

**к.т.н. Куберский С.В.,  
к.т.н. Эссельбах С.Б., Проценко М.Ю.  
(ДонГТУ, г. Алчевск, Украина)**

**СРАВНИТЕЛЬНАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗЛИЧНЫХ  
СПОСОБОВ ВНЕПЕЧНОЙ ДОВОДКИ ДОМЕННОГО  
ПЕРЕДЕЛЬНОГО ЧУГУНА И ЧУГУНА ПРОЦЕССА «РОМЕЛТ»**

*Проведена порівняльна оцінка ефективності позапічного доведення доменного переробного чавуну та чавуну процесу рідинно-фазного відновлення у печах з рідкою шлаковою ванною. Запропоновані нові підходи до рафінування та легування чавуну процесу «РОМЕЛТ».*

**Ключові слова:** переробний чавун, ливарний чавун, доведення, рафінування, легування, залізокремнемагієві лігатури, електромагнітна обробка.

*Проведена сравнительная оценка эффективности внепечной доводки доменного передельного чугуна и чугуна процесса жидкото-фазного восстановления в печах с жидкой шлаковой ванной. Предложены новые подходы к рафинированию и легированию чугуна получаемого процессом «РОМЕЛТ».*

**Ключевые слова:** передельный чугун, литейный чугун, доводка, рафинирование, легирование, железокремнемагниевые лигатуры, электромагнитная обработка.

Десульфурация чугуна как передельного, так и литейного имеет важное практическое значение как для сталеплавильщиков, так и для литейщиков.

Ведение конвертерной плавки на десульфурированном чугуне дает возможность получать сталь с низким содержанием серы. Такая сталь при ее дальнейшей доводке в установке ковш-печь не требует длительной обработки. При непрерывной разливке стали, содержащей менее 0,01% серы, уменьшается количество обрези от непрерывнолитых заготовок, улучшаются механические и технологические свойства проката из малосернистого металла и, как следствие, его конкурентоспособность.

Десульфурация литейного чугуна, потребляемого машиностроительными заводами, необходима тем предприятиям, которые производят отливки из чугуна с шаровидным и вермикулярным графитом (ЧШГ и ЧВГ). Такие отливки имеют в 2÷3 раза большую конструкционную

прочность по сравнению с отливками из серого чугуна. Детали машин и механизмов из ЧШГ и ЧВГ при такой же нагрузке, на которую рассчитаны детали из серого чугуна, могут быть соответственно облегчены. Это приводит в конечном итоге к уменьшению расхода металла на все изделия и к повышению конкурентоспособности машиностроения.

Вместе с тем, десульфурация чугуна, полученного из доменной печи, требует дополнительных материальных и трудовых затрат, а также дополнительного сложного оборудования.

Известно, что наиболее эффективным десульфуратором чугуна является металлический магний. На ОАО «АМК» для десульфурации чугуна магнием и последующего передела такого чугуна в конвертере используется инжекционная технология. Гранулированный магний в смеси со специальным способом обработанной известью вдувают в ковш с чугуном через форму погружения. В качестве газа-носителя смеси используют азот. Обработка выполняется непосредственно в конвертерном цехе.

Что касается десульфурации товарного литейного чугуна, то этот вопрос на ОАО «АМК» пока еще не решен.

Существуют некоторые особенности технологического и экономического характера, которые надо учитывать при разработке технологии получения бессернистого литейного чугуна.

Прежде всего, бессернистую шихту бессмысленно применять в литейных цехах, где плавка чугуна производится в вагранках с шамотной футеровкой. В процессе такой плавки чугун насыщается серой из кокса. Бессернистый металл для отливок получают в электродуговых или в индукционных печах.

Сталь с низким содержанием серы можно выплавить с применением обычного передельного чугуна, содержащего  $\approx 0,03\%$  S. Бессернистый литейный чугун нужен при производстве отливок из чугуна с шаровидным графитом. При сфероидизирующем модифицировании чугуна магний взаимодействует с содержащейся в металле серой с образованием сульфида MgS, температура плавления у которого около  $2000^{\circ}\text{C}$ . Скопления сульфидов образуют в металле отливок «черные пятна», нарушающие прочность деталей. При получившем в последние годы распространение внутриформенном модифицировании приходится подвергать отливки 100%-ному неразрушающему контролю на предмет обнаружения этого дефекта. Чугун для отливок, приготовленный из бессернистого литейного чугуна в шихте, позволяет исключить образование в отливках ответственного назначения «черных пятен».

Понятия «бессернистый литейный чугун» в стандартах на металлопродукцию нет. Аналогично маркировке литейных чугунов Л0, Л1 и т.д. может быть предложен новый вид металлопродукции, например,

Л0б, Л1б и т.д. Этот шихтовый материал отличался бы от стандартных сортов литейного чугуна тем, что содержание серы в нем меньше  $0,015 \div 0,010\%$ .

Проблема заключается в том, как его получить, во что это обойдется предприятию-изготовителю и какой эффект новый материал даст литейным предприятиям, которые будут его потреблять.

Варианты получения бессернистого литейного чугуна следующие:

1. Выплавка чугуна соответствующим доменным процессом, т.е. ведение плавки для получения чугуна марок Л0, Л1, Л2, Л3 I-II категории по сере ( $0,03 \div 0,04\%$ ) и последующая десульфурация этого чугуна до содержания в нем серы  $0,010 \div 0,015\%$ .

Этот вариант, по крайней мере для ОАО «АМК», имеет ряд существенных недостатков.

Производительность доменной печи снижается, и существенно. Если оценивать этот показатель по КИПО, то снижение производительности по сравнению с выплавкой передельного чугуна составляет  $12 \div 17\%$ , в зависимости от марки чугуна. Учитывать необходимо также то обстоятельство, что надо сутки переходить с выплавки передельного чугуна на литейный и сутки обратно ввиду того, что заказ обычно небольшой. Некоторые специалисты-доменщики оценивают эффективность получения из доменной печи разных видов чугуна «коэффициентом трудоемкости», который для разных марок литейного чугуна составляет  $1,1 \div 1,6$  [1] по сравнению с единицей для передельного (рис. 1 – 2).

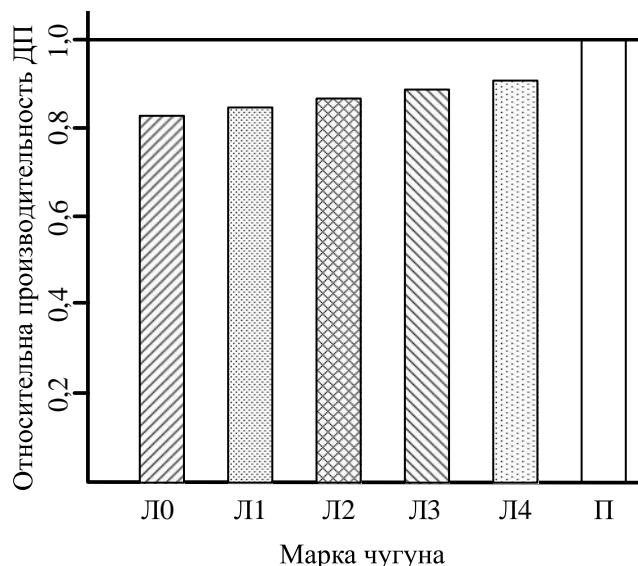


Рисунок 1 – Относительная производительность доменной печи при выплавке передельного (П) и литейных чугунов (Л0 – Л4)

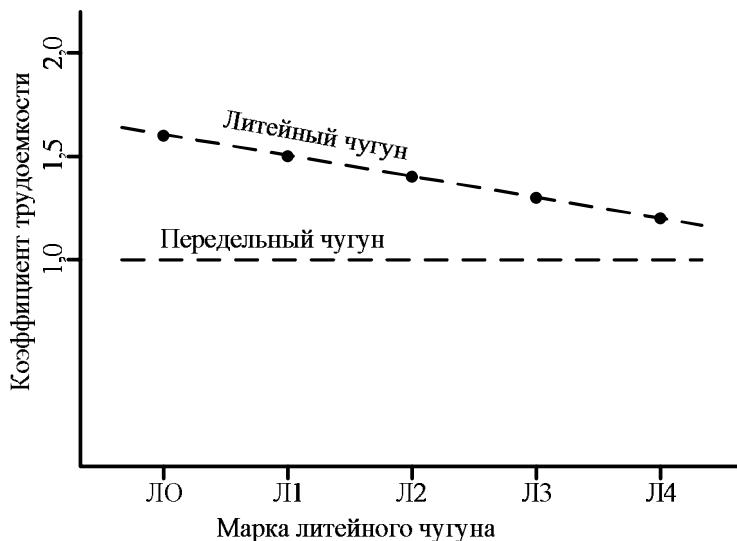


Рисунок 2 – Коэффициент трудоемкости получения литейных чугунов различных марок в сравнении с передельным

Дальнейшая десульфурация полученного литейного чугуна до содержания в нем серы  $0,010 \div 0,015\%$  возможна только за счет обработки магнием с применением специальных установок, которых на ОАО «АМК» сейчас нет. Создание установок при отсутствии большого спроса на данном этапе экономически нецелесообразно. Литейщики покупают передельный чугун и у себя подшихтовывают его ферросилицием. Если чугун для отливок выплавляют в вагранке, то содержание в нем серы получается  $0,10 \div 0,12\%$ , а если в электропечи, то  $0,04 \div 0,06\%$ . Если такой чугун модифицировать магнием на шаровидный графит, то наблюдается повышенный расход магния и большая вероятность образования «черных пятен» в отливках.

2. Возможно получение литейного чугуна из передельного путем растворения ферросилиция во время выпуска чугуна из доменной печи. Ферросилиций хорошо и со значительным тепловым эффектом растворяется в чугуне. Подавать ферросилиций можно как на желоб, так и в ковш под струю. В результате такой обработки получится литейный чугун I – II категории по сере. Угар кремния в этом случае следует ожидать в пределах  $3 \div 5\%$ , т.е. меньше, чем при плавке в вагранке.

Технические средства для ввода ферросилиция в чугун на желобе или под струю должны содержать устройства для дробления ферросилиция, транспортировки его и хранения, а также для дозированной подачи в место ввода.

Совокупность этих устройств хотя и проще, чем установка для вдувания гранулированного магния, но все равно требует разработки, изготовления и монтажа. Возможно, что при наличии спроса на литейный чугун подшихтовка ферросилицием в доменном цехе окажется тех-

нически и экономически выгоднее, чем переходы с передельного на литейный чугун и выплавка литейного чугуна непосредственно в доменной печи.

Сравнение вариантов «1» и «2» имеет смысл, если известен объем заказа на литейный чугун.

3. Вариант «2» можно адаптировать для получения бессернистого литейного чугуна непосредственно в доменном цехе. Для этого ферросилиций, вводимый в чугун по варианту «2», следует заменить железокремнемагниевой (ЖКМ) лигатурой с низким содержанием магния. Техника ввода лигатуры в чугун такая же, как и при вводе ферросилиция. Содержание магния в лигатуре должно быть выбрано таким, чтобы его хватило для глубокой десульфурации чугуна. Содержание кремния в лигатуре обеспечивает получение чугуна с заданным его содержанием (табл. 1).

Таблица 1 – Расход основных материалов для получения различных марок литейных чугунов из передельного

Марка чугуна	Среднее содержание [Si] в чугуне, %	Добавка Si к передельному чугуну, %	Расход ФС-65 на заданную марку, кг/т	Необходимое содержание Mg в лигатуре, %	Расход лигатуры*, кг/т	Выход бессернистого литейного чугуна из 1 т передельного, т/т
Л0	3,8	3,0	46,5	1,3	47,3	1,047
Л1	3,4	2,6	40,0	1,5	40,5	1,04
Л2	3,0	2,2	35,0	1,7	35,5	1,035
Л3	2,6	1,8	25,5	2,4	26,2	1,026
Л4	2,2	1,4	21,5	2,8	22,3	1,022
Л5	1,8	1,0	15,4	3,8	16,0	1,016

\* – из расчета 0,06% (0,6 кг/т) для десульфурации до содержания серы 0,01÷0,015%.

Для производства необходимой ЖКМ лигатуры возможны следующие технологические схемы:

1. Выплавка на ферросплавном заводе ферросилиция – 65 с добавлением в шихту доломита, что обеспечит поступление в сплав 1,5÷2% магния и 2÷3% кальция. Такой ферросилиций пригоден для использова-

ния в качестве легирующей добавки к передельному чугуну и получения из него бессернистого литейного чугуна. Кальций в ферросилиции также будет способствовать десульфурации.

2. Производство в условиях ферросплавного завода более богатой лигатуры с 3÷8% Mg из жидкого FeSi – 65 и слиткового Mg.

Один из способов подачи Mg в расплав FeSi заключается в пакетном вводе слитков Mg в ковш. Способ сопровождается пироэфектом, а усвоение Mg в лигатуру составляет 50÷60%. Слитки Mg предварительно засверливают и нанизывают на железную штангу. Ковш должен находиться в специальной камере с мощной вытяжной вентиляцией. Пакеты снабжают грузами во избежание их всплыивания под действием Архимедовой подъемной силы и погружают в ковш с жидким FeSi – 65 при помощи тельфера.

Для ввода в ферросилиций 3% магния с учетом его усвоения в сплав 55% и количестве ферросилиция в ковше 7 т требуется 390 кг металлического магния, или 45 слитков по 8,5 кг в виде 5 пакетов. Один пакет усваивается в течение 3 минут. Учитывая время на подачу следующего пакета, общая длительность приготовления лигатуры составляет около 20 минут. Разливка лигатуры производится на конвейерной разливочной машине.

Лигатура получается приемлемого состава по магнию и кремнию, чтобы в соответствии с таблицей 1 получить бессернистый литейный чугун для последующего переплава в электропечи и производства отливок из ЧШГ и ЧВГ.

Основным недостатком способа получения лигатуры пакетным вводом слитков магния являются большие его потери из-за пироэффекта. Если магний все время удерживать в глубине расплава ферросилиция, то пироэффекта не наблюдается. Магний и кремний ферросилиция активно и экзотермично друг в друге растворяются с образованием силицида магния  $Mg_2Si$ . Но механически на штанге можно удержать в глубине расплава только твердый магний. Расплавившийся и не успевший раствориться магний всплывает на поверхность металла, испаряется и сгорает, создается пироэффект.

3. На кафедре «Металлургии черных металлов» (МЧМ) Донбасского государственного технического университета разработан и опробован бесконтактный (без механических приспособлений) способ удержания в глубине расплава ферросилиция как твердого, так и уже расплавившегося жидкого магния. Сущность способа заключается в том, что магний одиночными слитками подают в емкость с жидким ферросилицием, которая находится в скрещенных магнитном и электрическом полях. Содержимое емкости утягивается электромагнитным способом. У магния электропроводность больше, чем у ферросилиция.

Магний утяжеляется сильнее. Кажущийся удельный вес магния становится больше, чем у окружающего расплава ферросилиция. Магний тонет в ферросилиции и независимо от того, твердый он или расплавился, находится в глубине расплава и полностью растворяется. Пироэффект при таком способе ввода магния отсутствует. Извлечение магния в лигатуру составляет не менее 80%, в отличие от пакетного ввода, где полезно усваивается 55%.

На такой же ковш с 7 тоннами ферросилиция-65, как в предыдущем примере, требуется для получения 3%-ной лигатуры вводить уже не 45 слитков, а 32. Расход магния не 390 кг, как при пакетном вводе, а 270 кг. Каждый слиток усваивается в среднем за 20 секунд, и длительность приготовления 3%-ной лигатуры составляет 10÷15 мин. Для осуществления электромагнитной технологии применяется установка, содержащая специальный ковш-реактор, электромагнит, источник электропитания и коммутационные детали токоподвода. Слитки магния подают в ковш-реактор по лотку и регулируют подачу тока с пульта. Полученную лигатуру разливают на конвейерной машине по штатной технологии.

В электромагнитном реакторе происходит интенсивная циркуляция расплава и прокачивание его через «активную» зону. Поэтому такой реактор представляет интерес с точки зрения подготовки полуфабриката, получаемого из печи «РОМЕЛТ», для последующего конвертерного передела. Кроме 4,5 % углерода полуфабрикат содержит 0,1% кремния, 0,04% серы и 0,1% фосфора. Для получения в конвертере из такого полуфабриката стали с содержанием до 0,01% серы и 0,02% фосфора в передельной шихте желательно иметь больше кремния, а серы не более 0,01%. Обработка чугуна на выпуске из печи «РОМЕЛТ» низкомагниевой лигатурой дает возможность повысить содержание в нем кремния и совместить этот процесс с десульфурацией.

Определенный интерес представляет примерная оценка эффективности получения литейного чугуна непосредственно в доменном цехе. Если доменная печь в штатном режиме работает на выплавку передельного чугуна, то в соответствии с табл.1, на выпуске из нее необходимо добавить к передельному чугуну 47 кг/т FeSi – 65% и можно получить при этом 1,04 т литейного чугуна марки Л0.

Себестоимость передельного чугуна из миксера составляет 1782 грн./т. Стоимость введенного ферросилиция составит  $47 \cdot 9,5 = 445$  грн., а тонна полученного литейного чугуна составит по себестоимости  $(1782 + 445)/1,04 = 2120$  грн.

Если бы доменная печь в это время работала на выплавку литейного чугуна марки Л0, то вместо 1 т передельного чугуна получили бы 0,85 т литейного. Производительность при внедоменной подшихтовке

передельного чугуна ферросилицием больше в  $1,04/0,85 = 1,225$  раза. С учетом большей производительности себестоимость полученного чугуна составила бы  $1782 \cdot 1,225 = 2205$  грн. Таким образом, при внедоменной подшихтовке себестоимость литейного чугуна может быть снижена на 3 – 5%.

Аналогичные результаты получаются при производстве бессернистого литейного чугуна путем обработки передельного чугуна ферросилицием, содержащим 1,5÷2% магния и до 3% кальция.

Более точный расчет получается сопоставлением полных материальных балансов, где учитывается расход кокса, подогрев дутья, расход флюсов и постоянные расходы, но результат будет не намного отличаться от полученного выше.

Кроме электромагнитного реактора периодического действия, предназначенного для приготовления ЖКМ лигатуры бесконтактным электромагнитным погружением одиночных слитков магния в расплав ферросилиция, на кафедре МЧМ разработан аналогично работающий реактор непрерывного действия (рис. 3). Реактор предназначен для доводки чугуна в потоке, на выпуске из печи «Ромелт», чтобы повышать в нем содержание кремния и снижать содержание серы. Обрабатывая чугун низкомагниевой ЖКМ лигатурой, получается полуупродукт с достаточным содержанием кремния и низким содержанием серы. Передел такого чугуна на сталь кислородно-конвертерной плавкой заключается в его освобождении от углерода и фосфора. Получается сталь с низким содержанием серы и фосфора, отвечающая требованиям к металлу для непрерывной разливки.

Проточный электромагнитный реактор, изображенный на рисунке 3 рядом с печью «РОМЕЛТ», может быть конструктивно выполнен переносным с помощью крана, а может устанавливаться стационарно. Кроме самой технологической части, показанной на рисунке 3, в состав устройств электромагнитного реактора входят источник электропитания, устройства электрокоммутации и электромагнит. Эти три позиции установки размещают стационарно вне зоны высоких температур, а сама технологическая часть, т.е. рабочее пространство, является сменным. Рабочее пространство реактора содержит футерованный корпус из неферромагнитной стали, например, 45Г17Ю3, 40Г20Ю2. Активная зона реактора расположена в рабочем зазоре между полюсами электромагнита и в продольном (по ходу течения обрабатываемого металла) направлении ограничена графитированными электродами. В продольном направлении через активную зону проходит ток с плотностью  $j$ , которую регулируют с пульта управления. В поперечном направлении через эту активную зону проходит поток магнитной индукции  $B$ . Векторное произведение  $[B \times j]$  создает электромагнитное ускорение  $g_e$ , направление которого зависит от полярности

подключения источников тока. В зависимости от выбранного направления  $g_e$  металл в активной зоне «утяжеляется» или «облегчается» электромагнитным способом.

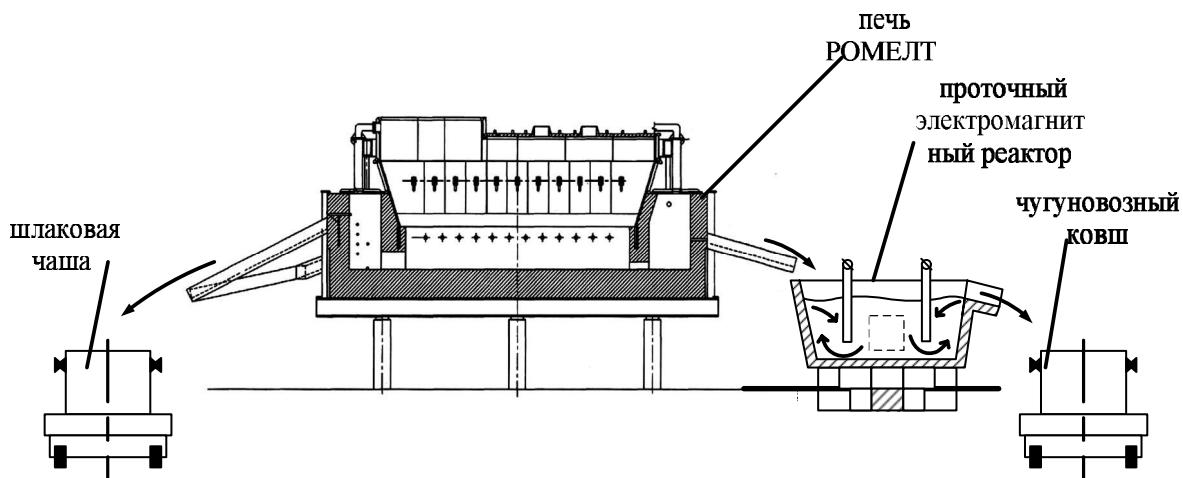
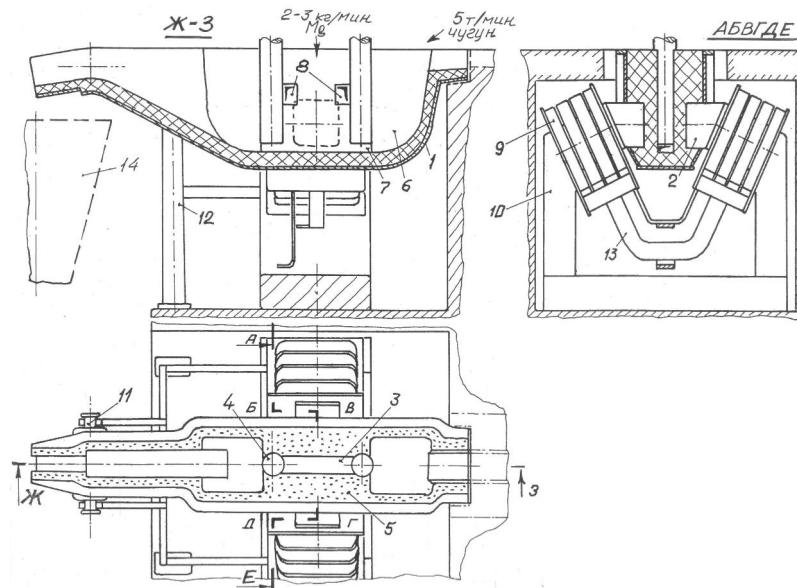


Рисунок 3 – Реактор непрерывного действия для доводки чугуна в потоке, на выпуске из печи «РОМЕЛТ»

В нижней и в верхней части активной зоны выполнены переливочные каналы (рис. 4). Через нижние каналы 7 металл под действием электромагнитного утяжеления выжимается в пространство 5, а через верхние каналы 8 перетекает обратно в активную зону 4. Из печи в ковш металл течет со средней расходной скоростью  $w_{cp}$ , соответственно производительности печи. Но за время течения в ковш металл успевает несколько раз прокрутиться через активную зону 4 (рис. 4). Например, если расход металла на выпуске из печи составляет около 5 т/мин., то средняя скорость прохождения каждого килограмма этого металла через реактор составляет  $w_{cp} = 0,5 \text{ м/с}$ . В то же самое время эта порция металла проходит через активную зону 4 со скоростью 2 м/с. Т.е. четырехкратная циркуляция каждого объема чугуна через активную зону. Этот показатель расчетный. Заданная скорость циркуляции обеспечивается выбором площадей поперечного сечения переливных каналов 7 и 8. Расчет выполняют на основании закона неразрывности потока металла с учетом габаритных размеров реактора и силового электромагнитного воздействия на металл в активной зоне. Так, указанные выше скорости 0,5 м/с и 2 м/с получаются при величине силового критерия  $(B \cdot j) / (\rho \cdot g) = 0,5$ . Здесь  $B$  – индукция магнитного поля, Тл;  $j$  – плотность тока, А;  $\rho$  – плотность расплава,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $g$  – ускорение силы тяжести. В этом случае электромагнитное ускорение расплава составляет 0,5 г. Каждующийся удельный вес чугуна в активной зоне составляет  $10,5 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$  вместо начального  $7 \cdot 10^3 \text{ кг}/\text{м}^3$ . За счет этого различия и происходит циркуляция чугуна через активную зону.



1 – корпус; 2 – наконечник; 3 – активная зона; 4 – электрод;  
5 – футеровка; 6 – миксерные зоны; 7,8 – каналы; 9 – катушки;  
10 – магнитопровод; 11 – цапфа; 12 – опора; 13 – шины; 14 – ковш

Рисунок 4 – Установка для десульфурации чугуна на желобе  
печи с жидкой шлаковой ванной

Такая картина движения металла через активную зону обуславливает следующие преимущества внепечной его обработки:

1. В активную зону можно подавать присадки, имеющие электропроводность большую, чем у чугуна. Это может быть, например, магний. Через магний проходит ток большей плотности, чем через чугун. Магний утяжеляется сильнее. Произвольно изменяя  $B$  и  $j$ , можно получить кажущийся удельный вес магния больше, чем у чугуна. Магний тонет в чугуне активной зоны. Но при вводе магния в чугун таким способом надо учитывать и другие сопутствующие явления. В частности, намерзание корочки чугуна на магний, испарение магния, взаимодействие магния с примесями и др. Но фактом является подтвержденное в лабораторных и производственных условиях потопление кусочков магния в чугуне, если электромагнитное утяжеление расплава составляет 1,2 g.

2. В активную зону электромагнитного реактора можно вводить шлаковые смеси, обладающие высокой поглотительной способностью по отношению к вредным примесям чугуна, в частности, сере и фосфору. Циркуляция чугуна через слой такого шлака способствует глубокому рафинированию металла и более полному использованию поглотительной способности шлака.

3. Активная зона электромагнитного реактора характеризуется нисходящим потоком металла. Если в активную зону подавать присадку,

которую надо растворить в чугуне, то нисходящие потоки будут увлекать эту присадку книзу. Если у присадки малое удельное электросопротивление, как, например, у магния [2], то ее растворение происходит за счет большой турбулентности нисходящего потока чугуна.

В обоих случаях активная зона электромагнитного реактора является полезным элементом устройств внепечной обработки расплавов и позволяет успешно проводить многие варианты обработки.

4. Нужно отметить полезность электромагнитного реактора в устройствах непрерывной разливки стали. Промежуточный ковш машины непрерывного литья, снабженный электромагнитным реактором, дает возможность точного дозированного ввода алюминия в сталь.

Если в активной зоне электромагнитного реактора направлять  $g_e$  кверху, циркуляция расплава произойдет в обратном направлении. Через нижний канал 7 (рис. 4) металл засасывается, а через верхний канал 8 вытекает в миксерную зону. Поток металла в активной зоне становится восходящим, а кажущийся удельный вес его становится меньше, т.е. происходит электромагнитное облегчение металла. В облегченный восходящий поток можно подавать неэлектропроводные или малоэлектропроводные материалы, и они в облегченном потоке будут погружаться. Большим удельным электросопротивлением в твердом состоянии облашают ферросилиций и ферромарганец. После расплавления эти материалы резко уменьшают электросопротивление. Целесообразно вводить их в облегченный поток.

Электромагнитные технологии могут хорошо вписываться в большую металлургию, дополняя и совершенствуя технологическую цепочку получения качественного металла от его выплавки до получения слитка или отливки.

### **Библиографический список**

1. Челищев Е.В. *Общая металлургия* / Е.В.Челищев, П.П.Арсентьев, В.В.Яковлев, Д.И.Рыжонков. – М.: Металлургия, 1971. – 480 с.
2. Ватолин Н.А., Ухов В.Ф., Сафонов С.О. «Исследование электросопротивления и вязкости расплавов на основе кальция, кремния и магния». Труды XVI совещания по теории литьевых процессов. – М.: Наука. 1974. с.: 24 – 28.

*Рекомендовано к печати д.т.н., проф. Петрушевым С.Н.*