, что в перегретый шлаковый расплав в восстановительной зоне восстановитель железа вводят методом диспергирования в количестве не менее стехиометрически необходимого для восстановления железа из его окислов.

4. Способ по п. 1, отличающийся тем, что образующиеся в восстановительной зоне газообразные продукты эжектируют в погруженный в шлаковый расплав окислительной зоны топливно-кислородный факел горения и дожигают их кислородом.

5. Способ по п. 1, отличающийся тем, что в окислительной зоне в шлаковый расплав вводят путем диспергирования восстановитель в количестве, необходимом для восстановления Fe_3O_4 до FeO .

6. Способ по п. 1, отличающийся тем, что в окислительной зоне в расплав низкоуглеродистой стали, находящийся под шлаковым расплавом, загружают стальной лом, продувают расплав низкоуглеродистой стали струями окислительного газа и расплавляют стальной лом, затем окислы железа, перешедшие из лома в шлаковый расплав, восстанавливают до получения низкоуглеродистой стали в восстановительной зоне.

7. Способ по п. 6, отличающийся тем, что в качестве окислительного газа используют кислород.

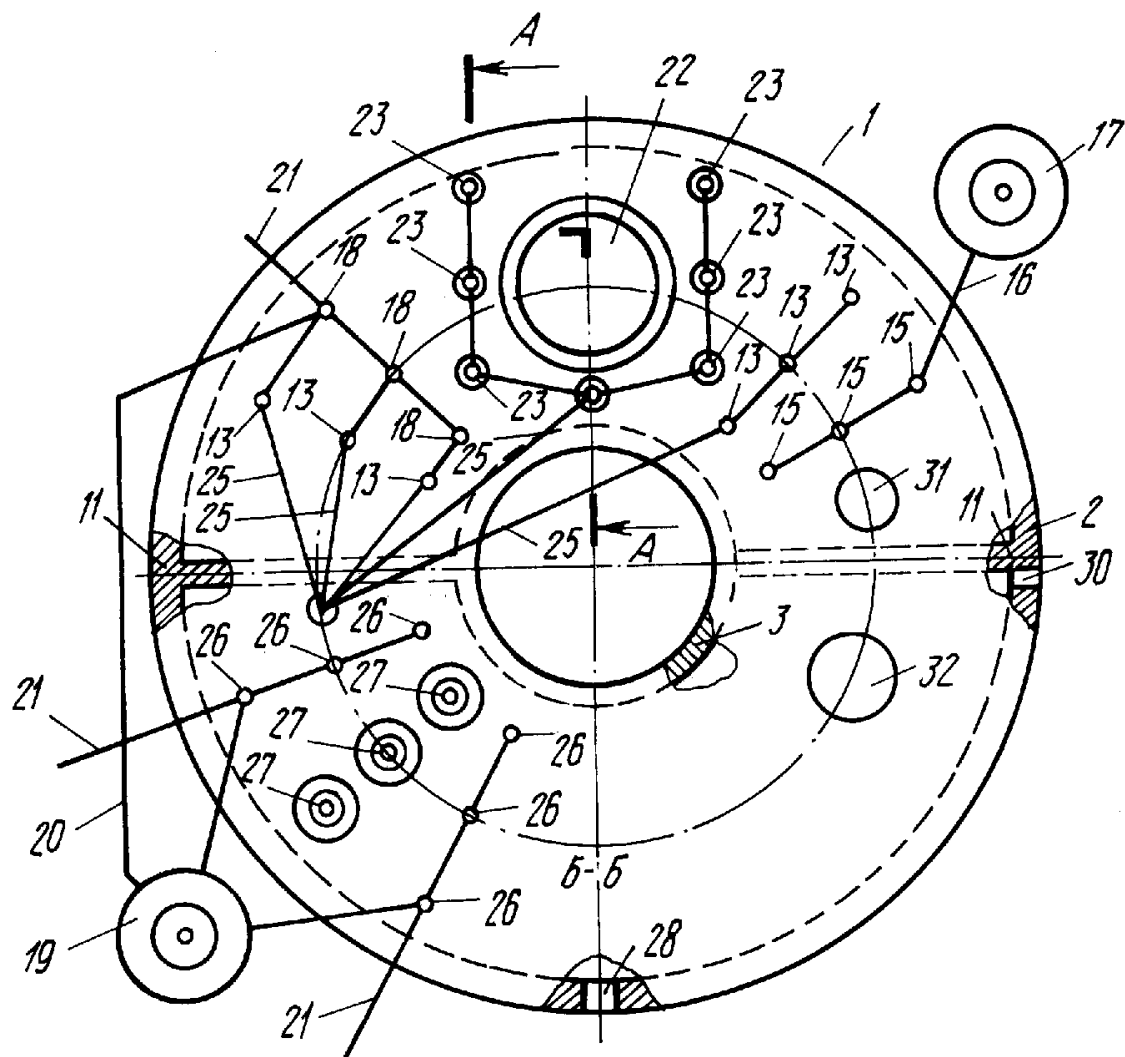
8. Способ по п. 6, отличающийся тем, что в качестве окислительного газа используют продукты полного горения топливно-кислородного факела, при этом в протекающем над струями факела горения шлаковом расплаве поддерживают концентрацию Fe_3O_4 , достаточную для перевода его в FeO , а образующихся CO и H_2 соответственно в CO_2 и H_2O .

9. Способ по п. 8, отличающийся тем, что поддержание в шлаковом расплаве необходимой концентрации Fe_3O_4 осуществляют путем введения в него соответствующего количества железорудного материала.

10. Способ по п. 8, отличающийся тем, что поддержание необходимой концентрации Fe_3O_4 в шлаковом расплаве осуществляют путем вдувания в него кислорода.

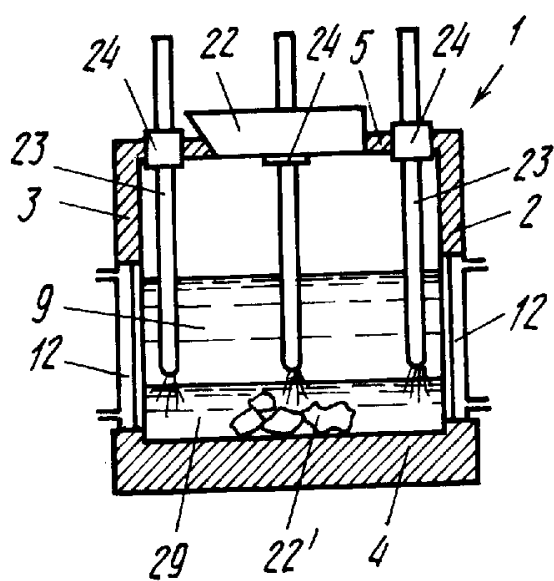
11. Способ по п. 1, отличающийся тем, что выбирают такое соотношение вдуваемых в шлаковый расплав порошкообразных флюсовых материалов, которое обеспечивает получение его химического состава в восстановительной зоне, близкого к портландцементу.

12. Способ по п. 2, отличающийся тем, что при выплавке легированных сталей в окислительной зоне вводят в шлаковый расплав рудное сырье, содержащее окислы соответствующих легированных элементов.



Фиг. 1

A-A



Фиг. 2

