

В. Я. КОНЮХ,
В. В. ПРИЙМАЧЕК,
К. К. ПРОХОРЕНКО

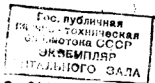
ФАКЕЛЬНАЯ ПРОДУВКА РАСПЛАВОВ

КИЕВ
«ТЕХНІКА»
1977

6ПЗ

К 65

УДК 669.02/09.



5-77

57

9-77-38699

Факельная продувка расплавов. Конюх В. Я.,
Приймачек В. В., Прохоренко К. К.,
«Техника», 1977, 88 с.

В брошюре описаны технология и основные элементы оборудования для продувки металлургических расплавов факелом, результаты продувки факелом ванны при выплавке легированных сталей в электропечах, технология переплава отходов черных и цветных металлов в шлаке, обогреваемом погружным факелом, технология факельной обработки доменного шлака с целью использования его для рафинирования и разлива стали и др. Значительное внимание уделено конструкциям горелочных устройств для сжигания топлива в расплавах. Предназначена для инженерно-технических работников металлургических предприятий.

Табл. 15, ил. 30, список лит. 40.

Рецензент канд. техн. наук И. И. Кобеза

Редакция литературы по тяжелой промышленности
Заведующий редакцией инж. В. И. Кравец

К 31005—063 191-77
М202(04)-77

© Издательство «Техніка», 1977 г.

ПРЕДИСЛОВИЕ

«Стержень экономической стратегии партии, пронизывающий и десятую пятилетку и долгосрочную перспективу,— дальнейшее наращивание экономической мощи страны, расширение и коренное обновление производственных фондов, обеспечение устойчивого сбалансированного роста тяжелой промышленности — фундамента экономики.

Это ставит огромные задачи перед отраслями, которые должны удовлетворять растущие потребности страны в металлах, топливе, энергии, химической продукции, лесе и строительных материалах»^{*}.

В современных условиях интенсификация процессов выплавки металлов основана на использовании кислорода и природного газа. Кислород широко используется при выплавке стали. Так, в 1974 г. в СССР с применением кислорода было выплавлено 67,4% мартеновской стали, а доля кислородно-конвертерной стали, которая вообще не может быть выплавлена без применения кислорода, составила 24% от всего производства. При этом расход кислорода достигает 60 м³/т стали. Все шире начинает применяться кислород и при производстве цветных металлов.

Существующие методы применения кислорода связаны со значительным угаром металла. При этом металл по существу используется в качестве топлива для нагрева расплава. Устраняется такой парадокс при факельной обработке расплавов. Изменением соотношения расходов топлива и окислителя в широких пределах регулируется степень окисления примесей и компонентов расплава. Возможен также быстрый и эффективный нагрев жидкого металла вообще без окисления.

В данной работе освещены вопросы факельной обработки расплавов при переплаве отходов черных и цветных металлов в слое шлака (факельно-шлаковые процессы), обработки факелом ванны дуговой сталеплавильной печи

^{*}Б р е ж н е в Л. И. Отчет Центрального Комитета КПСС и очередные задачи партии в области внутренней и внешней политики. М., Политиздат, 1976, с. 50.

и обработки жидких шлаков. При этом главное внимание обращено на физико-химическое и теплотехническое взаимодействия факела с компонентами металла и шлака, выбор конструкции соответствующих устройств.

Описанные в настоящей работе исследования и разработки факельной продувки расплавов осуществлены коллективами исследователей Института электросварки им. Е. О. Патона АН УССР, Института газа АН УССР, ИЧМ МЧМ СССР, ВНИПИЛом МЧМ СССР. Исследования, разработка и проверка промышленных технологий осуществлялись на НТМЗ (НПО «Тулачермет»), металлургическом заводе им. Дзержинского, Ижевском металлургическом заводе, заводе им. А. К. Серова и др.

Отзывы о книге просим направлять по адресу: 252601, Киев, 1, ГСП, Пушкинская, 28, издательство «Техніка».

НАГРЕВ И ПРОДУВКА РАСПЛАВОВ

При подводе тепла к поверхности расплавов, которые не подвергаются искусственному перемешиванию, скорость нагрева определяется скоростью естественных конвективных потоков, интенсивность которых невелика. С помощью принудительного перемешивания расплавов массопотоки в них могут быть значительно увеличены. Соответственно будут увеличены скорости теплопереноса от нагреваемой поверхности и нагрев расплава в целом. При нагреве расплавов за счет тепла сгорающего топлива необходимые массопотоки можно создать пламенем и продуктами горения. Таким образом можно использовать источник нагрева одновременно в качестве инструмента для требуемого перемешивания расплавов.

Нагрев будет еще более эффективным, если источник нагрева расположить непосредственно в нагреваемой среде. В металлургии известно много примеров нагрева расплавов, основанных на указанном принципе. При этом используются тепловые эффекты реакций окисления металла в целом или отдельных его компонентов. Например, при кислородно-конвертерном процессе вдуваемым кислородом окисляют компоненты металла и нагревают последний за счет экзотермических реакций окисления железа, углерода и кремния. Если бы не происходило окисление указанных элементов, то нагрев металла был бы невозможен.

Железо с сопутствующими примесями — относительно низкокалорийное топливо. Об этом свидетельствуют приведенные в табл. 1 данные о расходе железа и сопутствующих элементов при окислении для получения определенного количества тепла.

Допустим, что стоимость приведенных элементов соответствует стоимости скрапа или чугуна. Даже в этом случае нагрев расплава природным газом во много раз дешевле, чем железом и сопутствующими элементами. Таким образом, металлургические расплавы целесообразно нагревать не окисляемым металлом, а высококалорийным топливом.

В последнем случае сжигание топлива должно производиться в объеме расплава. Такой способ сжигания может быть реализован путем продувки расплава пламенем. Факельная (пламенная) продувка позволяет осуществлять

Таблица 1
Калорийность окисляемых
компонентов чугуна, стали
и природного газа

Элемент	Продукт окисления элемента	Затраты элемента для получения 4,2 кДж тепла при теплотом КПД 100%, кг
Fe	FeO	1100
Fe	Fe ₃ O ₄	770
Fe	Fe ₂ O ₃	610
C	CO	720
C	CO ₂	153
Mn	MnO	590
Si	SiO ₂	129
CO	CO ₂	456 *
CH ₄	CO ₂ ; H ₂ O	117 *
CH ₄	CO ₂ ; H ₂ O	470 * (при КПД 25%)

* Затраты элемента в м³.

Значительный интерес представляет также факельная продувка жидкого металла с целью нагрева и рафинирования его. До последнего времени такая продувка в ее каноническом виде практически не осуществлялась. В сталеплавильных агрегатах применялась главным образом кислородная продувка с добавками топлива с целью уменьшения пылеобразования. В ряде случаев при этом стремились ввести в ванну дополнительное тепло с целью увеличения расхода лома и твердых окислителей в шихте [4; 12; 23]. Следует отметить, что продувка ванны кислородом с добавками топлива в качестве источника тепла в сталеплавильном производстве не нашла применения.

интенсивный нагрев как металлических, так и шлаковых расплавов. При таком нагреве можно осуществлять корректировку состава шлака путем введения в него различных добавок, наплавление больших масс шлака, поддержание определенной температуры шлака, необходимой для осуществления требуемых технологических операций.

В нагреваемых факелом шлаковых расплавах целесообразно переплавлять легковесную сыпучую металлическую шихту. Развитая поверхность шихты при этом не препятствует, как обычно, а способствует эффективному переделу ее на товарный металл. Нагреваемые факелом шлаковые расплавы могут быть использованы для безокислительного нагрева металлов.

Продувка мартеновской ванны кислородом с добавкой топлива снижает пылевыделение в 1,3—4,0 раза [4; 10; 23]. Содержание пыли в отходящих газах за котлом-утилизатором при этом составляет 0,5—1,5 г/м³. Выход годного металла возрастает на 0,5—1,1%. Причем повышение выхода годного металла достигается как за счет уменьшения пылеобразования, так и за счет снижения суммарного содержания окислов железа в шлаке на 2,0—2,5% [1; 10]. Однако при этом увеличиваются время расплавления шихты, удельные расходы топлива и кислорода, снижается стойкость фурм и усложняются условия их эксплуатации. В частности, при указанном способе продувки ванны 500-тонной мартеновской печи и расходах кислорода 2300 и газа 1000 м³/ч длительность продувки увеличивается на 24,2% (по сравнению с продувкой чистым кислородом), производительность печей снижается на 2—4% [18].

Установлено, что в конвертерном производстве добавление к кислороду топлива замедляет процессы окисления металла. При этом, однако, скорость нагрева металла не снижается. В случае добавления к кислороду топлива в соответствии с их стехиометрическим соотношением в реакции окисления скорость нагрева металла может быть увеличена в 1,5 раза. Вследствие этого топливно-кислородная продувка позволяет увеличить количество лома в шихте конвертеров в 2—3 раза [14]. Уменьшение количества пыли в конвертерных газах и окисленности шлака при использовании кислородной продувки с добавками топлива увеличивает выход годного металла при конвертерном переделе. Однако такая продувка не нашла применения из-за уменьшения скорости протекания окислительных реакций.

В электросталеплавильном производстве путем кислородной продувки с добавками топлива пытались уменьшить затраты на сооружение газоочистных устройств. Первоначально считалось, что необходимым условием бездымного обезуглероживания металла является использование газовых струй, обладающих малой кинетической энергией. В связи с этим рекомендовали помещать головку фурмы на определенной высоте над уровнем ванны. Например, при коэффициенте расхода кислорода 8—9 рекомендовали устанавливать фурму на 400—600 мм выше уровня ванны. При продувке ванны в 15-тонной дуговой электропечи для получения бездымного рафинирования головка фурмы должна располагаться не ниже 250 мм над уровнем металла. В этом случае при восьмикратном избытке

кислорода одновременно достигается высокая скорость обезуглероживания [31—33].

Представляет интерес опыт применения газокислородных фурм для продувки ванны электродуговых печей вместимостью 3,6; 4,5; 9,15 и 90 т [33]. Бездымное рафинирование металла было достигнуто при расположении фурм на расстоянии 100—150 мм над зеркалом ванны, направлении газовых струй под углом 65° и соотношении расходов кислорода и природного газа 4 : 1. По сравнению с продувкой металла кислородом через железную трубу длительность обезуглероживания удлинилась на 6 мин. Была достигнута экономия на дымоулавливающих устройствах, которая с избытком перекрыла затраты на изготовление и эксплуатацию горелок.

Необходимо отметить, что в случае добавки топлива к кислородному дутью при продувке сталеплавильной ванны запыленность дыма превышает допустимую норму в 5—15 раз. Поэтому необходимость оснащения сталеплавильных печей газоочистными устройствами не устраняется.

Значительный вклад в исследование топливно-кислородной продувки металла при выплавке стали в мартеновских печах и кислородных конвертерах внесли советские исследователи В. М. Лупейко, Б. Л. Марков и др. То, что топливно-кислородная продувка с целью подавления пылеобразования не получила распространения, обусловлено рядом причин. Основные из них: топливно-кислородная окислительная продувка сталеплавильной ванны полностью не устраняет пылеобразования; добавки топлива к кислородному дутью несколько уменьшают производительность процессов производства стали, основанных на осуществлении окислительных реакций в металле.

Факельная продувка ванны (продувка пламенем) перспективна в тех сталеплавильных процессах, где не требуется большая интенсивность окисления примесей металла, где необходимо обеспечить дополнительное поступление тепла в ванну извне при максимальном сохранении элементов металла, в частности, дорогостоящих легирующих элементов. Продувка металла факелом предпочтительна также при выплавке сталей из шихты с низким содержанием углерода.

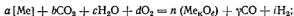
Организация топливно-кислородной продувки при введении в металл газообразного кислорода с целью окисления примесей чугуна накладывает отпечаток на конструктивные особенности кислородной фурмы. Однако в целом условия

ввода кислорода в металл при этом остаются неизменными. В случае организации факельной продувки расплава с целью его нагрева (особенно безокислительного) фурма имеет конструктивные особенности, которые должны обеспечивать максимальную передачу расплаву заключенного в топливе тепла.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ФАЗ ПРИ ФАКЕЛЬНОЙ ПРОДУВКЕ РАСПЛАВОВ

При факельной продувке металлургических расплавов происходит взаимодействие трех фаз: металла, шлака и газа. Газовая фаза представляет собой продукты сгорания топлива. Наиболее эффективно нагревание происходит в том случае, когда вся тепловая энергия от сжигания топлива выделяется в расплаве, при этом жидкие фазы взаимодействуют с продуктами сгорания топлива. В газовой фазе может быть также кислород избыточный или образующийся в результате диссоциации продуктов горения. Необходимо учитывать также его взаимодействие с жидкими фазами.

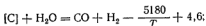
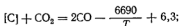
В общем случае взаимодействие фаз при факельной продувке металла и шлака описывается следующей реакцией:



$$K = \frac{a_{Me_KO_e}^n P_{CO}^\gamma P_{H_2}^i}{[Me]^\alpha P_{CO_2}^b P_{H_2O}^c P_{O_2}^d}.$$

Применительно к металлу, содержащему углерод, хром и марганец, константа суммарной реакции взаимодействия фаз при факельной продувке может быть получена путем перемножения значений констант элементарных реакций, т. е. $\lg K_\Sigma = \Sigma \lg K_i$.

Рассмотрим возможные указанные элементарные реакции:



$$[\text{C}] + 1/2\text{O}_2 = \text{CO} - \frac{7960}{T} + 1,77;$$

$$\lg K_{\text{C}} = \lg \frac{P_{\text{CO}}^4 P_{\text{H}_2}}{[\text{C}]^3 P_{\text{CO}_2} P_{\text{H}_2\text{O}} P_{\text{O}_2}^{0.5}} = - \frac{19\,830}{T} + 12,67;$$

$$[\text{Fe}] + \text{CO}_2 = (\text{FeO}) + \text{CO} - \frac{8430}{T} + 1,83;$$

$$[\text{Fe}] + \text{H}_2\text{O} = (\text{FeO}) + \text{H}_2 + \frac{7226}{T} - 0,206;$$

$$[\text{Fe}] + 1/2\text{O}_2 = (\text{FeO}) - \frac{5924}{T} + 3,251;$$

$$\lg K_{\text{Fe}} = \lg \frac{a_{\text{FeO}}^3 P_{\text{CO}} P_{\text{H}_2}}{P_{\text{CO}_2} P_{\text{H}_2\text{O}} P_{\text{O}_2}^{0.5}} = - \frac{7128}{T} + 4,775;$$

$$[\text{Mn}] + \text{CO}_2 = (\text{MnO}) + \text{CO} + \frac{4110}{T} - 1,03;$$

$$[\text{Mn}] + 1/2\text{O}_2 = (\text{MnO}) + \frac{18\,800}{T} - 4,563;$$

$$[\text{Mn}] + \text{H}_2\text{O} = (\text{MnO}) + \text{H}_2 + \frac{5240}{T} - 2,936;$$

$$\lg K_{\text{Mn}} = \frac{a_{\text{MnO}}^3 P_{\text{CO}} P_{\text{H}_2}}{[\text{Mn}]^3 P_{\text{CO}_2} P_{\text{H}_2\text{O}} P_{\text{O}_2}^{0.5}} = + \frac{28\,150}{T} - 8,529;$$

$$2[\text{Cr}] + 3/2\text{O}_2 = (\text{Cr}_2\text{O}_3) + \frac{97\,270}{T} - 38,956;$$

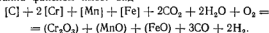
$$2[\text{Cr}] + 3\text{CO}_2 (\text{Cr}_2\text{O}_3) + 3\text{CO} + \frac{58\,580}{T} - 27,69;$$

$$2[\text{Cr}] + 3\text{H}_2\text{O} = (\text{Cr}_2\text{O}_3) + 3\text{H}_2 + \frac{63\,110}{T} - 32,79;$$

$$\lg K_{\text{Cr}} = \lg \frac{a_{\text{Cr}_2\text{O}_3}^3 P_{\text{CO}}^3 P_{\text{H}_2}^3}{[\text{Cr}]^6 P_{\text{CO}_2}^3 P_{\text{H}_2\text{O}}^3 P_{\text{O}_2}^{1.5}} = + \frac{218\,960}{T} - 99,436.$$

Здесь значения $\lg K_i$ взяты или вычислены по данным, приведенным в работе В. И. Явойского [27].

Суммарная реакция взаимодействия фаз при продувке металла факелом имеет вид



Константа равновесия такой реакции, равная произведению констант равновесия приведенных элементарных реакций, выражается уравнением

$$\lg K_{\Sigma} = \lg K_C + \lg K_{Mn} + \lg K_{Fe} + \lg K_{Cr} + \lg K_T = \\ = \lg \frac{P_{CO}^3 P_{H_2}^2 a_{FeO} a_{MnO} a_{Cr_2O_3}}{[C][Mn][Cr]^2 P_{CO_2}^2 P_{H_2O}^2 P_{O_2}} = \frac{+73\,372}{T} - 30,17. \quad (1)$$

Уравнение (1) характеризует лишь взаимосвязь в состоянии термодинамического равновесия металла, шлака и газовой фазы при факельной продувке.

Вычисление равновесных концентраций элементов металла при факельной продувке может быть выполнено с помощью уравнений, характеризующих равновесие реакций типа

$$n[Me] + m[O] = (Me_nO_m); \quad \lg K = \lg \frac{a_{Me}^n a_{O_m}}{a_{Me}^n a_{O_m}} = (2) \\ = \frac{-A}{T} + B = \frac{-\Delta Z}{4,575T}.$$

Растворение кислорода в металле происходит в результате взаимодействия последнего с газовой фазой по реакциям

$$1/2O_2 = [O]; \quad \lg K = \frac{6100}{T} + 0,1215;$$

$$CO_2 = [O] + CO; \quad \lg K = -\frac{8316}{T} + 4,53;$$

$$H_2O = [O] + H_2; \quad \lg K = -\frac{7050}{T} + 3,32.$$

Суммарная реакция, характеризующая переход кислорода из газовой фазы в металл, имеет вид

$$1/2O_2 + CO_2 + H_2O = 3[O] + CO + H_2; \quad \lg K_{\Sigma} = \\ = -\frac{9260}{T} + 7,9715.$$

Отсюда равновесная концентрация кислорода в металле, определяемая составом газовой фазы,

$$\lg [O] = -\frac{3087}{T} + 2,9905 + \frac{1}{3} \lg \frac{P_{CO_2} P_{H_2O} P_{O_2}^{1/2}}{P_{CO} P_{H_2}}.$$

Приведенные выше схемы взаимодействия газовой фазы с металлом и растворения в последнем кислорода могут быть представлены выражениями

$$CO_2 = 1/2 O_2 + CO; \quad \lg K = -\frac{2216}{T} + 4,4085; \quad (3)$$

$$H_2O = 1/2 O_2 + H_2; \quad \lg K = -\frac{850}{T} + 3,1985; \quad (4)$$

$$CO_2 + H_2O = O_2 + CO + H_2; \quad \lg K = -\frac{3066}{T} + 7,607;$$

$$O_2 = 2 [O]; \quad \lg K = \frac{12\,200}{T} + 0,243.$$

Изложенное свидетельствует о том, что наличие в газовой фазе углекислого газа и паров воды определяет присутствие здесь кислорода, который растворяется в металле. Поступление кислорода в металл сопровождается окислением последнего. При этом между концентрациями элементов металла и кислорода устанавливается определенное соотношение.

Значения равновесных концентраций элементов стали при факельной продувке определяются по формулам

$$\lg [C] = \lg P_{CO} - \frac{1}{2} \lg P_{O_2} - \frac{7966}{T} - 1,732; \quad \lg [Cr] =$$

$$= \frac{1}{2} \lg a_{Cr_2O_3} - \frac{3}{4} \lg P_{O_2} - \frac{48\,635}{T} + 19,6;$$

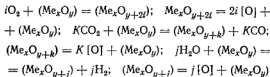
$$\lg [Mn] = \lg a_{MnO} - \frac{1}{2} \lg P_{O_2} - \frac{18\,830}{T} + 5,06;$$

$$\lg [Si] = \lg a_{SiO_2} - \lg P_{O_2} - \frac{41\,945}{T} + 10,82.$$

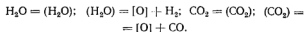
Таким образом, факельная продувка металла сопровождается определенным окислением его. При этом глубина

и интенсивность окисления металла при прочих равных условиях зависят от состава продуктов сгорания топлива.

С целью устранения окисления металла нагрев можно производить шлаком, который непосредственно нагревается в результате факельной продувки. В этом случае осуществляется раздельное взаимодействие двух пар фаз — шлака и газа, шлака и металла. Транспортировка кислорода к металлу при этом осуществляется в результате окисления компонентов шлака и последующей передачи ими кислорода металлу по формулам



или растворения в шлаке окислительных газов и последующего взаимодействия их с металлом



При продувке факелом происходит десульфурация шлака:



$$K = \frac{P_{\text{SO}_2}^d P_{\text{CO}}^e P_{\text{MeO}}^g}{a_{\text{MeS}}^a P_{\text{CO}_2}^b P_{\text{O}_2}^c}.$$

При определенных условиях эта реакция может быть использована для десульфурации металла.

В случае взаимодействия газовой фазы с металлом посредством шлака равновесие системы в общем случае описывается такими же уравнениями, какие были приведены для взаимодействия двух фаз. Однако в уравнениях концентрации окислов соответствующих элементов отличаются: для процесса взаимодействия трех фаз активные концентрации окислов определяются составом шлака, для процесса взаимодействия двух фаз — составом продуктов окисления металла.

Приведенные выше уравнения характеризуют значения равновесных концентраций элементов стали при определенных парциальных давлениях компонентов газовой фазы без учета количества последней. При продувке в ванну

подается определенное количество газа (кислорода, продуктов горения топлива), которое, наряду с возможными равновесными значениями, определяет конечную концентрацию элементов стали. Для вычисления этих концентраций при продувке стали газами (в том числе факелом) проинтегрируем уравнение

$$[O]^n = \frac{a_{Me_m} O_a}{K [Me]^m},$$

где $K = e^{-\frac{\Delta Z}{RT}} = 10^{-\frac{A}{T} + B}$, получим

$$\int [O]^n d[O] = \int_{Me_n}^{Me_k} \int_{T_n}^{T_k} a_{MeO} K^{-1} [Me]^{-m} d[Me] dT.$$

После подстановки эмпирических значений константы равновесия и интегрирования получим

$$yQ = \frac{2,3Aa_{MeO} [Me]_k^{1-m} - [Me]_n^{1-m}}{(T_n^2 - T_k)(K_n - K_k)(1-m)}, \quad (5)$$

где y — коэффициент, учитывающий усвоение кислорода металлом; Q — количество продутного через металл кислорода, %. При продувке металла факелом Q соответствует количеству избыточного кислорода и образуемого в результате диссоциации продуктов горения (по уравнениям 3 и 4); T_n, T_k — температура металла в начале и конце продувки; K, K_n, K_k — константы равновесия реакции окисления в начале и конце продувки; A — коэффициент, характеризующий величину K .

При $m = 1$

$$yQ = \frac{2,3Aa_{MeO}}{(T_k^2 - T_n^2)(K_n - K_k)} \ln \frac{[Me]_n}{[Me]_k}. \quad (6)$$

По уравнениям (5) и (6) определяются значения концентраций элементов после продувки металла и количество окислительного газа, которое должно быть подано в ванну при продувке для получения определенной концентрации элемента в стали. При этом общий расход газа для продувки определяется с учетом окисления всех элементов металла, т. е.

$$Q_{\Sigma O} = \sum Q_{O_i}.$$

Доля кислорода (от общего количества, вдуваемого в металл), идущего на окисление какого-либо элемента стали, определяется концентрацией этого элемента и его сродством к кислороду. Она пропорциональна

$$Q_{O_2} = \frac{a_{Me_m} O_n}{K [Me]^m},$$

где m и n — число атомов элемента и кислорода в образующем при окислении соединении.

ФИЗИЧЕСКОЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ФАЗ ПРИ ФАКЕЛЬНОЙ ПРОДУВКЕ РАСПЛАВОВ

С целью изучения механизма взаимодействия фаз (газа, шлака и металла) при факельной продувке различных расплавов было осуществлено гидравлическое моделирование соответствующего процесса. Размеры прозрачной модели выбирались из условия соизмеримости длины погруженного в шлак факела и продольного размера емкости с помощью критериев Вебера, а условия продувки — с учетом критериев подобия Рейнольдса и Фруда.

В процессе моделирования было установлено, что по мере увеличения расхода газа происходит формирование сплошной затопленной газовой струи с практически ламинарным характером истечения, далее возникает турбулизация периферийных участков, и газовый поток начинает дробиться на отдельные струи, а струи — на пузырьки. Энергия газовой струи расходуется на образование новых межфазных поверхностей, на перемешивание жидкостей и создание в них потоков. Часть энергии газовой струи теряется с газами, покидающими жидкость, и брызгами (всплесками).

Во время продувки «шлака» пологой заглубленной струей («факелом») уровень «металла» под соплами фурмы поднимается. При углах наклона газовой струи к поверхности раздела двух взаимно нерастворяющихся жидкостей («шлака» и «металла») в пределах $0-45^\circ$ не происходит эмульгирования верхней жидкости в нижнюю. Имеет место лишь искривление первоначально плоской поверхности раздела (рис. 1). Степень искривления зависит от расхода газа, глубины погружения фурмы и давления потоков на указанную поверхность.

Степень непосредственного взаимодействия газовой струи с границей раздела жидкостей при определенном расходе газа зависит от величины соотношения угла наклона струи и расстояния сопла до этой границы. Увеличение расходов газа при углах наклона струи в пределах $0-45^\circ$ способствует увеличению поверхности контакта газа с межфазной поверхностью. В продуваемой газом шлаковой ванне истекающая из фурмы с высокой начальной скоростью газовая струя захватывает и вовлекает в движение (эжектирует) прилегающие объемы расплава. При этом наибольший эффект эжектирования наблюдается непосредственно у сопла. В результате этого в продуваемом слое расплава («шлака») под соплом возникает восходящий поток (при углах наклона сопла к горизонтальной оси до 45°). В силу межфазного взаимодействия в расположенном ниже втором слое жидкости («металле») также возникают потоки.



Рис. 1. Модель процесса погружной продувки двух несмешивающихся жидкостей.

При большой интенсивности продувки эффект эжектирования может приводить к подъему нижнего слоя жидкости к соплу. При малых расходах газа струя возбуждает в «шлаке» слабые потоки, поэтому находящиеся в нем тяжелые взвешенные частицы (в реальных условиях ими могут быть корольки металла) опускаются в металлической ванне под действием силы тяжести по сравнительно простой отвесной траектории.

На границе раздела металлической и шлаковой фаз во время факельной продувки шлака возникают потоки, направленные в сторону депрессионной воронки. Эти пото-

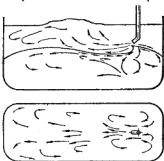


Рис. 2. Схема потоков в металлической ванне при продувке шлака погружной горелкой.

ки способствуют укрупнению и выносу в шлак через воронку у фурмы находящихся в межфазном слое частиц. Такими частицами могут быть кусочки нерасплавившихся шлакообразующих материалов, частицы металлической шихты малой плотности (например, металлизированные окатыши железорудного концентрата) и др. Схема потоков в металлической ванне при продувке шлака горелкой с углом наклона факела 45° показана на рис. 2.

Исследованиями, выполненными на прозрачных гидравлических моделях, было установлено, что при продувке расположенного над металлом шлака заглубленной газовой струей, выходящей из сопла под углом $0-45^\circ$ к горизонтальной оси, шлаковые частицы в металлическую ванну не заносятся, в металле шлаковая эмульсия не образуется; имеет место эжектирование металла из металлической ванны в шлаковую, перемешивание шлаковой ванны затопленной газовой струей сопровождается возникновением в металле потоков, скорость которых не превышает $4-5$ см/с; при перемешивании шлаковой ванны в металле можно создавать потоки заданной конфигурации с регулируемой в определенных пределах интенсивностью.

ГОРЕЛКИ ДЛЯ ФАКЕЛЬНОЙ ПРОДУВКИ РАСПЛАВОВ

Факельную продувку расплавов можно осуществлять лишь горелками специальной конструкции, в которых обеспечивается определенная подготовка горючей смеси перед выходом ее в расплав. К числу таких горелок относятся, например, туннельные. Для погружного нагрева расплавов в черной металлургии целесообразно применять газокислородные горелки, с помощью которых можно интенсивно нагревать расплавы до высокой температуры.

При плавлении цветных металлов и их сплавов, где допустим нагрев ванны до 1200°C , можно применять газоздушные горелки, работающие на холодном воздухе. Так как условия горения природного газа с кислородом и воздухом различны, то конструкции погружных кислородных и воздушных горелок существенно отличаются. В погружных газоздушных горелках целесообразно использовать предварительно нагретый воздух.

Эффективный нагрев расплава погружным факелом происходит в том случае, когда сгорание топлива завершается

в расплаве. В связи с этим необходимо, чтобы в расплав поступала хорошо подготовленная горючая смесь топлива и окислителя. Несоблюдение этого условия может привести к тому, что значительная часть топлива будет догорать после выхода из расплава. Соответственно будет снижена величина теплового КПД. При подаче в расплав горючей смеси пламя должно стабилизироваться по возможности ближе к соплу. Несоблюдение этого условия приводит к отрыву факела и охлаждению участков расплава у основания струи горючей смеси. При небольших объемах ванны (при малом пути прохождения горючей смеси в расплаве) результатом этого может быть охлаждение ванны.

Результаты работы погружных горелок нами оценивались по скорости и наибольшей температуре нагрева продуваемого факелом расплава. О конструкции горелок судили также по возможности проскока в них пламени, стойкости в работе, технологичности в изготовлении, по удобству в обслуживании.

Погружные газозвоздушные горелки

При использовании погружных газозвоздушных горелок наибольшие трудности связаны с необходимостью стабилизации пламени в определенных участках горелки. Нами были исследованы различные методы стабилизации пламени. Наиболее приемлемым оказалось применение с этой целью расположенных в горелках камер предварительного сжигания газа. Установка в таких камерах турбулизатора позволяет значительно уменьшить их объем. Путем изменения степени предварительного сжигания газа можно регулировать температуру стенок камеры. Поскольку в таких горелках стабильность горения достигается при относительно низкой температуре, потери тепла на водяное охлаждение элементов камеры сгорания незначительны.

На рис. 3 показана газозвоздушная погружная горелка с размещенной в водоохлаждаемом кожухе камерой сгорания. Рабочий конец горелки может иметь выходное отверстие для газов в виде кольцевой щели, образуемой расположенным здесь водоохлаждаемым рассекателем. Кольцевая щель может быть заменена необходимым количеством различно направленных сопел. В горелке на расстоянии $1/3$ высоты камеры от входа в нее газозвоздушной смеси располагается стабилизатор горения.

Камера сгорания представляет собой сварную металлическую конструкцию, стабилизатор горения выполняется из жаростойкой стали. Внутренняя поверхность камеры сгорания футеруется огнеупорным материалом. Газ и воздух, поступив в камеру, перемешиваются, образуют горючую смесь, которая первоначально зажигается вне горелки.

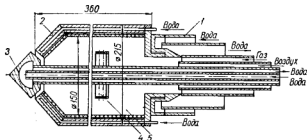


Рис. 3. Газовоздушная погружная горелка:

1 — труба с коммуникациями; 2 — водоохлаждаемый кожух; 3 — рассекатель; 4 — стабилизатор; 5 — туннель.

После образования устойчивого пламени у сопла расходы газа и воздуха уменьшают, пламя проскакивает внутрь камеры. Затем разогревают стенки камеры и устанавливают рабочие расходы газов. При этом температура внутри камеры поднимается до 1300—1500° С.

Скорость выхода газов в расплав определяется сечением кольцевой щели, которое можно изменять путем перемещения рассекателя вдоль оси горелки. Значения скорости регулируются в пределах 20—300 м/с. Горелка устойчиво работает при любых тепловых нагрузках. После вывода на рабочий режим горелку погружают в шлак на необходимую глубину. Расход воды на охлаждение горелки мощностью 1000 кВт составляет около 5 м³/ч при давлении 20—30 Па. В зависимости от температуры ванны, тепловой нагрузки и консистенции шлака потери тепла на охлаждение горелки составляют 5—15% от общих тепловых потерь.

Для снижения потерь тепла была разработана горелка с камерой предварительного частичного сжигания топлива, вынесенной за пределы плавильного пространства и не имеющей водяного охлаждения (рис. 4). В такой горелке газ и воздух поступают в камеру сгорания со стороны

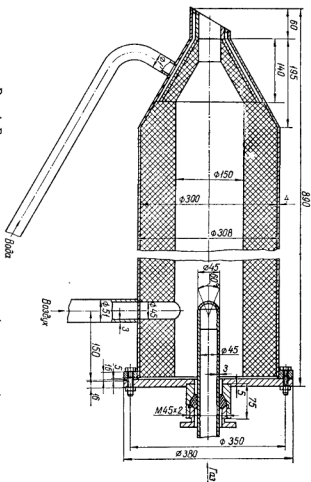


Рис. 4. Газовоздушная погружная горелка (стационарная).

задней торцевой стенки. Газовый подвод заканчивается соплом с веерной раздачей газа. Воздух подводится у задней стенки тангенциально. Камера сгорания горелки футеруется огнеупорными материалами. Выходное сопло

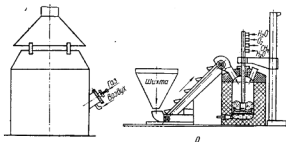
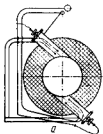


Рис. 5. Схемы печей с погружными горелками:

а — стационарные; б — опускаемая.



горелки для предотвращения его разрушения расплавленным металлом и шлаком выполняется водоохлаждаемым. Горелка такой конструкции стационарно монтируется на печи. Схема печи с вмонтированными в нее горелками показана на рис. 5.

Расчет погружной газозоудушной горелки. Давление горящей смеси перед камерой сгорания ($\Delta P_{\text{общ}}$) определяется сопротивлением камеры ($\Delta P_{\text{гор}}$) и противодавлением расплава:

$$\Delta P_{\text{общ}} = \Delta P_{\text{гор}} + \Delta P_{\text{р}}.$$

Сопротивление камеры определяется по уравнению Вейсбаха:

$$P_{\text{гор}} = 9,81 \cdot 10^{-4} (k_1 - k_2 W_0) \frac{\gamma_r W_0^2}{2q},$$

где W_0 — скорость течения газов в камере, м/с; γ_r — плотность газов в камере, кг/м³. Значения γ_r берут для

случая, когда в камере сгорает половина газа; k_1 , k_2 — коэффициенты.

Противодавление расплава

$$\Delta P_p = 10^{-5} \gamma_p' h,$$

где γ_p' — плотность расплава, насыщенного газовыми пузырями, кг/м³; h — степень насыщения расплава газовыми пузырями. Для расплавов вязкостью менее 5 Па·с она близка 5.

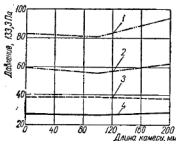


Рис. 6. Изменения давления в туннеле горелки при разной тепловой нагрузке:

1 — расход газа 40 м³/ч, воздуха — 450 м³/ч; 2 — то же, 35 и 300 м³/ч; 3 — то же, 30 и 250 м³/ч; 4 — то же, 25 и 200 м³/ч соответственно.

Скорость газов в камере

$$W_0 = v_{см} / F_k,$$

где $v_{см} = B_T (1 + \alpha \kappa_0)$ — объем горючей смеси, м³/с; B_T — расход газа, м³/с; α — коэффициент расхода воздуха; κ_0 — стехиометрический коэффициент (для природного газа, сжигаемого с воздухом, $\kappa_0 = 9,8$); F_k — живое сечение камеры сгорания, м².

Таким образом,

$$W_0 = \frac{B_T (1 + \alpha \kappa_0)}{F_k}.$$

Скорость истечения газов в расплав из кольцевой щели, а также сечение этой щели определяются с учетом известных законов истечения газов из сопел [7; 9; 28].

Авторами была исследована работа горелки при разной тепловой нагрузке. Результаты исследований приведены на рис. 6 и 7.

По имеющимся зависимостям (рис. 6, 7) и приведенным уравнениям можно определить параметры камеры сгора-

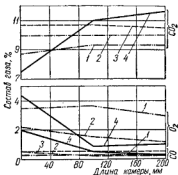


Рис. 7. Изменения состава газа в туннеле горелки при разной тепловой нагрузке (обозначения 1—4 те же, что и на рис. 6).

ния. Если камера водоохлаждаемая, то можно определить количество воды, необходимое для ее охлаждения при нормальной работе горелки. Для определения интенсивности охлаждения камеры сгорания нужно вычислить количество тепла, передаваемое от расплава к воде через стенку холодильника:

$$Q_{\text{охл}} = k_T (T_p - \bar{T}_в) F_{\text{пов}} r,$$

где $\bar{T}_в$ — средняя температура воды в холодильнике, К; T_p — температура расплава, К; $F_{\text{пов}}$ — водоохлаждаемая поверхность, м²; r — время, ч; k_T — коэффициент теплопередачи, Дж/м² · град.

Величина k_T обычно определяется на основании экспериментальных данных или из критериального уравнения,

выведенного для условия работы погружных горелок в расплавах стекол:

$$k_i = A Re^{0,08} Pr^{-0,13},$$

где $k_i = k_T H$ — критерий Кирпичева; $Re = \frac{v_r H}{\eta_r}$ — критерий Рейнольдса, в выражение которого вместо скорости движения расплава у стенки холодильника входит пропорциональная ей величина v_r — секундный расход газов, отнесенный к полному свободному сечению ванны $m^3/c \cdot m^2$; $Pr = \nu/a$ — критерий Прандтля; $A = 32$ — коэффициент пропорциональности.

После преобразований получим выражение для k_T :

$$k_T = 32 \frac{v_r \rho_p^{0,08} \lambda_{\text{гар}}^{1,13}}{H^{0,92} c_p^{0,13} \eta_p^{0,21}},$$

где H — глубина ванны, м; $\lambda_{\text{гар}}$ — средняя теплопроводность гарнисажа в диапазоне температур от $T_{\text{гр}}$ до $T_{\text{в}}$, Дж/м · град; c_p — теплоемкость расплава, Дж/кг · град; η_p — вязкость расплава.

Расход воды ($I_{\text{в}}$) на охлаждение определяется по формуле

$$I_{\text{в}} = 3600 \frac{Q_{\text{охл}}}{(T_{\text{в}}^* - T_{\text{в}})c},$$

где c — теплоемкость воды, Дж/кг · град.

Скорость охлаждающей воды определяется из выражения для температуры внутренней стенки холодильника:

$$T_{\text{ст.вн}} = \frac{Q_{\text{охл}}}{\alpha_k F_{\text{пов}}} + T_{\text{в}}^*,$$

где α_k — коэффициент теплоотдачи конвекций от стенки холодильника к воде, Дж/м² · ч · град.

По данным С. Н. Андоньева [28],

$$\alpha_k = 1290 \frac{W_{\text{в}}}{d_{\text{экв}}^{0,2}},$$

где $W_{\text{в}}$ — скорость воды в холодильнике, м/с; $d_{\text{экв}}$ — эквивалентный диаметр канала, по которому циркулирует

вода, м. Значения эквивалентного диаметра определяются по формуле

$$d_{\text{экв}} = \frac{4\omega}{S} ,$$

где ω — сечение канала, м²; S — периметр канала, м.

Минимально допустимая скорость воды в холодильнике определяется из выражения

$$W_{\text{мин}} = \frac{Q_{\text{охл}} d_{\text{экв}}^{0.2}}{1290 (100 - T_{\text{в}}) F_{\text{пов}}} .$$

При достижении $W_{\text{мин}}$ должно соблюдаться условие $0,278 \cdot 10^{-3} I_{\text{в}}/\omega \geq W_{\text{мин}}$.

Расчет стабилизатора погружной горелки. Стабилизация пламени в горелке может быть осуществлена с помощью стабилизатора. Падение давления на стабилизаторе определяется потерей напора на внезапное расширение потока:

$$\Delta P_0 = \xi \frac{\rho (W_1 - W_2)^2}{2} ,$$

где ξ — коэффициент местного гидравлического сопротивления; ρ — плотность газа в потоке, кг/м³; W_1 — скорость газа в наиболее узком сечении камеры сгорания, находящемся на некотором удалении за стабилизатором, м/с; W_2 — скорость потока в свободном сечении камеры сгорания за стабилизатором, м/с.

Величина ξ по мере горения смеси в камере возрастает, она пропорциональна степени загромождения сечения камеры сгорания стабилизатором, т. е. $\xi \sim \bar{f}_k \sim F_{\text{ст}}/F_k$, где $F_{\text{ст}}$, F_k — соответственно площади поперечного сечения стабилизатора и камеры сгорания, м².

Для определения ξ можно воспользоваться коэффициентом лобового сопротивления стабилизатора c_x , который для цилиндрической камеры сгорания равен

$$c_x = \frac{2R}{\rho W^2 F_{\text{ст}}} ,$$

где R — лобовое сопротивление, Па, определяется из уравнения импульсов Бернулли:

$$R = \Delta P F_k - \rho_1 W_1 (W_2 - W_1) F_k .$$

В этом уравнении $\Delta P = P_1 - P_2$ — перепад статического давления на стабилизаторе, Па; W_1 , W_2 — соответственно средняя скорость смеси в камере перед стабилизатором и за стабилизатором, м/с. В свою очередь

$$\Delta P = \Delta P_0 + \frac{\rho_2 W_2^2}{2} - \frac{\rho_1 W_1^2}{2}.$$

После некоторых преобразований получаем

$$c_x = \frac{F_k}{F_{ст}} \left(\frac{\Delta P_0 2}{\rho_2 W_2^2} + 1 - \frac{2\rho_1 W_1}{\rho_2 W_2} + \frac{\rho_1 W_1^2}{\rho_2 W_2^2} \right),$$

где $\frac{\Delta P_0 2}{\rho_2 W_2^2} = \xi$. Отсюда

$$\xi = c_x \bar{f}_k - 1 - \frac{2\rho_1 W_1}{\rho_2 W_2} + \frac{\rho_1 W_1^2}{\rho_2 W_2^2}.$$

Если заменить величину соотношения скоростей величиной отношения площадей, пренебечь изменением плотности смеси и учесть сжимаемость струи при обтекании стабилизатора, то получим следующее конечное выражение для коэффициента местного сопротивления:

$$\xi = (\sqrt{\eta} \bar{f}_k + \bar{f}_k)^2 \frac{1}{(1 - \bar{f}_k)^2}.$$

Здесь η — коэффициент смягчения входа, зависящий от вязкости смеси, геометрической формы стабилизатора и др. Его величина определяется графически (рис. 8), либо аналитически из выражения [3]

$$\alpha = \frac{1}{1 + \sqrt{\eta \left(1 - \frac{F_1}{F_2} \right)}},$$

где α — коэффициент сжатия струн. Для стабилизаторов, имеющих участок, стенки которого параллельны стенкам камеры сгорания, $\alpha = 1$.

Расчет условий стабилизации пламени. При набегании в камере сгорания потока горючей смеси на стабилизатор в следе за ним возникает рециркуляционный поток. Внутри зоны рециркуляции устанавливается зона обратного тока,

ограниченная поверхностью нулевых скоростей потока. Во время горения смеси общая картина движения потока остается без изменения, хотя вследствие теплового расширения газов уменьшается разрежение за кормой стабилизатора, зона обратных токов растягивается и увеличивается в 3—4 раза.

Анализ имеющихся литературных данных [2; 3; 8] показывает, что для условий погружных горелок, применяемых для факельно-шлакового переплава, наилучшие результаты расчета получаются при использовании тепловой теории. Она основывается на той предпосылке, что стабильное горение смеси в камере обеспечивается при условии подвода в зону горения количества тепла, достаточного для поджигания вновь поступающей горючей смеси. Это количество тепла можно найти из выражения

$$q_1 = W [\delta_i \rho c_p (T_i - T_0)],$$

где W — скорость потока, м/с; δ_i — толщина зоны подготовки смеси к сгоранию, м; T_i , T_0 — соответственно температура воспламенения и температура потока, К; ρc_p — теплоемкость единицы объема горючей смеси, Дж/м³. Формально

$$\delta_i = \frac{a}{W_n},$$

где a — коэффициент температуропроводности; W_n — нормальная скорость распространения пламени для данных условий, м/с. Значения a подсчитываются по формуле

$$a = \frac{\lambda}{c_p \gamma q},$$

где λ — коэффициент теплопроводности.

После подстановки получаем

$$q = W \frac{\lambda}{W_n} (T_i - T_0).$$

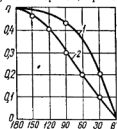


Рис. 8. Зависимости коэффициента смягчения η входа от угла раскрытия β° конического (1) и U-образного (2) стабилизатора.

Количество тепла, переданного из рециркуляционной зоны к холодной смеси, можно выразить как

$$q_2 = \left[\left(\frac{dW}{v} \right)^c \frac{\lambda}{d} \right] h (T_n - T_0),$$

где T_n , T_0 — соответственно температура сгоревшего в зоне газа и смеси, К; h — характерный размер (диаметр) стабилизатора, м; v — коэффициент кинематической вязкости смеси, $\text{м}^2/\text{с}$; c — безразмерная концентрация топлива в горючей смеси.

Горение в камере устойчиво, если выполняется условие $q_2 \geq q_1$, тогда скорость срыва пламени $W_{\text{ср}}$ при известных размерах стабилизатора может быть выражена зависимостью

$$\frac{W_{\text{ср}}}{d^B} = \frac{1}{v^B} \left[\frac{W_n (T_n - T_0)}{T_i - T_0} \right]^{1+a}.$$

В этой формуле $B = 1/1 - c$.

Расчетные данные достаточно хорошо согласуются с практическими, если коэффициент расхода кислорода α близок к 1 [3], т. е. при стехиометрическом соотношении топлива и воздуха. Для других условий горения (до достижения срыва пламени при $W_{\text{ср}} = 40$ м/с) параметры стабилизатора можно рассчитать, пользуясь эмпирическим уравнением [22]

$$\frac{\alpha_{\text{о.ср}}}{\alpha_{\text{ср}}} = 0,844 + 0,156 \frac{W_{\text{ср}}}{W_{\text{о.ср}}}, \quad (7)$$

где $W_{\text{о.ср}}$ — значение скорости потока горючей смеси, при котором происходит срыв пламени; $\alpha_{\text{о.ср}}$ — величина, характеризующая состав горючей смеси, при котором происходит срыв пламени со стабилизатора.

Для определения $W_{\text{ср}}$ по формуле (7) необходимо знать реальный состав горючей смеси $\alpha_{\text{ср}}$ (это обычно известно), а также величину $\alpha_{\text{о.ср}}$, которая определяется из следующего выражения:

$$\lg \alpha_{\text{о.ср}} = A + B t_{\text{см}}$$

где $t_{\text{см}}$ — начальная температура горючей смеси, °С; A — коэффициент, зависящий от геометрической формы

и размера стабилизатора, находится из эмпирической зависимости

$$A = a' + c2h,$$

где c — коэффициент, его величина для u -образных и конусных стабилизаторов равна $28,3 \cdot 10^{-4}$; a' — коэффициент, определяемый по графику рис. 9 для u -образных стабилизаторов. Для конусных стабилизаторов с диаметром основания более 20 мм и $\beta = 30^\circ$ $a' = 0,05$.



Рис. 9. Зависимость коэффициента a' от угла раскрытия стабилизатора туннельной горелки.

для которой известна скорость потока $W_{0,ср}$ при срыве пламени со стабилизатора данных размеров.

Влияние давления на устойчивость горения учитывается зависимостью

$$\frac{W_{ср}}{h} = \frac{1}{p^n},$$

где $n = 0,6 \dots 0,96$ — коэффициент, зависящий от размера стабилизатора. Большие значения n берутся для стабилизаторов меньших размеров.

Погружные газокислородные горелки

Известны горелки, в которых газ и кислород предварительно перемешиваются до выхода в расплав, и горелки, по которым в расплав газ и кислород подают отдельно. Было испытано три модификации горелок первого типа, в которых:

а) газ и кислород смешивались перед поступлением в горелку; б) смешение происходило в водоохлаждаемой рубашке горелки (до входа в сопло) при разных скоростях движения газов; в) смешение происходило в водоохлаждаемом сопле горелки при скоростях движения газов, близких к звуковым.

Во всех горелках первого типа однородная горючая смесь образовывалась на выходе из сопла. При погружении в шлак на глубину более 50 мм горелки работали с низким уровнем шума (при работе в атмосфере горелки издают сильный шум высоких тонов), при этом разбрызгивание шлака было незначительным.

Работа горелок модификации «а» и «б» в погружном режиме вследствие проскоков пламени в тракт движения горючей смеси газов сопровождалась периодическими резкими сокращениями расходов газа и кислорода. В этом случае, когда проскок пламени проникал вглубь камеры смешения (модификация «а»), происходил хлопок значительной силы, что приводило к разрыву горелки или рукавов для подвода кислорода и газа. В горелках модификации «б» проскоки пламени в полость смесителя не приводили к выходу горелки из строя. После проскока пламя устойчиво горело в смесителе. При этом расходы газа и кислорода сокращались в 5—8 раз, в результате чего шлаковая ванна начинала охлаждаться. Увеличение скорости газов в тракте движения смеси до значений более 200 м/с не устраняло проскоков пламени. Это объясняется тем, что скорость распространения взрывной волны при хлопках в несколько раз превышает скорости распространения пламени и истечения газов даже при околосвуковых значениях последней.

Одной из причин взрывов при погружном горении газокислородной смеси в расплавах можно считать также и то, что у сопла периодически возможен рост газовой полости — «пузыря» больших размеров. Если такой «пузырь» не отрывается от сопла до воспламенения в нем горючей смеси, то после детонации взрывная волна проникает в тракт движения горючей смеси.

Результаты исследований показали, что газокислородные горелки с предварительным перемешиванием непригодны для сжигания топлива в погружном режиме.

При работе горелок, в которых газ и кислород не смешиваются до выхода в расплав, проскоки пламени исключаются, однако их работа сопровождается разбрызгиванием шлака. Возле сопла горелки в месте истечения газов в

жидком шлаке образуются трубки из затвердевшего шлака. Если горение начинается на срезе сопла (при перемешивании в нем газа и кислорода), то указанные явления не имеют места.

Пригодными для практического использования оказались горелки с внутрисопловым смешением газа и кислорода (модификация «в»). Горение газа и нагрев расплава протекают удовлетворительно, если в сопле, где перемешиваются газ и кислород, происходит хорошая подготовка горючей смеси. Этому способствует турбулизация периферийных участков струи, достигаемая, например, путем нанесения на стенки сопла насечки. При увеличении сечения сопла отмечается уменьшение шума при работе горелок в атмосфере.

Горелки внутрисоплового смешения обеспечивают хороший нагрев расплава (1600°C и более) при длине смешительного участка не менее трех диаметров сопла. С увеличением этого расстояния ускоряется нагрев шлака, но вместе с тем при пониженных расходах газа пламя проникает внутрь сопла, а это увеличивает скорость его износа. Значительное удлинение смешительного участка сопла сопровождается увеличением размеров головки и увеличением потерь тепла на охлаждение. Найденные экспериментально оптимальные соотношения размеров сопла и длины смешительного канала хорошо совпадают с расчетными.

Изменение средней концентрации газа по длине смешительного участка сопла можно описать зависимостью [9] вида

$$C = C_0 (1 - e^{a_T/2\sigma_x^2}),$$

где $C_0 = 1$ — начальная концентрация газа; a_T — средне-статистический радиус струи. В нашем случае (рис. 2)

$$a_T = 1/2D = 3/2d,$$

где D — диаметр смешительного канала, м; d — приведенный диаметр сопел для истечения в смешительный канал газа и кислорода, м; σ_x — функция рассеяния (дисперсия), ее значения определяются по формуле

$$\sigma_x^2 = \sigma_m^2 + \sigma_T^2 + \sigma_{m,T}^2$$

где σ_m , σ_T , $\sigma_{m,T}$ — соответственно молекулярная, турбулентная и молекулярно-турбулентная дисперсия. В свою

очередь,

$$\sigma_{\text{м.т}}^2 = \sigma_{\text{м}}^2 + \sigma_{\text{т}}^2, \quad 2\sigma_{\text{м.т}}^2 = \sigma_x^2 = \frac{D_{\text{м.т}}x}{w},$$

где $D_{\text{м.т}} = kwd$ — коэффициент молекулярно-турбулентной диффузии; w — скорость истечения газов из сопел в смесительный канал, м/с; x — длина зоны смешения от

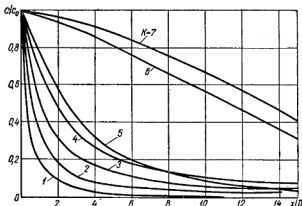


Рис. 10. Характеристики смешения газов при разных значениях коэффициента k .

точки истечения до рассматриваемого сечения смесительного участка, м;

k — коэффициент пропорциональности, характеризующий условия ввода газов в смесительный канал (угол встречи, степень закрутки и др.).

Из изложенного следует, что $D_{\text{м.т}}^2 = kdx$ или $\sigma_x^2 = 4kdx$. После некоторых преобразований получим

$$C = C_0 \left(1 - e^{-\frac{3}{16} kx} \right).$$

Графики, характеризующие смешение газов по длине смесительного участка для различных значений k , показаны на рис. 10. Как видно, полное перемешивание газов происходит при значениях x/D не более трех. При увеличении

скорости истечения газов улучшается их смешение, при этом кривые смешаются в сторону больших значений k . Поскольку пределы воспламенения метана в кислороде 6—60%, то на расстоянии $3D$ от входа газов в смесительный канал при скорости истечения свыше 30 м/с из природного газа и кислорода образуется смесь, которая должна воспламениться от контакта с расплавом.

Испытания горелок с раздельной подачей газа и кислорода в расплав показали, что они не пригодны для работы в погружном режиме, так как при этом не обеспечиваются сгорание топлива внутри расплава и нагрев его. КПД работы таких горелок менее 10%.

Для стабилизации пламени у сопла горелки необходимо, чтобы скорость истечения горючей смеси не превышала скорость распространения фронта пламени. Для метано-кислородного факела эта скорость должна быть ниже 4,5 м/с. Такой способ стабилизации пламени не рационален, так как горючую смесь надо подавать с максимальной скоростью для перемешивания расплава.

Для стабилизации пламени можно применять различной конструкции турбулизаторы потока. Однако стойкость их в газокислородном факеле низка и они усложняют конструкцию горелки.

Применение горелок с предварительным сжиганием газа в камере с последующим выбросом высокотемпературных продуктов сгорания в расплав (туннельные горелки) надежно гарантирует стабилизацию пламени. Однако в таких горелках низкая стойкость футеровки камеры сгорания. Применение водоохлаждаемых нефутерованных камер сгорания хотя и увеличивает долговечность последних, приводит к большим (до 30%) потерям тепла с водой.

В случае погружного горения при определенных условиях сам расплав может стабилизировать пламя, выполняя роль раскаленного огнеупорного туннеля. Практика показывает, что нет необходимости добиваться воспламенения всей горючей смеси на ее начальном участке. Достаточно воспламенить только периферийный слой струи, который должен выделить тепло, необходимое для поддержания окружающего расплава в жидкотекучем состоянии.

Угол наклона сопел горелки выбирали с учетом перемешивающего действия струи газов. За счет кинетической энергии струи в ванне возбуждаются циркуляционные потоки и турбулентные пульсации. Соотношение между этими составляющими оказывает решающее воздействие на скорость перемешивания ванны.

Движение расплава под действием струй имеет нестационарный характер. Действительная скорость металла при турбулентном движении складывается из осредненной скорости и пульсационной составляющей. В соответствии с этим энергия, идущая на перемешивание металла, определяется суммированием энергии, затрачиваемой на циркуляцию металла, и энергии, израсходованной на создание турбулентных пульсаций. Основным источником перемешивания ванны являются турбулентные пульсации.

Анализ влияния начальной кинетической энергии струи на перемешивание ванны может быть выполнен с помощью энергетического баланса струи, составленного для единицы массы вдуваемого газа:

$$E_0 = E_1 + E_2 + E_3 + E_4 + E_5,$$

где E_0 — начальная кинетическая энергия струи, Дж/кг; E_1 — затраты энергии на удар о поверхность ванны, Дж/кг; E_2 — расход энергии на дробление жидкости и образование новой поверхности, Дж/кг; E_3 — потеря энергии с отраженной струей, Дж/кг; E_4 — энергия струи, расходуемая на преодоление архимедовых сил, Дж/кг; E_5 — затраты энергии на перемешивание жидкости, Дж/кг.

В режиме продувки ванны «незаглубленной струей» затраты начальной кинетической энергии струи распределяются следующим образом: на потери энергии при неупругом ударе о поверхность ванны E_1 расходуется 70—80% E_0 , 5—10% E_0 расходуется на преодоление Архимедовых сил E_4 ; около 3% — на дробление жидкости и образование новой поверхности E_2 ; 17—22% E_0 расходуется на перемешивание ванны E_5 . С точки зрения затрат энергии на перемешивание ванны режим «незаглубленной струи» является неэкономичным.

Погружение струи в ванну изменяет распределение составляющих затрат начальной кинетической энергии струи. При погружении сопла затраты энергии на удар о поверхность жидкости сводятся к нулю, а расход энергии на преодоление архимедовых сил и перемешивание жидкости составляет 85—90% E_0 .

Глубина проникания свободной изотермической струи газа в ванну расплава может быть выражена согласно уравнению И. Г. Казанцева) зависимостью [28]

$$h = 0,23n \text{ Ag}/H, \quad (8)$$

где Ag — критерий Архимеда; n — коэффициент; H — расстояние сопла от поверхности расплава.

С учетом значения критерия Архимеда глубина проникания струи в расплав равна

$$h = \left(\frac{\rho_r d}{\rho_m g} \right)^{0.5} W, \quad (9)$$

где ρ_r , ρ_m — плотность газа на выходе из сопла и металла соответственно; d — диаметр газовой струи в месте встречи с расплавом.

По данным В. И. Баптизманского [28],

$$h = \frac{c_1 P^{0.5} d_0^{0.6}}{\rho^{0.4} \left(1 + \frac{H}{d_0 c_2} \right)},$$

где P — давление дутья; c_1 и c_2 — коэффициенты; d_0 — диаметр струи газа на выходе из сопла.

Результаты расчетов, выполненных по уравнениям (8) и (9), приведены в табл. 2.

Таблица 2

Глубина проникания в металл газовой струи, мм *

Диаметр сопла, мм	Глубина проникания струи в металл при давлении дутья, Па		
	0,5	1,0	1,5
10	370 (420)	428 (505)	565 (680)
20	430 (526)	535 (638)	645 (716)
30	520 (612)	620 (717)	740 (810)

* В скобках приведены данные, подсчитанные по уравнению (9), а без скобок — по уравнению (8).

Решающая роль в увеличении циркуляционной составляющей энергии перемешивания ванны принадлежит углу внедрения струи. Даже незначительный наклон сопел в продувочных фурмах приводит к возрастанию упорядоченности движения металла, что (при условии постоянства расхода кислорода и уровня заглубления фурмы) увеличивает количество и скорость циркулирующего металла примерно на 40%. При увеличении угла наклона сопла относительно оси фурмы глубина внедрения струи в металл

уменьшается пропорционально $\sin \alpha$, соответственно возрастают затраты энергии на преодоление архимедовых сил:

$$E_4 = E_{Ar} = 0,33h\rho_{ж} \sin \alpha.$$

При $\alpha \rightarrow 0$ $E_4 \rightarrow 0$. Следовательно, с уменьшением угла α затраты энергии на перемешивание E_6 возрастут и при α , близких к нулю, достигнут максимального значения.

С учетом изученных закономерностей были разработаны различные конструкции газокислородных горелок с внутрисопловым смещением для осуществления факельной продувки расплавов в промышленных условиях. Параметры газокислородных горелок по размерам и расходам кислорода и газа выбирались применительно к чугуновозному ковшу вместимостью 60 т, кислородному конвертеру вместимостью 10—30 т и электродуговой печи тоннажем 20—40 т. В промышленных условиях были испытаны два типа газокислородных горелок — одноярусные пяти- и шестисопловые и двухъярусные с разным количеством сопел. Горелок первого типа было испытано три модификации: с углами наклона сопел к оси горелки 60, 30 и 45° (рис. 11, а, б и в соответственно).

Газокислородная горелка представляет собой металлическую конструкцию, состоящую из четырех concentрично расположенных стальных труб с патрубками для подвода кислорода, природного газа, охлаждающей воды и отвода воды, а также медной водоохлаждаемой головки с соплами. В головку ввинчиваются сопла, соединяющиеся с каналом для подачи кислорода. Природный газ поступает на смешение по кольцевой щели, образованной кислородным соплом и стенкой медной головки. Для лучшего смешения газа с кислородом отверстия в кислородных соплах выполнены под углом 15°—30° к оси сопла, с этой же целью в соплах предусмотрена нарезка резьбы. Кислородные сопла выполняются из нержавеющей стали или меди. На работу горелки не оказывает влияния изменение подвода газа и кислорода по ввинчиваемым соплам и кольцевой щели соответственно. Подача кислорода центральной струей может увеличить безопасность работы горелки. Это обусловлено инжектирующим действием кислородной струи, имеющей давление больше, чем газовой, что исключает попадание в газовые трубы кислорода и образование взрывоопасной смеси.

В верхней части горелки предусмотрены сальниковые соединения для компенсации тепловых удлинений труб при работе горелки. Конструктивно горелки первого типа отличаются друг от друга углом наклона сопла, значения

которого выбирают из условий создания максимального теплового взаимодействия факела со шлаком, а также минимального износа стен реактора. В случае, если горелка предназначена для безокислительного нагрева шлаковой ванны, под которой находится металл, она также не долж-

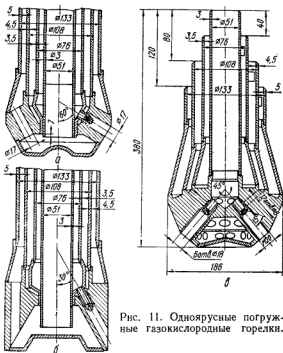


Рис. 11. Одноярусные погружные газокислородные горелки.

на допускать проникание струй топливно-кислородной смеси в металл.

Горелки с углом наклона сопел 30° к вертикальной оси обеспечивают наиболее глубокое проникание дутья в расплав шлака и находящегося под ним металла. В этом случае металл окисляется, а для того, чтобы окисление не происходило, горелки поднимают выше шлака, что приво-

дит к понижению температурного потенциала процесса. В связи с этим была изготовлена и испытана горелка с углом наклона сопел 60° к оси горелки. Однако опытные плавки показали непригодность данной горелки. Пологие струи факела, которые хорошо нагревали и перемешивали шлак,

взаимодействовали с боковыми стенками реактора и быстро выводили из строя футеровку. В связи с этим нагрев шлаковой ванны в дальнейшем проводили горелками с углом наклона сопел $40\text{--}45^\circ$ к вертикальной оси.

Для более безопасной работы подвод газа и кислорода к головке может быть разделен водоохлаждаемой рубашкой. Это исключает смешивание газа с кислородом в случае прорыва одной из газовых труб горелки.

Вследствие того, что одноярусные фурмы создают весьма жесткие факелы, проникающие в конвертере сквозь шлак в металл (при углах наклона сопел $30\text{--}40^\circ$) или к футеровке реактора (при угле наклона 60°), а оба эти явле-

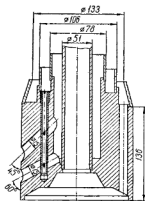


Рис. 12. Двухъярусная погружная газокислородная горелка.

ния нежелательны, была создана горелка — фурма с большим количеством сопел, обеспечивающая получение «мягкого» факела. Для уменьшения возможности окисления металла под шлаком даже в случае проникания в него смеси топлива и кислорода была сделана двухъярусная фурма (рис. 12) с подачей в нижний ярус избыточного количества газа. Для улучшения приготовления горючей смеси было значительно увеличено число смесительных сопел. В двухъярусной фурме нижний ярус сопел с углом наклона 60° служит для нагрева расплава факелом, а верхний — для дожигания окиси углерода. Поэтому в верхний ярус газокислородная смесь подается с коэффициентом расхода кислорода несколько большим (на $10\text{--}20\%$), чем в нижний. О протекании процесса дожигания окиси углерода свидетельствуют результаты анализа проб отходящих газов. На плавках с двухъярусной горелкой

содержание CO_2 в отходящих газах составило 15,1% против 9,6 — при одноярусных (в среднем по шести плавкам).

Для улучшения условий перемешивания отходящих газов с газокислородной смесью верхний ярус отверстий был выполнен под углом 45° к оси горелки. Как изменялась температура нагрева шлаковой ванны при продувке разными горелками показано на рис. 13. Результатами исследований, выполненных на промышленных плавках, было подтверждено, что для погружного нагрева расплавов необходимо применять газокислородные горелки внутрисоплового смешения.

Эффективность тепловой работы погружных горелок определяли по скорости нагрева шлака. Глубина погружения горелки в шлаках составляла 150 мм, опыты проводили в ковшах чайникового типа и в конвертере

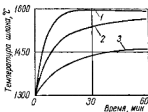


Рис. 13. Характеристики нагрева доменного шлака погружными двухъярусными (1) и одноярусными (2) горелками и непогруженной горелкой (3).

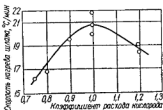


Рис. 14. Изменения скорости нагрева шлака при разных коэффициентах расхода кислорода.

При $\alpha = 1$ и нагреве шлакового расплава от 1580 до 1640° КПД повышался до 22,4%. Дальнейшее увеличение коэффициента расхода кислорода сопровождалось понижением теплового КПД. Исследования показали,

после продувки термпарой погружения измеряли температуру шлака. С целью определения влияния на скорость нагрева коэффициента расхода кислорода продувку производили при α , равном 0,8; 1,0 и 1,2.

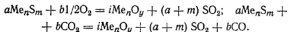
При $\alpha = 0,8$ и расходе газа и кислорода соответственно 10 и $16 \text{ м}^3/\text{мин}$ посредством одноярусной горелки шлак нагревался от 1480 до 1560°C , тепловой КПД составлял 16,1%.

что скорость нагрева шлака путем факельной продувки оптимальна при α , близком к единице (рис. 14).

Приведенные значения теплового КПД характеризуют лишь нагрев шлака от высоких температур. В случае формирования шлаковой ванны из холодных шихтовых материалов, а также при введении в шлак металла с целью нагрева или плавления его, тепловой КПД повышается.

ФАКЕЛЬНАЯ ПРОДУВКА ШЛАКОВЫХ РАСПЛАВОВ

Факельной продувкой можно нагревать шлаковый расплав и корректировать его состав. Последнее достигается за счет введения в шлак различных добавок, а также за счет непосредственного взаимодействия факела со шлаком. Особенностью указанного взаимодействия является возможность весьма высокого нагрева шлака в тех слоях его, которые непосредственно контактируют с факелом. При наличии в продуваемом шлаке компонентов, температура кипения которых ниже температуры факела, они интенсивно испаряются. Такими компонентами шлака могут быть хлориды, фториды, сульфиды и некоторые окислы. Присутствующие в шлаке сульфиды при факельной продувке окисляются избыточным кислородом и продуктами сгорания топлива по реакциям



Не исключена возможность окисления сульфидов также парами воды, наличие которых в факеле обусловлено сгоранием углеводородов (например, природного газа).

Факельной продувке подвергали доменный шлак, нагревая его и окисляя содержащуюся в нем серу. В дальнейшем полученным расплавом обрабатывали в ковшах чугун и в изложницах сталь. Продуваемый факелом шлак использовали также для переплава стальной и чугунной стружки.

Возможность рафинирования стали (раскисления и де-сульфурации) при обработке ее шлаком определяется разностью исходных и равновесных со шлаком концентраций в металле кислорода и серы. Конечные концентрации

определяются по формулам

$$[O]_{\text{кон}} = \text{ant} \lg \frac{1}{10} \left\{ \lg \frac{a_{\text{FeO}}^2 a_{\text{MnO}}^2 a_{\text{SiO}_2}^2 a_{\text{Al}_2\text{O}_3}^2 a_{\text{Cr}_2\text{O}_3}}{[\text{Mn}] [\text{Si}] [\text{Al}]^2 [\text{Cr}]^2} + \right. \\ \left. + \frac{176\,350}{T} + 80,25 \right\};$$

$$[S]_{\text{кон}} = \text{ant} \lg \frac{1}{2} \left\{ \lg \frac{a_{\text{CaS}} a_{\text{MnS}} [O]_{\text{кон}}}{a_{\text{CaO}} [\text{Mn}]} - \lg K_{\text{CaO}}^5 - \right. \\ \left. - \lg K_{\text{MnO}}^5 \right\}.$$

Расчеты показывают, что доменный шлак может раскислять сталь, если в нем низки активные концентрации окислов железа и кремния (рис. 15). Равновесные со шлаком (его состав 40,4% SiO_2 , 0,5% $\text{Fe}_{\text{общ}}$, 45,5% CaO , 3% Al_2O_3 , 8% MgO , 1,8% MnO) концентрации серы в стали показаны на рис. 16. Из характера зависимости $[S]$ — (S) можно

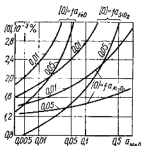


Рис. 15. Равновесные с доменными шлаками концентрации кислорода в стали.

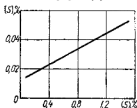


Рис. 16. Зависимость между концентрациями серы в стали $[S]$ и в доменном шлаке (S) .

сделать вывод, что в случае использования доменного шлака для обработки стали (например, для отливки слитков) содержание серы в шлаке не должно превышать 0,02%. В противном случае сера из шлака будет переходить в металл.

Факельную продувку шлака целесообразно проводить в специальном реакторе, имеющем форму конвертера (ре-

торте). Объем реторты должен превышать максимальный объем продуваемого шлака в 2—3 раза. Отходящие газы должны направляться в очистные устройства для улавливания сернистого газа. На уровне шлака внутренняя полость реторты может быть выложена углеродистыми огнеупорными материалами (при непрерывной эксплуатации агрегата), может быть использован также хромомагнетитовый кирпич. Не исключена возможность использования нефутерованного водоохлаждаемого реактора.

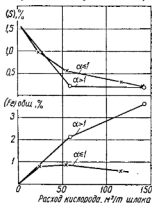


Рис. 17. Изменения содержания серы и окислов железа в доменном шлаке при разных расходах кислорода (доменный шлак с металлическим скрапом).

и повышения его текучести. При вязкости шлака менее 0,1 Па·с имеет место преимущественно разбрызгивание металла.

Исходная (перед продувкой) температура доменного шлака обычно колеблется в интервале 1350—1400° С. Содержание серы в таком шлаке обычно превышает 1% и достигает 2,5—2,7%. Нагрев доменного шлака путем факельной продувки характеризуется зависимостями, приведенными на рис. 17—20.

Во время продувки в доменном шлаке может повышаться содержание окислов железа. Такой шлак становится после продувки черным. Если содержание окислов железа в шлаке превышает 0,7—0,8%, то рафинирование им стали

агрегата), может быть использован также хромомагнетитовый кирпич. Не исключена возможность использования нефутерованного водоохлаждаемого реактора.

Кратковременную факельную продувку доменного шлака с целью нагрева и частичной десульфурации можно осуществлять в чугуновозном ковше или в шлаковой чаше (не более 15—20 мин). Факел в шлаке не должен проникать к стенкам чаши или ковша. Указанные емкости должны быть оборудованы специальными крышками для устранения выплесков шлака и для отвода продуктов горения в трубу. Выплески уменьшаются по мере нагрева шлака

сопровождается окислением металла и, как следствие, увеличением загрязненности металла включениями.

Повышение содержания окислов железа в шлаке при факельной продувке обусловлено окислением чугуна, который может попадать в шлак из печи. С окислением чугуна

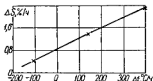


Рис. 18. Зависимость скорости десульфурации от скорости нагрева доменного шлака.

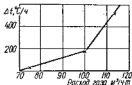


Рис. 19. Зависимость скорости нагрева доменного шлака от расхода природного газа.

(он обычно собирается на дне реактора) и, соответственно, повышением содержания окислов железа в шлаке можно бороться путем изменения конструкции горелки. В частности, уменьшением угла наклона сопел горелки можно

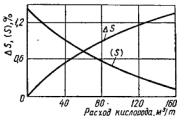


Рис. 20. Зависимость десульфурации доменного шлака от расхода кислорода при факельной продувке.

устранить проникание факела до дна емкости и предотвратить тем самым окисление чугуна. При этом возможно увеличение эрозии футеровки.

Для того чтобы содержание окислов железа в шлаке не повышалось, следует не допускать попадание чугуна в реактор для продувки. С этой целью при сливе шлака из транспортирующей емкости в реактор на дне емкости оставляют немного расплава.

При факельной продувке состав шлака можно корректировать путем добавок различных материалов (песка, корунда, извести, шамота и т. д.). Присаживать добавки лучше на поверхность шлаковой ванны во время продувки. Присадка на дно реактора до начала заливки шлака может привести к увеличению продолжительности растворения

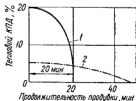


Рис. 21. Изменения во времени теплового КПД нагрева доменного шлака при погружении горелки (1) и при работе горелки над шлаком (2).

корректирующих добавок. Возможно наплавление шлака из твердых материалов (в виде монолита, глыбы) или порошков.

Изменение теплового КПД процесса факельного нагрева жидкого доменного шлака во время его десульфурации показано на рис. 21. Из приведенных зависимостей, в частности, следует, что по мере нагрева шлака расходы топлива и кислорода целесообразно уменьшать. В том случае, если отсутствует необходимость десульфурации и введения в шлак добавок после достижения шлаком максимальных температур, расходы топлива могут быть сокращены до уровня, обеспечивающего компенсацию тепловых потерь.

В ряде случаев жидкий шлак необходимо выдерживать длительное время в жидком состоянии, периодически расходуя его небольшими порциями. С этой целью целесообразно делать миксер, оборудованный горелкой, которая компенсирует потери тепла и производит перемешивание шлака. Такая горелка должна обеспечивать поддержание стабильной температуры шлакового расплава. При необходимости перед выпуском порции шлака весь его объем (или порция) может быть перегрет в результате кратковременной интенсивной продувки газокислородной погружной горелкой.

ФАКЕЛЬНО-ШЛАКОВЫЙ ПЕРЕПЛАВ СЫПУЧЕЙ СТАЛЬНОЙ ШИХТЫ

В нашей стране ежегодно образуется около 7,0 млн. т стальной стружки, в том числе 0,6 млн. т стружки легированных сталей. Только 10—15% образующейся стружки подвергается окускованию. Угар железа при переплаве стружки в печах составляет 20—30%. Повышение содержания стружки, не подвергнутой прессованию (брикетированию), с 10 до 17,4% в шихте мартеновских печей увеличивает продолжительность плавки и расход топлива приблизительно на 15%, снижает выход годного на 1,5%. Загрязненность эмульсиями, маслами, ржавчиной и шлаком создает дополнительные трудности при использовании стружки в качестве металлошихты при выплавке сталей.

Указанные трудности могут быть преодолены, если переплав стружки производить в интенсивно перемешиваемом расплаве. Отсутствие взаимодействия нагреваемой стружки с окислительной атмосферой позволяет снизить угар металла. В качестве расплава, в котором можно нагревать и плавить стружку, может быть использован жидкий шлак, хорошо ассимилирующий неметаллические примеси шихты и вредные компоненты металла. Для ускорения теплопередачи к шихте необходимо интенсивно перемешивать такой шлак.

Нами был исследован факельно-шлаковый переплав стружки черных металлов. Процесс осуществляли в кислородном конвертере, футерованном магнезитовым или хромомagneзитовым кирпичом. Для подготовки к проведению переплава в конвертер заливали доменный шлак и производили факельную продувку. В десятилитровом кислородном конвертере в течение десятиминутной продувки порции шлака массой 3 т при расходах газа и кислорода 10 и 20 м³/мин соответственно температура в рабочем пространстве конвертера поднималась до 1650° С. В подготовленном таким образом конвертере плавил металлическую стружку (стальную и чугунную). В ряде случаев производили предварительное наплавление в конвертере синтетического шлака. Стружку в конвертер засыпали через горловину с помощью специального лотка из бункеров вместимостью 0,5 т. Скорость подачи стружки лимитировалась не тепловой мощностью процесса, а производительностью ее загрузки. В случае необходимости увеличить количество шлака для переплава одновременно с металлической

стружкой в конвертер добавляли шлакообразующие материалы.

В связи с тем, что во время факельной продувки происходит десульфурация шлака, исходное содержание серы в нем не оказывает влияния на содержание серы в металле. Более того, при факельно-шлаковом переплаве всегда имеет место десульфурация металла.

В процессе плавки необходимо контролировать положение фурмы относительно уровня расплава в конвертере для обеспечения погружного сжигания топлива и одновременно предотвращения взаимодействия факела с жидким металлом. При проникании факела в металл может быть интенсивное окисление его и горение железа, особенно в тех случаях, когда горелка не обеспечивает хорошее смешение газа и кислорода. В последнем случае имеют место низкие выходы годного металла (соответственно продолжительности плавки). В случае отсутствия контакта факела с жидким металлом выход годного максимальный.

Наибольший объем исследований был выполнен при переплаве стружки из стали ШХ15. В стружке в состоянии поставки содержалось до 10% масла, влаги и эмульсий, а также более 5% неметаллической составляющей. Химический состав стружки следующий: 0,91—0,99% C; 0,23% Mn; 0,006—0,017% Si; 0,014—0,016% P; 0,24—0,30% Si; 1,42—1,48% Cr; 0,06—0,13% Ni; 0,10% Cu. В процессе исследований определяли возможность выплавки из такой стружки мягкого железа с пониженным содержанием фосфора, а также хромосодержащей шихтовой заготовки. Процесс выплавки мягкого железа не вызывает особых затруднений, так как погружные горелки-фурмы позволяют в широких пределах изменять коэффициент расхода кислорода и, соответственно, окислительный потенциал процесса.

Переплав стружки с целью получения мягкого железа проводили в слое синтетического шлака (известь с шамотом), предварительно выплавленного в электропечи. Основность такого шлака составляла 2—2,5, суммарное содержание железа в окислах — около 3,5%. Факельно-шлаковый процесс проводили при коэффициенте расхода кислорода около 1 при абсолютных значениях расхода газа и кислорода 8—10 и 16—20 м³/мин соответственно. Химический состав полученного мягкого железа приведен в табл. 3.

Полученное мягкое железо было вполне пригодно в качестве шихты для выплавки низкоуглеродистых сталей типа нержавеющей.

Таблица 3

Химический состав мягкого железа, полученного из стружки стали ШХ15 факельно-шлаковым процессом, %

C	Mn	S	P	Si	Cr	Ni	Cu
0,02	0,01	0,021	0,008	0,032	0,02	0,023	0,28
0,05	0,01	0,019	0,007	0,013	0,010	0,23	0,24
0,04	0,01	0,017	0,008	0,010	0,010	0,28	0,26

Таблица 4

Химический состав шихтовых слитков, выплавленных из стружки группы БЗ, %

Материал	C	Mn	S	P	Si	Cr	Ni	Cu
Исходная стружка	0,91	0,23	0,017	0,014	0,24	1,42	0,09	0,10
Металл после факельно-шлакового переплава	0,39	0,05	0,006	0,008	0,03	0,70	0,11	0,11
Металл после переплава в электропечи	0,47	0,04	0,060	0,018	—	0,75	0,20	0,19

Переplав стружки с целью получения хромистой шихтовой заготовки проводили при коэффициенте расхода кислорода, близком 0,8—0,9. При переплаве использовали шлак, по составу аналогичный приведенному выше. Для сравнения технико-экономических показателей переплава стружки различными способами были проведены балансовые плавки стружки этой стали в трехтонной дуговой электропечи. Химический состав полученных шихтовых слитков приведен в табл. 4.

Химический состав металла, выплавленного факельно-шлаковым процессом и в дуговой электропечи, практически равнозначен. В то же время нетрудно заметить, что металл,

выплавленный факельно-шлаковым способом, значительно чище по содержанию серы и фосфора.

Неполное усвоение хрома из стружки при переплаве обусловлено рядом причин. В стружке содержание металла составляет около 85%, до 10% содержится шлака, который представляет собой преимущественно (70—80%) окислы железа. Высокое содержание окислов железа в шлаке способствует передаче кислорода от факела к металлу и угару последнего. Выход годного металла из всей массы стружки при факельно-шлаковом переплаве и в дуговой электропечи составляет соответственно 85,2 и 75,5%. Сравнительно низкий выход годного по абсолютной величине при обоих способах переплава обусловлен наличием в стружке неметаллических примесей: масла, эмульсий, влаги и различных отходов шлифования.

Для определения возможности выплавки марочного металла заданного химического состава факельно-шлаковому переплаву подвергали стружку инструментальных сталей следующего химического состава: 1,44% C; 0,64% Mn; 0,024% S; 0,017% P; 0,016% Cu; 0,17% Ni; 0,04% Cr. Стружка в состоянии поставки содержала 1,5% масла и эмульсий и 4,6% неметаллических составляющих. Насыпная плотность стружки была равна 0,65—0,75 т/м³. Стружку переплавляли в доменном шлаке с основностью 1,2 и исходным содержанием окислов железа около 5%. Продувку вели с коэффициентом расхода кислорода 1. Расход газа и кислорода при этом составлял 10 и 20 м³/мин соответственно.

Во время плавки после достижения в металле 0,05—0,10% C продувку вели с коэффициентом расхода кислорода 0,8—0,9 и при абсолютных значениях расхода газа и кислорода соответственно 12 и 20 м³/мин.

Металл раскисляли в ковше ферросилицием и ферромарганцем. В случае необходимости производили науглероживание металла порошком кокса. При этом из стружки получали марочный металл — сталь Ст3. Основные технологические характеристики переплава стружки углеродистой стали на сталь Ст3 следующие: выход годного—90,5%, средняя продолжительность плавки—84 мин, расход ферросилиция—6 кг/т, расход алюминия—0,5 кг/т. Достигнутый более высокий выход годного металла, чем при переплаве стружки группы БЗ, обусловлен главным образом меньшим количеством неметаллических веществ в шихте.

Угар марганца и кремния при получении стали составил 24,6 и 23,0% по массе, что соответствует величинам угара,

имеющим место при производстве стали в обычных плавильных агрегатах. Повышенные расходы газа и кислорода на плавку и невысокая производительность процесса обусловлены организационными причинами, о которых будет сказано ниже.

Аналогично стружке факельно-шлаковым процессом может быть переплавлено железо прямого восстановления (в виде порошка или окатышей). Особенность соответствующих материалов состоит в том, что они могут иметь плотность меньшую, чем у шлака. Поэтому такие материалы целесообразно подавать непосредственно в шлак.

Таким образом, исследованиями была установлена принципиальная возможность факельно-шлакового переплава стружки шарикоподшипниковой и углеродистой стали на мягкое железо и марочную углеродистую сталь. Возможен также переплав чугуновой стружки на синтетический чугун и высоколегированной стружки на легированную шихтовую заготовку. После переплава стальной стружки факельно-шлаковым процессом во время выпуска и разлива плавок отбирали пробы металла для определения концентрации газов (азота и водорода). Газовый анализ выполняли на газоанализаторе «Бальцерс». Содержание газов в стали было следующим: 0,0072% N_2 (среднее) и 0,0013% (наибольшее); 5,3 мл/100 г Н (среднее) и 6,4 мл/10 г (наибольшее).

Из приведенных данных следует, что в металле, полученном факельно-шлаковым переплавом из стружки, загрязненной маслом, эмульсиями, водой и ржавчиной, содержание газов не превышает значений, характерных для иных способов переплава. В связи с тем, что содержание кислорода в стали зависит от технологии ее раскисления, изучение которой не являлось целью данной работы, его концентрация в пробах металла не определялась.

Макроконтролю был подвергнут продольный темплет, вырезанный из слитка стали Ст3, полученного из металла факельно-шлакового переплава. Слиток отличался плотным строением и обычным расположением усадочной раковины.

Установка для переплава легковесного металлолома в условиях специализированных или машиностроительных заводов, а также копровых и сталеплавильных цехов металлургических заводов должна иметь примерно следующие технические характеристики:

Производительность, т/ч	6—10
Расход, м ³ /ч:	
природного газа	500—600

кислорода	1000—1200
воды давлением 60—70 Па	30 — 50
Давление, Па:	
природного газа	30 — 60
кислорода	30 — 100

Промышленная установка для факельно-шлакового переплава сыпучей стальной шихты, состоящая из устройств для подачи и предварительного подогрева шихты газокислородной горелкой, показана на рис. 22.

Шихта для переплава подается в бункер, оборудованный весовым дозатором и питателем. Из бункера шихта

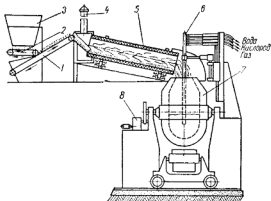


Рис. 22. Схема установки для факельно-шлакового переплава сыпучей стальной шихты:

1 — транспортер; 2 — питатель; 3 — бункер для шихты; 4 — труба; 5 — нагревательная печь; 6 — горелка; 7 — плавильная емкость; 8 — привод наклона емкости.

системой транспортеров подается в приемное устройство барабанной вращающейся печи, где она подогревается отходящими газами до температуры 600—800° С. Из вращающейся печи шихта поступает в реактор, который представляет собой сталеплавильный кислородный конвертер вместимостью 10 т. В конвертере имеется выпускное отверстие, позволяющее производить раздельный выпуск металла и шлака. Для плавления шихты используется газокислородная горелка погружного действия.

Безопасность работы горелки обеспечивается применением автоматического отдува газа водяным паром (в случае падения давления в горелке и снижения скорости истечения газов из сопел ниже скорости распространения пламени). Вместо пара для отдува может быть применен другой газ, не приводящий к образованию взрывоопасной смеси с природным газом. Автоматический отдув осуществляется через обратные клапаны, которые исключают обратное движение газов по трубопроводам и предотвращают попадание кислорода в трубопровод природного газа и наоборот. Безопасность работы горелки обеспечивается также применением сигнализации и автоматического отключения трубопроводов в случае отклонения в них давления выше или ниже допустимого предела.

Для удобства управления технологическим процессом приборы контроля и регулирования размещаются на щите КИПиА, а управление электроприводами запорной арматуры — лебедкой перемещения горелки и поворота конвертера — сосредоточивается на пульте управления. На пульте также размещаются сигнальные лампы, указывающие положение запорных органов. Управление исполнительными механизмами на газо- и кислородопроводе осуществляется дистанционно со щита КИП.

Для розжига горелку опускают в горловину конвертера, где должен быть запальный факел. Если футеровка конвертера нагрета до температуры свыше 1000°C , то запальный факел не нужен, так как газ загорается от футеровки. Затем дистанционно открывают сначала запорный вентиль на байпасе газопровода, затем, после появления из сопел газа и устойчивого его загорания, — на кислородопроводе. При получении устойчивого газокислородного факела одновременно открывают главные запорные вентили на газо- и кислородопроводе (перед этим горелку опускают в полость конвертера на расстояние 0,5—1,0 м от поверхности ванны или шлака). Байпасные линии при этом остаются открытыми.

При выключении горелку поднимают из ванны, подают сигнал на закрытие главных запорных вентилей газа и кислорода с помощью ключа управления, а также на закрытие вентилей на байпасах. Одновременно с этим автоматически открывается запорный вентиль на паропроводе для продувки линий подачи газа и кислорода к горелке. Через 1—2 мин паровой вентиль автоматически закрывается. Горелка подготовлена для очередного включения. При промежуточных поворотах конвертера для отбора проб

металла и шлака, для замера температуры ванны закрываются только главные запорные ventили на трубопроводах, а байпасные линии продолжают действовать.

Перед переплавом шихты футеровку конвертера разогревают до температуры $1100\text{--}1300^\circ\text{C}$ при помощи горелки. Затем наводится шлак в конвертере в количестве $10\text{--}20\%$ от массы плавки. Наводка шлака может быть осуществлена одним из следующих способов:

1. Расплавлением сыпучих материалов из отдельных составляющих при помощи газокислородной горелки.

2. Заливкой жидкого доменного или предварительно расплавленного синтетического шлака.

Во время работы горелку погружают в шлак на глубину, определяемую толщиной шлака. При нагреве шлака до температуры $1600\text{--}1700^\circ\text{C}$ на его поверхность загружают шихту. Расплавленный металл скапливается под слоем шлака, образуя металлическую ванну. После проплавления заданного количества шихты и достижения нужной температуры металла плавку выпускают. Корректировка температуры металла по ходу процесса производится либо изменением расхода газокислородной смеси, либо изменением скорости загрузки шихты.

Выпускают металл в ковш без шлака. Последний частично выпускается из конвертера для покрытия зеркала металла в ковше. При необходимости значительного обновления шлака объем его увеличивается.

ФАКЕЛЬНО-ШЛАКОВЫЙ ПЕРЕПЛАВ СЫПУЧЕЙ ШИХТЫ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Исследования и разработки были выполнены авторами главным образом применительно к меди и ее сплавам.

В связи с относительно низкой температурой плавления меди и ее сплавов факельно-шлаковый переплав (ФШП) осуществляли газовоздушной горелкой погружного действия. Для факельно-шлакового переплава сыпучей шихты цветных металлов был создан специальный плавильный агрегат (рис. 23). Некоторые конструктивные особенности такого агрегата могут быть использованы при разработке промышленного агрегата для факельно-шлакового переплава стальной сыпучей легковесной шихты.

Для факельно-шлакового переплава латуни использовали шлаки из буры (тетраборат натрия), из сплава буры,

известии и силиката натрия, а также иные композиции. Такие шлаки при рабочих температурах переплава весьма текучи (их вязкость не превышает $0,2 \text{ Па} \cdot \text{с}$). При неправильной организации факелов в реакторе мелкие брызги шлака поднимаются на значительную высоту, намер-

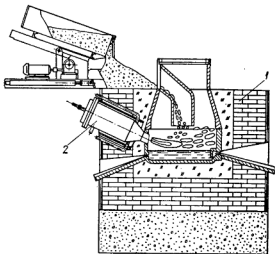


Рис. 23. Схема установки для факельно-шлакового переплава сыпучих отходов латуни:
1 — печь; 2 — горелка.

зают на крышке и газоотводящих трубах, что ухудшает условия эксплуатации агрегата.

Количество брызг может быть сведено до минимума путем правильного подбора угла наклона струй пламени. Разбрызгивание шлака зависит от диаметра плавильной емкости и скорости истечения газов из горелки. Оптимальный угол наклона струй пламени составляет $30\text{--}45^\circ$ к горизонту (в зависимости от диаметра печи). Печь с плоской крышкой (рис. 23) неудобна в эксплуатации. Более приемлемой оказалась печь с крышкой конической формы (рис. 24). При высоте тигля, равной 1,5 его диаметра, крышка забрызгивается шлаком в процессе плавки

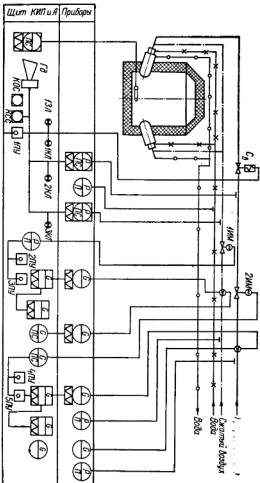


Рис. 24. Схема КИП-А установки ФШЛ.

меньше. Путем изменения режима подачи газов в ванну можно добиться эффективного протекания процесса практически при любых соотношениях размеров плавильной камеры.

Футеровка плавильной емкости (реактора) сделана так, как в обычных агрегатах, предназначенных для работы с жидкими металлом и шлаком: за наружным металлическим кожухом слой асбеста, далее теплоизолирующий слой пеношамота, слой огнеупорной засыпки из кварцита и рабочий слой. В качестве рабочего слоя были испытаны графитовые блоки, шамотный, хромомagneзитовый и магнезитовый кирпич. Графитовые блоки показали хорошую шлакоустойчивость. Не покрытые шлаком участки блоков быстро окисляются. По этой причине часть рабочего пространства, которая не покрыта шлаком (верх реактора), целесообразно делать металлической с водяным охлаждением.

Шамотная футеровка рабочего слоя печи показала весьма низкую стойкость в шлаке. Более стойкой была футеровка из магнезитового кирпича. Наилучшую стойкость показала хромомagneзитовая футеровка. Однако из-за быстрого растворения швов между кирпичами от ее использования также пришлось отказаться.

При переплаве латунной шихты взаимодействие огнеупоров со шлаком может быть устранено с помощью стального тигля, помещаемого внутрь рабочего пространства печи. Применение такого тигля недопустимо для переплава меди, в которой содержание железа должно быть минимальным. Из испытанных материалов (углеродистые стали, хромоникелевые стали с марганцем, алюминием и титаном, а также без указанных элементов) наилучшей стойкостью при переплаве обладала сталь марки X25H20C2.

При непосредственном контакте тигля из стали со шлаком и факелом последний окисляет поверхность металла, а шлак растворяет образовавшуюся пленку окислов. Наиболее подвержены окислению факелом элементы сплава, обладающие большим сродством к кислороду, поэтому в качестве металлической облицовки необходимо использовать сплавы, компоненты которых наименее активны по отношению к кислороду, углекислому газу и парам воды.

Развитие процессов растворения тигля может быть уменьшено путем намораживания на его стенках шлака (гарнисажа), поскольку в этом случае с поверхности тигля не будет смываться защитная окисная пленка металла.

Применение неохлаждаемого тигля из стали с содержанием 15% Mn, 12% Cr, 9% Ti вследствие интенсивной

эрозии его сопровождалось повышением содержания FeO и MnO в шлаках до 15%. В таком шлаке запутывалось большое количество металла. В том случае, когда нижняя часть тигля была выполнена из хромоникелевой стали марки X25H20C2, растворение его в шлаке и окисление дымовыми газами практически отсутствовало. После двухнедельной непрерывной работы не было обнаружено заметного износа этого тигля. Верхняя цилиндрическая часть емкости из нержавеющей стали проработала без замены длительный срок без значительного износа.

Шлаки, получаемые при ФШП латуни в тигле из нержавеющей хромоникелевой стали, не загрязнены окислами элементов, составляющих материал тигля.

Устройства выпуска металла и шлака. Было испытано три варианта устройств для выпуска плавки:

1) механический винтовой стопор из графита, закрывающий и открывающий выпускное отверстие в графитовом же стакане. Устройство оказалось непригодным, так как в результате примораживания конца стопора металлом в выпускном отверстии происходил его обрыв;

2) сталеразливочный шамотный стакан, отверстие которого заделывалось вручную пробкой из огнеупорной глины. При выпуске плавки пробка пробивалась стальной пикой. При тщательном уходе за леткой (недопущение застывания металла в выпускном отверстии) устройство работает вполне надежно;

3) водоохлаждаемая стальная пробка для закрывания отверстия в шамотном стакане. Устройство работает надежно.

При закрытии стопора его поверхность обмазывается огнеупорной глиной. В результате пробка не приваривается к металлу в печи и стопор открывается при незначительном усилии. Закреплен стопор на кронштейне, смонтированном на кожухе печи, управляется с помощью приставной рукоятки.

Была отработана конструкция выпускного узла с целью обеспечения отделения металла от шлака в процессе выпуска плавки из реактора ФШП. Для этого металлическую летку размещали в «кармане», отделенном от заполненного шлаком пространства при помощи «kozyрька». «Козырек» был изготовлен из той же стали, что и тигель. Система разделения шлака и металла работала надежно. Указанная конструкция обеспечивала непрерывную выдачу металла из реактора ФШП с сохранением постоянного уровня в печи.

Первоначально шихту засыпали в реактор на шлаковую ванну через проем в крышке. Более эффективной оказалась подача шихты в шлак через стальную трубу, нижний конец которой опущен до уровня шлаковой ванны. При этом значительно улучшается тепловая работа печи, а также уменьшается унос шихты из рабочего пространства отходящими газами.

Для стационарного теплового состояния печи был составлен тепловой баланс. Расходные статьи баланса следующие:

1) Нагрев и плавление металла. При конвейерной загрузке температура расплава поддерживалась на постоянном уровне, равном 975°C при темпе загрузки в печь латунной шихты 500 кг/ч. В шихте содержалось от 68 до 90% металла, остальное — шлаковая смесь. Для расчетов принимали, что нужно расплавить 75% (375 кг) латуни и 25% (125 кг) неметаллического «остатка». Подсчитали, что для нагрева и расплавления металла нужно затратить 230500 кДж/ч. На нагрев и плавление шлака, получаемого из корольков, должно быть израсходовано 18000 кДж/ч (с учетом, что средняя теплоемкость шлака в интервале исследованных температур составляет 1,26 кДж/кг · $^{\circ}\text{C}$, скрытая теплота плавления — 210 кДж/кг). Таким образом, затраты тепла на нагрев и плавление шихты составляют 410 500 кДж/ч.

2) Потери тепла через наружную поверхность печи определяли с учетом распределения температуры поверхности печи. При этом были вычислены потери тепла через кладку, которые состоят из суммы потерь через крышку (5960 кДж/ч), стенку, окружающую рабочее пространство (15500 кДж/ч), и подину (1380 кДж/ч).

3) Потери тепла с охлаждающей водой равны 106000 кДж/ч.

4) Потери, вызванные недожегом топлива. Во время составления баланса по условиям технологии в печь подавалась горючая смесь с недостатком воздуха (коэффициент расхода воздуха $\alpha = 0,9$). Таким образом, потери с недожегом составили 14 100 кДж/ч.

5) Потери тепла с уходящими продуктами сгорания составили 865 000 кДж/ч.

Полученные данные свидетельствуют о высокой тепловой эффективности факельно-шлакового переплава как пирометаллургического процесса.

Технология факельно-шлакового переплава отходов латуни. ФШП осуществляли следующим образом. Ванна

шлака глубиной около 200 мм наплавлялась в реакторе с помощью газозвушной горелки. При такой глубине обеспечивается достаточная тепловая инерция расплава и устойчивость горения при высоком КПД процесса. Увеличение глубины ванны отрицательно не сказывается на нагреве шлака и плавлении шихты. При малой глубине может замедлиться скорость нагрева шлака и металла.

Горелка работает нормально при погружении сопел под поверхность флюсовой ванны на глубину более 25—30 мм. Если погружать горелку до приближения ее к границе раздела флюс-металл, то факел внедряется в металл, его истечение из горелки приобретает импульсивный, прерывистый характер. Режим поверхностного обогрева ванны не позволяет достичь необходимого уровня теплоотдачи от факела расплаву и высокого КПД процесса. В случае использования подвижной горелки, опускаемой в печь сверху, положение ее сопел относительно уровней шлака и металла регулируется в процессе плавки с учетом поддержания оптимальной глубины погружения в шлаковую ванну.

После расплавления флюса и по достижении необходимой глубины флюсовой ванны устанавливают рабочий расход газозвушной смеси и поднимают температуру ванны до 960—970° С. После этого загружают шихту для переплава. Скорость подачи металлошихты должна соответствовать тепловой нагрузке печи. О необходимости увеличить или уменьшить скорость загрузки шихты судят по температуре ванны, которая должна поддерживаться примерно постоянной.

Интервалы между выпусками металла из печи определяются несколькими условиями:

а) необходимо, чтобы верхний уровень накопившегося в печи жидкого металла при неподвижных горелках был ниже уровня сопел горелок не менее, чем на 50 мм (для предотвращения непосредственного взаимодействия металла с факелом);

б) необходимо обновление шлака по мере ухудшения его свойств (повышение вязкости, изменение химического состава);

в) производительностью агрегата в целом, включая реактор, миксер и установку для разлики металла.

В процессе переплава изучали угар из латуни цинка при α , равном 1,2; 1,0 и 0,8. В качестве шлака использовали буру. Результаты опытов свидетельствуют об отсутствии значительного влияния α на угар цинка. Это объясняется

отсутствием непосредственного взаимодействия факела с жидким металлом. В то же время при прохождении частиц шихты через атмосферу и шлак процессы окисления металла газовой фазой не получают развития: в атмосфере из-за крайне небольшой продолжительности пребывания частиц в ней, в шлаке — из-за его экранирующего действия. Шлак на частице металла образует прочно удерживаемую здесь силами смачивания пленку. Тем не менее, при ФШП сыпучей латунной шихты целесообразно поддерживать коэффициент расхода воздуха меньшим 1 (но не менее 0,8), обеспечивая слабвосстановительную атмосферу при наибольшем тепловом КПД.

Выход годного металла при ФШП металлических сорос (например корольков) при прочих равных условиях определяется степенью предварительного очищения их от шлака. Он достигает 86,5% при переплаве тщательно очищенных от шлака корольков. Отметим для сравнения, что при обычной индукционной плавке выход годного металла из хорошо очищенных корольков не превышает 63,5%. При этом производительность индукционных печей уменьшается в 4—5 раз по сравнению с производительностью этих же печей при использовании компактной шихты (лома, обрезков литья и штамповок).

В табл. 5 приведены данные, характеризующие переход элементов исходной шихты в выплавленный металл (слиток) и в шлак. Следует иметь в виду, что в шихте цинк входит в состав металлической и неметаллической фаз. Весь цинк, содержащийся в неметаллической составляющей части шихты, переходит в шлак. Данные табл. 5 относятся к плавкам, где в качестве шихты использовались корольки, в качестве флюса — тетраборат натрия.

Переплав стружки. В факельно-шлаковой печи можно переплавлять замасленную латунную стружку, не подвергая ее предварительному обжигу. Это способствует умень-

Таблица 5

Переход основных элементов шихты в металл при ФШП, %

Объект анализа	Cu	Zn	Fe	Pb
Шихта	42,5	45,7	0,46	0,86
Слиток	66,74	32,2	0,28	0,78
Шлак	0,62	28	1,28	0,018

Таблица 6

**Сравнительные данные о ФШП замасленной стружки
при различных методах загрузки**

Способ загрузки	Количество проплавленной стружки, кг	Заборошенность, %	Угар металла		Прочие потери металла		Извлечение металла (относительно массы металла в шихте)	
			кг	%	кг	%	кг	%
По трубе	8942	7,7	365	4,40	160	1,94	7778	93,66
Без трубы	3025	8,5	394	14,24	79	2,85	2295	82,91

шению потерь цинка (в обжиговой печи из латунной стружки угорает 0,4—0,6% Zn). Содержание масла, эмульсий и других загрязнений в латунной стружке достигает 8—10%. Стружка содержит значительное количество мелких фракций. Подача стружки в печь путем рассевывания ее по поверхности шлаковой ванны из верхней части печи навстречу потоку отходящих газов приводит к значительному уносу и окислению мелких фракций дымовыми газами. Выход годного при этом низкий—82,91%. При переплаве обожженной стружки в индукционных печах он достигает 90%, при переплаве необожженной — 83,5%.

Таблица 7

**Химический состав
металла, %**

Металл	Cu	Pb	Zn
До переплава (исходная шихта)	59,4	1,31	39,29
После переплава (слиток)	66,2	1,24	32,54

Для ограничения степени взаимодействия металла с дымовыми газами была организована подача стружки в реактор по трубе (пристроенной к загрузочному люку) непосредственно в шлаковую ванну. Труба для подачи стружки, выполненная из нержавеющей стали, имела квадратное сечение 200 × 200 мм. Такая подача стружки в шлак позволила практически устранить унос металла дымовыми газами, отчего выход годного металла резко повысился.

Для ограничения степени взаимодействия металла с дымовыми газами была организована подача стружки в реактор по трубе (пристроенной к загрузочному люку) непосредственно в шлаковую ванну. Труба для подачи стружки, выполненная из нержавеющей стали, имела квадратное сечение 200 × 200 мм. Такая подача стружки в шлак позволила практически устранить унос металла дымовыми газами, отчего выход годного металла резко повысился.

Результаты работы печи при различных способах подачи стружки приведены в Табл. 6.

Химический состав исходного и полученного металла приведен в табл. 7.

При факельно-шлаковом переплаве стружки в полученных слитках наблюдается повышение содержания меди и уменьшение — цинка. Анализ отработанных шлаков показал, что отмеченное перераспределение компонентов металла происходит в основном за счет перехода цинка в шлак. При этом общие потери металла составляют 4,33%, в то время как при подаче стружки без защитной трубы эти же потери составляют 14,24%.

Нами были проведены балансовые плавки замасленной стружки в индукционных печах типа ИЛК-1,6. Потери металла составляли 16,5% (извлечение 83,5%). При плавке стружки расходовалось флюса 59 кг/т, т. е. примерно в два раза меньше, чем при плавке корольков. Это объясняется значительно менее интенсивным насыщением шлака окислами, что выражается в медленном загустевании шлаков. Данные о переходе основных элементов шихты в металл при ФШП с использованием буры в качестве флюса и стального тигля в качестве реактора приведены в таблице 8.

Переплав сметок. В цехах по обработке металла давлением в значительных количествах образуются отходы металла, перемешанные с различными предметами главным образом органического происхождения. Это так называемые сметки. Они подвергаются ручной сортировке, при этом наиболее крупные куски металла идут на переплав в индукционные печи. Отобранный металл сильно загрязнен маслами, поэтому его плавка в индукционной печи затруднена.

Были проведены исследования переплава сметок (без предварительной переработки) в факельно-шлаковой печи. Выход годного металла составил 62% от массы загруженной

Таблица 8

Химический состав
металла, %

Объект анализа	Сu	Pb	Fe	Zn
Стружка	58,92	0,95	0,09	40,01
Слиток	66,12	0,92	0,31	32,10
Шлак	0,12	0,018	0,86	22,26

шихты. Расход флюса (буры) при плавке сметок весьма низкий и составляет всего 15 кг/т.

Была исследована возможность переплава шлаков индукционных печей в факельно-шлаковой печи без предварительной их переработки. В качестве флюса использовали плавленую буру и композитный флюс (бура—известь — силикатная глыба). При переплаве шлаков с использованием буры выход металла составил 42%, расход флюса — 178 кг/т. При плавке печных шлаков с композитным флюсом его расход оказался почти в два раза выше, чем при использовании буры.

Сопоставление экономических данных позволяет сделать вывод о предпочтении использования для факельно-шлакового переплава предварительно очищенной от неметаллической составляющей части шихты. Однако применение недефицитных (дешевых) шлаков позволит использовать ФШП для извлечения металла из шихт с весьма низким содержанием его.

Промышленный участок ФШП низкокачественной латунной шихты. Промышленная печь для факельно-шлакового переплава низкокачественной латунной шихты производительностью 1,5 т/ч предназначена для получения металла, который дошихтовывается для получения сплавов марочного состава из «корольков» и замасленной стружки. Дошихтовка переплавленной факельно-шлаковым способом металлической шихты производится в соединенном с печью трехтонном миксере, который в свою очередь соединен с разливочной машиной вертикального вытягивания слитка. С печью соединена также камера дожигания отходящих газов.

Факельно-шлаковая печь снабжена двумя стационарными горелками и оборудована автоматической системой регулирования теплового режима плавки (рис. 24). Предусмотрено также непрерывное измерение температуры расплава термопарой с защитным наконечником из стали Х18Н10Т. Термопару устанавливают в донной части стального тигля. Схема автоматики обеспечивает поддержание задаваемых расходов газа и воздуха в процессе работы.

Тигель печи переменной толщины (40 мм сверху и 60 мм внизу) с пятью отверстиями в нижней части: для ввода сопел двух горелок и слива металла и шлака, а также для аварийного слива всего расплава. Тигель имеет форму конвертера и состоит из двух соединенных сваркой частей. Летка для металла размещена в «кармане», куда металл поступает лишь снизу без шлака. Такой «карман» сверху и с боков отделен козырьком от шлака.

Как показывает опыт эксплуатации опытной установки, целесообразно иметь в печи «болото» — остаток расплава после опорожнения печи. Поэтому летка для выпуска металла сделана не на уровне наименьшей точки тигля, а поднята над ней на 70 мм. Местоположение шлаковой летки позволяет накапливать в тигле слой металла толщиной 200 мм. Этому же требованию подчинено размещение горелок, срезы сопел которых выходят внутрь тигля на определенной высоте, при которой факелы, помещаясь внутри шлаковой ванны, вместе с тем не попадают в металл. Горелки наклонены к горизонтالي под углом 25° .

Тигель помещен внутри сваренного из стали цилиндрического кожуха диаметром 3 м и снабжен водоохлаждаемой крышкой. Между тиглем и кожухом помещена теплоизоляция. Летки сделаны следующим образом: в отверстия, предусмотренные в тигле при его отливке, вварены стаканы из нержавеющей стали. Закрываются они водоохлаждаемыми пробками, закрепленными на шарнирных механизмах. Дымовые газы отводят через отверстие в крышке печи. Загрузка производится по трубе, нижний срез которой опущен к шлаковому расплаву.

Система загрузки представляет собой размещенный на уровне крышки печи стальной желоб, вдоль которого перемещается поршень, скорость движения которого можно регулировать и тем самым изменять скорость загрузки шихты. На желоб из разъемного короба с помощью крана вываливают стружку либо корольки, которые сталкивают в печь поршнем.

Жидкий металл, накопившийся в печи, выливают в промежуточный наклоняющийся миксер-копильник вместимостью 3 т, установленный на уровне пола цеха. Для того, чтобы металл выливался в миксер самотеком, фундамент печи поднят таким образом, чтобы летка для металла находилась над уровнем пола цеха на высоте 1,7 м. Между печью и миксером установлен желоб.

Из миксера металл подается в разливочную машину с вертикальным вытягиванием слитка. Диаметр слитка — 180—250 мм, длина разливочной машины (заглубленной в землю) — 8 м, длина слитка — до 6 м, возможна отливка одновременно трех слитков.

Поскольку факельно-шлаковый переплав — активный процесс, проходящий при участии разогретой до высокой температуры (1500°C и выше) смеси газов, представляет интерес вопрос о газонасыщенности переплавленного металла. Содержание растворенных газов определяли методом

вакуум-плавки. Из данных, приведенных в табл. 9, видно, что при факельно-шлаковом переделе газонасыщенность металла практически не увеличивается.

Флюсы для ФШП латуни и шлаковый режим плавки. Флюсы для факельно-шлакового переплава должны отвечать следующим основным технологическим требованиям: обладать рафинирующими свойствами по отношению к загрязненной шихте; иметь температуру плавления ниже

Таблица 9

Результаты газового анализа прутков латуни марки ЛС-59-1

Металл	$\% \text{ O}_2$	$\text{H}_2, \text{см}^3/100 \text{ г}$
Обычный	0,0031	0,7
После ФШП стружки	0,0034	0,2
После ФШП корольков	0,0040	0,4

температуры плавления латуни (900°); иметь температуру кипения компонентов выше температуры факела; обладать вязкостью не более $0,1 \text{ Па} \cdot \text{с}$ при температурах $920-970^\circ \text{C}$; сохранять текучесть при растворении в нем примесей шихты; не окислять металл при температурах плавки; иметь низкую стоимость.

Особенность переплава корольков обусловлена наличием в них криолита до 40% (Na_3AlF_6), который используется в качестве покровного флюса

при производстве латуни в индукционных печах. Поступающие из металла и футеровки примеси влияют на физические свойства криолита.

Для целей факельно-шлакового переплава важно знать содержание криолита в корольках металла. Специальные исследования позволили установить, что на поверхности корольков содержится до 10% окислов.

Анализом изменения изобарного потенциала реакций было установлено, что присутствующие в корольках окислы меди могут восстанавливаться продуктами горения факела, если коэффициент расхода воздуха не превышает $0,8-0,9$:



$$\lg K = \frac{27\,024}{4,576T} - 5,92 - \frac{P_{\text{H}_2\text{O}}}{P_{\text{H}_2}};$$



$$\lg K = \frac{31\,385}{4,576T} - 6,86 - \frac{P_{\text{H}_2\text{O}}}{P_{\text{H}_2}}.$$

Аналогичные расчеты, выполненные для окиси цинка, показывают, что взаимодействие ее с продуктами горения факела не приводит к восстановлению цинка. Следовательно цинк из металла в этих условиях должен окисляться. Устранению этого явления препятствует шлак.

Действительно, попадающий в слой шлака королек (или кусочек стружки) обволакивается горячим шлаком (флюсом). Как показывают расчеты, кинетическая энергия струи факела не превышает межфазную энергию на границе металл-шлак. Следовательно, для устранения окисления шихты флюс для ФШП также должен иметь высокое межфазное натяжение на границе с металлом.

Некоторые флюсы, которые рекомендованы для применения в производстве медно-цинковых сплавов и которые в определенной мере отвечают описанным выше требованиям, были опробованы нами. Перечень и некоторые физические свойства их приведены в табл. 10.

Борный ангидрид получали прокаливанием борной кислоты H_3BO_3 . Хлориды широко распространены и имеют низкую стоимость, однако в процессе нагрева факелом они интенсивно испаряются.

Кроме указанных при ФШП были испытаны флюсы, составленные из тетрабората натрия, кальцинированной соды, поваренной соли, борной кислоты и отходов различных

Таблица 10

**Физические свойства
простых однокомпонентных
флюсов для ФШП**

Флюс	Плотность г/см ³	Температура, °С	
		плавления	кипения
Бура плавляная	2,36	741	1575 *
Борный ангидрид	1,8	577	1500
Сода кальцинированная	2,5	851	960 *
Поваренная соль	2,2	804	1439
Кальций хлористый	2,4	782	2000

* Температура разложения.

стекол. Наилучшие результаты показал флюс, на 100% состоящий из тетрабората натрия ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$). Технически чистый тетраборат натрия (бура) использовался в качестве флюса при переплаве стружки ЛС-59-1. Бура предварительно кальцинировалась с целью удаления из нее кристаллической воды и сплавлялась в печи ФШП. При этом с кристаллической водой из расплава удалялось и терялось 1,5—3% буры.

После использования флюса при ФШП имело место усвоение 27—30% Zn. В дальнейшем переход в буру окиси цинка резко замедлялся. Без добавления свежей буры в первоначальном флюсе (ванна массой 100 кг) осуществляли переплав 900 кг замасленной стружки. В дальнейшем шлак необходимо было разжижать присадкой чистой буры. При работе на шамотной футеровке расход свежей буры на 1 т переплавляемой латунной стружки составлял 100—110 кг. При использовании хромомагнезитовой футеровки расход свежей буры при плавке стружки составлял 80 кг/т шихты. Промышленному внедрению буры в качестве флюса при ФШП препятствует ее высокая стоимость (740 руб/т в пересчете на плавленую буру) и дефицитность.

Предпринимались попытки отыскать более дешевый флюс, который по свойствам не уступает буре. Были проведены плавки с использованием в качестве флюса поваренной соли — хлористого натрия. Хлористый натрий легкоплавкий, при расплавлении из него получается маловязкий, но очень летучий, быстро выкипающий флюс. Большое количество поваренной соли было обнаружено на стенках вентиляционных труб после проведения опытных плавов. При использовании хлористого натрия угар цинка был незначительный, несмотря на это выход годного металла был мал из-за быстрого загустения шлака и запутывания в нем металла в виде мелких корольков.

Использование для ФШП кальцинированной соды нецелесообразно, так как это приводит к большому угару цинка. Угар цинка из латуни при ФШП с использованием разных флюсов был следующим: для поваренной соли — 4,34%, для буры — 8,26%, для борного ангидрида — 15%, для борного ангидрида с содой — 20,2%, для буры с содой — 24,6%.

В качестве самостоятельного покровного флюса при выплавке латуни и бронз часто используется борный ангидрид, получаемый прокаливанием порошкообразной борной кислоты. При его использовании получается маловязкий шлак, угар цинка значительный. Сода уменьшает

вязкость флюса, но способствует пенообразованию. Вспененный флюс обладает малой теплопроводностью, пена флотирует корольки, противодействует их укрупнению.

Из проверенных флюсов простого состава наиболее полно отвечал требованиям факельно-шлакового переплава флюс, получаемый из тетрабората натрия — буры.

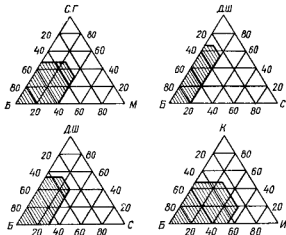


Рис. 25. Трехкомпонентные композиции, %, пригодные для ФШП загрязненной латунной шихты:

Б — бора; С, Г — силикатная глыба; М — мел, мрамор, известняк; С — сода; Д, Ш — доменный шлак; И — известь; К — кварцевый песок.

Многокомпонентные флюсы получали путем растворения в расплавленной буре различных веществ. Текучесть флюсов оценивалась при температуре 930°C . По результатам оценки текучести полученных флюсов оказалось, что для ФШП латуни пригодны композиции, показанные на рис. 25 (заштрихованные области).

При переплаве загрязненной латунной шихты, особенно корольков, происходит растворение во флюсе и накопление различных примесей (главным образом окиси цинка и криолита). Максимально допустимое количество ассимилированных флюсом вредных примесей составляет: ZnO — 30%,

Na_2AlF_6 — 10%. Шлаки с таким содержанием примесей очень вязкие и по этой причине нетехнологичны, т. е. не пригодны для ФШП. Зависимость текучести флюса от содержания окиси цинка и криолита иллюстрируется данными, приведенными в табл. 11.

Увеличение концентрации окиси цинка сверх 10% сопровождается загущением флюса. Растворение криолита

Таблица 11

Текучесть флюса при
разном его химическом
составе

Состав флюса, %			Текучесть, мм
$\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$	ZnO	Na_2AlF_6	
100	—	—	235
90	10	—	245
80	20	—	245
70	30	—	161
99	—	1	130
97	—	3	120
95	—	5	115
90	—	10	80

во флюсе приводит к резкому снижению его текучести. Из рис. 25 видно, что в композитных флюсах концентрация B_2O_3 может быть снижена до 60—30%. Способность флюса растворять различные неметаллические примеси шихты может быть оценена величиной поглотительной емкости, которая определяется максимальной концентрацией растворенных в нем примесей шихты, при которой флюс сохраняет вязкость, не препятствующую нормальному протеканию процесса ФШП. По отношению к примесям корольков поглотительная емкость флюсов составляет ориентировочно: бура — 80% (по массе), композитных — 70—50% (по массе). Зависимости расхода

флюса для ФШП латуни от их поглотительной емкости показаны на рис. 26.

Поглотительная емкость относительно окиси цинка и криолита резко падает при понижении концентрации тетрабората натрия в композитных флюсах менее 30%. Указанный показатель пригодности флюса для чистого тетрабората натрия на 10—20% выше, чем у композитных флюсов. Это свидетельствует о том, что расход буры при ведении ФШП должен быть меньшим на 10—20%, чем расход композитных флюсов. Однако вследствие значительно более низкой стоимости композитных флюсов их применение предпочтительнее.

В результате лабораторных и промышленных экспериментов для ФШП латунной шихты был выбран композит-

ный флюс следующего состава: 22 — 23% B_2O_3 ; 22—23% Na_2O (K_2O); 23—24% SiO_2 ; 26—28% CaO ; 2,5—3,5% примесей (MgO , Al_2O_3 и др.). Такой флюс получают из следующих компонентов: бура техническая безводная (10%), датолитовый концентрат (70%), сода кальцинированная (20%). Датолитовый концентрат представляет собой обо-

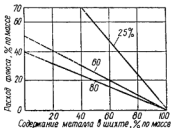


Рис. 26. Расход флюсов для ФШП латуни при разной погло-
тительной емкости их относи-
тельно примесей шихты.

гащенный природный минерал. Он содержит 35% SiO_2 , 37% CaO , 23% B_2O_3 . Стоимость 1 т флюса около 130 руб. Флюс приведенного выше химического состава имеет температуру размягчения 760—780° С. При температурах плавки низкосортной латунной шихты (960—980°С) вязкость флюса 0,2 Па · с и менее. На границе с жидкой латуной флюс имеет большее межфазное натяжение, чем чистая бура, что способствует более быстрому отделению металла от шлака в процессе плавки.

С многокомпонентным флюсом осуществляли ФШП следующих видов низкокачественной латунной шихты: корольков, стружки замасленной, сметок из-под прессов и шлаков с индукционных печей, не подвергнутых просеву (грохочению). Поскольку каждому виду шихты сопутствуют определенные вид и количество загрязнений, на плавку расходовались разные количества флюса (табл. 12).

При ведении факельно-шлакового переплава замасленной стружки машинные масла сгорают. При этом шлаком в значительных количествах ассимилируется сера, хотя загрязнение металла серой не происходит, потому что в процессе ФШП в шлаке сера окисляется продуктами

Таблица 12

Расход многокомпонентного композитного флюса и извлечение металла при ФШП латунной шихты

Шихта (вид загрязнений)	Расход флюса на 1 т шихты, кг	Извлечение металла, %
Корольки (окись цинка, криолит, древесный уголь, футеровка)	129	79,5
Стружка замасленная (машинное масло, эмульсии)	72	93,66
Сметки (машинное масло, ветошь, земля, производственный мусор)	19,8	62
Шлаки (окись цинка, криолит, древесный уголь, футеровка)	178	42

сгорания природного газа. Содержание серы в шлаке не превышает 0,01%.

В результате проплавления при ФШП металлошихты во флюсе растворяется ZnO . Поэтому шлак после ФШП содержит два ценных окисла — ZnO (25—30%) и B_2O_3 (до 20%). Полезно извлекать оба указанные компонента шлака.

ФАКЕЛЬНАЯ ПРОДУВКА ВАННЫ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ В ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ ПЕЧАХ

При выплавке стали в электропечах для введения дополнительного тепла применяются газокислородные горелки. Они позволяют уменьшить расход электроэнергии и сократить период плавления. Для интенсификации процесса окисления углерода металл продувают кислородом. В большинстве случаев при этом газообразный кислород вводится в жидкий металл при помощи стальных труб, футерованных огнеупорными обмазками, водоохлаждаемых кислородных фурм, которые вводят в рабочее пространство печи через свод.

При продувке металла кислородом имеет место высокий угар элементов стали. Это объясняется низкой температу-

рой начала продувки, когда сродство углерода к кислороду еще недостаточно высоко, а сродство у остальных компонентов металла значительно. Нагрев металла в этот период в основном происходит за счет тепла экзотермических реакций окисления его компонентов, он сопровождается интенсивным угаром железа и легирующих элементов и дымообразованием. Все это обуславливает безвозвратные потери окисленных компонентов металла и ухудшает условия труда в цехе.

Для уменьшения угара элементов продувку металла следует начинать при достаточно нагретом металле. Продувают металл при помощи погружной газокислородной горелки (ГКГ). Необходимо отметить, что ГКГ является более гибким устройством для продувки металла кислородом, чем кислородная фурма, так как позволяет изменять окислительный потенциал факела в широких пределах путем изменения соотношения расходов газа и кислорода.

Исследования факельной продувки с помощью погружной ГКГ проводили на электродуговых печах вместимостью до 30 т, оборудованных пачными трансформаторами мощностью до 7000 кВа.

Ранее разработанные конструкции горелок были несколько усовершенствованы.

Так, с целью уменьшения наружного диаметра горелки и создания достаточной длины перемешивающего участка в сопле, соединение подводящих труб к головке было выполнено эксцентричным. При этом смещение центров труб сделано в сторону, противоположную соплам. Головка горелки (рис. 27) изготовлялась путем литья.

Отработку технологии факельной продувки ванны с помощью погружной ГКГ проводили при выплавке высо-

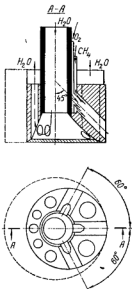


Рис. 27. Схема головки погружной горелки.

колегируемых сталей. Была изучена эффективность использования газокислородной горелки в период плавления при переплаве замасленной стружки, когда вследствие неполного сгорания масла в рабочем пространстве печи выделяется большое количество дыма. Повышение окислительного потенциала атмосферы печи в период плавления при помощи газокислородной горелки должно было обеспечить полное сгорание масла и устранить дымовыделение.

В окислительный период плавки газокислородная горелка использовалась в качестве фурмы для продувки металла. При этом продувку производили факелом при различных соотношениях расходов кислорода и попутного газа. Величину соотношения расходов регулировали следующим образом: в начале продувки через газокислородную горелку подводили кислород, затем добавляли газ до полного подавления дымовыделения. При соответствующих расходах компонентов смеси вели дальнейшую продувку.

Газокислородная горелка (ее проектная мощность 5 МВт при расходах газа 500 м³/ч и кислорода 1000 м³/ч) должна повысить приход тепла в печь на 25—30%. Испытания горелки показали, что при расходах газа и кислорода более 250 м³/ч и 500 м³/ч соответственно работа горелки сопровождается сильным шумом. Это не позволяет использовать расчетную мощность горелки в период плавления. При работе ГКГ количество пыли в продуктах сгорания зависит от коэффициента избытка кислорода α в топливно-кислородной смеси. С целью определения оптимального значения α в смеси и влияния его на дымообразование опытные плавки проводили при $\alpha = 2,0; 1,0; 0,5$ (соответственно варианты 1, 2 и 3).

Вариант 1. В опытных плавках газокислородная горелка работала от начала периода плавления и до расплавления 50—70% шихты, при этом α составлял 1,8. Результаты работы электропечи и горелки (табл. 13) свидетельствуют о том, что расход электроэнергии был сокращен на 25—30%.

В период плавления отсутствуют условия для обеспечения хорошей теплопередачи от факела к шихте. Тепло от сгорания топливной смеси в этот период передается конвекцией лишь той части шихты, в которую ударяется факел. При таком режиме работы большая часть тепла факела теряется с отходящими продуктами сгорания.

В начальный момент исследуемого периода плавления выделение дыма было незначительным, а ко времени про-

плавления шихты в зоне действия топливной струи оно увеличилось. Это объясняется высоким коэффициентом избытка кислорода в смеси.

Таблица 13

Технологические характеристики работы ГКГ в различные периоды плавления

Вариант	Марка стали	Период работы ГКГ	Продолжительность продувки, мин	Расход кислорода, м³	Расход газа, м³	α	Расход электроэнергии, кВт·ч/т
1	P6M5	С начала плавления	75	550	135	1,8	555
2	P6M5	С середины плавления	45	300	196	1,01	490
3	P18	Весь период плавления	110	110	125	0,44	559
3	P6M5	То же	120	170	150	0,50	625
Без ГКГ	P6M5	—	—	133	—	—	625

Вариант 2. Газокислородная горелка работала с середины периода прогрева шихты (расплавление 50—70% шихты) до полного ее расплавления. Газокислородная смесь подавалась в печь с $\alpha = 1,01$. Нагрев шихты сопровождался незначительным образованием бурого дыма. Продолжительность нагрева колебалась от 40 до 55 мин. Во время плавки было отмечено снижение расхода электроэнергии. Наблюдения за ходом дымообразования показали, что на протяжении всего исследуемого периода плавления отходящие газы содержали незначительное количество пыли.

Вариант 3. Газокислородная горелка работала весь период плавления шихты. Результаты опытных плавки

свидетельствуют о том, что расход электроэнергии уменьшился незначительно. Этот факт можно объяснить некоторым уменьшением температуры газокислородного факела из-за обогащения его продуктами неполного сгорания, обладающими восстановительными свойствами.

Наблюдения за ходом дымообразования показали, что при нагреве шихты факелом горелки с $\alpha = 0,5$ дымовыделение было наименьшим.

Переплав мелкой шихты (стружки, отходов абразивной заточки). Стружка и отходы абразивной заточки в значительной мере замаслены. Их переплав связан со значительным дымовыделением и образованием так называемых «мостов». Образование «мостов» и зависание спекшейся шихты затрудняет плавление, что приводит к потере производительности агрегата. В момент обвалов шихты («мостов») происходят выбросы металла. С целью устранения перечисленных недостатков была опробована технология переплава с применением ГКГ.

Пламенный нагрев производили со средним коэффициентом избытка кислорода $\alpha = 3,5$. Такой избыток кислорода позволял производить относительно полное сжигание масел в рабочем пространстве печи и получать дополнительное тепло. Большая энергия струи, выходящей из сопла ГКГ, не допускала образование «мостов», опускание шихты происходило постепенно, по мере проплавления.

Технологические параметры работы ГКГ и электропечи при переплаве стружки были следующие: средний расход электроэнергии на 1 т стали составлял 570 кВт · ч и продолжительность плавления 190,5 мин (без применения газокислородной горелки средний расход электроэнергии на 1 т стали составлял 614 кВт · ч и продолжительность плавления 202 мин).

Приведенные данные показывают экономическую эффективность применения газокислородной горелки для переплава стружки. В период плавления при факельной продувке резко уменьшаются образование дыма, количество и интенсивность выбросов пламени из рабочего окна, улучшаются условия работы отдельных узлов и конструкций печи и обслуживающего печь персонала.

Продувка металла факелом в окислительный период плавки без погружения в ванную. Для изучения скорости окисления углерода и эффективности использования ГКГ были проведены опытные плавки сталей Р6М5; Р12; Р18 и шихтовой заготовки. Продувку факелом производили в течение 5—25 мин с расходом кислорода в среднем 742 м³/ч

и $\alpha = 2,0 \dots 3,5$. Это обеспечивало высокую скорость окисления углерода (1,04%/ч) при минимальном выделении бурого дыма. Продувка металла с низким окислительным потенциалом факела ($\alpha = 1$) практически не вызывала окисление углерода (табл. 14).

Таблица 14

Характеристики факельной продувки жидкого металла

Марка стали	Продолжительность продувки, мин	Расход кислорода, м ³ /ч	Расход газа, м ³ /ч	Скорость выгорания углерода, %/ч	Температура металла, °C	α
P12	10	500	240	0	1500	1,04
M6	10	740	200	0	1540	1,85
P6M5	10	800	200	0,6	—	2,0
	14	740	170	0,77	1700	2,18
	9	720	150	0,8	—	2,4
	15	450	90	0,12	—	2,5
	15	540	90	0,64	—	3,0
	20	750	120	0,78	—	3,13
	10	780	120	1,44	—	3,25
	8	800	120	1,35	—	3,3
	7	840	110	1,45	—	3,8
	6	650	60	0,90	1590	5,4
	20	750	60	1,11	1710	6,25
P18	20	730	120	0,81	—	3,04
	6	780	100	0,6	—	3,9
Шихтовая болванка	7	820	180	1,54	1600	2,28

По данным работы [37], при кислородной продувке металла из электропечей вместимостью 10—20 т выделя-

ется в среднем $10\,000\text{ м}^3/\text{ч}$ газов, содержащих $70,2\text{—}109,5\text{ г/мм}^3$ пыли. При продувке металла газокислородной смесью содержание пыли в отходящих газах уменьшилось до $2,8\text{—}3,4\text{ г/м}^3$. Снижение содержания пыли в отходящих газах до $2,5\text{ г/м}^3$ приводит к увеличению выхода годного с 92 до 96% [40]. Визуальные наблюдения за продувкой металла показали, что добавки топлива к кислородному дутью значительно подавляют выделение бурого дыма, что неизбежно должно было бы привести к увеличению выхода годного. Однако результаты опытных плавов по продувке жидкого металла показали, что угар металла в опытных плавках в среднем составлял 53 кг/т против 43 кг/т . Значительный угар металла объясняется брызгообразованием при поверхностной продувке, набрызгиванием металла на порог и заслонку рабочего окна, что приводит к безвозвратным потерям металла и сводит на нет повышение выхода годного за счет уменьшения угара металла.

Продолжительность продувки ванны непогруженным факелом определяется по формуле

$$\tau = 49C_n^{1,54}\Delta C^{0,88},$$

где C_n — содержание углерода в металле перед продувкой, %; ΔC — количество окисленного углерода, %.

Расход кислорода равен

$$Q = 1235,85 + 4348,93C_n - 235\,118,7C_n^2;$$

$$\alpha = -5,08 + 0,01060Q.$$

Время, необходимое для достижения заданного содержания углерода в металле после продувки, определяется по уравнению

$$\tau_1 = 84,37 (C_n - C_3)^{1,36},$$

где C_3 — содержание углерода в металле, которое необходимо получить после продувки, %.

Факельная продувка с погружением горелки в расплав. Нами был исследован процесс продувки ванны погружаемой горелкой. Горелку погружали в ванну на глубину $50\text{—}150\text{ мм}$ ниже уровня шлака. Характерными особенностями такой продувки металла были низкий уровень шума и отсутствие заметного разбрызгивания металла в печи. В результате этого потери металла со скрапом практически отсутствовали.

Исследованиями было установлено, что для растворения ферровольфрама и усреднения состава металла в печи вместимостью 25—30 т достаточно продувать ванну около 5 мин при расходах кислорода 800—900 м³/ч, газа — 400—500 м³/ч и $\alpha = 1$. При соблюдении указанных параметров факельная продувка металла в период плавления и непосредственно после него сопровождается повышением температуры металла со скоростью около 10° С/мин. Факельная продувка может обеспечить выгорание из металла углерода при весьма высоком содержании хрома.

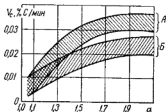


Рис. 28. Изменения скорости окисления углерода при продувке металла погружной (А) и непогружной (Б) горелками.

Вследствие того, что при факельной продувке металла образуется большая поверхность взаимодействия расплава с газовой фазой и возникают интенсивные массопотоки, возможно достигать высокие скорости окисления углерода. Скорость и глубину окисления углерода можно регулировать путем изменения коэффициента расхода кислорода и, соответственно, состава продуктов сгорания топлива.

При прочих равных условиях и парциальных давлениях P_{CO} и P_{H_2} , стремящихся к нулю, равновесная концентрация углерода в металле также стремится к нулю. При $\alpha = 1, 2, \dots 1, 5$ P_{CO} и P_{H_2} приобретают весьма низкие значения и при этом $[\text{C}]_{\text{равн}}$ приближается к нулю. Следовательно, увеличение α более 1,5 с целью увеличения скорости и глубины окисления металла при факельной продувке лишено смысла. Это подтверждается экспериментами. Так, в промышленных условиях было установлено, что максимальные скорости окисления углерода во время факельной продувки достигаются при увеличении α до 1,5—

1,9 (рис. 28). При этом скорость окисления углерода факелом достигает примерно таких же значений, как и при окислении одним лишь кислородом при таком же расходе его. Интересно отметить, что максимальная скорость окисления углерода в случае отсутствия погружения факела в ванну достигается при увеличении коэффициента расхода кислорода

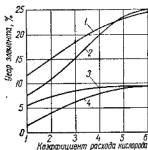


Рис. 29. Угар ванадия (1, 2) и вольфрама (3, 4) при факельной продувке стали погружной горелкой (2, 4) и непогружной (1, 3).

небольшой угар металла (по сравнению с наблюдаемым во время продувки кислородом). Уменьшению угара металла и его легирующих компонентов способствует также высокая температура реакционной зоны, нагреваемая факелом, температура которого достигает 2500°C . Факельная продувка сопровождается уменьшением угара железа. Действительно, если выплавка стали Р6М5 с применением кислородной продувки сопровождается суммарными потерями 5,4% металла, то применение факельной продувки для растворения ферровольфрама и окисления такого же количества углерода позволяет снизить эти потери в 2—3 раза (до 1,5—2,5%). Как изменяются величины угара ванадия и вольфрама при различных значениях коэффициента расхода кислорода показано на рис. 29.

Из приведенных зависимостей видно, что при факельной продувке угар легирующих компонентов металла меньше, чем при кислородной. Причем наименьший угар наблюда-

ется при значительно больших значениях (ориентировочно до 4—5). С учетом зависимости, приведенной на рис. 28, можно регулировать скорость окисления углерода путем изменения α при постоянном расходе природного газа для продувки. Между величиной α и V_c при $1 < \alpha < 1,5$ наблюдается зависимость, близкая

$$V_c = 2,2 (\alpha - 1).$$

При факельной продувке ванны окисление углерода происходит при весьма низких концентрациях кислорода в газовой фазе (продуктах сгорания). Это обуславливает

ется в результате продувки ванны заглубленным (погруженным) факелом. Очевидно это обусловлено тем, что при погружении факела состав газовой фазы в металле не претерпевает существенных изменений из-за отсутствия эжектирования атмосферы. В то же время продувка непогруженным факелом сопровождается эжектированием атмосферы и соответствующим повышением парциального давления кислорода в газовой фазе. Повышение коэффициента расхода кислорода выше оптимального (практически более двух) сопровождается резким возрастанием угара элементов металла. При этом угар соответствующих элементов может превысить значения, имеющие место при продувке в непогружном режиме.

Данные об угаре элементов при факельной продувке ванны приведены в табл. 15.

Таблица 15

Угар элементов при выплавке стали Р6М5, %

Продувка факелом сверху				Продувка погруженным факелом				
α	Cr	V	W	α	Cr	V	W	Mo
6,2	15,0	18,5	7,6	6,0	20,2	25,2	9,2	13,5
3,8	17,5	16,1	9,5	6,0	15,5	29,5	9,4	11,4
3,3	13,0	11,0	5,5	3,0	11,7	15,1	5,5	0,0
3,3	16,5	21,5	6,5	3,0	10,3	5,6	6,8	7,1
3,2	6,5	23,0	3,3	2,0	11,3	6,5	0,0	0,0
3,0	5,0	20,5	4,8	1,35	9,3	8,9	0,0	8,9
2,5	14,4	17,8	8,8	1,25	15,8	19,5	3,3	3,2
2,4	18,4	25,0	4,5	1,15	12,8	21,6	0,8	7,0
2,0	19,5	14,0	3,5	1,10	11,0	10,9	0,1	6,7
				1,00	10,7	7,3	0,0	7,9

Угар элементов при продувке металла техническим кислородом и факельной продувке характеризуется данными, приведенными на рис. 30. Как видно из диаграммы, угар элементов при факельной продувке с оптимальными значениями α (до 1,7) значительно ниже, чем при продувке кислородом. В случае продувки ванны факелом при $\alpha = 1,7 \dots 2,0$ угар элементов приближается к таковому при продувке кислородом.

При $\alpha \gg 1$ возможна продувка ванны факелом в восстановительный период плавки. Исследования позволили установить, что такая продувка позволяет в 2—3 раза интенсифицировать диффузионные процессы раскисления металла и шлака порошкообразными раскислителями (т. е. полно и в течение небольшого отрезка времени восстанавливать из шлака легирующие элементы). По ходу восстановитель-

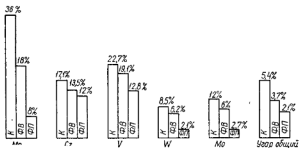


Рис. 30. Угар элементов при кислородной и факельной продувке металла (К — кислородная продувка; П — продувка погружной горелкой; Ф. В. — продувка непогружной горелкой).

ного периода целесообразно производить периодическую продувку ванны факелом ($\alpha \approx 1$) для усреднения химического состава и температуры металла перед отбором проб на химический анализ и замерами температуры. Факельная продувка в восстановительный период позволяет ускорить процессы десульфурации металла в печи.

Исследования свидетельствуют о том, что при факельной продувке ванны в электродуговых печах наблюдается обычное повышение содержания водорода в металле, обусловленное нагревом ванны. Так, на опытных плавках после факельной продувки было отмечено повышение содержания водорода в металле в среднем на $0,14 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ (с 4,22 до 4,36). Для сравнения можно отметить, что после продувки кислородом содержание водорода в металле увеличивается в среднем на $0,17 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ (с 4,28 до 4,45).

ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ФАКЕЛЬНОЙ ПРОДУВКИ РАСПЛАВОВ

Факельную продувку целесообразно использовать для нагрева больших масс расплавов шлака и металла. В процессе такого нагрева в расплавах можно переплавлять твердую шихту металла или шлака. Для получения шлака в первоначально наведенную шлаковую ванну, нагреваемую и перемешиваемую факелом, вводят требуемые материалы в дробленном или молотом виде. Чтобы добавки быстро ассимилировались, интенсивность введения их должна соответствовать расходу топлива. В случае осуществления непрерывного процесса переплава добавок таким способом тепловой КПД процесса может быть доведен до 40% и более.

Введение добавок в шлаковые расплавы может осуществляться с помощью пневмотранспорта. При этом молотые добавки через тракт подвода в ванну горючей смеси должны поступать в зону факела. Обычно факел имеет более высокую температуру, чем обогреваемый им расплав. Поэтому твердые добавки для корректировки химического состава шлака, попадая вначале в наиболее горячую зону, будут нагреваться и расплавляться здесь, а затем уже в жидком виде поступать в хорошо перемешиваемую ванну и растворяться в ней. Особенно эффективен такой способ ввода добавок при использовании тугоплавких материалов-корректоров химического состава шлака. Например, при увеличении модуля кислотности доменного шлака таким способом может быть введен кварцевый песок. Аналогично может быть получен глиноземистый или известково-глиноземистый шлак. Выплавленный шлаковый расплав сможет найти применение в металлургическом производстве при разливке стали для улучшения качества слитков и проката.

Доведенный до необходимого состава и определенных физических параметров расплав шлака может быть использован для производства стекла и строительных материалов различного назначения.

В нагреваемом погружными горелками шлаковом расплаве можно проводить безокислительный нагрев металло-(слитков, заготовок, проволоки, ленты и др.) с целью термообработки, для последующей обработки давлением, для нанесения различных покрытий.

В том случае, если факельная продувка осуществляется лишь с целью нагрева и наплавления шлака (в нем не про-

изводят плавнение металла), реактор целесообразно выполнять нефутерованным, водоохлаждаемым. Роль футеровки в таком реакторе будет выполнять шлаковый гарнисаж.

В шлаковых расплавах, нагреваемых погруженным факелом, можно осуществлять практически безокислительный переплав сыпучей металлической шихты с большой удельной поверхностью. Представляется, что наиболее эффективным при этом будет переплав шихты, загрязненной различными неметаллическими материалами, в том числе шлаками. Если для факельно-шлакового процесса используются дешевые шлаки из недефицитных компонентов, указанный переплав целесообразно использовать также для извлечения металлов из различных отходов металлургического производства. В частности, факельно-шлаковый процесс при этом можно будет использовать для переплава отходов абразивной обработки стали, для переплава шлаков с цветными (в том числе редкими) металлами, не подвергая их предварительной обработке (просеву, грохочению, отмыву).

Факельной продувкой могут подвергаться расплавы различных металлов: железа, меди, никеля и других сплавов на их основе. Вследствие того, что продукты горения всегда содержат CO_2 и H_2O , факельная продувка может сопровождаться окислением металлов или отдельных их примесей. Тем не менее, в отличие от продувки кислородом или воздухом, факельная продувка позволяет практически устранить из теплового баланса поступление тепла от окисления металлов. Более того, путем изменения температуры факельного процесса и коэффициента расхода кислорода для сжигания топлива можно регулировать степень окисления металла. В частности, путем факельной продувки ванны при выплавке стали можно нагревать металл, не окисляя железо и углерод. Также может быть практически подавлен процесс окисления хрома. Все это позволяет переплавлять стальной скрап практически безокислительно.

Представляется целесообразным дальнейшее усовершенствование конструкции погружных горелок. Усовершенствования могут быть направлены на повышение теплового КПД при эксплуатации горелок, особенно газозвудушных, на повышение температуры нагрева расплавов, на уменьшение окислительного потенциала пламени. Головки газокислородной горелки целесообразно изготавливать путем литья по выплавляемым моделям или литья давлением. Медь для такого литья должна быть хорошо раскислена перед

разливкой. Желательно перед отливкой расплав меди подвергать вакуумированию.

Для погружаемых горелок немаловажное значение имеет решение вопросов увеличения их стойкости.

Повышения теплового КПД и достигаемой температуры процесса у газовоздушных горелок могут быть достигнуты путем использования предварительно нагретого воздуха. Нагрев воздуха, поступающего для сжигания топлива, целесообразно осуществлять теплом выбрасываемых в атмосферу газов. Повышения теплового КПД и достигаемой температуры процесса у газокислородных горелок может быть достигнуто путем частичной замены тепла, вносимого газом (топливом), электроэнергией. В горелках соответствующей конструкции пламя может быть использовано в качестве среды, в которой происходит электрический разряд. Этому способствует наличие ионизации газов в пламени. Расчеты свидетельствуют о том, что замена 80% тепловой энергии, выделяемой топливом, на эквивалентное количество электроэнергии позволит увеличить тепловой КПД до 80%. Вероятно погружные газозлектрические горелки можно будет эффективно эксплуатировать лишь в специальных агрегатах. Последние будут отличаться от современных и классических плавильных агрегатов формой, расположением нагревательных элементов, внешним конструктивным оформлением. Газозлектрические погружные горелки позволят достигать весьма высоких скоростей нагрева и температур, а также получать расплавы различных тугоплавких металлов и химических соединений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Антипин В. Г. Сталеплавильное производство ММК.— «Бюллетень ЦНИИТЭИЧМ», 1970, № 23.
2. Антонов В. И., Лapidус А. С. Производство ацетилена. М., «Химия», 1970. 177 с. с ил.
3. Вильямс Г. К вопросу о стабилизации пламени.— «Вопросы реактивной техники», 1951, № 3.
4. Газокислородная продувка мартеновской ванны.— «Сталь», 1974, № 9. Авт.: Б. Л. Марков, А. Д. Филатов, А. П. Кузьмина, Н. Ф. Бахчев, Ю. П. Снегирев.
5. Галян В. С., Кузьмин А. Л., Зубарев А. Г. Интенсификация электроплавки газокислородными горелками.— «Теория и практика металлургии». Вып. 11. Челябинск, Южно-Уральское книжное издательство, 1970.
6. Гидродинамика и теория горения потока топлива. М., «Металлургия», 1971. Авт.: Б. В. Канторович, В. И. Миткалинский, Г. Н. Делягин, В. М. Иванов.
7. Глишков М. В. Основы общей теории тепловой работы печей. М., Металлургиздат, 1959, 619 с. с ил.
8. Глозштейн Я. С. Использование газа в промышленных печах. Л. «Недра», 1967. 119 с. с ил.
9. Идельчик И. Е. Гидравлические сопротивления при входе потока в каналы и протекание через отверстия.— «Промышленная аэродинамика». М., Оборонгиз, 1954.
10. Использование газокислородной продувки с целью снижения пылевыведения и повышения выхода годного металла.— В кн.: Пути улучшения продувки ванны мартеновской печи кислородом. Киев, «Наукова думка», 1974. Авт.: И. И. Кобеза, П. А. Слобиковский, Г. Б. Кленов, Э. С. Белокуров.
11. Исследование продувки ванны газокислородными фурмами.— «Металлург», 1970, № 1. Авт.: Б. Л. Марков, А. Д. Филатов, А. П. Кузьмина и др.
12. Курдюмов А. В. Плавка и затвердевание сплавов. М., «Высшая школа», 1964. 206 с. с ил.
13. Лонгвелл Д., Фрост Э., Вейс М. Стабилизация пламени в рециркуляционной зоне плохообтекаемых тел.— «Вопросы реактивной техники», 1954, № 4.
14. Мазун А. И., Белоусов В. А. Исследование

- факельной продувки металла в конвертере.— «Сталь», 1970, № 1.
15. Мариенбах А. М., Соколовский Л. О. Плавка сплавов цветных металлов для фасонного литья. М., «Высшая школа», 1967.
 16. Марков Б. Л. Продувка мартеновской ванны смесью газа и кислорода.— «Сталь», 1968, № 5.
 17. Применение сводовых подвижных газокислородных горелок для интенсификации электроплавки в 100-т дуговых печах.— «Сталь», 1970, № 10. Авт.: В. С. Галян, А. Г. Зубарев, А. Л. Кузьмин, В. Д. Смоляренко.
 18. Пылеобразование при факельной продувке мартеновской ванны.— «Мартеновское производство». М., «Металлургия», 1972, № 1. Авт.: И. Н. Фетисов, В. М. Лупэйко, Ю. С. Жуков и др.
 19. Разработка и исследование способа продувки мартеновской ванны газокислородным факелом.— В кн.: Пути улучшения продувки ванны мартеновской печи кислородом. Киев, «Наукова думка», 1974. Авт.: В. М. Лупэйко, Г. Б. Рогов, Г. М. Компаниец и др.
 20. Сполдинг Д., Толл В. Стабилизация пламени в высокоскоростных газовых потоках и влияние тепловых потерь при низких давлениях.— «Вопросы реактивной техники», 1955, № 4.
 21. Телис М. Н. Металлургия цветных металлов и сплавов. М., «Высшая школа», 1964. 367 с. с ил.
 22. Тепловой баланс плавки при продувке металла в конвертере факелом горения.— «Сборник научных трудов Магнитогорского горно-металлургического института», 1973, вып. 3. Авт.: И. Н. Фетисов, В. М. Лупэйко, П. В. Умрихин и др.
 23. Уменьшение пылеобразования и угара металла при продувке ванны мартеновской печи кислородом с добавкой природного газа.— «Очистка водного и воздушного бассейнов на предприятиях черной металлургии». М., «Металлургия», 1974, № 2. Авт.: А. И. Ровенский, А. Г. Нотыч, В. Д. Осипенко, Е. А. Куколь.
 24. Физико-химические особенности продувки металла кислородно-топливным факелом.— «Проблемы сталеплавильного производства», 1969, вып. 55. Авт.: В. М. Лупэйко, П. В. Умрихин, Е. И. Арзамасцев, В. Е. Зопов.
 25. Хоттель Х., Мей В. Стабилизация пламени

в двухфазных топливно-воздушных смесях.—В кн.: Вопросы горения и детонационных волн. (Четвертый симпозиум). М., Оборонгиз, 1958.

26. Ц и м е р Р., К о л е б е л А. Стабилизация пламени в пограничном слое нагретых тел.— «Вопросы реактивной техники», 1959, № 3.
27. Я в о й с к и й В. И. Теория процессов производства стали. М., «Металлургия», 1967. 792 с. с ил.
28. Я в о й с к и й В. И., Д о р о ф е е в Г. А., П о в х И. Л. Теория продувки сталеплавильной ванны. М., «Металлургия», 1974. 495 с. с ил.
29. B o v v i n a T. A. Studies of Exchange between the Recirculation Zone behind the Flame Holder and the outer Flou. Sevens Symposium of Combustion, 1969, 91.
30. D e Z u b e y. Caracter of Disk Controlled Flames Aero Didst, 1960, 61.
31. G r a i n g e r J. A. Fumeless refiming in electric arc furnaces with oxygas burners Journ. Inst. Fuel, 1969, 42, № 430.
32. G r o b e l E. A., M a s e l l a A. J. Blowing with oxygem-natural gas for decarburisation and fume suppretion. «27-th Elec. Furnace Conf. Prac. Vol. 27». New York, 1970.
33. H u g h e s F. R. Role of the oxygen-fuel burnes in electric steelmaking, «Steel Times», 1966, 193, № 5116.
34. J o n s t o n e E. T. C., B r u n t o n R. C., C a l W. J. Low cost fume supprecion with on oxugen fuel burner and low energy scrubber for steelmaking. Proc. Clean Air Conf., Melbourne, 1972. Parkville, 1972.
35. L o u g w e l l J. P. Combustion Problems in Roujet Design, XII, 1949, № 12.
36. M i l l e r H. R. Fumeles refiming in the electric arc furnace. II. Iron and Steel, 1968, 41, № 6.
37. M u n r o J. E., M a s d i n E. G. Process review. № 63. The formation and suppretion of oxide fumein steelmaking.— «Jotern. Inst. Fuel». 1971, 44, № 362.
38. P e n n e r S. S., W i l l i a m s F. «Recentt Studieson Flame Stabilisation of Premixed Turbulent Gases, Applied Mechanics Revienes», 1957, № 6.
39. W a i n w r i g h t A. Oxy-fuel burners in electric arc steelmaking. — «Edger Allen News», 1966, 45, № 531.
40. W a i n w r i g h t A. Oxy-fuel burners in electric arc steelmaking.— «Edger Allen News», 1966, 45, № 527.

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
Предисловие	3
Нагрев и продувка расплавов	5
Физико-химическое взаимодействие фаз при факельной продувке расплавов	9
Физическое взаимодействие фаз при факельной продувке расплавов	15
Горелки для факельной продувки расплавов	17
Погружные газовоздушные горелки	18
Погружные газокислородные горелки	29
Факельная продувка шлаковых расплавов	40
Факельно-шлаковый переплав сыпучей стальной шихты	45
Факельно-шлаковый переплав сыпучей шихты цветных металлов	52
Факельная продувка ванны при выплавке стали в электродуговых печах	70
Пути совершенствования факельной продувки расплавов	81
Список литературы	84

*Василий Яковлевич Конюх, канд. техн. наук,
Владимир Васильевич Приймачек, канд. техн. наук,
Ким Кондратьевич Прохоренко, д-р техн. наук,*

ФАКЕЛЬНАЯ ПРОДУВКА РАСПЛАВОВ

Редактор издательства инж. *А. Е. Найдёк*
Обложка художника *Ю. В. Бондаренко*
Художественный редактор *Н. Ф. Соловьева*
Технический редактор *С. В. Иванус*
Корректор *Цецало В. В.*

ИБ № 356

Сдано в набор 10.IX. 1976 г. Подписано к печати 16.XII. 1976 г.
Формат бумаги 70×90¹/₃₂. Бумага типографская № 1. Объем:
3,22 усл. печ. л.; 4,09 уч.-изд. л. Тираж 1000. Зак. № 1364. БФ 11849.
Цена 44 коп.

Издательство «Техніка», 252601, Киев, 1, ГСП, Пушкинская, 28.
Отпечатано с матриц Головного предприятия на книжной фабрике «Жовтень» республиканского производственного объединения «Полиграфкнига» Госкомнадата УССР, г. Киев, Артема, 23-а.